



BASES TÉCNICAS PARA LA IMPLEMENTACIÓN DE LA ECONOMÍA CIRCULAR EN OPERACIONES MINERO - METALÚRGICAS

**PROCESOS MINERO - METALÚRGICOS
SIN RESIDUOS,
NI EFLUENTES LÍQUIDOS TÓXICOS
PARA EL MEDIO AMBIENTE**

*Gerardo Iván
Zamora Echenique*





**BASES TÉCNICAS PARA LA IMPLEMENTACIÓN
DE LA ECONOMÍA CIRCULAR EN OPERACIONES MINERO-METALÚRGICAS**

**PROCESOS MINERO – METALÚRGICOS SIN RESIDUOS,
NI EFLUENTES LÍQUIDOS TÓXICOS PARA EL MEDIO AMBIENTE**

*“Compartir el conocimiento
es una fortaleza de la
humildad.”*

**BASES TÉCNICAS PARA LA
IMPLEMENTACIÓN
DE LA ECONOMÍA CIRCULAR EN
OPERACIONES
MINERO - METALÚRGICAS**

**PROCESOS MINERO – METALÚRGICOS
SIN RESIDUOS,
NI EFLUENTES LÍQUIDOS TÓXICOS
PARA EL MEDIO AMBIENTE**

Gerardo Iván Zamora Echenique



Este libro contiene información obtenida de trabajos de investigación inéditos ideadas por el autor y plasmadas gracias al apoyo de varios colaboradores. El respaldo teórico se ha basado en fuentes auténticas y de gran prestigio.

En los trabajos de investigación presentados, se cita las fuentes.

Se han hecho públicos datos e información confiables, basados en trabajos de investigación científica respaldados con pruebas a nivel laboratorio desarrollados en los laboratorios de la Carrera de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales de la Universidad Técnica de Oruro - Bolivia; pero el autor no puede asumir la responsabilidad de la validez en su aplicación práctica para otras condiciones que no sean las que se mencionan en cada uno de los trabajos presentados. Tampoco las instituciones, ni ninguna otra persona asociada con esta publicación, serán responsables de ninguna pérdida, daño o responsabilidad causada o alegada directa o indirectamente por la aplicación directa y/o indirecta de las propuestas que se dan a conocer en este libro.

BASES TÉCNICAS PARA LA IMPLEMENTACIÓN DE LA ECONOMÍA CIRCULAR EN OPERACIONES MINERO-METALÚRGICAS

© *Gerardo Iván Zamora Echenique*

E-mail: gerardozamoraechenique@gmail.com

Primera Edición: agosto 2020
DEPÓSITO LEGAL: 5-1-1121-20
ISBN: 978-99974-24-06-8

Todo el libro o ninguna parte del mismo, pueden reproducirse o transmitirse de ninguna forma, ni por ningún medio ya sea electrónico o mecánico, incluyendo fotocopias, microfilmación y grabación, o por cualquier sistema de almacenamiento o recuperación de información, sin permiso por escrito al autor.

La editora, no extiende copias para su distribución general, promoción, o para creación de nuevas obras, o para reventa. Se debe obtener un permiso específico por escrito del autor.

Un registro de catálogo para este libro está disponible en la Biblioteca Boliviana.

IMPRESIÓN

Latinas Editores Ltda.

Calle Sucre No. 1164 entre Petot y Linares

Teléfono-Fax: 5252458 y 5275579

Línea Gratuita Nacional: 800103332

WhatsApp: 71843839

www.latinas.com.bo

info@latinas.com.bo

Oruro - Bolivia



CONTENIDO

	<u>PÁG.</u>
AGRADECIMIENTO	10
PRÓLOGO	11
1. ECONOMÍA LÍNEAL Y CIRCULAR EN MINERÍA	13
2. BASES TÉCNICAS PARA LA APLICACIÓN DE ECONOMÍA CIRCULAR EN LA PRODUCCIÓN MINERA DE CONCENTRADOS DE Pb-Ag-Zn EN BOLIVIA	18
2.1 Introducción	19
2.2 Caracterización de los residuos mineros	19
2.2.1 Caracterización física de los residuos sólidos mineros	20
2.2.2 Caracterización química de los residuos mineros	20
2.2.3 Caracterización mineralógica de los residuos mineros estudiados	20
2.2.4 pruebas geoquímicas estáticas	21
2.3 Etapa de desulfurización ambiental de las colas del proceso de flotación por espirales	22
2.3.1 Caracterización de los relaves estudiados	22
2.3.2 Estudio de la desulfurización de relaves del proceso mediante espirales	24
2.4 Uso de suelos del sector como coberturas secas	28
2.5 Preparación de suelo vegetal artificial (TOP SOIL)	29
2.6 Tratamiento de aguas residuales urbanas del campamento minero para su uso en riego y el procesamiento mineral	30
2.7 Propuesta para la producción metalúrgica de concentrados de Pb-Ag-Zn, en el marco del concepto de economía circular	32
2.8 Conclusiones del estudio	33
2.9 Agradecimientos	33
2.10 Bibliografía	33

3.	PROCESAMIENTO DE DESMONTES COMO ALTERNATIVA DE REMEDIACIÓN AMBIENTAL	35
3.1	Introducción	36
3.2	Materiales y métodos	38
	3.2.1 Lixiviación por cianuración directa y pretratamiento ácido-oxidante con posterior cianuración	39
	3.2.2 Lixiviación ácida – clorurante	39
3.3	Resultados y discusiones	40
	3.3.1 Caracterización química y mineralógica de las muestras estudiadas	40
	3.3.2 Resultados de la lixiviación cianurante	41
	3.3.3 Lixiviación cianurante, con previa etapa de preoxidación en medio ácido-oxidante	42
3.4	Lixiviación de las muestras con hipoclorito de sodio	43
	3.4.1 Lixiviación de la muestra 1 variando parámetros	43
	3.4.2 Lixiviación de las muestras 2 y 3 bajo las mejores condiciones obtenidas en la lixiviación de la muestra 1	43
	3.4.3 Lixiviación de la muestra 4 con variación de tamaño de grano	44
3.5	Pruebas geoquímicas estáticas y aptitud de uso de los residuos generados en la lixiviación en coberturas secas para el futuro cierre	45
	3.5.1 Predicción del comportamiento geoquímico de los residuos obtenidos en la cloruración y cianuración	45
	3.5.2 Aptitud de uso de los residuos obtenidos en la cianuración y cloruración	46
3.6	Conclusiones	47
3.7	Agradecimientos	48
3.8	Bibliografía	48
4.	PREDICCIONES DE DRENAJE ÁCIDO DE ROCA DE DESMONTES DE LA MINA SAN JOSÉ MEDIANTE TEST GEOQUÍMICO ESTÁTICO Y DINÁMICO	50
4.1	Introducción	51
4.2	Metodología de predicción de DAR	51
4.3	Caracterización del residuo minero en estudio	52
	4.3.1 Muestreo	52
	4.3.2 Caracterización del desmonte	52
4.4	Resultados de las pruebas geoquímicas estáticas	53
4.5	Resultados de las pruebas geoquímicas dinámicas	54
4.6	Conclusiones	60
4.7	Agradecimientos	61
4.8	Bibliografía	61

5.	REHABILITACIÓN DE SITIOS MINEROS GENERADORES DE DAR MEDIANTE COBERTURAS SECAS	62
5.1	Introducción	63
5.2	Identificación del problema	63
5.3	Caracterización de las colas Frankeita	65
5.4	Objetivo	67
5.5	Efecto de barrera capilar y coberturas tipo SDR	67
	5.5.1 Aplicación del efecto de barrera capilar	67
	5.5.2 Cobertura SDR para climas áridos y semiáridos	69
5.6	Diseño de una cobertura SDR	72
5.7	Métodos y características de los materiales	73
	5.7.1 Caracterización granulométrica	73
	5.7.2. Prueba de retención de agua de los suelos	74
	5.7.3. Límite plástico e índice de plasticidad de los suelos	75
	5.7.4. Conductividad hidráulica	75
5.8	Pruebas en Columnas	76
5.9	Celdas de Terreno	77
5.10	Resultados	78
	5.10.1. En Condiciones de lluvia natural	79
	5.10.1.1. Monitoreo de parámetros en la celda de terreno 1	79
	5.10.1.2 Monitoreo de parámetros en la celda de terreno 2	81
	5.10.2. En condiciones de lluvia máxima de 24 horas	83
	5.10.2.1 Monitoreo de parámetros en la celda de terreno 1	84
	5.10.2.2. Monitoreo de parámetros en la celda de terreno 2	85
5.11	Conclusiones	87
5.12	Agradecimientos	87
5.13	Bibliografía	88
6.	ESTUDIO DE APLICACIÓN DE COBERTURAS SECAS PARA LA REHABILITACIÓN DE PASIVOS AMBIENTALES MINEROS PROPUESTA DE REHABILITACIÓN AMBIENTAL DEL PASIVO MINERO DE JAPO – SANTA FE	91
6.1	Introducción	92
6.2	Objetivo	93
6.3	Caracterización de la Microcuenca	93
6.4	Caracterización del PAM Japo y de suelos para su uso como cobertura seca	95
6.5	Evaluación técnica, económica y ambiental de la propuesta de remediación ambiental del PAM de Japo con el uso de la cobertura seca	99
6.6	Conclusiones	102

6.7	Agradecimientos	102
6.8	Bibliografía	103

7. TRATAMIENTO DE DRENAJES ÁCIDOS DE MINA PARA SU USO EN OPERACIONES MINERAS 105

Parte I: PROPUESTA TÉCNICA, ECONÓMICA Y AMBIENTAL PARA EL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA MINA HUANUNI MEDIANTE DRENES ANÓXICOS CALIZOS Y PRECIPITACIÓN CON CAL EN INTERIOR MINA

7.1	Introducción	107
7.2	Objetivo	107
7.3	Resultados y discusión de la investigación	107
	7.3.1 Caracterización de las aguas ácidas de la mina Huanuni	107
	7.3.2 Resultados y discusión de las pruebas de laboratorio	108
7.4	Pruebas en drenes calizos anóxicos	109
7.5	Propuesta técnica, económica y ambiental para el tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni por drenes anóxicos calizos y precipitación con cal en interior mina	111
	7.5.1 Propuesta técnica de implementación en interior mina	111
	7.5.2 Aspectos económicos de la implementación de la propuesta de tratamiento de dren anóxico calizo	114
7.6	Comparación técnica, económica y ambiental del tratamiento de las aguas ácidas de la empresa minera Huanuni con dren anóxico calizo con el tratamiento por lodos de alta densidad (cal)	115
	7.6.1 Comparación técnica	115
	7.6.2 Comparación económica	116
	7.6.3 Evaluación de impacto ambiental	117
7.7	Conclusiones	117
7.8	Agradecimientos	119
7.9	Bibliografía	119

8. PARTE II. ESTUDIO TÉCNICO, ECONÓMICO Y AMBIENTAL DEL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA MINA SAN JOSÉ - ORURO - BOLIVIA 121

8.1	Introducción	123
8.2	Objetivo	123
8.3	Estudio de alternativas de tratamiento	123
8.4	Análisis integral de valoración técnica, económica, ambiental y social de las alternativas de tratamiento propuestas	128
8.5	Conclusiones	129
8.6	Agradecimientos	129
8.7	Bibliografía	129

PÁG.

9.	ESTUDIO TÉCNICO DE LA RECUPERACIÓN DE UN PRODUCTO COMERCIABLE DE ZINC MEDIANTE DESULFATACIÓN, DREN ANÓXICO CALIZO Y PRECIPITACIÓN DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA MINA DE PORCO	132
9.1	Introducción	133
9.2	Tratamiento de drenajes ácidos de mina	134
9.3	Desulfatación	135
9.4	Tratamiento con drenes anóxicos calizos	136
9.5	Postaeración tratamiento de DAM con cal	138
9.6	Pruebas experimentales	138
9.7	Resultados y discusiones	139
	9.7.1 Resultados de la caracterización de las aguas ácidas de la mina Porco	139
	9.7.2 Pruebas de desulfatación	140
	9.7.3 Pruebas en drenes calizos anóxicos	141
	9.7.4. Pruebas de precipitación de metales pesados del efluente del tratamiento de dren anóxico calizo por aereación y adición de cal	142
9.8	Resultados del diseño y dimensionamiento del dren anóxico calizo	144
9.9	Conclusiones	145
9.10	Agradecimientos	146
9.11	Bibliografía	146
10.	REHABILITACIÓN DE SITIOS CONTAMINADOS CON METALES PESADOS PROPUESTA DE REHABILITACIÓN AMBIENTAL DE LA EX METABOL - ORURO	148
10.1	Introducción	149
10.2	Objetivo	150
10.3	Alcance del trabajo de investigación	150
10.4	Resultados y discusiones	150
	10.4.1 Análisis y diagnóstico de los factores medioambientales de la Ex Metabol	150
	10.4.2. Caracterización de los residuos metalúrgicos	153
	10.4.3 Impactos, riesgos y medidas correctoras	155
10.5	Propuesta de medidas correctoras	156
	10.5.1 Manejo de las escorias	158
	10.5.2 Manejo de chatarras	160
	10.5.3 Remediación de los suelos contaminados	160
	10.5.4 Preservación del patrimonio metalúrgico	160
10.6	Conclusiones	161
10.7	Agradecimientos	162
10.8	Bibliografía	163

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, el autor desea agradecer a su noble institución académica, la Universidad Técnica de Oruro - Bolivia, por ser la fuente que retribuye la incansable labor de enseñar y de generar conocimiento aplicado.

En segundo lugar, agradecer a esa juventud que confió en mis conocimientos y experiencia, y que, en equipo, logramos que todas esas ideas innovadoras en el ámbito del medio ambiente minero, puedan plasmarse en resultados concretos a la problemática emergente, y que permitieron, además, ser el transporte para su profesionalización.

En tercer lugar, agradecer a mis colegas más cercanos, los que siempre abordaron el velero del trabajo investigativo, y aportaron con su conocimiento en el desarrollo experimental.

Finalmente, agradecer a mi familia, que son la fuente principal de inspiración.

PRÓLOGO

La producción minero-metalúrgica, en el marco de la economía circular, deberá desarrollar sus procesos extractivos no sólo atenuando los efectos de impacto negativo al medio ambiente que generan cada una de las operaciones unitarias involucradas; sino que también, creando soluciones innovadoras que permitan disminuir los consumos de agua y energía; pero además, tratando que los residuos generados puedan ser objeto de reprocesamiento o reutilización en el cierre de la operación minera; permitiendo así, un claro beneficio económico, social y ambiental para la industria minera.

Es decir, se trata de generar una filosofía de “diseño circular” como un enfoque que incorpora sistemáticamente consideraciones en la planificación, desarrollo y diseño de la producción minero-metalúrgica desde el principio, conducente a generar una menor cantidad de residuos (desmontes y relaves), a ser más eficientes en la recuperación de metales de interés económico a partir de las materias primas primarias; y por último, pero no menos importante, disminuir los costos en la etapa de cierre ambiental de la operación minera.

El objetivo del autor se circunscribe a proporcionar a los lectores un modelo de “diseño circular de la explotación y procesamiento minero-metalúrgico en zonas semiáridas”, enmarcado en los principios de la economía circular, que debe ser concebido mediante un manejo integral tanto de los residuos mineros generados en la explotación y el procesamiento metalúrgico, como de los residuos orgánicos y aguas residuales generadas en los campamentos mineros, así como el uso de los suelos del sector para su aplicación en el cierre a manera de coberturas secas y el re uso de los drenajes ácidos de roca tratados, que en suma, conducirán, no sólo a menores impactos ambientales posteriores, sino a disminuir los costos vinculados al cierre ambiental de los sitios finales de disposición de residuos finales.

Para el logro de dicho objetivo, este libro contiene el desarrollo de casos de estudio que han sido abordados científicamente y han permitido generar los siguientes acápités:

- Desarrollo de los principios de la economía lineal y circular aplicados a la minería.
- Presentación de un caso de estudio que muestra las bases técnicas para la aplicación de economía circular en la producción de concentrados de Pb-Ag-Zn en Bolivia.
- Estudio de reprocesamiento de desmontes como alternativa de remediación ambiental.

Además, en especial para aquellos lectores que no tienen las bases suficientes para comprender a profundidad los conceptos y/o procedimientos presentados en los dos acápités anteriores, se presentan también los casos de estudio:

- *Predicción de drenaje ácido de roca de desmontes de la mina San José, mediante test geoquímicos estáticos y dinámicas.*
- *Rehabilitación de sitios mineros generadores de DAR mediante coberturas secas.*
- *Estudio de aplicación de coberturas secas para la rehabilitación de pasivos ambientales mineros.*

Por otra parte, en zonas semiáridas, el tema del agua es muy sensible; por lo que, se presentan dos casos de estudio referidos a alternativas novedosas de tratamiento de los drenajes ácidos de roca en interior de minas subterráneas, para el uso posterior de las aguas tratadas en la operación minera; además de un caso de estudio, referido a las posibilidades de recuperación de un metal de interés económico disuelto en el drenaje ácido, como etapa previa al re uso del agua tratada en procesos de flotación.

- *Propuesta técnica, económica y ambiental para el tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni, mediante drenes anóxicos calizos y precipitación con cal en el interior mina.*
- *Estudio Técnico, Económico y Ambiental del Tratamiento de las aguas ácidas de la Mina San José - Oruro – Bolivia.*
- *Estudio técnico de la recuperación de producto comerciable de Zn mediante desulfatación, dren anóxico calizo y precipitación iónica de las aguas ácidas de Porco.*

Finalmente, el autor desea también llegar a sus lectores con un caso de estudio bastante innovador referido a las posibilidades de rehabilitación de sitios altamente contaminados con metales pesados, y presentar el tema:

- *Rehabilitación de sitios contaminados con metales pesados*

En suma, se trata de que los lectores puedan abrirse a nuevas perspectivas de aplicación a los casos presentados y a la innovación; y así, cada uno de nosotros, contribuir a que las operaciones minero-metalúrgicas se desarrollen tan amigablemente como sea posible con el medio ambiente.

1

Economía Lineal y Círcular en Minería

En un sistema económico lineal aplicado a minería, las materias primas primarias se extraen y mediante procesos minero-metalúrgicos se obtienen los metales de interés económico, los que se comercializan para fabricar materiales que se venden, usan y finalmente se tiran, como se muestra en el gráfico siguiente:



Figura 1.1.- Ilustración esquemática del sistema económico lineal aplicado a la producción minera

Esto conduce a una cada vez mayor explotación de las reservas mineras y escasez de las materias primas, mayores emisiones tanto de efluentes líquidos como de gases, generación de grandes cantidades de desechos y finalmente la contaminación ambiental asociada.

Por el contrario, en las economías circulares aplicadas a la producción de metales a partir de materias primas primarias y secundarias, los metales de interés económico obtenidos como el producto del procesamiento, se mantienen en circulación como se muestran con las flechas verdes en la figura siguiente:

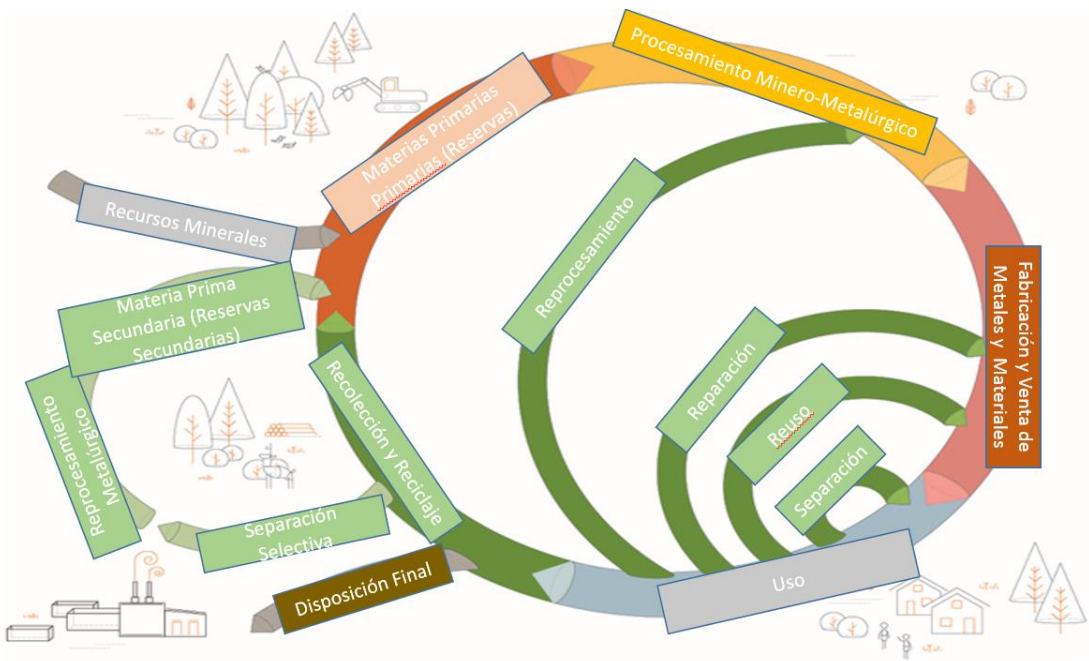


Figura 1.2.- Ilustración esquemática del sistema económico circular aplicada a minería

Por tanto, se trata de un modelo en el que los materiales y productos existentes se reutilizan, reparan, restauran, comparten e incluso reciclan el mayor tiempo posible. Esto significa que, se utilizan menos materias primas primarias en comparación con el sistema económico lineal. Además, el valor de los productos se retiene por más tiempo y hay menos desperdicio. Es decir, presenta un enfoque más holístico que analiza todo el ciclo: desde la extracción de materias primas, pasando por el diseño, producción y distribución de un producto hasta su fase de uso y reciclaje más largos posibles.

Para garantizar que los productos se puedan usar el mayor tiempo posible y que, en última instancia, se puedan reciclar, se deben tener en cuenta aspectos de la economía circular en el diseño de la producción: Los materiales obtenidos a partir de los metales producidos, deben ser obtenidos lo más eficientemente posible a partir de sus materias primas, deben ser duraderos, reparables, modulares y desmantelados. La elección de los materiales también es importante; es decir, es importante utilizar materiales separables, seguros y reciclables. También es importante que un producto no solo diga "reciclable", sino sobre todo qué tan alta es la proporción de material de reciclaje (materia prima secundaria) contenida en el producto. Siempre que sea posible, no se utilizan productos químicos perjudiciales para el medio ambiente, ni perjudiciales durante todo el proceso. También es fundamental para el concepto de economía circular que se utilicen las energías renovables.

Varios países están tratando de encaminar su producción al modelo de la economía circular. Por ejemplo, Suiza ha seguido un enfoque de economía circular desde mediados de los años ochenta, y ha cerrado al menos parcialmente ciertos ciclos. Por ejemplo, de 17.5. Millones de toneladas de materiales de desmantelamiento como hormigón, grava, arena, asfalto y mampostería reciclaron casi 12 millones de toneladas. Más de 5 millones de toneladas, en particular la demolición mixta, aún no se encontraban en un ciclo. En el caso de los desechos municipales, poco más de

la mitad de los desechos se recolecta por separado y se reciclan. La alta tasa de reciclaje de Suiza se compensa con una gran cantidad de residuos.

La Comisión Europea adoptó un paquete de economía circular en 2015 y desde entonces ha estado tomando medidas para fortalecer la economía circular. La Directiva de Eco Diseño juega un papel importante en esto. Entre otras cosas, es la base legal para los requisitos mínimos de los electrodomésticos, que prescriben el consumo máximo de energía y requieren que los dispositivos puedan repararse.

Los sectores relevantes para la economía circular emplearon a más de cuatro millones de personas en la UE en 2016. El mercado global para la economía circular y la eficiencia de materiales y recursos ha crecido en más del diez por ciento en los últimos cinco años. Está creciendo más rápido que el mercado global en su conjunto.

Todavía hay mucho por hacer en el camino hacia una economía más circular. Por ejemplo, en el caso de fibras textiles, materiales de construcción, plásticos y desechos biogénicos, una mayor proporción del material podría mantenerse en circulación en el futuro. Desde hace algunos años, el principio de la economía circular ha sido tenido en cuenta cada vez más por las empresas.

La mayoría de los otros materiales también deberían clasificarse y reciclarse idealmente en una economía circular. Esto crea materias primas secundarias de alta calidad, como PET o aluminio, que se pueden comercializar y utilizar para la producción de nuevos productos.

En este acápite, se desea introducir un concepto novedoso de la economía circular en las etapas de la explotación minera y en el procesamiento metalúrgico; es decir, aplicar un “diseño circular” como un enfoque que incorpora sistemáticamente consideraciones en la planificación, desarrollo y diseño de la producción minero-metalúrgica desde el principio, conducente a generar una menor cantidad de residuos (desmontes y relaves), a ser más eficientes en la recuperación de metales de interés económico a partir de las materias primas primarias; y por último, pero no menos importante, disminuir los costos en la etapa de cierre de la operación minera.

En ese contexto, la producción minera en el marco de la economía circular, deberá desarrollar sus procesos extractivos no sólo precautelando los efectos de impacto negativo al medio ambiente que generan cada una de las operaciones unitarias involucradas; sino que también, creando soluciones innovadoras que permitan disminuir los consumos de agua y energía; pero además, tratando que los residuos generados sean reutilizados en el cierre de la operación minera; permitiendo así, un claro beneficio económico, social y ambiental para la industria minera.

Es decir, en el marco de la economía circular aplicada a la explotación y procesamiento de materias primas primarias, los productos deberían mantenerse en circulación como se muestran en el flujograma siguiente (Figura 1.3).

Es decir, bajo el modelo de economía circular, el “diseño circular de la explotación minero-metalúrgico” debe ser concebido mediante un manejo integral tanto de los residuos mineros generados en la etapa de explotación y el procesamiento metalúrgico, como de los residuos orgánicos y aguas residuales generadas en los campamentos mineros, así como el uso de los suelos del sector para su aplicación en el cierre a manera de coberturas secas, que conducirán, no sólo disminuir los consumos de agua y energía en la operación, sino para disminuir los costos vinculados al cierre ambiental de los sitios finales de disposición de desmontes y de relaves generados en la operación minera.

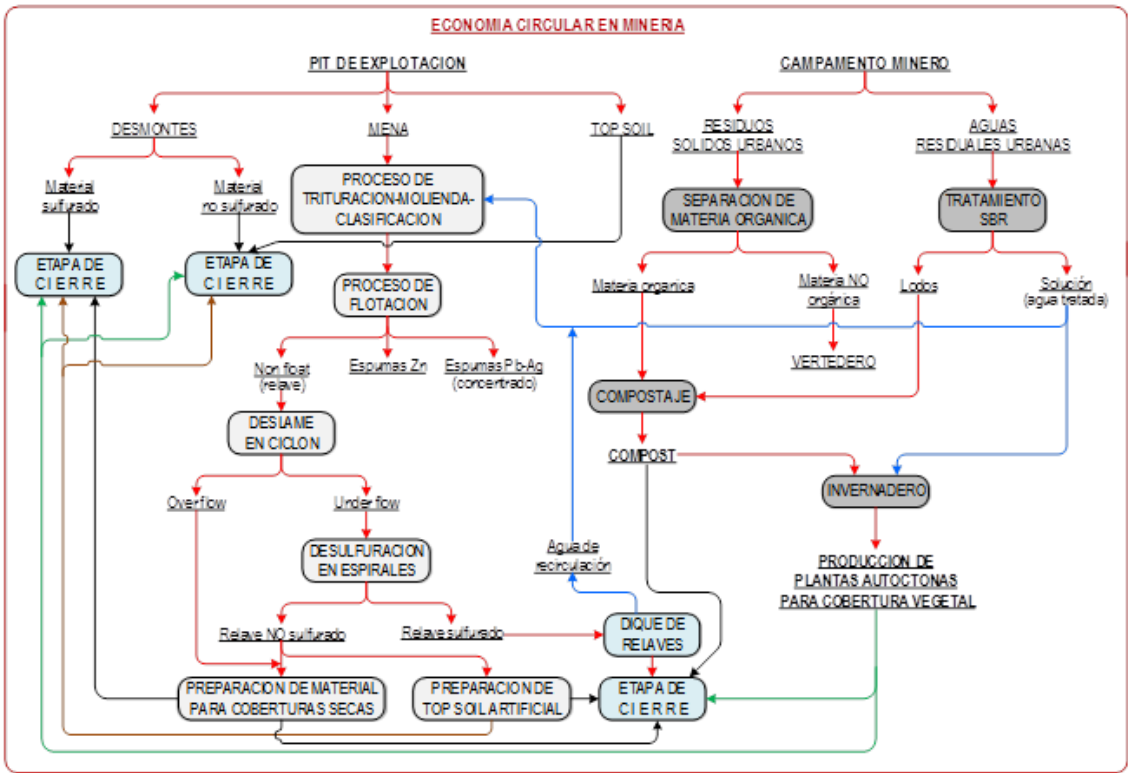


Figura 1.3.- Ilustración esquemática del sistema económico circular aplicada a la explotación y procesamiento metalúrgico de materias primas primarias

La propuesta de la aplicación de la economía circular en minería, aborda las siguientes acciones:

- **Primera Acción:** Separación selectiva de los desmontes generados en la explotación a cielo abierto en base a sus posibilidades de generación de drenaje ácido de roca (estabilidad química)
- **Segunda Acción:** Después de obtener los concentrados con valor económico, la desulfurización de las colas del procesamiento mineral, previa a la etapa de disposición final, a objeto de que el producto no sulfurado de éste proceso, sea utilizado también como parte de la cobertura seca, previo desliame, en el cierre tanto del sitio de disposición de relaves como el de desmontes.
- **Tercera Acción:** Caracterización de las colas desulfuradas y de los suelos del sitio minero para su posible uso como coberturas secas en el cierre ambiental de los sitios de disposición de RSM.
- **Cuarta Acción:** Generación Artificial de Top Soil con colas desulfuradas y compost generado a partir de la materia orgánica de los residuos del comedor del campamento minero y de los lodos del proceso de tratamiento de las aguas residuales tratadas.
- **Quinta Acción:** El uso de las aguas residuales de los campamentos y los drenajes ácidos de roca tratados, para su reúso en la etapa de concentración de minerales.

- **Sexta Acción: Reprocesamiento por la vía hidrometalúrgica de desmontes** con bajos contenidos del metal de interés económico, diseñando el proceso de manera tal que, los relaves puedan ser objeto de su uso en las coberturas secas del cierre ambiental tanto de los desmontes de la explotación como del sitio de disposición de relaves.

Finalmente, y en especial en las explotaciones mineras subterráneas, como **séptima acción**, el **tratamiento de las aguas ácidas de mina subterráneas en el interior de la mina**, para su uso en el procesamiento mineral.

El contexto arriba descrito, tiene como meta final, no sólo disminuir los consumos de agua y energía en la operación, sino también disminuir los costos vinculados al cierre ambiental de los sitios finales de disposición de desmontes y de relaves generados en la operación minera, además de ganar en indicadores de eficiencia energética y disminución significativa de los volúmenes de residuos destinados a su disposición ambiental final.

Cada una de las etapas propuestas y su aplicación, es presentada a manera de casos de estudio en el contenido temático del presente libro y tiene el único propósito de mostrar que la concepción de un “diseño ecológico en la explotación y procesamiento metalúrgico a partir de materias primas primarias” se puede constituir en una aplicación viable del concepto de economía circular para el sector minero.

Bases Técnicas para la Aplicación de Economía Circular en la Producción Minera de Concentrados de Pb-Ag-Zn en Bolivia

RESUMEN

En el contexto de la economía circular, las empresas mineras deberán desarrollar sus procesos extractivos no sólo precautelando los efectos de impacto negativo al medio ambiente que generan cada una de las operaciones unitarias del proceso extractivo; sino que también, creando soluciones innovadoras que permitan disminuir los consumos de agua y energía; pero además, tratando que los residuos generados sean reutilizados en el cierre de la operación minera; permitiendo así, un claro beneficio económico, social y ambiental para la industria minera.

En ese contexto, el presente trabajo de investigación, presenta una propuesta circunscrita en la explotación minera de complejos de Pb-Ag-Zn, bajo el modelo de economía circular que permite, mediante un manejo integral tanto de los residuos mineros generados en la etapa de explotación, como de los residuos orgánicos y aguas residuales generadas en los campamentos mineros, así como el uso de los suelos del sector minero, no sólo disminuir los consumos de agua y energía en la operación, sino disminuir los costos vinculados al cierre ambiental de los sitios finales de disposición de desmontes y de relaves generados en la operación minera.

La propuesta aborda en una primera etapa, la separación selectiva de los desmontes generados en la explotación a cielo abierto en base a sus posibilidades de generación de drenaje ácido de roca; además, en una segunda etapa, la desulfurización de las colas del proceso de flotación por espirales, a objeto de que el producto no sulfurado de éste proceso, y como tercera etapa, sea utilizado como cobertura seca, previo deslame, en el cierre tanto del sitio de disposición de relaves como el de desmontes; además, de ser utilizado también como cuarta etapa, para la conformación de top soil artificial, junto con el compost generado a partir de la materia orgánica de los residuos del comedor del campamento minero y de los lodos del proceso de tratamiento de las aguas residuales tratadas, considerada como quinta etapa. Así mismo, el uso de las aguas residuales tratadas para la etapa de flotación de minerales.

2.1 INTRODUCCIÓN

Uno de los principales desafíos de la aplicación de la economía circular en minería, es la reingeniería en los procesos extractivos que basan su accionar en una economía lineal basada en el “explotar – producir -desechar” a un modelo circular que trata de alcanzar el aprovechamiento y uso eficiente de los recursos no renovables y que considera los desechos como un error de diseño.

En el contexto de la economía circular, las empresas mineras deberán desarrollar sus procesos extractivos no sólo precautelando los efectos de impacto negativo al medio ambiente que generan cada una de las operaciones unitarias del proceso extractivo; sino que también, creando soluciones innovadoras que permitan disminuir los consumos de agua y energía; pero además, tratando que los residuos generados sean reutilizados en el cierre de la operación minera; permitiendo así, un claro beneficio económico, social y ambiental para la industria minera.

En ese contexto, el presente trabajo de investigación, presenta una propuesta circunscrita en la explotación minera de complejos de Pb-Ag-Zn en zonas semiáridas, bajo el modelo de economía circular no sólo disminuir los consumos de agua y energía en la operación, sino disminuir los costos vinculados al cierre ambiental de los sitios finales de disposición de desmontes y de relaves generados en la operación minera.

La propuesta aborda:

- La separación selectiva de los desmontes generados en la explotación a cielo abierto en base pruebas geoquímicas estáticas (determinación del valor del Potencial Neto de Neutralización y la relación del Potencial Neutro sobre el Potencial Ácido).
- Desulfurización de las colas del proceso de flotación que permite obtener los concentrados de Pb-Ag y Zn-Ag, por medio de concentración en espirales.
- Uso del producto no sulfurado de la concentración en espirales como cobertura seca, previa etapa de deslame, en el cierre ambiental tanto del sitio de disposición de relaves y de los desmontes; además de su uso para la conformación del “top soil artificial”, mezclando con el compost generado a partir del proceso de compostaje de la materia orgánica de los residuos del comedor del campamento minero y de los lodos del proceso de tratamiento de las aguas residuales tratadas.
- Uso de las aguas residuales tratadas para la etapa de flotación de minerales a objeto de disminuir el consumo de las aguas subterráneas o superficiales requeridas para el proceso.
- Producción de cobertura vegetal autóctona en invernaderos con colas del proceso de desulfurización, enriquecidos con materia orgánica y nutrientes procedentes del proceso de compostaje.

2.2 CARACTERIZACIÓN DE LOS RESIDUOS MINEROS

Las muestras geológicas obtenidas en la etapa de evaluación del potencial minero del yacimiento, deben ser objeto de una caracterización física, química y mineralógica, además de establecer el comportamiento geoquímico de las mismas mediante pruebas geoquímicas estáticas y dinámicas. Esta información permitirá establecer el manejo ambiental de los residuos en la etapa de explotación a cielo abierto a partir de su posibilidad o no de generación de drenaje ácido de roca. Es

decir, los desmontes generados en la explotación, con contenidos de metales de interés económico por debajo de la ley cut of, deberán ser “dispuestos separadamente” en zonas de disposición de óxidos y sulfuros, respectivamente; esto permitirá, disminuir “notablemente” los costos de cierre de los mismos.

A continuación, se muestran los resultados de la caracterización de muestras obtenidas en los sitios de desmontes oxidados y sulfurados, después de una homogenización y cuarteo sistemático de dichas muestras:

2.2.1 Caracterización física de los residuos sólidos mineros

La tabla siguiente, resume las características físicas de las muestras estudiadas:

Muestra	Lugar	d ₆₀ (μm)	d ₁₀ (μm)	Porosidad	ρ _{real} (g/cm ³)	ρ _{ap} (g/cm ³)
Muestra A	Stock de óxidos	1300	14	0.408	2.520	1.493
Muestra B	Óxido Sedimentario	2400	65	0.503	2.462	1.223
Muestra C	Stock sulfuros baja ley	>100000	55	0.378	2.524	1.571
Muestra D	Stock sulfuros alta ley	40000	300	0.417	2.661	1.551
Muestra E	Relaves del proceso	107	14	0.486	2.618	1.345

Tabla 2.1.- Resultados de la Caracterización Física de las muestras de residuos estudiados

2.2.2 Caracterización Química de los Residuos Mineros

En la Tabla B, se presentan los resultados de la caracterización química de las muestras objeto de estudio.

PARÁMETRO	UNIDAD	MA	MB	MC	MD	ME
Calcio	%	0.05	0.02	0.04	0.07	0.05
Cobre	%	< 0.01	< 0.01	< 0.01	<0.01	0.01
Hierro	%	1.56	1.96	1.64	3.7	3.89
Manganeso	%	0.04	0.05	0.14	1.53	0.23
Plata	g/t	1.21	<0.33	5.6	4.11	11.3
Plomo	%	<0.03	0.05	0.09	0.09	0.06
Zinc	%	0.01	0.05	0.3	0.19	0.35
Azufre Total	%	0.06	0.07	1.00	1.71	3.54
Sulfato Soluble	mg/kg	328.1	776.7	6410.4	1032.1	8743.9

Tabla 2.2.- Análisis Químico de las muestras de residuos estudiados

2.2.3 Caracterización Mineralógica de los Residuos Mineros Estudiados

A objeto de identificar con precisión las especies sulfuradas presentes en las muestras con presencia de un contenido mayor a 1 % de Azufre Elemental, se llevó adelante la flotación bulk de sulfuros de las mismas. Los concentrados sulfurados, fueron luego sometidos a un análisis por Difracción de Rayos X.

El objetivo de dicho procedimiento, fue el de determinar con mayor precisión los componentes “acidogénicos” presentes; y a partir de su determinación, predecir el comportamiento de los mismos. Los resultados del análisis por Difracción de Rayos X se encuentran en la Tabla 2.3.

2.2.4 Pruebas Geoquímicas Estáticas

Se ha determinado el Potencial Neutro y el Potencial Ácido de las muestras estudiadas a objeto de calcular el Potencial Neto de Neutralización. La tabla siguiente, presenta los resultados obtenidos:

Mineral	Fórmula	MC	MD	ME
Pirita	$\text{FeS}_{1.96}$	X	X	X
Sílice	SiO_2	X	X	X
Sanidine	KAlSi_3O_8	X	X	
Aluminofosfatos	$\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ P}_2\text{O}_5$	X	X	
Mordenite	$\text{Na}_{7.88}(\text{Al}_2\text{O}_3)_{7.87}(\text{SiO}_2)_{45.13} 25\text{H}_2\text{O}$	X		
Quintinite	$\text{Mg}_4\text{Al}_2(\text{OH})_{12}\text{CO}_3 3\text{H}_2\text{O}$	X		
Hyalophane	$(\text{K},\text{Ba},\text{Na})(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_8$	X		
Gismondine	$\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8 4\text{H}_2\text{O}$		X	
Ekatite	$\text{Fe}^{+3},\text{Fe}^{+2},\text{Zn}_{12}(\text{OH})_6(\text{AsO}_3)_6(\text{AsO}_3,\text{HOSiO}_3)_2$		X	
Ortoclase	$\text{K}(\text{Al},\text{Fe}) \text{SiO}_2\text{O}_8$			X
Ankerita	$\text{Ca}(\text{Mg}_{0.67}\text{Fe}_{0.33})(\text{CO}_3)_2$			X
Anortoclase	$(\text{Na},\text{K})(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_8$			X
Illita	$(\text{K},\text{H}_2\text{O})\text{Al}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$			X
Tecto-aluminotrisilicato	$\text{K}(\text{SiO}_{0.75}\text{Al}_{0.25})_4\text{O}_8$			X
Delhayelite	$(\text{K},\text{Na})_{10}\text{Ca}_5\text{Al}_6\text{Si}_{32}\text{O}_{80}\text{Cl}_6 18\text{H}_2\text{O}$			
Hydrobiotite	$\text{K-Mg-Al-Fe-Si-OH-F}$			
Flusston	$\text{SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-Na-OH}$			
Iron(III)oxide	Fe_2O_3			
Metakottigite	$(\text{Zn},\text{Fe})(\text{AsO}_4)_2 8(\text{H}_2\text{O},\text{OH})$			

Tabla 2.3.- Resultados del análisis de difracción de rayos X de las muestras estudiadas con mayor contenido de sulfuros

	Descripción	NNP (kgCaCO ₃ /t)	NP/AP	Dictamen
Muestra A	Stock de óxidos	-0.283	0.816	NO GENERADOR
Muestra B	Óxido Sedimentario	-0.877	0.363	NO GENERADOR
Muestra C	Stock sulfuros baja ley	-23.563	0.041	GENERADOR
Muestra D	Stock sulfuros alta ley	-50.611	0.033	GENERADOR
Muestra E	Relaves del proceso	-100.253	0.012	GENERADOR

Tabla 2.4.- Resultados de las pruebas geoquímicas estáticas de los residuos estudiados

2.3 ETAPA DE DESULFURIZACIÓN AMBIENTAL DE LAS COLAS DEL PROCESO DE FLOTACIÓN POR ESPIRALES

Es conocido que los relaves de las plantas de flotación de minerales sulfurosos para obtener concentrados de Zn-Ag y Pb-Ag, son generadores de DAR por presentar en su composición especialmente pirita.

La “desulfurización ambiental”, como etapa previa a la disposición final de los relaves de un proceso de flotación, permitirá separar los minerales sulfurosos de los relaves por medio de la aplicación de una concentración gravimétrica continua en espirales; así, se producirá una fracción de sulfuros, con menor porcentaje en peso y fuertemente reactiva o generadora de DAR (producto pesado); y otra fracción, mayoritaria en peso, y con bajo contenido de sulfuros y por tanto no generadora de acidez (producto liviano).

2.3.1 Caracterización de los Relaves estudiados

La caracterización de las muestras de relaves objeto de investigación, involucra el estudio de las características físicas, químicas y mineralógicas; además de la determinación del comportamiento geoquímico mediante pruebas geoquímicas estáticas y dinámicas.

Se tomó una muestra fresca de los relaves de descarga de la planta de procesamiento mineral (M1), antes de su disposición final; además de, una muestra del dique de relaves (M2). En la tabla 1, se presentan los resultados del análisis químico de las muestras de relaves del proceso.

PARÁMETRO	UNIDAD	M1	M2
Antimonio	%	0,02	0,02
Arsénico	%	0,07	0,07
Calcio	%	0,89	0,45
Cadmio	%	0,002	0,005
Cobre	%	0,01	0,02
Hierro	%	3,25	3,68
Plomo	%	0,12	0,14
Zinc	%	0,31	0,71
Azufre	%	2,59	3,85
Sulfato	%	0,04	0,02

Tabla 2.5.- Análisis Químico de las muestras de COLAS DEL PROCESO

Los resultados del análisis por difracción de rayos X de las muestras anteriormente citadas, se presentan en la Tabla 2.

Mineral	Fórmula	M1	M2
Esfalerita ferrosa	$(Zn_{0.984}Fe_{0.026})S$	X	
Pirita	FeS_2	X	X
Galena	PbS	X	
Tetraantimoniato de Cobre(I)	$Cu_3(SbS_4)$		X
Monóxido de plomo	PbO	X	
Hidroantimoniato	$Sb_3O_6(OH)$		X
Dickite	$Al_2Si_2O_5(OH)_4$		
Franklinita	$(Zn_{0.93}Fe_{0.07})(Fe_{1.95}Zn_{0.04})O_4$		
GANGA			
Sílice	SiO_2	X	X
Anortita	$CaAl_2Si_2O_8$	X	
Muscovita	$K(Al_4Si_2O_9(OH)_3)$	X	

Tabla 2.6.- Resultados del Análisis de Difracción de Rayos X de las Muestras de las Colas del Proceso

Asimismo, se ha determinado el Potencial Neutro y el Potencial Ácido de las muestras de las Colas del Proceso a objeto de calcular el Potencial Neto de Neutralización. La tabla 3, presenta los resultados obtenidos:

	NNP (kgCaCO ₃ /t) AP Análisis	NP/AP Análisis
M1 - WKD	-58.27	0.28
M2 – WK10	-108.85	0.09

Tabla 2.7.- Resultados de la Prueba Geoquímica Estática de las Muestras de Relaves del proceso

La evaluación de los resultados obtenidos de acuerdo a los dos criterios conocidos, pueden resumirse que los residuos son “**altamente generados de DAR**”; puesto que, el NNP es menor a menos 20 kg CaCO₃/t (Primer Criterio); o la relación NP/AP, es menor a la unidad (Segundo Criterio).

Por otra parte, al graficar el contenido de calcio acumulado presente en las soluciones de enjuague versus el sulfato acumulado, y graficar el punto que representa las condiciones iniciales de Calcio y Sulfato en las muestras, éste se encuentra ubicado en la zona del sulfato; por lo que, se confirma que el **¡RESIDUO NO TIENE EL PODER NEUTRALIZANTE SUFICIENTE!** Es decir, las muestras de relave estudiadas son “Inestables Químicamente”; por lo que, al finalizar la operación minera, deberá llevar adelante la “rehabilitación ambiental del sitio de disposición”.

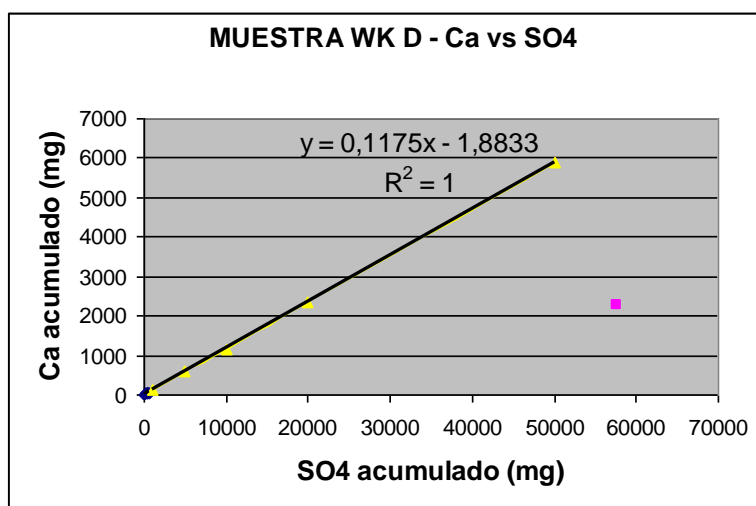


Figura 2.1.- Proyección de la Correlación entre Ca versus Sulfato acumulados de las Prueba Geoquímica Dinámica de la Muestra M1

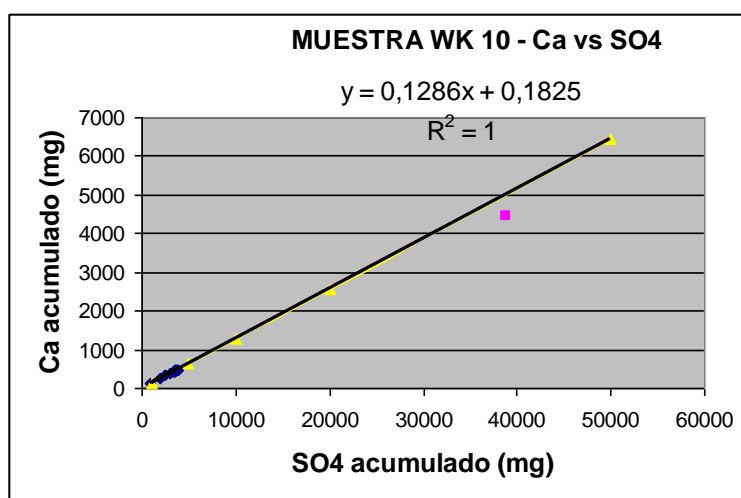


Figura 2.2.- Proyección de la Correlación entre Ca versus Sulfato acumulados de las Prueba Geoquímica Dinámica de la Muestra M2

2.3.2 Estudio de la desulfurización de relaves del proceso mediante espirales

El estudio de desulfurización se basa en la eliminación de sulfuros mediante espirales de las muestras de las colas del proceso metalúrgico a objeto de disminuir su grado de inestabilidad química o aptitud de generación de DAR; y así, considerar un manejo ambiental de una pequeña fracción como “colas generadoras de acidez (concentrado sulfuroso) que requerirá una disposición final ambientalmente apropiada; y otra fracción mayoritaria, “colas estables químicamente”, para una disposición final sin medidas ambientales costosas.

La experimentación metalúrgica en sí, se llevó a cabo de acuerdo a las siguientes operaciones unitarias: Secado - Homogeneización, cuarteo y obtención de muestras representativas para las diferentes pruebas de desulfurización por espirales sin y con etapa previa de deslame en ciclón:

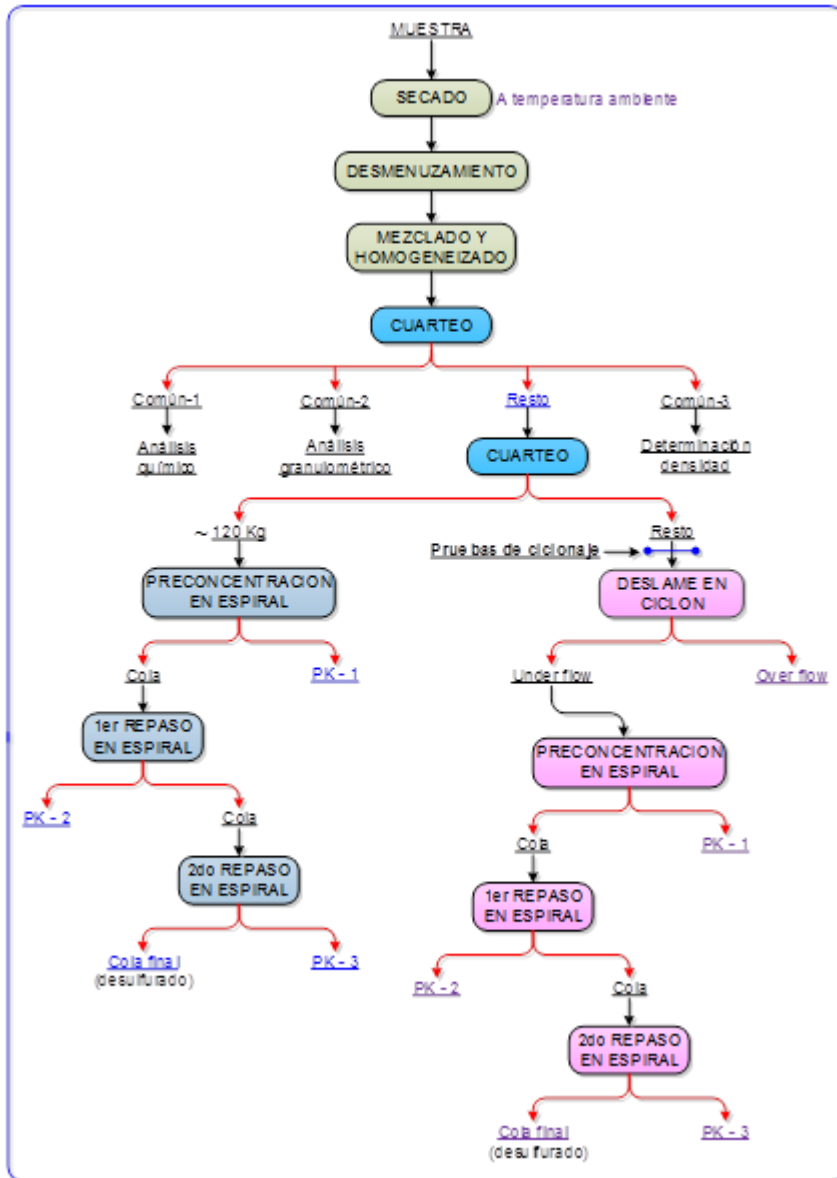


Figura 2.3.- Flujograma del trabajo experimental que se llevó a cabo con la muestra de las colas de flotación mediante espirales con y sin deslame.

Entonces, en una primera etapa se realizó el deslame; y el resultado de esta operación se muestra en la siguiente tabla:

Producto	% Peso	Ley, % S	% Dist. S
Overflow	40,85	3,29	45,53
Underflow	59,15	2,72	54,47
Cabeza calculada	100,00	2,95	100,00
Cabeza ensayada		2,83	

Tabla 2.8.- Balance metalúrgico de la operación de deslame en ciclón.

El producto under flow del deslame, fue sometido a la desulfurización mediante espirales, como se muestra en la figura siguiente:

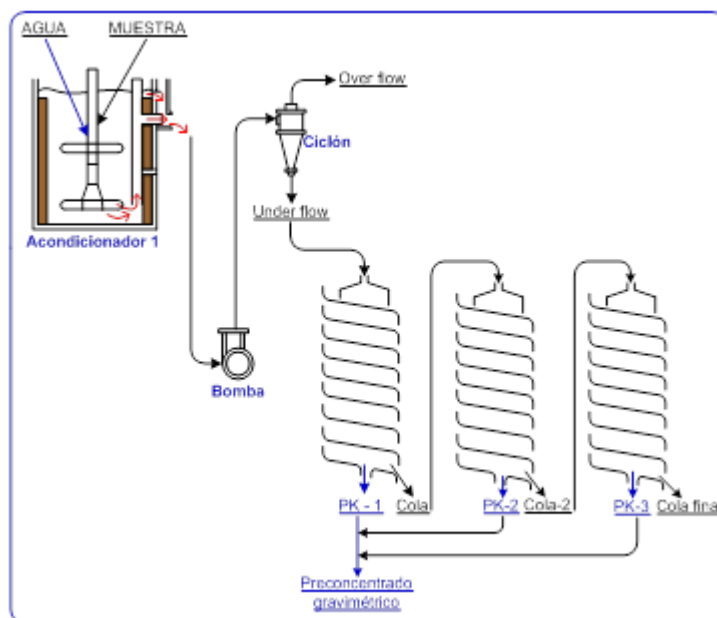


Figura 2.4.- Flujograma de la prueba de desulfurización en espirales CON deslame

Los resultados de las pruebas, se presentan en la tabla siguiente:

Producto	% P. Etapa	% P. Total	Ley, % S	% D. Etapa	% D. Total
Preconc.- 1	21,93	12,97	7,90	63,73	34,72
Preconc.- 2	14,61	8,64	3,00	16,12	8,78
Preconc.- 3	23,04	13,63	1,71	14,49	7,89
Total Precon	59,57	35,24	4,30	94,35	51,39
Cola	40,43	23,91	0,38	5,65	3,08
Cabeza calc.	100,00	59,15	2,72	100,00	54,47

Tabla 2.9.- Balance metalúrgico de la prueba de desulfurización usando espirales

La Tabla siguiente, presenta los resultados de la prueba geoquímica estática, a partir de las determinaciones del valor del Potencial Neto de Neutralización y la relación NP/AP de la cola obtenida en el proceso de desulfurización en espiral, con previo deslame.

	%S total	%Sulfato	AP (kgCaCO ₃ /t)	NP (kgCaCO ₃ /t)	NNP (kgCaCO ₃ /t)	NP/AP (kgCaCO ₃ /t)
CE 2	0,32	0.01	9,9	9,5	-0,4	0,96

Tabla 2.10.- Resultados del Potencial Ácido de la Prueba Geoquímica Estática de las Muestras de la Cola del Proceso de Desulfurización en espirales con deslame

Es decir que, prácticamente solo un 23.91% en peso de las colas finales de la operación minera podrían, después de su deslame, ser dispuestas “sin necesidad de medidas ambientales de remediación por su contenido menor a 1% de S”.

La caracterización de las colas de las espirales permitió obtener la siguiente e importante información adicional:

d10 (μ)	d60 (μ)	Cu	Pap g/cm ³	Preal g/cm ³	ϵ	AEV cm	Ksat
							cm/s
6.5	95	14.6	1.233	2.571	0.52	105	2.53x10 ⁻⁵

Tabla Nº 2.11.- Parámetros geotécnicos de la muestra CE - 1

Donde Cu, es el coeficiente de uniformidad; ϵ , es el Índice de vacío, y Ksat, es la conductividad hidráulica saturada; pap, es la densidad aparente y preal, es la densidad real.

Introduciendo toda la información obtenida al modelo MK-Model, se puede obtener el siguiente gráfico de la curva de retención de humedad (WRC):

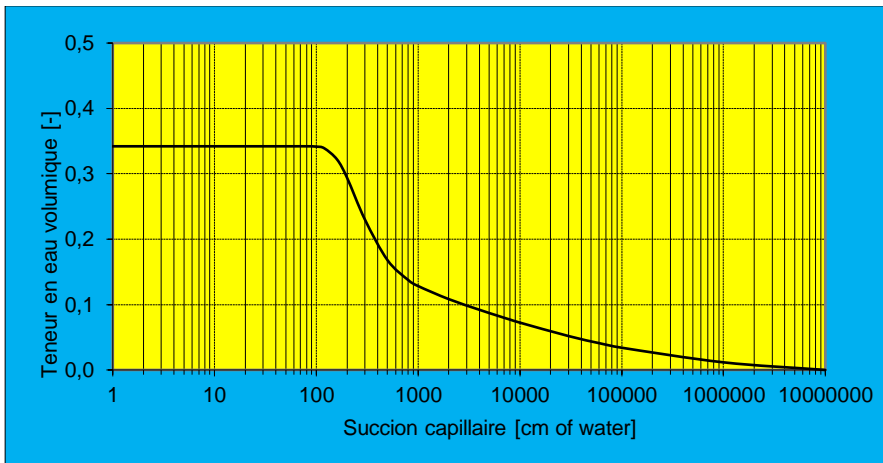


Figura 2.5.- Curva de succión-retención de agua de la muestra CE - 1

Con los valores arriba presentados, se concluye que el residuo estudiado “no es apto para su uso en coberturas”; puesto que, el valor del punto de entrada de aire AEV ocurre a una succión de apenas 100 cm de columna de agua y son requeridos valores cercanos a 1000.

Por otra parte, se pudo calcular que, al mezclar un 25% del Over Flow de las espirales con un contenido de 3.29% de Azufre, con las colas de espiral que presentan un contenido de azufre de apenas 0.38% de Azufre, se puede obtener un producto con 1.18% de Azufre; y por las pruebas geoquímicas dinámicas efectuadas con este residuo se demostró que dicho residuo NO GENERADOR DE DRENAJE ÁCIDO.

Para ser más objetivo en el cálculo, si las descargas de las colas de un proceso son de 40000 t/d, tras un deslame por cicloneo de las mismas, y considerando que el 25% en peso (over flow) podría mezclarse con dichas colas y todavía generar un material no generador de DAR, se obtendría un total de 19564 t/d (48.91% en peso), de material desulfurado, que sería descargado en un sitio de disposición final, sin que luego se requiera de medidas de remediación ambiental del mismo en la etapa del cierre. Es decir, en términos de costos de cierre, se habría ahorrado cerca de un 50% de los costos. Además, que, este material desulfurado, sería por demás suficiente para su uso como cobertura seca para el cierre del sitio de las colas sulfurosas restantes del proceso de desulfuración.

Por otra parte, en base a la simulación en el MK, utilizando los parámetros que se citan a continuación, se graficó la curva de retención de dicha mezcla de colas de espiral y over flow del deslame:

d10 (μ)	d60 (μ)	Cu	ε	AEV (cm)	Ksat (cm/s)
2.5	45	18.0	0.43	600	8.23x10-6

Tabla Nº 2.12.- Parámetros geotécnicos de la muestra mezcla de colas de espiral y over flow del deslame.

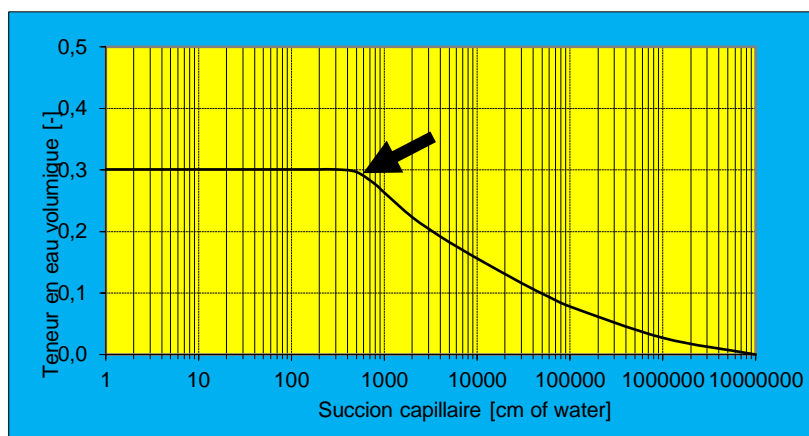


Figura Nº 2.6.- Curva de retención de humedad (WRC) para la mezcla de 25% de over flow del deslame y 100% de las colas de espiral.

De la curva de retención anterior, se deduce que la mezcla estudiada es “apta para su uso como coberturas secas, puesto que, el valor del punto de entrada de aire AEV ocurre a una succión de casi 700 cm de columna de agua”.

2.4 USO DE SUELOS DEL SECTOR COMO COBERTURAS SECAS

Entre las técnicas más apropiadas para implementar el cierre ambiental de sitios de disposición final de residuos mineros altamente generadores de drenaje ácido de roca y mitigar el impacto ambiental por DAR generado en pasivos ambientales mineros, se puede citar a la de coberturas de efecto de barrera capilar, existiendo una diversidad de variantes en esta modalidad de las cuales una solución innovadora podría corresponder a la cobertura multicapa del tipo SDR (Stockage & Relargage) de almacenamiento y descarga, cuya aplicación se justificaría por su adaptabilidad a climas semi áridos.

En este tipo de cobertura se busca acumular el agua de lluvia (y/o nieve) caída durante la estación húmeda en una capa fina de la cobertura seca de suelo para retornarla a la atmósfera durante el período seco por evapotranspiración. Debajo de la capa fina se coloca una capa gruesa para formar la barrera capilar y evitar que el agua acumulada percole hacia el residuo que se protege con esta cobertura. Como capa fina se podría utilizar suelos de la zona de la operación minera que presenten propiedades geotécnicas específicas; en especial por su alto contenido de limo.

Para el estudio de caso presentado, se muestran algunos resultados de los suelos analizados aptos para su uso como coberturas secas SDR.

- Las densidades aparentes varias muestras de suelos estudiadas, se encuentran entre los valores 1,29 a 1,782 g/cm³; mientras que el rango de valores de las densidades reales oscila entre 1,871 y 2,628 g/cm³. Finalmente, el rango de los valores de porosidad de las muestras de suelos estudiadas se encuentra entre 0,22 y 0,436.
- Desde el punto de vista de la caracterización granulométrica realizada a través de la clasificación de cada muestra en malla 48 (0.30 mm) y ejecución del análisis granulométrico del sobre tamaño y del sub tamaño, usando tamices de la serie Tyler y el equipo analizador laser de partículas, respectivamente; además, considerando las propiedades geotécnicas de las mismas, se establecido que: De todos los suelos estudiados, los suelos S1; S2 y S3, tienen las siguientes características, que los hacen suelos “aptos para su uso como coberturas secas”:

	d10 (μ)	d60 (μ)	Cu	ρ _{ap} g/cm ³	ρ _{real} g/cm ³	ε
S1	4	100	25	1,418	1,871	0,242
S2	1.5	70	46.7	1,236	1,673	0,261
S3	20	550	27.5	1,304	2,112	0,383

Tabla N° 2.13.- Parámetros geotécnicos de las muestras de los suelos S1 a S3

Mediante la aplicación de los datos anteriores al MK – Model, se obtuvieron los datos siguientes:

	AEV cm	K _{sat} cm/s
JAU 342	1000	3.06x10 ⁻⁷
JAU 353	1000	7.62x10 ⁻⁸
TOL 522	1000	7.05x10 ⁻⁷

Tabla N° 2.14.- Parámetros geotécnicos de las muestras de los suelos S1 a S3

De los resultados de la tabla anterior, se demuestra que los suelos estudiados que presentaron un valor del punto de entrada de aire AEV que ocurre a una succión por encima o cercana a 1000 cm de columna de agua; son “aptos para su uso como coberturas”.

2.5 PREPARACIÓN DE SUELO VEGETAL ARTIFICIAL (TOP SOIL)

En la etapa de explotación a cielo abierto, es importante que la cobertura de suelo vegetal (top soil) sea celosamente almacenada para su posterior uso en la etapa de cierre. Por lo general, el volumen de este material será siempre insuficiente para cubrir su demanda en el cierre tanto de los sitios de disposición final de desmontes y como el de los relaves; por lo que, será necesario considerar su fabricación artificial.

Como fuentes de nutrientes del suelo a fabricar, el N, P y K deben ser obtenidos a partir de los residuos de comida y de los lodos de la planta de tratamiento de aguas residuales del campamento minero; y ser mezclado en las proporciones adecuadas con las colas del proceso de desulfurización de la concentración gravimétrica en espirales y/o con los suelos del sector estudiados para su uso como “top soil”.

Para el caso de estudio presentado, se ha realizado la caracterización de los residuos de comida que se generan en el campamento de una operación minera. Los resultados se presentan a continuación:

Humedad	Alta (75 a 85%)	Baja (20 a 40%)
Materia orgánica	75 a 85%	80%
Nitrógeno orgánico	5.50%	1.20%
Relación C/N	17	32
Densidad	0.6 a 0.8 (t/m ³)	0.3 a 0.4 (t/m ³)
Mal olor	Si	No

TABLA 2.15.- Caracterización de la fracción orgánica empleada para su compostaje

Para el caso de estudio presentado, se realizó el compostaje en pilas aireadas, considerando los parámetros óptimos de: Relación de C/N mayor a 25; humedad de mayor a 55%; tamaño de residuos sólidos entre 25 y 27 mm; temperatura entre 50 y 55^a C durante los primeros día y entre 55 a 60 °C en los días posteriores; pH menor a 8.0; y una concentración de oxígeno mayor al 50% del estequiométricamente requerido respecto a la fórmula química de los residuos estudiados de C₅₈₆ H₉₃₄ O₂₄₈ N₁₂ S.

El compost obtenido presenta una calidad apta para su uso con fines de propagación de cobertura vegetal autóctona. La tabla siguiente resume la calidad del compost obtenido:

pH	Fósforo (ppm como fosfato)	Nitrato (ppm)	Nitrito (ppm)	Potasio (ppm)
7.64	500	375	< 1	350

Tabla 2.16.- Calidad de compost obtenido para la fabricación de top soil artificial

2.6 TRATAMIENTO DE AGUAS RESIDUALES URBANAS DEL CAMPAMENTO MINERO PARA SU USO EN RIEGO Y EL PROCESAMIENTO MINERAL

En la etapa de explotación minera, es importante que las aguas residuales domésticas, generadas en el campamento minero, sean tratadas con fines de reuso tanto para el riego en los invernaderos de producción de plantas autóctonas que serán empleadas como cobertura vegetal en el cierre de los sitios de disposición final de residuos mineros, como para su uso en el procesamiento mineral.

Varias tecnologías están disponibles para el tratamiento de las aguas residuales domésticas; sin embargo, el método SBR (Sequencing Batch Reactor) podría ofrecer las siguientes ventajas:

- El procesamiento se realiza en un sólo un tanque y en tiempos de residencia cortos.
- Su operación es independiente de las influencias de flujo.
- Construcción simple y fácil, y posible de ampliación en paralelo para mayores caudales.
- Alta eficiencia de purificación.
- Permite la eliminación de N y P; por ende, obtener lodos con mayores contenidos de N y P para su posterior procesamiento en la planta de compostaje

Para el caso de estudio presentado, se estudió el uso de aguas residuales ya tratadas por el método SBR (Sequencing Batch Reactor) y su uso en procesos de flotación de sulfuros de Zn, de acuerdo al flujograma siguiente:

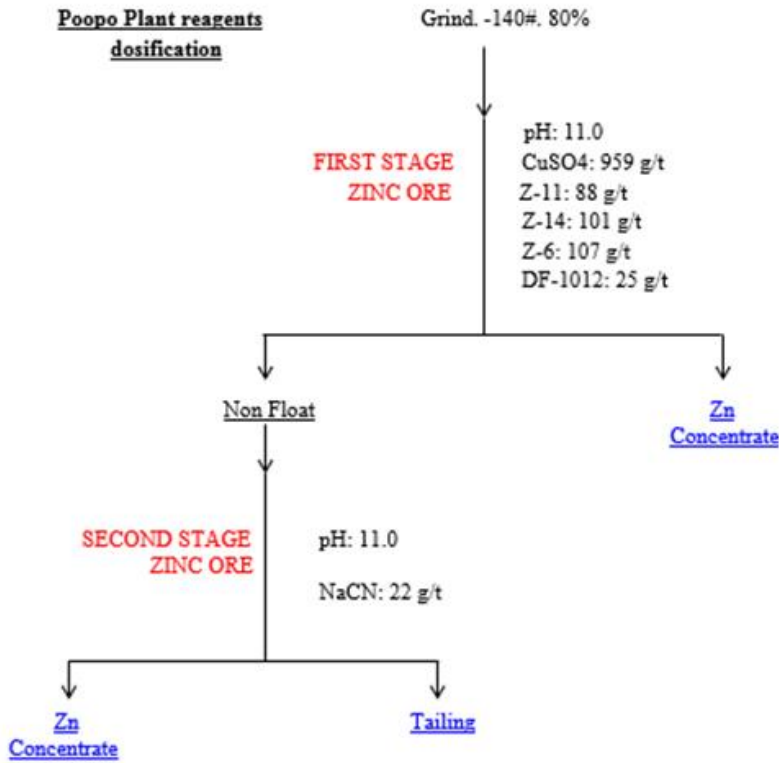


Figura Nº 2.7.- Flujograma de la flotación de Zn con aguas residuales urbanas tratadas

Los resultados obtenidos y su comparación con diferentes tipos de agua utilizada (Potable, de recirculación y de la descarga de la planta de tratamiento SBR), son presentados a continuación:

Flotación con agua potable			
PRODUCTO	%PESO	LEY %Zn	DIST. Zn
CONCENTRADO	20.40	44.46	85.65
CONCENTRADO	2.80	37.31	9.86
COLA	76.80	0.62	4.49
CAB. CALCULADA	100.00	10.59	100.00
Flotación con agua de recirculación			
PRODUCTO	%PESO	LEY %Zn	DIST. Zn
CONCENTRADO	21.25	44.41	93.94
CONCENTRADO	2.53	7.64	1.88
COLA	76.22	0.59	4.19
CAB. CALCULADA	100	10.59	100.00

Flotación con agua residual urbana tratada			
PRODUCTO	% PESO	LEY % Zn	DIST. Zn
CONCENTRADO	20.20	46.39	88.49
CONCENTRADO	2.40	27.44	6.22
COLA	77.40	0.72	5.29
CAB. CALCULADA	100.00	10.59	100.00

Tabla 2. 17.- Resultados de la flotación de menas sulfuradas de Zn con diferentes tipos de aguas

De los resultados presentados en la tabla anterior, se deduce que la flotación de menas con el uso de aguas residuales urbanas tratadas es técnicamente posible.

2.7 PROPUESTA PARA LA PRODUCCIÓN METALÚRGICA DE CONCENTRADOS DE Pb-Ag-Zn, EN EL MARCO DEL CONCEPTO DE ECONOMÍA CIRCULAR

El flujograma siguiente, muestra la propuesta del diseño conceptual para la producción de concentrados de Pb – Ag- Zn a partir de su explotación a cielo abierto de un yacimiento de complejos sulfurados, enmarcado en el concepto de la aplicación de la economía circular:

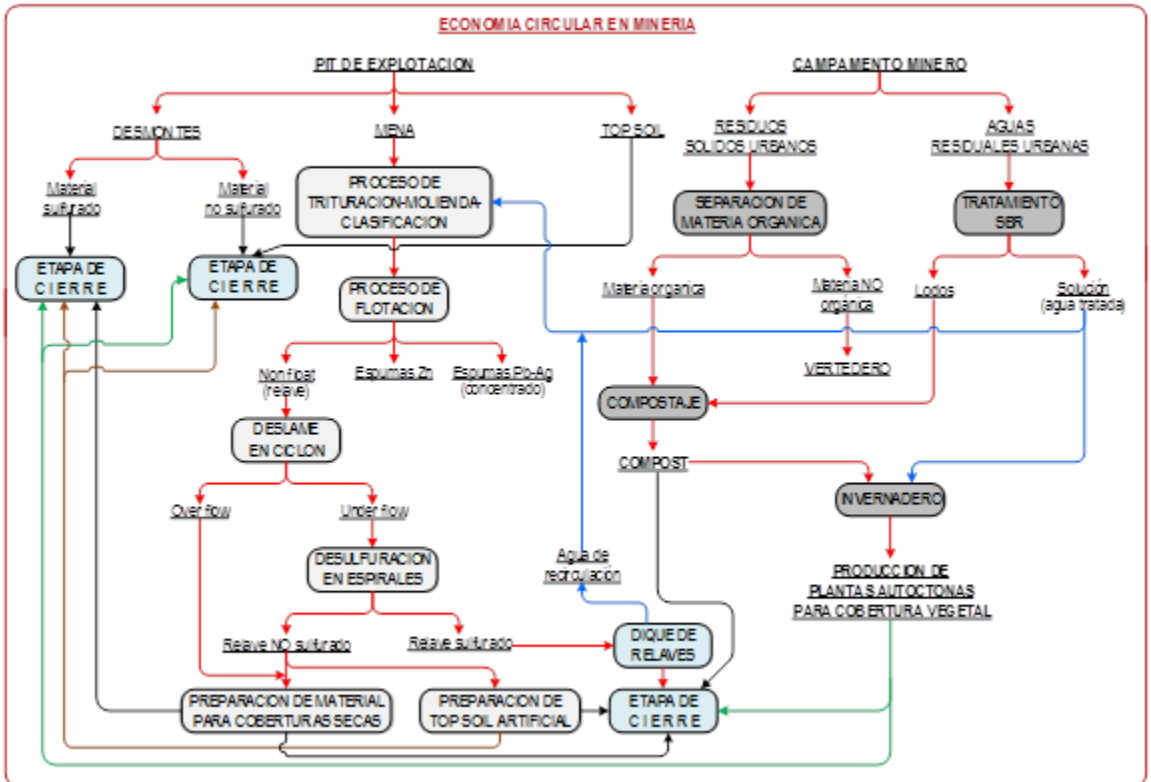


Figura 2.8.- Flujograma de la propuesta de tratamiento del procesamiento por flotación de menas complejas sulfuradas de Pb-Ag-Zn aplicando el concepto de economía circular

2.8. CONCLUSIONES DEL ESTUDIO






Del estudio presentado, se establecen las siguientes conclusiones:

- En el contexto de la economía circular, las empresas mineras deberán desarrollar sus procesos extractivos no sólo precautelando los efectos de impacto negativo al medio ambiente que generan cada una de las operaciones unitarias del proceso extractivo; sino que también, creando soluciones innovadoras que permitan disminuir los consumos de agua y energía; pero además, tratando que los residuos generados sean reutilizados en el cierre de la operación minera; permitiendo así, un claro beneficio económico, social y ambiental para la industria minera.
- La propuesta, con el respectivo respaldo técnico, presenta en una primera etapa, la separación selectiva de los desmontes generados en la explotación a cielo abierto en base a sus posibilidades de generación de drenaje ácido de roca; además, en una segunda etapa, la desulfurización de las colas del proceso de flotación por espirales, a objeto de que el producto no sulfurado de éste proceso, sea utilizado como cobertura seca, previo deslame, en el cierre tanto del sitio de disposición de relaves y de desmontes; además, de ser utilizado también para la conformación de top soil artificial, junto con el compost generado a partir de la materia orgánica de los residuos del comedor del campamento minero y de los lodos del proceso de tratamiento de las aguas residuales tratadas. Así mismo, el uso de las aguas residuales tratadas en la etapa de flotación de minerales.

2.9. AGRADECIMIENTOS

Se expresa un agradecimiento público al coautor, mi colega y amigo, Ing. Octavio Hinojosa Carrasco, Director del Laboratorio de Concentración de Minerales de la Universidad Técnica de Oruro, por su apoyo permanente y especializado en la preparación y caracterización tanto de los residuos mineros, como de los suelos. Además, por su aporte referido a las pruebas de desulfurización. Además, al egresado Ariel Torrez, quien bajo mi tutoría, está encaminando su trabajo de tesis de grado en el ámbito del tratamiento de aguas residuales para su uso en procesos de flotación.

2.10. BIBLIOGRAFÍA

-  KIM A. LAPAKKO - Evaluation of neutralization potential determination for metal mine waste and proposed alternative. In Third International Conference on Acid Rock Drainage (1994)
-  S. MILER, A. ROBERSTON AND T. DONAHUE - Advances in acid drainage prediction using the net acid generating test. Environmental Geochemistry International (2001)
-  BENZAAZOUA MOSTAFA. Curso sobre “Gestión Ambiental Minera”- Módulo II – Drenaje. Ácido de Roca. UTO-REFORMIN. (Mayo 2002)
-  ZAMORA G. Y BENZAAZOUA M. Predicción de DAR por Test Geoquímicos Estáticos y Dinámicos. Revista Metalúrgica N° 23 (Noviembre 2002)
-  ASTM Standart test meted for accelerated weathering of solid materials using a modified humity cell. 5744-96

- 📖 Acid Rock Drainage Prediction Manual – CANMET - MSL DIVISON. Department of Energy, Mines and Resources, Canada (MEND Project. 1.16.1 (1999)
- 📖 AUBERTIN, M., CHAPUIS, R.P., AACHIB, M., BUSSIERE, B., RICARD, J.-F. Et TREMBLAY, L. (1995). Évaluation en laboratoire de barrières sèches construites à partir de résidus miniers, *Rapport MEND/NEDEM 2.22.2a*.
- 📖 AUBERTIN, M; M. BONIMPA, BUSSIÈRE B; CHAOUIS R.P.A. A model to predict the water retention curve from basic geotechnical properties. *Can. Geotech, J 40* (2003)
- 📖 ALBRIGHT W. BENSON CRAIG & COL. Fiel water Balance of Landfill final covers. *J. environmental Qual. Vol 33* 2004)
- 📖 BUSSIERE, B., AUBERTIN, M. et CHAPUIS, R.P. (1997a). Écoulement non saturé à travers les couvertures avec effets de barrière capillaire (CEBC): Modélisation physique et numérique avec application au drainage minier acide. *Rapport EPM/RT-97/03*, École Polytechnique de Montréal.
- 📖 BUSSIERE, B., AUBERTIN, M. et JULIEN, M. (2001). Couvertures avec effets de barrière capillaire pour limiter le drainage minier acide: aspects théoriques et pratiques. *Vecteur environnement*, 34(3): 37-50.
- 📖 AUBERTIN, M., BUSSIERE, B., BARBERA, J.-M., CHAPUIS, R.P., MONZON, M. et AACHIB, M. (1997b). Construction and instrumentation of in situ test plots to evaluate covers built with clean tailings. *Proceedings of the 4th ICARD*, Vancouver, 2: 715-730.
- 📖 AUBERTIN, M., BUSSIÈRE, B., AACHIB, M. et CHAPUIS, R.P. (1996b). Une modélisation numérique des écoulements non saturés dans des couvertures multicouches en sols. *Hydrogéologie*, 1: 3-13
- 📖 McMULLEN J. FIRLOTTE R.R. KNAPP R. AUBERTIN M. Les terrains aurifères property site closure and rehabilitation *Proceeding of 29 th. Meeting of the Canadian Mineral Processors*, Ottawa (1997).
- 📖 Acid Rock Drainage Prediction Manual – CANMET - MSL DIVISON. Department of Energy, Mines and Resources, Canada (MEND Project. 1.16.1 (1999)
- 📖 R.W. Lawrence and Y. Wang. - Determination of neutralization potential in the prediction of acid rock drainage. *MEND/NEDEM Report 1. 16.1b*
- 📖 Lapakko K. – Prediction of acid mine drainage from Duluth Complex mining wastes. In *Proceedings Mine Drainage and Surface Mine Reclamation Conference. Vol. I.* (1998)
- 📖 O. Hinojosa, A. Alvarez, A. Salas, G. Zamora- obertura de efecto SDR en las condiciones climatológicas semi-áridas del altiplano boliviano Proyecto REFORMIN II. La Paz 2006.

Procesamiento de Desmontes como Alternativa de Remediación Ambiental

RESUMEN

Actualmente, muchas operaciones mineras, en el marco de la economía lineal, han generado grandes volúmenes de desmontes o estériles con bajos contenidos de los metales de interés económico a partir de los yacimientos mineros explotados ya sea a cielo abierto o por explotación subterránea. En el contexto de la economía circular, los sitios de almacenamiento de desmontes generadores de drenaje ácido de roca, pueden ser objeto de tratamiento metalúrgico, con el propósito de recuperar dichos metales de interés económico por procesos hidrometalúrgicos, como una alternativa al cierre ambiental de los mismos; tratando además que, los relaves generados en éstos procesos, sean reutilizados en el cierre de los mismos, permitiendo así, un claro beneficio económico, social y ambiental para la industria minera.

En ese contexto, el presente trabajo de investigación, presenta un estudio de las alternativas de tratamiento de muestras de desmontes de complejos de Pb-Ag-Zn por: Lixiviación cianurante directa por agitación; pretratamiento en medio ácido y en presencia de H_2O_2 como agente oxidante, y luego del lavado y neutralización, la respectiva cianuración de los residuos; y finalmente, el retratamiento de los mismos mediante oxidación acuosa en medio relativamente ácido y presencia de H_2O_2 como agente oxidante y NaCl como agente complejante; todos ellos con el objetivo de obtener las mayores extracciones de Ag en la lixiviación, pero además, obtener los menores contenidos de sulfuro en los relaves ya sea para su disposición sin medidas ambientales y/o su uso como coberturas secas en la etapa de cierre de los mismos.

Muestras de desmontes con diferentes contenidos de sulfuros, que varían entre 1.0 a 3.4 % de Azufre Total, y con concentraciones de entre 68 a 53 g/t de Ag, fueron sometidos a condiciones normales de cianuración por agitación, obteniéndose extracciones que variaron entre 74 % a 31 %, respectivamente. Sin embargo, después del pretratamiento ácido-oxidante, las extracciones en la etapa posterior de cianuración, subieron de entre 81% y 63%, respectivamente. Finalmente, mediante la lixiviación ácido-clorurante, se lograron extracciones de entre 58 a 98%, respectivamente; obteniéndose, además, para muestras con contenidos medios de sulfuros, colas no generadoras de DAR; que, en base a su caracterización geotécnica, son también “aptas para su uso en forma de coberturas secas” en la etapa de cierre ambiental.

3.1 INTRODUCCIÓN

Desde décadas anteriores, bajo el sistema de la economía lineal, la minería de complejos Pb-Ag-Zn en el mundo, ha generado y genera grandes volúmenes tanto de desmontes como de relaves que, por su bajo contenido en los metales de interés económico, han sido o van siendo almacenados en el primer caso en botaderos, y en el segundo caso, almacenados en diques de colas, después de haber sido sometidos normalmente a los procesos de beneficio mineral por flotación.

Los sitios de almacenamiento de los residuos mineros arriba señalados, a la conclusión de las operaciones mineras, deben ser objeto de un adecuado cierre ambiental; en especial, si éstos no son estables químicamente; es decir, cuando son generadores de drenajes ácido de roca. Es importante mencionar que, el balance entre el contenido de minerales sulfurosos o ácido génicos y los minerales carbonáceos o acidívoros presentes en los residuos mineros generados en la operación minera, permite establecer si éstos en contacto con el agua de las lluvias y el oxígeno del aire, serán o no estables químicamente; y a partir de éste dictamen, en la misma etapa de operación o al finalizar la explotación minera, encaminar las medidas de cierre ambiental respectivas de dichos sitios de disposición final de residuos mineros.

Desde la óptica de la aplicación de la filosofía de la economía circular, se debería empezar a considerar que, los residuos mineros generados en el sistema de la economía lineal de explotación minera, se pueden hoy en día, constituir en “nuevas fuentes de explotación” mediante procesos menos costosos y que permitan recuperar los valores metálicos presentes en los mismos, a lo que se converge en designar como “revalorización de pasivos mineros”.

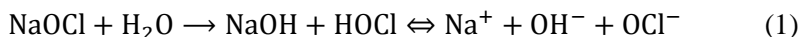
Es además importante señalar que, para que una propuesta de procesamiento metalúrgico tanto de desmontes o colas sea interesante para las empresas mineras, su costo deberá ser menor que el que se va a requerir en su respectivo cierre ambiental. Así, y sólo así, recién se podría hacer entender al sector minero la filosofía de la economía circular y su aplicación, puesto que se enmarca en un claro beneficio económico, social y ambiental.

Los desmontes y las colas, generados en la explotación de las reservas de complejos sulfurados de Pb-Ag-Zn y en el procesamiento mineral por flotación, respectivamente, pueden ser objeto de retratamiento mediante algunas alternativas hidrometalúrgicas; dentro de ellas, la lixiviación por cianuración, a objeto de disolver la plata presente y luego ser recuperada por cementación con Zinc; ésta podría ser una alternativa interesante, siempre y cuando, la presencia de sulfuros en los residuos mineros tratados, no genere consumos excesivos de cianuro. Para el caso de residuos con contenidos mayores de sulfuros, que son conocidos como cianicidas en la cianuración, puede considerarse un proceso de pretratamiento en medio ácido y en presencia de un agente oxidante fuerte, a objeto de primeramente oxidar y disolver los sulfuros; para posteriormente, realizar una lixiviación por cianuración bajo condiciones normales, para disolver los contenidos de Ag presentes y su recuperación también por cementación con Zn. Finalmente, la otra alternativa es que, estos residuos mineros pueden ser sometidos a un proceso de lixiviación por cloruración, utilizando el hipoclorito de sodio como agente oxidante, en presencia de un medio ácido, generado por la misma oxidación de los sulfuros, y de cloruro de sodio, a objeto de que la Ag forme un complejo clorurado estable en el medio acuoso; y finalmente, la Ag pueda ser recuperada por cementación con Fe.

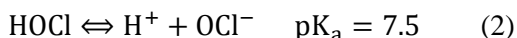
El proceso de cianuración ha sido ampliamente estudiado en las décadas pasadas y su aplicación industrial ha sido y será todavía de gran relevancia en la producción de metales preciosos.

El pretratamiento de menas refractarias de Au y Ag en medios ácidos y oxidantes, como etapa previa a la cianuración, ha sido también objeto de investigación amplia, y con aplicaciones a nivel industrial.

El retratamiento de menas sulfuradas en medio ácido y con el uso del hipoclorito de sodio (NaOCl) como agente oxidante y en presencia de sal (NaCl) como agente complejante, ha sido poco estudiado y basa su principio teórico en el hecho de que el NaOCl, mejor conocido como lejía, al hidrolizarse genera dos sustancias: El ácido hipocloroso (HOCl) y el hidróxido de sodio (NaOH), mediante un balance dinámico, representado por la reacción siguiente:



El ácido hipocloroso formado es un ácido débil.



Su estabilidad se presenta a valores de pH inferiores a 7.5, como se muestra en el diagrama de distribución para las especies de cloro en solución acuosa (Figura 3.11).

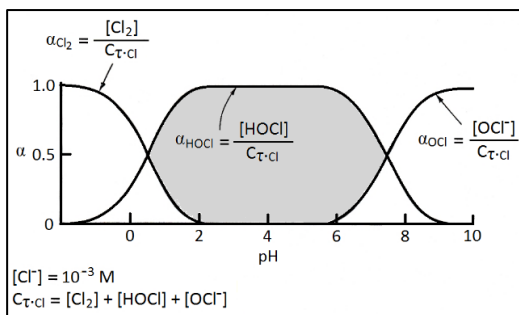


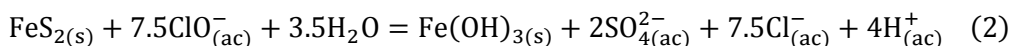
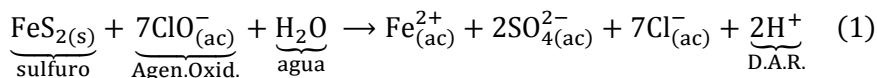
Figura 3.1.- Diagrama de distribución para las especies de cloro en el agua a 25°C.

La tabla siguiente, muestra que tanto de la especie hipoclorosa (HOCl) como el cloro acuoso (Cl_{2(ac)}), son agentes oxidantes fuertes, siendo HOCl la especie preferida para la oxidación de sulfuros en ambientes no básicos.

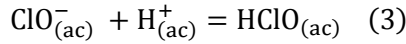
REACCIÓN	ΔG°, KJ/mol	E°, V
$2\text{OCl}^-_{(ac)} + 4\text{H}^+_{(ac)} + 2e^- = \text{Cl}_{2(g)} + 2\text{H}_2\text{O}_{(l)}$	-401.750	2.083
$\text{OCl}^-_{(ac)} + 2\text{H}^+_{(ac)} + 2e^- = \text{Cl}^-_{(ac)} + \text{H}_2\text{O}_{(l)}$	-332.134	1.722
$2\text{HOCl}_{(ac)} + 2\text{H}^+_{(ac)} + 2e^- = \text{Cl}_{2(g)} + 2\text{H}_2\text{O}_{(l)}$	-314.507	1.631
$\text{HOCl}_{(ac)} + \text{H}^+_{(ac)} + 2e^- = \text{Cl}^-_{(ac)} + \text{H}_2\text{O}_{(l)}$	-288.512	1.496

Tabla 3.1.- Datos termodinámicos para el cloro a 25°C.

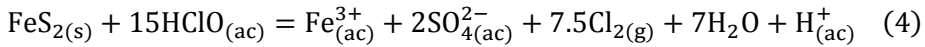
El agente oxidante inicialmente será el ion hipoclorito, que a pesar de ser estable en solución de pH ≈ 10, altamente básico, puede reaccionar con los sulfuros presentes en el medio acuoso:



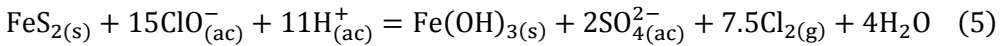
De manera que la solución comienza a acidificarse y el ion hipoclorito da lugar a la formación del ácido hipocloroso:



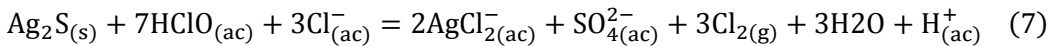
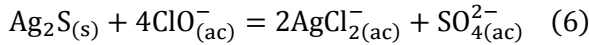
El ácido hipocloroso reacciona seguidamente con los sulfuros y la solución se acidifica aún más por lo que da lugar a la estabilidad del cloro gaseoso:



Luego continúa reaccionando el ion hipoclorito y da lugar a cloro gaseoso:



Por lo que mientras transcurre la reacción, ésta se hace más vigorosa y el pH llega a ser lo suficientemente ácido para que puedan lixivarse los metales de interés económico presentes en los desmontes y relaves:



El complejo de Ag formado, es estable de acuerdo al diagrama Eh – pH que se presenta a continuación:

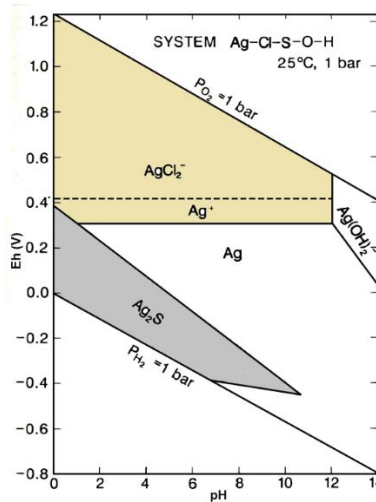


Figura 3.2.- Eh-diagrama de pH para parte del sistema Ag-Cl-S-O-H.

Finalmente, la oxidación especialmente de la pirita presente en los residuos mineros, y bajo las condiciones relativamente ácidas y la presencia del HOCl, permite la formación de Fe^{+3} que, por su poder oxidante, también contribuye a la oxidación de los sulfuros.

3.2 MATERIALES Y MÉTODOS

Cuatro muestras de desmontes, con diferentes contenidos de sulfuros, han sido preparadas de acuerdo al flujograma 1. Las condiciones bajo las cuales se lixiviaron las muestras, se detallan a continuación:

3.2.1 Lixiviación por cianuración directa y pretratamiento ácido-oxidante con posterior cianuración

Las muestras preparadas de acuerdo al flujograma 1, fueron sometidas a las siguientes condiciones de lixiviación cianurante directa: pH = 10.5; granulometría – 200 # Tyler; 45 % sólidos; 2 g/L de cianuro constante, agitación a 350 rpm y un tiempo de lixiviación de 4 horas.

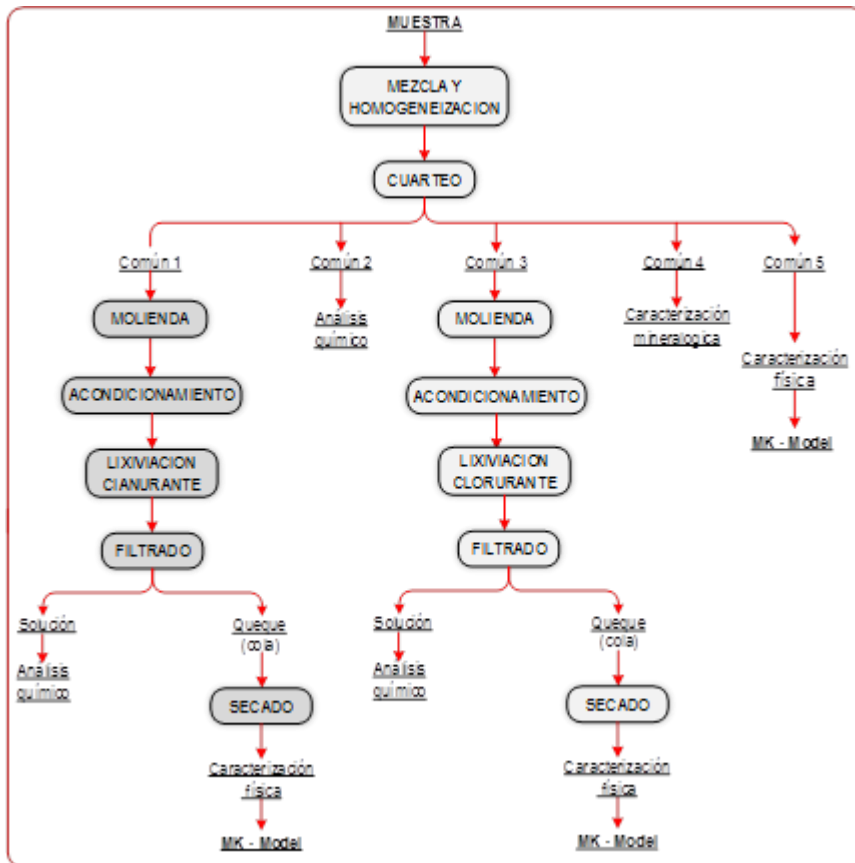


Figura 3.3. Flujograma de procesamiento de las muestras de desmontes

Por otra parte, las condiciones del pretratamiento ácido-oxidante fueron las siguientes: pH = 1.5; granulometría – 200 # Tyler; 45 % sólidos; H₂O₂ mantenido constante en 1.5 veces el estequiométricamente requerido, calculado con respecto al contenido de S total de la muestra; agitación a 350 rpm y un tiempo de lixiviación de 4 horas. Con la muestra de mayor contenido de sulfuro en su composición química, se estudió además el efecto de las variables granulometría, porcentaje de sólidos y temperatura. La cianuración de los residuos obtenidos en la etapa de pretratamiento, se realizó bajo las condiciones de cianuración arriba señaladas, previa etapa de lavado con agua y neutralización con cal.

3.2.2 Lixiviación ácida – clorurante

Las muestras fueron sometidas a las siguientes condiciones de lixiviación clorurante en medio ácido - oxidante: 6 mL de HCl por cada 100 g de muestra lixiviada (pH entre 3 y 4); Cloro activo 15 g/L (31.5 g/L de NaOCl); cloruro de sodio 200 g/L; granulometría – 200 # Tyler; 45 % sólidos;

temperatura de 60 °C, agitación a 350 rpm y un tiempo de lixiviación de 2 horas. Con la muestra de mayor contenido de sulfuro en su composición química, se estudió también el efecto de las variables granulometría, porcentaje de sólidos y temperatura.

3.3 RESULTADOS Y DISCUSIONES

3.3.1 Caracterización química y mineralógica de las muestras estudiadas

Se han preparado cuatro muestras de desmontes, cuyo análisis químico se muestra en la tabla siguiente:

Elemento	Unidad	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Muestra 4
Ca	%	0.07	0.07	0.08	0.11
Fe	%	1.83	3.63	2.90	5.16
Mn	%	<0.03*	<0.03*	0.03	1.30
Ag	g/ton	52.69	46.12	50.91	67.6
Pb	%	0.10	0.28	0.42	0.11
Zn	%	0.07	0.07	0.20	0.29
S	%	3.4	1.7	1.5	1.0

Tabla 3.2.- Análisis químico de las muestras sometidas a las diferentes pruebas de lixiviación

Los resultados de la caracterización por difracción de Rayos X, se presenta en la tabla siguiente:

Mineral	Formula	M1	M2	M3	M54
Pirita	FeS _{1.96}	X	X	X	X
Sílice	SiO ₂	X	X	X	X
Sanidine	KAlSi ₃ O ₈		X	X	X
Aluminofosfatos	Al ₂ O ₃ P ₂ O ₅		X	X	
Mordenite	Na _{7.88} (Al ₂ O ₃) _{7.87} (SiO ₂) _{45.13} 25H ₂ O		X		
Quintinite	Mg ₄ Al ₂ (OH) ₁₂ CO ₃ 3H ₂ O		X		
Hyalophane	(K,Ba,Na)(Si,Al) ₄ O ₈		X		
Gismondine	CaAl ₂ Si ₂ O ₈ 4H ₂ O			X	
Ekatite	Fe ⁺³ ,Fe ⁺² ,Zn) ₁₂ (OH) ₆ (AsO ₃) ₆ (AsO ₃ ,HOSiO ₃) ₂			X	
Ortoclase	K(Al,Fe) SiO ₂ O ₈	X			
Ankerita	Ca(Mg _{0.67} Fe _{0.33})(CO ₃) ₂	X			
Anortoclase	(Na,K)(Si ₃ Al)O ₈	X			
Illita	(K,H ₂ O)Al ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	X			
Tecto-aluminotrisilicato	K(SiO _{0.75} Al _{0.25}) ₄ O ₈	X			
Delhayelite	(K,Na) ₁₀ Ca ₅ Al ₆ Si ₃₂ O ₈₀ Cl ₆ 18H ₂ O				X
Hydrobiotite	K-Mg-Al-Fe-Si-OH-F				X
Flusston	SiO ₂ -Al ₂ O ₃ -Na-OH				X
Metakottigite	(Zn,Fe)(AsO ₄) ₂ 8(H ₂ O,OH)			X	X

Tabla 3.3.- Resultado del análisis de difracción de rayos X de las muestras estudiadas

En base a los resultados de la determinación del Potencial Ácido y Potencial Neutro; y a partir de la determinación del Potencial Neto de Neutralización, los residuos mineros estudiados se clasifican en:

	NNP (kgCaCO3/t)	NP/AP	Dictamen
Muestra 1	-85,38	0,003	GENERADOR
Muestra 2	-51,31	0,005	GENERADOR
Muestra 3	-40,69	0,006	GENERADOR
Muestra 4*	-0,63	0,667	NO GENERADOR

Tabla 3.4.- Resultado de las pruebas geoquímicas de las muestras estudiadas
* Corroborada mediante prueba geoquímica dinámica

Es decir que, en base a los criterios ABA, tres de los sitios donde se han dispuesto los desmontes, requieren de un cierre ambiental, considerando que son generadoras de DAR (no estables químicamente).

3.3.2 Resultados de la lixiviación cianurante

a) Lixiviación de la muestra M1 con variación de parámetros

Las gráficas siguientes, muestran los resultados obtenidos en la lixiviación por cianuración de la muestra M 1, variando la granulometría de las mismas (- 100, -200 y - 400 mallas Tyler); además de la variación de la concentración de cianuro y el porcentaje de sólidos de lixiviación, denotando también el número de las pruebas ejecutadas:

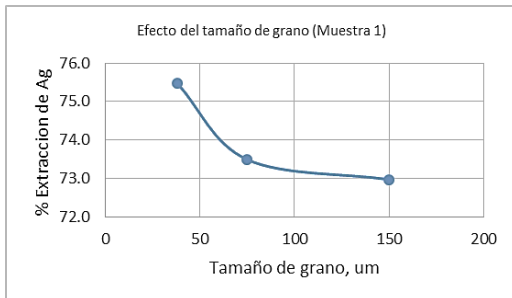


Figura 3.4.- Efecto del tamaño de grano en la extracción de Ag en la muestra M 1 – P1 a P3

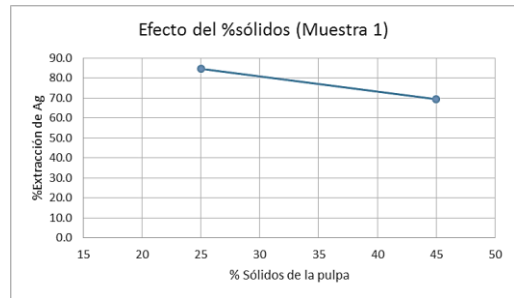


Figura 3.5.- Efecto del % sólidos en la extracción de Ag en la muestra M 1 – P2 y P4

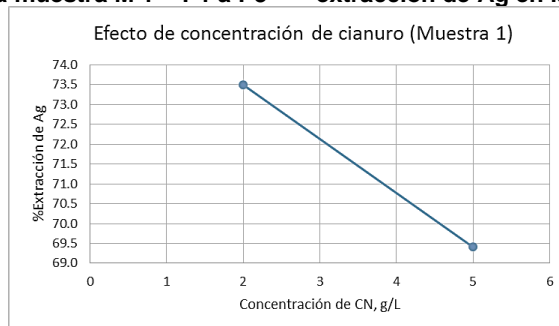


Figura 3.6.- Efecto del porcentaje de sólidos en la extracción de Ag en la muestra M 1 – P2 y P5

Es decir, las mejores condiciones de cianuración permiten obtener una extracción de Ag de 84.6% a -200# Tyler, 25% de sólidos y concentraciones de cianuro de 5 g/L. Sin embargo, a la misma granulometría y considerando un 45% de sólidos y una concentración de cianuro de 2 g/L, se alcanza ya una extracción de Ag de 75.48 %; por lo que, la cianuración de las otras muestras, y con una visión de aplicación industrial, se llevará a cabo bajo dichas condiciones.

b) Lixiviación de las muestras M 2 y M 3

Las condiciones de cianuración para una posible aplicación industrial encontradas en el tratamiento de la muestra M 1, fueron aplicadas a las muestras M 2 y M 3. Las extracciones de Ag que se alcanzaron fueron de 56.59 % (M 3 – P6) y de 58.84 % (M 2 – P7), respectivamente.

c) Lixiviación de la muestra M 4

La gráfica siguiente muestra los resultados obtenidos en la lixiviación cianurante de la Muestra 4, a diferentes granulometrías y bajo las condiciones de cianuración similares a las que se señalaron para la muestra M 3 y M 4:

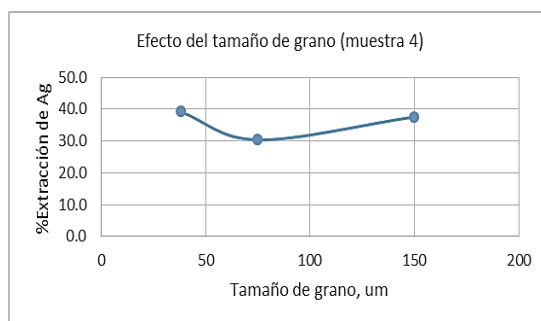


Figura 3.7. Efecto del tamaño de grano en la extracción de Ag en la muestra M 4 - P8 a P10

3.3.3 Lixiviación cianurante, con previa etapa de preoxidación en medio ácido-oxidante

a) Pretratamiento y posterior cianuración de la muestra 1

Los resultados obtenidos en la etapa de cianuración, después del pretratamiento respectivo de la muestra 1, permitieron demostrar que la extracción de Ag fue posible de incrementar de 73.49 % (sin pretratamiento – P2) a 80.83 % (P 1) con la etapa de pretratamiento, considerando las mismas condiciones de cianuración.

Incrementando el % sólidos en la etapa de pretratamiento de 30 a 45% (P12), se disminuye la extracción de Ag en la etapa de posterior de cianuración de 83.91 % a 80.83 %.

b) Pretratamiento y posterior cianuración de la muestra 4

Los resultados obtenidos en la etapa de cianuración, después del pretratamiento respectivo de la muestra M4, permitieron demostrar que la extracción de Ag fue posible de incrementar significativamente de 39.20 % (sin pretratamiento) a 77.03 % (P 13) con la etapa de pretratamiento, considerando las mismas condiciones de cianuración.

Así mismo, incrementando el % sólidos en la etapa de pretratamiento de 30 a 45% (P 14), se disminuye de 77.03 % a 62.37 % la extracción de Ag en la etapa de cianuración.

3.4 LIXIVIACIÓN DE LAS MUESTRAS CON HIPOCLORITO DE SODIO

3.4.1 Lixiviación de la muestra 1 variando parámetros

La cantidad de sulfuros de la muestra 1, no fue suficiente para generar la suficiente acidez para que el HOCl sea la especie estable en solución; por lo que, fue necesario la adición solución de ácido clorhídrico. Los resultados obtenidos de la variación de la temperatura y del tamaño de grano en la lixiviación de la muestra 1 se presentan a continuación:

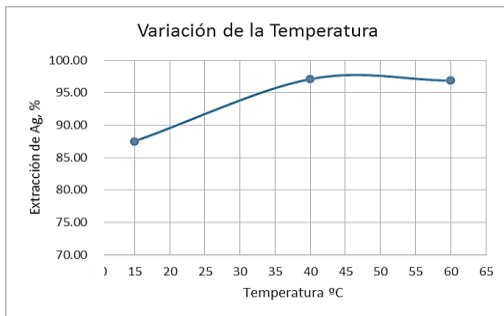


Figura 3.8.- Efecto de la temperatura en la extracción de Ag en la muestra 1 (PC1 a PC3)

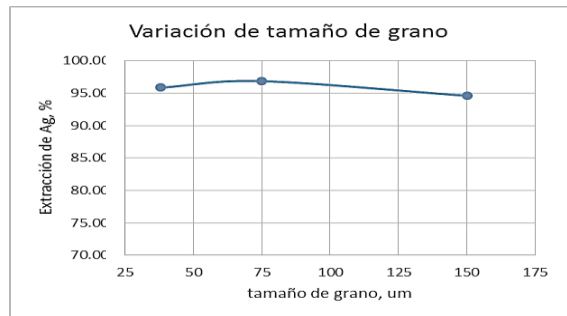


Figura 3.9.- Efecto del tamaño de grano en la extracción de Ag en la muestra (PC4 – PC5)

Es decir, a 60 °C, - 200# Tyler y 45% sólidos, consideradas como los mejores parámetros de operación, es posible alcanzar extracciones de Ag de hasta 96.85% de Ag (PC2). Algunos datos adicionales de las pruebas se presentan en la tabla siguiente:

Muestra	pH final	Cloro inicial g/L	Cloro activo residual, g/L	Peso de cloro inicial, g	Peso de cloro final, g	Cloro activo consumido, Kg Cl/ton mineral
Muestra 1 – 100#	4.8	15	0.124	9	0.071	59.53
Muestra 1 – 200#	5.33	15	0.053	12	0.040	59.80
Muestra 1 – 400#	5.43	15	0.053	12	0.038	59.81
Muestra 1 – 40°C	4.75	15	0.231	12	0.176	59.12
Muestra 1 – 15°C	5.9	15	0.178	12	0.137	59.32

Tabla 3.5.-. pH al final de la lixiviación y cloro activo residual luego de la lixiviación.

3.4.2 Lixiviación de las muestras 2 y 3 bajo las mejores condiciones obtenidas en la lixiviación de la muestra 1

Las mejores condiciones encontradas en la lixiviación de la muestra 1 fueron aplicadas a las muestras 2 y 3 para su lixiviación. La extracción de la plata de estas muestras es muy efectiva, alcanzando extracciones de Ag de hasta 83.68% (Muestra 3 – PC6) y de 83.35 % (Muestra 2 – PC7), respectivamente. Además, en la tabla siguiente, se presentan datos adicionales de las pruebas realizadas:

Muestra	pH final	Cloro inicial g/L	Cloro activo residual, g/L	Peso de cloro inicial, g	Peso de cloro final, g	Cloro activo consumido, Kg Cl/ton mineral
Muestra 2	3.97	15	0.027	12	0.019	59.90
Muestra 3	4.12	15	0.009	12	0.006	59.97

Tabla 3.6.- pH al final de la lixiviación y cloro activo residual luego de la lixiviación

3.4.3 Lixiviación de la muestra 4 con variación de tamaño de grano

Los resultados obtenidos en la lixiviación con Hipoclorito de Sodio de la Muestra 4, con los mejores parámetros obtenidos en la lixiviación de la muestra 1, y variando la granulometría en -100#, -200# y -400# se presenta en la gráfica siguiente:

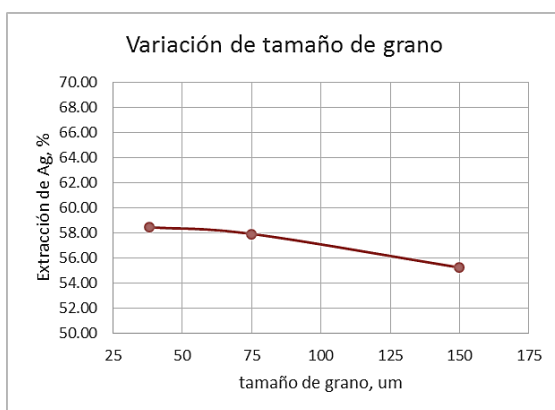


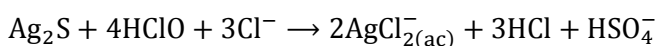
Figura 3.10. Efecto del tamaño de grano en la extracción de Ag en la muestra 4 (PC8 a PC10).

Es decir, fue posible alcanzar extracciones de Ag de solamente hasta 58.48 %. Además, en la tabla siguiente, se presentan datos adicionales de las pruebas realizadas:

Muestra	pH final	Cloro inicial g/L	Cloro activo residual, g/L	Peso de cloro inicial, g	Peso de cloro final, g	Cloro activo consumido, Kg Cl/ton mineral
Muestra 4 – 100#	5.62	15	0.018	12	0.013	59.93
Muestra 4– 200#	4.85	15	0.005	12	0.004	59.98
Muestra 4– 400#	5.95	15	0.018	12	0.013	59.94

Tabla 3.7.- pH al final de la lixiviación y cloro activo residual luego de la lixiviación

En resumen, y después de un análisis de los aspectos teóricos de la lixiviación clorurante, se pudo concluir que la lixiviación de plata como sulfuro, que puedan contener las colas, puede ser representada como sigue:



3.5 PRUEBAS GEOQUÍMICAS ESTÁTICAS Y APTITUD DE USO DE LOS RESIDUOS GENERADOS EN LA LIXIVIACIÓN EN COBERTURAS SECAS PARA EL FUTURO CIERRE

A partir de los análisis químicos reportados por azufre total y sulfato (para determinar el Potencial Ácido) y la determinación del potencial Neutro por el método de titulación inversa; además de la caracterización geotécnica de los residuos obtenidos después del proceso de lixiviación (determinación de los parámetros de granulometría, pesos específicos, densidades aparentes y coeficiente de uniformidad), tanto de la cianuración directa; pretratamiento y cianuración; y finalmente, como de cloruración, se elaboraron las tablas siguientes que resumen si dichos residuos obtenidos por una parte son o no generadores de DAR y por otra, si son o no aptos para su uso como coberturas secas.

3.5.1 Predicción del comportamiento geoquímico de los residuos obtenidos en la cloruración y cianuración

PRUEBA	MUESTRA	% S inicial	% S final	AP (kgCaCO ₃ /t)	% Ca	NP (kgCaCO ₃ /t)	NNP (kgCaCO ₃ /t)	NP/AP	DICTAMEN
Colas de cianuración									
P13	M 4 - PRET	1,2	1	31,2	0,13	3,25	-27,9	0,104	NO GENERADOR
P12	M 1 - PRET-30%	3,4	3,3	103,1	0,04	1	-102,1	0,009	GENERADOR
P11	M 1 - PRET-45%	3,4	3,4	106,2	0,02	0,5	-105,7	0,005	GENERADOR
P7	M 3 - 200#	1,5	1,3	40,6	0,07	1,75	-38,8	0,043	GENERADOR
P6	M 2 -200#	1,7	1,7	53,1	0,03	0,75	-52,3	0,014	GENERADOR
P4	M 1 - 25%	3,4	3,3	103,1	0,05	1,25	-101,8	0,012	GENERADOR
P5	M 1 - 5g/l CN	3,4	3,4	106,2	0,05	1,25	-104,9	0,012	GENERADOR
P3	M1 - 400#	3,4	3,4	106,2	0,05	1,25	-104,9	0,012	GENERADOR
P2	M 1 - 200#	3,4	3,3	103,1	0,07	1,75	-101,3	0,017	GENERADOR
P1	M 1 -100#	3,4	3,3	103,1	0,08	2	-101,1	0,019	GENERADOR
P10	M 4 -400#	1,1	1	31,2	0,09	2,25	-28,95	0,072	NO GENERADOR
P9	M 4 -200#	1,1	1	31,2	0,06	1,5	-29,70	0,048	NO GENERADOR
P8	M 4 -100#	1,1	1	31,2	0,06	1,5	-29,70	0,048	NO GENERADOR
Colas de cloruración									
PC6	M 2	1,7	1,1	34,4	0,08	2	-32,4	0,058	NO GENERADOR
PC3	M 1 -400#	3,4	3	93,7	0,08	2	-91,70	0,021	GENERADOR
PC2	M 1 -200#	3,4	3,2	100	0,08	2	-98,0	0,020	GENERADOR

PRUEBA	MUESTRA	% S inicial	% S final	AP (kgCaCO ₃ /t)	% Ca	NP (kgCaCO ₃ /t)	NNP (kgCaCO ₃ /t)	NP/AP	DICTAMEN
PC1	M 1 -100#	3,4	3	93,7	0,07	1,75	-91,95	0,019	GENERADOR
PC4	M 1 -40C	3,4	3,1	96,9	0,07	1,75	-95,15	0,018	GENERADOR
PC5	M 1 -15C	3,4	3,1	96,9	0,08	2	-94,90	0,021	GENERADOR
PC10	M 4 -400#	1	0,3	9,4	0,10	2,5	-6,90	0,267	NO GENERADOR
PC9	M 4 -200#	1	0,8	25	0,10	2,5	-22,50	0,100	NO GENERADOR
PC8	M 4 -100#	1,3	1	31,2	0,09	2,25	-28,95	0,072	NO GENERADOR
PC7	M 3	1,5	0,9	28,1	0,09	2,25	-25,85	0,080	NO GENERADOR

Tabla 3.8.- Resultados del comportamiento geoquímico estático y dinámico de los residuos obtenidos en las pruebas de cianuración (sin y con pretatamiento) y cloruración

De los resultados de estabilidad geoquímica de los residuos es posible establecer que:

- La lixiviación de la muestra de desmonte M1, por cualquiera de las alternativas propuestas, no permite obtener residuos estables químicamente; es decir, todos ellos son generadores de DAR.
- Solamente, la lixiviación por cloruración de las muestras de desmontes M 2 y M 3, permite obtener residuos no generadores de DAR.
- La lixiviación de la muestra M4 permite obtener residuos no generadores de DAR por cualquiera de las alternativas de lixiviación estudiadas.

3.5.2 Aptitud de uso de los residuos obtenidos en la cianuración y cloruración

De los resultados para establecer la aptitud de uso, basados en sus propiedades geotécnicas de los residuos obtenidos en las pruebas de lixiviación realizadas, es posible establecer que:

- La lixiviación de la muestra de desmonte M1, por cualquiera de las alternativas propuestas, genera residuos con valores de AEV (capacidad de almacenamiento de agua) mayores a 1000 cm y conductividades hidráulicas pequeñas; es decir, se establece que dichos residuos pueden ser utilizados como coberturas secas en zonas semiáridas para el cierre ambiental de los mismos; sin embargo, como son residuos generadores de DAR, esta posibilidad queda descartada. La lixiviación de las muestras de desmontes M 2 y M 3, permite obtener residuos, por cualquiera de las alternativas de lixiviación estudiadas, que pueden ser utilizados como cobertura seca en la etapa de cierre.
- La lixiviación de la muestra M4 permite obtener residuos aptos para su uso como coberturas secas en zonas semiáridas cuando son lixiviados por cianuración directa a una granulometría de .400 # Tyler; a – 200# Tyler con pretratamiento y seguida de cianuración. La cloruración no permite obtener residuos aptos para su uso como coberturas secas.

MUESTRA	d ₁₀ micron	d ₆₀ micron	Cu	ρ _{ap} g/cm ³	ρ _{real} g/cm ³	ε	AEV cm	K _{sat} Cm/s	APTITUD DE USO
Colas de cianuración									
M3 - 200# P7	1.4	8	5.71	1.135	2.645	0.510	2000	7.85x10 ⁻⁷	SI
M 4 - PRET P13	1.8	25	13.9	1.190	2.710	0.561	400	2.72x10 ⁻⁶	SI
M 1 - PRET-30% P12	1.4	7	5	1.128	2.613	0.568	2000	1.24x10 ⁻⁶	SI
M1 - PRET-45% P11	1.4	7	5	1.136	2.632	0.568	1000	1.39x10 ⁻⁶	SI
M 2 -200# P6	1.4	7	5	1.128	2.595	0.565	2000	1.21x10 ⁻⁶	SI
M 1 - 25% P4	1.4	7	5	1.128	2.595	0.565	2000	1.18x10 ⁻⁶	SI
M1-5g/ICNP5	1.4	8	5.7	1.197	2.692	0.555	2000	1.16x10 ⁻⁶	SI
M1 -400# P3	1.3	6	4.6	1.186	2.687	0.559	2000	9.05x10 ⁻⁷	SI
M1 -200# P2	1.4	7.6	5.43	1.162	2.697	0.569	2000	1.28x10 ⁻⁶	SI
M1 -100# P1	1.4	6.5	4.64	1.125	2.691	0.582	2000	1.35x10 ⁻⁶	SI
M4-400#P10	1.3	10	7.69	1.147	2.707	0.576	1500	1.32x10 ⁻⁶	SI
M 4 -200# P9	1.7	32	18.82	1.300	2.706	0.520	500	1.88x10 ⁻⁶	NO
M 4 -100# P8	1.6	30	18.75	1.164	2.713	0.571	400	2.58x10 ⁻⁶	NO
Colas de cloruración									
M2 - PC 6	1.4	12	8.57	1.171	2.640	0.556	1000	1.34x10 ⁻⁶	SI
M1 - PC3 -400#	1.3	5.3	4.08	1.085	2.650	0.544	4000	8.16x10 ⁻⁷	SI
M1 - PC2-200#	1.4	8.7	6.21	1.121	2.642	0.538	2000	1.03x10 ⁻⁶	SI
M1 - PC1-100#	1.4	7	5	1.125	2.653	0.538	2000	9.63x10 ⁻⁷	SI
M1 - PC4 -40C	1.4	9	6.43	1.140	2.640	0.530	2000	9.76x10 ⁻⁷	SI
M1 - PC 5 -15C	1.4	10	7.14	1.135	2.650	0.534	2000	1.05x10 ⁻⁶	SI
M4 – PC10-400#	1.4	15	10.71	1.218	2.764	0.559	900	1.48x10 ⁻⁶	NO
M4 - PC9 -200#	1.8	47	26.11	1.236	2.774	0.554	300	3.16x10 ⁻⁶	NO
M4 - PC8 -100#	1.7	40	23.53	1.236	2.774	0.564	300	2.96x10 ⁻⁶	NO
M3 - PC7	1.5	14	9.33	1.190	2.650	0.551	980	1.52x10 ⁻⁶	SI

Tabla 3.9.- Resultados de aptitud de uso de los residuos obtenidos en las pruebas de cianuración (sin y con pretratamiento) y cloruración para su uso como coberturas secas.

3.6 CONCLUSIONES

Del presente trabajo de investigación se establecen las siguientes conclusiones:

- Las muestras de desmontes de complejos sulfurados de Pb-Ag-Zn, con diferentes contenidos de sulfuros (entre 1.0 a 3.4 % de Azufre Total), y con concentraciones de Ag (entre 68 a 53 g/t de Ag), al ser sometidas a condiciones normales de cianuración por agitación, permiten obtener extracciones de Ag que varían entre 74 % a 31 %, respectivamente.

- Después del pretratamiento ácido-oxidante, las extracciones de Ag en la etapa posterior de cianuración, subieron de entre 81% y 63%, respectivamente.
- Finalmente, mediante la lixiviación ácido-clorurante, se lograron extracciones de entre 58 a 98%, respectivamente.
- Los desmontes de complejos sulfurados de Pb-Ag-Zn con contenidos de azufre por encima de 1.7 %, no permiten obtener residuos “no generadores de DAR” por ninguno de los métodos de lixiviación estudiados. Cuando los desmontes presentan contenidos de azufre menores, la lixiviación clorurante permite obtener no sólo residuos no generadores de DAR, sino aptos para su uso como coberturas secas en el cierre ambiental en zonas de poca precipitación fluvial por generar valores de AEV (capacidad de almacenamiento de agua) mayores a 1000 cm y conductividades hidráulicas pequeñas.

Finalmente, la recomendación que emerge del estudio del tratamiento de los desmontes como alternativa a su cierre ambiental, es que se debe realizar un estudio económico de la propuesta técnica generada a objeto evaluar si los costos de cierre ambiental son o no mayores a la alternativa de retratamiento propuesta.




3.7 AGRADECIMIENTOS







Un agradecimiento especial al Ing. Walter Alí Blanco, coautor; quién, en su calidad de egresado de la Carrera de Metalurgia, me permitió ser el mentor de su trabajo de graduación; y así, mediante un trabajo en equipo, lograr alcanzar la concreción de su meta profesional y además un magnífico aporte académico.

Asimismo, se expresa un público reconocimiento al Ing. Octavio Hinojosa Carrasco, Director del Laboratorio de Concentración de Minerales de la Universidad Técnica de Oruro, por su apoyo permanente y especializado en la caracterización de los residuos mineros, objeto de estudio.

Finalmente, se agradece también al Ing. Danny Joaquín Flores Cruz, que en su calidad de egresado, me permitió ser el mentor de su trabajo de tesis; y así juntos, lograr la meta de su profesionalización.

3.8. BIBLIOGRAFÍA

-  Benzaazoua, M., & Zamora, G. Predicciones de drenaje ácido de roca mediante tests geoquímicos estáticos y dinámicos. Revista Metalúrgica UTO. 2003. ISSN 2078-5593.
-  Zamora E. G. – Hinojosa C. O. – Salas C. A. Estudio de desulfurización de relaves generadores de DAR, antes de su disposición de final, como alternativa de manejo y mitigación de impacto ambiental. Revista de Medio Ambiente y Minería. 2017. N°3, 44 – 52 p. ISSN 2519-5352.
-  Zamora E. G.; Lanza F. J. y Arranz G.J. Metodología para la identificación y evaluación de riesgos de pasivos ambientales mineros con fines de priorización para su remediación. Revista de Medio Ambiente y Minería. 2018, N° 5, pp 31-43. ISSN 2519-5352.

-  Zamora E. G. & Hinojosa C. O. Economía circular en minería - Caso de Estudio: Producción minera de Concentrados de Pb-Ag-Zn en Bolivia. Revista de Medio Ambiente y Minería. 2019. Vol 4 (1), p 3 – 17. ISSN 2519-5352.
-  John O. Marsden and C. Alain House. The Chemistry of Gold Extraction (second edition). Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2006. Inc. (SME).
-  Cruz J. L – Zamora E.G. Lixiviación de concentrados de flotación bulk de Zn-Ag en medio ácido y presencia de H₂O₂ y NaCl. Revista Metalúrgica UTO. N° 41, 14 -25. ISSN 2078-5593.
-  Blanco W. Estudio del comportamiento en la lixiviación de relaves de Poopó, Japo y san Cristóbal con hipoclorito de sodio como agente oxidante y en presencia de cloruro de sodio como agente acomplejante. 2018. Carrera de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales, Universidad Técnica de Oruro. Bolivia.
-  Price, W.A, 2010. Acid Base Accounting Criteria Used in Prediction of Drainage Chemistry. International Mine Water Association (IMWA) 2010 Symposium, Sydney, Nova Scotia, September 5-9, pp. 55-58.
-  Zamora E. G. – Salas C.A. – Hinojosa C. O. Restauración de Sitios Mineros Mediante Coberturas de Efecto SDR. Revista Metalúrgica UTO. ISSN 2078-5593

Predicciones de Drenaje Ácido de Roca de Desmontes de la Mina San José mediante Test Geoquímico Estático y Dinámico

RESUMEN

La predicción del Drenaje Ácido de Roca (DAR), mediante pruebas geoquímicas dinámicas en celdas húmedas, son frecuentemente utilizadas para predecir la tasa de generación de ácido de residuos mineros y la calidad de lixiviados generados en función del tiempo. Esta información, que complementa a las pruebas geoquímicas estáticas, previamente desarrolladas para establecer el potencial ácido de un residuo o para salir de la duda en el caso en que un residuo minero se encuentre en la zona de incertidumbre respecto a su potencial generador de ácido, es de gran importancia; puesto que, permite definir el manejo ambiental de dichos residuos o evaluar el efecto de impacto ambiental que éstos están generando.

Los desmontes de la Mina San José, ubicados en la zona Noreste de la ciudad de Oruro – Bolivia, han sido depositados sin considerar los aspectos ambientales básicos en el periodo de operación de la mina, cuyos inicios se remontan inclusive a la época de la colonia.

Las pruebas geoquímicas estáticas realizadas, que basan su principio en el equilibrio entre los minerales que pueden producir ácido (potencial de acidificación PA) y los minerales neutralizantes (potencial de neutralización PN) de la muestra, han demostrado el fuerte poder de generación de ácido (potencial neto de neutralización PNN = 243 Kg CaCO₃/t residuo).

Las pruebas geoquímicas dinámicas, al igual que las pruebas geoquímicas estáticas, han sido realizadas en los laboratorios de la URSTM (Unidad de Investigación y de Servicios en Tecnología Mineral) de la Universidad de Québec en Abitibi-Temiscamingue – Canadá, y han mostrado que los licores, obtenidos en el desarrollo de las pruebas, presentan altas concentraciones de metales pesados tóxicos disueltos y valores de pH fuertemente ácidos ya desde el inicio de las pruebas, confirmando así que se requieren medidas de mitigación para evitar la permanente oxidación de estos desmontes y el fuerte potencial de impacto que representan.

La metodología presentada sobre la ejecución de las pruebas y su evaluación respectiva, podrían constituirse en una guía útil para técnicos involucrados en la evaluación de impactos ambientales generados por residuos y colas de operaciones mineras.

4.1 INTRODUCCIÓN

Los residuos mineros (desmontes o colas), generados por la actividad de la explotación de una mina y el procesamiento de minerales, se constituyen en la actualidad, junto con las evacuaciones de agua ácida de mina, en las principales fuentes de contaminación de metales pesados de aguas superficiales y subterráneas.

En todas las regiones mineras del país, se han depositado a lo largo del tiempo, grandes volúmenes de estos residuos que contienen sulfuros (especialmente pirita) y, tomando en cuenta que no se han considerado medidas ambientales en su deposición, en contacto con aguas superficiales o de lluvia y el oxígeno de la atmósfera, van generando Drenaje Ácido de Roca (DAR) dando así lugar a una disminución del valor del pH de sus escorrentías y por ende la contaminación de cuerpos acuosos superficiales y/o subterráneos.

Este es por ejemplo el caso concreto de los Desmontes de la Mina San José, que ocupan un volumen de cerca de 900.000 toneladas y se encuentran ubicados en el sector Noreste de la ciudad de Oruro – Bolivia, y que han sido depositados en el periodo de operación de la mina, cuyos inicios se remontan inclusive a la época de la colonia.

Para definir medidas de mitigación, tendientes a disminuir la posibilidad de formación de DAR de estos desmontes, son necesarias evaluaciones técnicas mediante pruebas geoquímicas estáticas y dinámicas que permiten cuantificar la tasa de generación de DAR y evaluar el impacto ambiental que generan.

Las pruebas geoquímicas estáticas consideran el equilibrio entre los minerales que pueden producir ácido (potencial de acidificación PA) y los minerales neutralizantes (potencial de neutralización PN) de una muestra de residuo minero representativa.

Las pruebas dinámicas o cinéticas, complementan la información obtenida en las pruebas geoquímicas estáticas, y permiten predecir la tasa de producción de ácido y el desarrollo de la cantidad de drenaje en función del tiempo.

El objetivo de este trabajo es presentar y evaluar los resultados de predicción de generación de DAR obtenidos de las pruebas geoquímicas estáticas y dinámicas desarrolladas con una muestra del Desmonte San José.

La metodología empleada puede ser tomada por los técnicos involucrados en la predicción de DAR a partir de residuos mineros y/o la evaluación de impacto ambiental debido a la generación de DAR.

4.2 Metodología de predicción de DAR

La metodología empleada para la predicción de DAR puede resumirse en las siguientes etapas:

- a) Muestreo representativo del residuo minero
- b) Caracterización del residuo minero
 - i. Análisis químico ambiental aplicado
 - ii. Análisis mineralógico ambiental aplicado
 - iii. Análisis de parámetros físicos importantes

- c) Pruebas Geoquímicas Estáticas
 - i. Determinación del Potencial de Neutralización (PN)
 - ii. Determinación del Potencial Ácido (PA)
 - iii. Determinación del Potencial Neto de Neutralización (PNN)
 - iv. Evaluación
- d) Pruebas Geoquímicas Dinámicas

Para el caso en el que se confirme o sea incierto el potencial de generación de DAR obtenido de las pruebas geoquímicas estáticas.

4.3 CARACTERIZACIÓN DEL RESIDUO MINERO EN ESTUDIO

4.3.1 Muestreo

Se han tomado muestras del desmante realizando canaletas en dirección la inclinación del talud y de excavaciones transversales en varios pozos ya existentes en la superficie superior del terraplén. Finalmente, se ha acopiado las muestras obtenidas y se han homogenizado y cuarteado hasta obtener una muestra representativa.

4.3.2 Caracterización del Desmante

- **ANÁLISIS QUÍMICO AMBIENTAL APLICADO**

La muestra ha sido analizada por digestión total por los metales pesados de interés. Los resultados son presentados en la Tabla 4.1.

	% Fe	% S	% SO ₄ ⁼	% Al	% K	% Na	% Mg	% Mn	% Ba	% Ca
Residuo	10.4	8.52	1.6	5.75	2.4	0.175	0.263	0.012	0.028	0.039
	µg/g Co	µg/g Cr	µg/g Ni	µg/g Sn	µg/g Sb	µg/g As	µg/g Cu	µg/g Zn	µg/g Cd	µg/g Pb
	10	440	110	470	2300	1260	140	290	20	7980

Tabla 4.1.- Análisis químicos de los elementos incluidos en los minerales sulfurados

- **MINERALOGÍA AMBIENTAL APLICADA**

La tabla 4.2 muestra los resultados del análisis cualitativo de Difracción de Rayos X.

Minerales Sulfurados		Minerales Oxidados	
Principales	Secundarios	Principales	Secundarios
Galena	Estannina-Kesterita	Anglesita	Cuarzo
Frankeita	Zinkenita	Alunita	Turmalina
Esfalerita	Bournonita	Gipso	Schörlita
Boulangerita	Sulfosales	Jarosita	Caolinita
Jamesonita		Natrojarosita	Dickita
Pirita		Melanterita	
		Rozenita	
		Halotrichita	
		Escororodita	
		Minerale Pb-S-O	

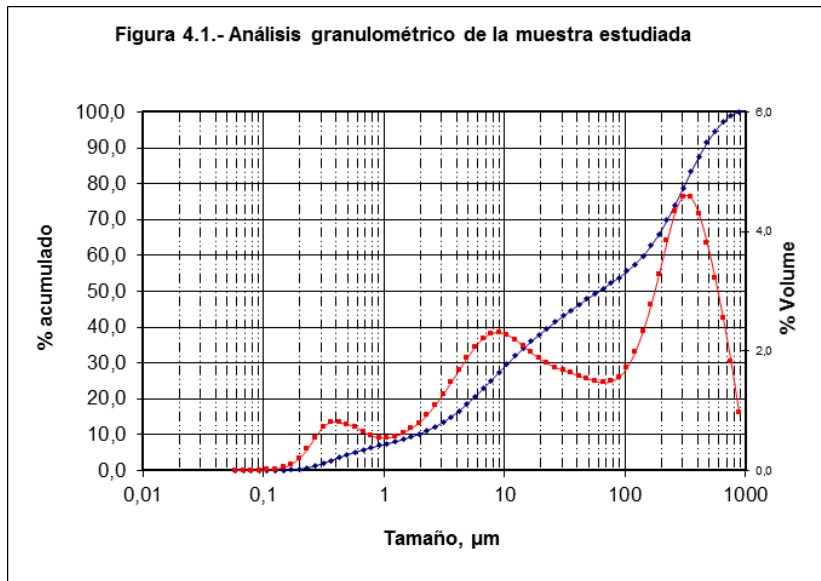
Tabla 4.2.- Análisis por Difracción de Rayos X de la Muestra de Desmante San José

La Tabla 4.3 muestra los resultados obtenidos en la determinación de la densidad y superficie específica del residuo estudiado.

Densidad	2.9249	g/cm ³
Superficie específica	1.4426	m ² /g

Tabla 4.3.- Valores de densidad y superficie específica del residuo.

Los resultados del análisis granulométrico de la muestra estudiada son presentados en la figura 4.1.



4.4 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS GEOQUÍMICAS ESTÁTICAS

Tanto las pruebas geoquímicas estáticas como las dinámicas han sido realizadas en los laboratorios de la URSTM (Unidad de Investigación y de Servicios en Tecnología Mineral) de la Universidad de Québec en Abitibi-Temiscamingue – Canadá.

Los resultados de la determinación del Potencial Neto de Neutralización de la muestra de Desmonte de la Mina San José son presentados en la tabla 4.4:

	Desmonte San José
% S total	8.52
% S sulfato	0.53
% S sulfuros	7.99
NP (kg CaCO3/t)	0
AP (kg CaCO3/t)	249.6
NNP (kg CaCO3/t)	-249.6
NP/AP	0

Tabla 4.4.- Resultados del Potencial Neto de Neutralización del Desmonte San José

Para la evaluación del resultado obtenido pueden considerarse dos criterios:

Primer Criterio: Un residuo minero es considerado como generador de DAR si el valor del NNP es menor a 20 kg CaCO₃/t. Valores de NNP mayores a 20 Kg CaCO₃/t hacen de que el residuo no sea generador de DAR. Si el valor de NNP se encuentra entre estos dos valores, entonces se tiene un rango de incertidumbre. Por tanto, la muestra estudiada ES GENERADORA DE DAR!.

Segundo Criterio (ABA): Si la relación de NP/AP es menor a la unidad, entonces el residuo puede ser considerado como generador de DAR. Por el contrario, si dicha relación es mayor a 3, entonces el residuo no es generador del DAR. Valores intermedios, dan lugar a una incertidumbre sobre la generación o no de DAR. Por tanto, la muestra estudiada ¡ES GENERADOR DE DAR!

Desde el punto de vista de la “exigencia para fines de restauración”, la normativa canadiense aplica una relación de NP/AP > 3.

4.5 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS GEOQUÍMICAS DINÁMICAS

De los resultados de las pruebas geoquímicas estáticas de predicción y tomando en cuenta tanto el primer como el segundo criterio, es requerido realizar pruebas geoquímicas dinámicas del residuo estudiado si se desea además predecir la tasa de producción de ácido y el desarrollo de la cantidad y drenaje en función del tiempo.

Las pruebas se llevaron a cabo en una celda de humidificación de acuerdo a la norma ASTM. El peso de la muestra introducida en la celda fue de 0.5 kg.

Los resultados correspondientes a los diferentes parámetros fisicoquímicos encontrados en las soluciones de enjuague en relación con el tiempo son presentados en la Tabla 4.5.

Para una mejor interpretación de los resultados obtenidos, se han llevado a cabo las gráficas puntuales y acumuladas.

Las gráficas siguientes muestran el comportamiento de la conductividad, potencial redox, el pH y la alcalinidad para cada ciclo de enjuague en función del tiempo.

Date	ml lavado	Días	Al	As	Ba	Ca	Cd	Co	Cr	Cu	Fe	Mg	Mn	Na	Ni	Pb	S	SO4-	Si	Zn	Sb	Sn	K	pH	Eh	Acidité Méthyle Orange (mg CaCO3/L)	Conductivité (µMhos)
07/06/2002	690.4	0	147	19.3	50.7	0.314	0.192	0.349	8.44	1920	7.15	1.48	17.7	0.345	3.37	6080	18213	2.46	13.4	0.05	0.09	18.0	1.76	679.3	3950	9900	
14/06/2002	982.8	7	80.2	6.19	44.0	0.224	0.116	0.227	11.3	867	4.73	1.26	12.4	0.188	2.81	1680	5033	5.77	10.7			8.5	1.97	661.8	2035	6980	
21/06/2002	929.3	14	60.4	2.45	44.4	0.207	0.096	0.181	9.33	654	4.08	1.05	10.5	0.146	3.08	857	2567	6.26	10.2			17.0	1.99	653.6	1295	5860	
28/06/2002	952	21	289	0.843	0.007	25.3	0.113	0.047	0.093	5.62	371	2.06	0.573	5.93	0.077	3.51	421	1261	4.84	6.00			9.7	2.25	647.5	642	3680
05/07/2002	954.6	28	26.2	0.472	0.011	20.6	0.106	0.043	0.077	5.52	287	1.97	0.523	6.08	0.070	3.47	457	1369	5.91	6.22			13.4	2.29	642	472	3120
12/07/2002	956.6	35	11.1	0.145	0.014	13.0	0.060	0.020	0.039	2.69	126	0.950	0.255	1.94	0.035	2.95	170	509	4.45	3.22			7.0	2.40	635.6	288	2210
19/07/2002	841.6	42	8.37	0.110	0.028	12.7	0.047	0.016	0.027	2.28	90.1	0.723	0.201	2.97	0.027	3.50	125	374	4.42	2.80			0.65	2.63	638.7	205	1443
26/07/2002	987.4	49	7.01	0.155	0.028	7.85	0.046	0.013	0.022	2.26	71.9	0.656	0.174	2.17	0.022	3.78	110	330	6.71	2.83			2.4	2.56	654.4	211	1385
02/08/2002	908.9	56	4.59	0.084	0.027	6.38	0.036	0.009	0.014	1.76	44.6	0.442	0.126	1.91	0.016	4.06	97	291	4.88	2.24			2.6	2.79	662.9	159	1111
09/08/2002	945.7	63	3.90	0.036	0.029	6.24	0.035	0.011	0.011	1.64	37.9	0.344	0.103	1.85	0.022	4.43	71.8	215	4.12	2.33			3.2	2.72	676.5	144	975
16/08/2002	958.3	70	3.79	0.108	0.029	4.43	0.044	0.009	0.023	1.77	45.600	0.331	0.094	1.13	0.015	4.01	84.1	252	5.19	2.97			10.0	2.65	682.7	184	1152
23/08/2002	854	77	2.56	0.094	0.029	4.10	0.035	0.008	0.017	1.40	35.2	0.251	0.070	1.08	0.013	4.01	66.8	200	9.11	2.45			7.1	2.68	664.6	135	1022
30/08/2002	963.2	84	2.64	0.065	0.026	3.02	0.040	0.008	0.019	1.49	40.9	0.241	0.064	1.06	0.015	4.27	71.3	214	9.97	2.88			12.9	2.70	667.8	145	1040
06/09/2002	821.5	91	1.70	0.084	0.029	3.55	0.032	0.006	0.013	1.21	28.4	0.205	0.052	1.04	0.010	5.04	56.2	168	7.64	2.26			6.3	2.77	652.2	100	992
13/09/2002	918.8	98	1.62	0.041	0.024	2.99	0.045	0.005	0.013	1.14	27.1	0.174	0.042	0.534	0.011	4.63	48.2	144	5.99	2.22			10.3	2.81	663.4	82.0	826
20/09/2002	1011	105	1.59	0.060	0.021	1.81	0.047	0.004	0.017	1.19	33.9	0.157	0.039	0.793	0.015	4.20	59.5	178	7.03	2.51			8.2	2.79	684	136	974
27/09/2002	930.6	112	1.51	0.070	0.025	1.76	0.044	0.005	0.016	1.12	31.9	0.150	0.040	0.607	0.014	4.32	58.1	174	6.24	2.35			7.6	2.76	674.2	137	1036
03/10/2002	1132.5	119	2.19	0.202	0.019	3.22	0.063	0.010	0.032	1.52	68.6	0.162	0.039	1.03	0.017	3.54	102	306	8.95	3.83			0.7	2.67	691.6	257	1265
11/10/2002	1004.2	126	1.56	0.090	0.016	1.53	0.033	0.006	0.018	1.01	42.500	0.115	0.030		0.009	3.89	68.4	205	8.24	2.41			8.6	2.71	692.4		1060
18/10/2002	926.5	133	0.86	0.033	0.031	4.66	0.016	0.006	0.009	0.57	22.7	0.146	0.020	0.008	4.67	42.9	129	4.53	1.25			2.2	2.88	684.6		714	

Tabla 4.5. Resultados de la prueba geoquímica dinámica en celdas húmedas

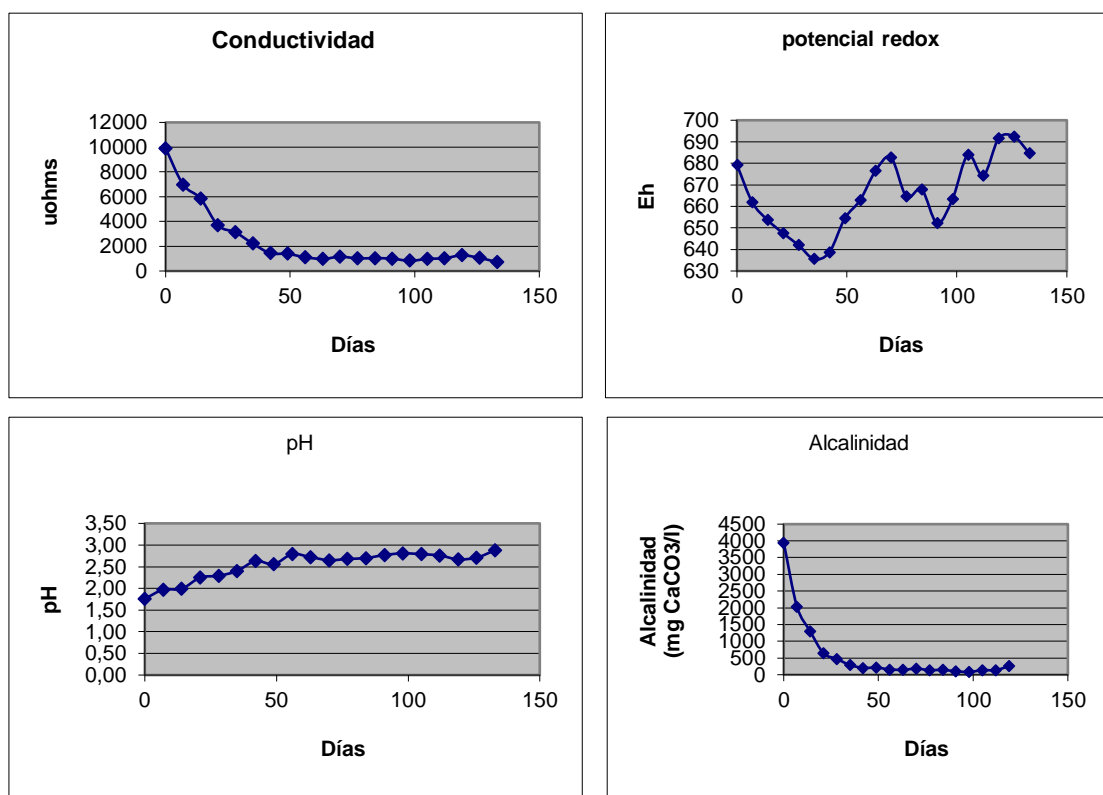
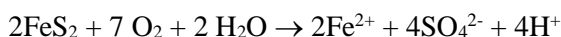


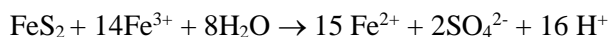
Figura 4.2.- Comportamiento de la conductividad, potencial redox, pH y alcalinidad en función del tiempo de los ciclos de enjuague de las celdas húmedas

El incremento del pH desde el inicio de la prueba hasta los casi 50 días posteriores, se debe a las reacciones de los minerales secundarios presentes en el residuo y que se han generado por la ya oxidación avanzada del residuo, de acuerdo a las siguientes reacciones en las que se observa el consumo de los iones hidrógeno:

El ácido requerido para estas reacciones, proviene de la fuerte generación de DAR de acuerdo, en menor proporción, a la oxidación directa de la pirita presente en el residuo:



Y, en mayor proporción, de la oxidación de la pirita por el mecanismo indirecto, de acuerdo a la siguiente reacción:



Esta reacción es además catalizada por el género de bacterias Thiobacillues Ferrooxidans, presente en la superficie del residuo estudiado.

La disminución del potencial redox en esta etapa es también corroborada por la disminución de la concentración de Fe^{+3} y el incremento de la concentración de Fe^{+2} , que de acuerdo a la ecuación de Nerst es dada por:

$$E = E^0 + \frac{RT}{ZF} \ln \left(\frac{\text{Fe}^{+3}}{\text{Fe}^{+2}} \right)$$

La fuerte generación de DAR es además corroborada a partir del seguimiento de la concentración de SO_4^- en función del tiempo, como se muestra en la gráfica siguiente:

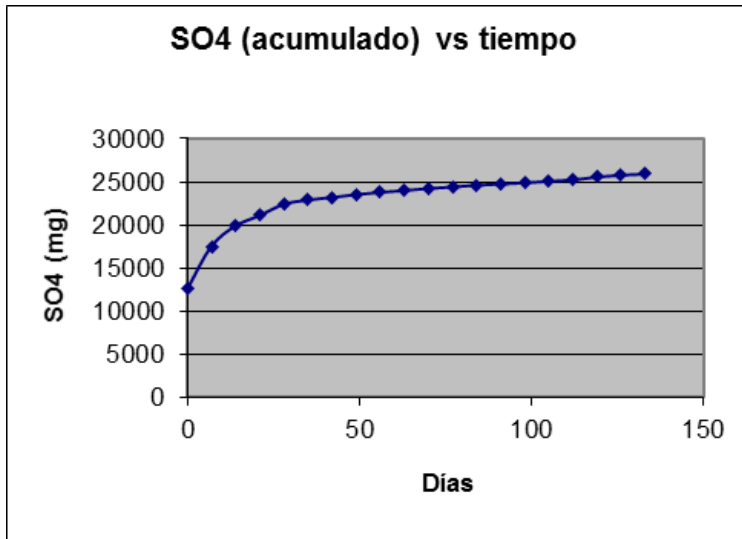


Figura 4.3.- Comportamiento de la concentración de sulfato en función del tiempo de los ciclos de enjuague de las celdas húmedas

Para el caso de residuos que no han sufrido aún una alteración oxidante, esta gráfica muestra una correlación lineal.

Normalmente, la presencia de Ca, Mg y Mn en los licores obtenidos permiten establecer la acción buffer de los minerales neutralizantes presentes especialmente en forma de carbonatos. En este caso particular, se ha obtenido un Potencial de Neutralización de cero; por lo que su presencia en los licores se debe a que estos se encuentran ya en forma de minerales secundarios ya oxidados.

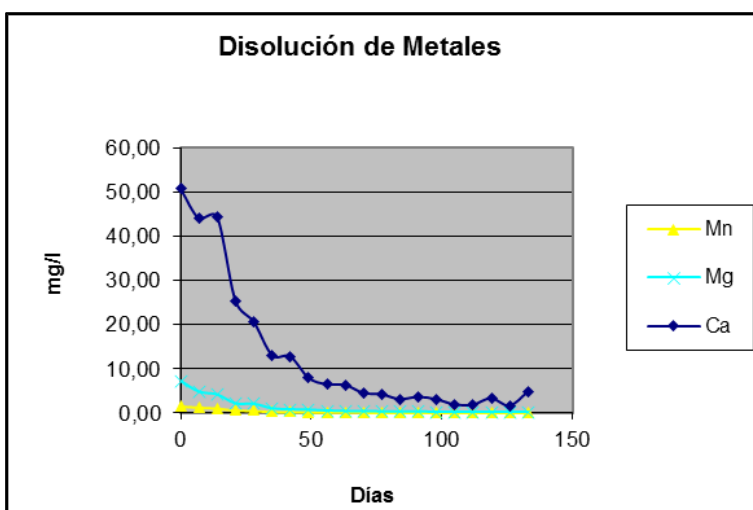


Figura 4.4.- Comportamiento de la disolución de metales en función del tiempo de los ciclos de enjuague de las celdas húmedas

Aspecto que es corroborado con el comportamiento de la alcalinidad.

El comportamiento no lineal de la presencia de Ca, Mg y Mn graficado a partir de los valores acumulativos, responde al comportamiento ya establecido en la gráfica del SO₄= acumulado vs tiempo.

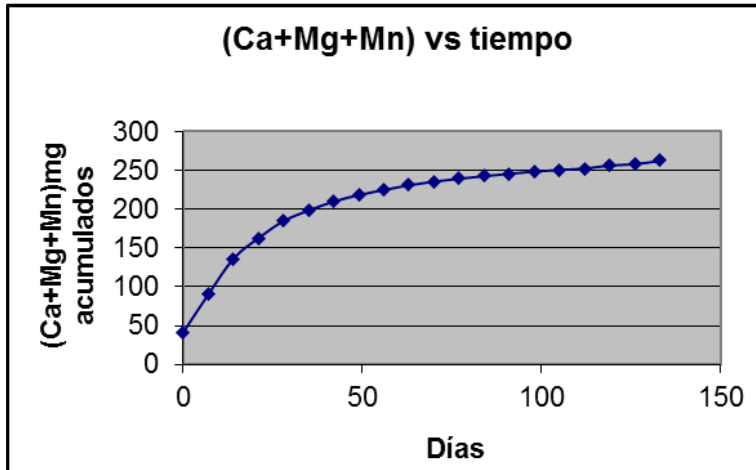


Figura 4.5.- Comportamiento de los finos de Ca+Mg+Mn acumulados en función del tiempo de los ciclos de enjuague de las celdas húmedas

Sin embargo, la correlación lineal de estos dos parámetros, es establecida en la gráfica siguiente:

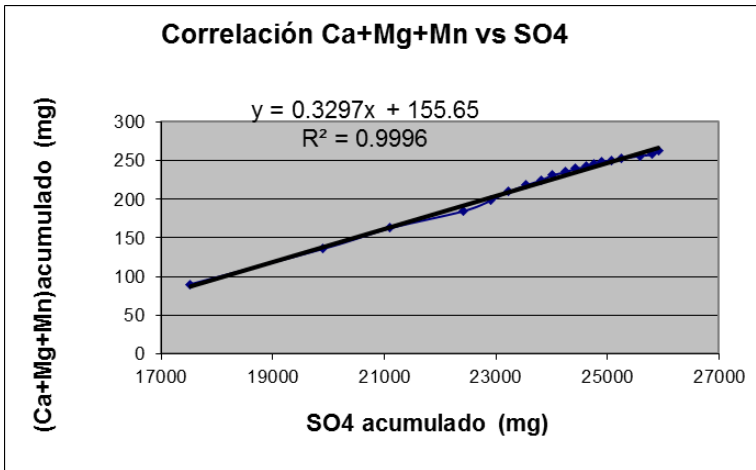


Figura 4.6.- Correlación de Ca+Mg+Mn vs Sulfato acumulados

Asimismo, la disolución de metales pesados a partir de la intensiva generación de DAR, puede ser demostrada en la gráfica siguiente, en la que se presenta la tasa de oxidación de metales pesados en función del tiempo.

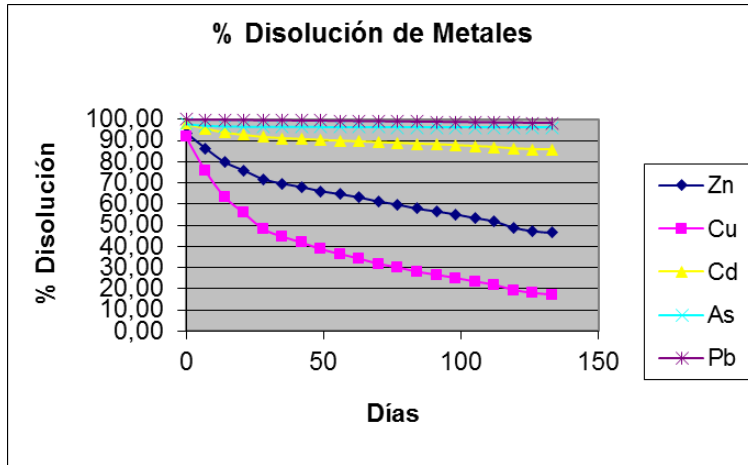


Figura 4.7.- % Disolución de metales en función del tiempo de los ciclos de enjuague de las celdas húmedas

Por otra parte, la tasa de disminución de la concentración de Ca, Mg y Mn del residuo, es presentada en la gráfica siguiente:

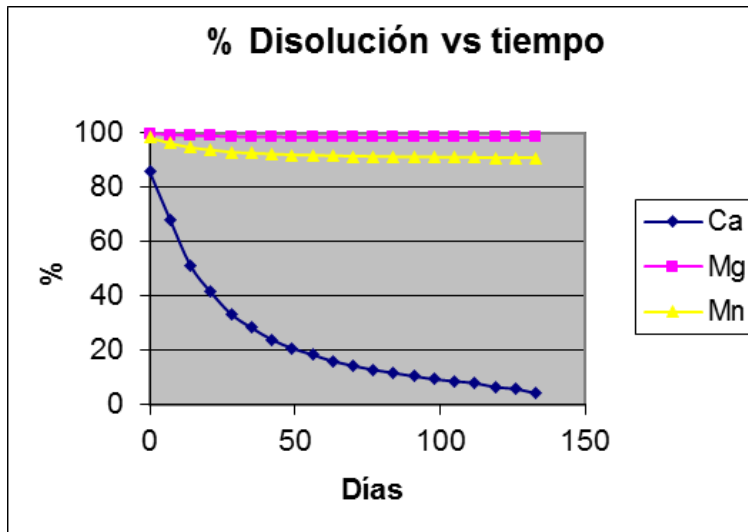


Figura 4.8.- Porcentaje de disolución de metales en función del tiempo de los ciclos de enjuague de las celdas húmedas

Se muestra que prácticamente los minerales secundarios ya oxidados que contienen calcio han terminado de disolverse.

Finalmente, si consideramos la correlación de $\text{Ca}+\text{Mg}+\text{Mn}$ versus SO_4^- y extrapolamos la gráfica para “establecer que el poder de neutralización del residuo no es suficiente como para que el ácido generado a partir de la oxidación de la pirita sea completamente neutralizado por los minerales tampón”. Es decir, las concentraciones iniciales de Ca y Sulfato en la muestra, representados por el cuadradito rosado, se encuentra en la zona del sulfato, como se muestra en la gráfica siguiente:

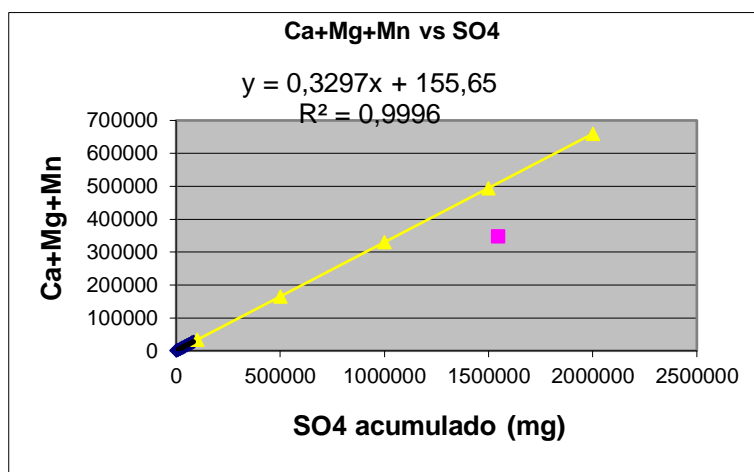


Figura 4.9.- Gráfica $\text{Ca}+\text{Mg}+\text{Mn}$ vs Sulfato acumulados, extrapolada para poder graficar el punto de las concentraciones iniciales

4.6 CONCLUSIONES

De las pruebas geoquímicas estáticas se ha establecido que el valor del Potencial Neto de Neutralización (PNN) del residuo 3 es de $-261.04 \text{ kg CaCO}_3/\text{t}$. Es decir, si aplicamos el primer criterio descrito, el residuo analizado es: **¡GENERADOR DE DRENAJE ÁCIDO DE ROCA!**

Aplicando el segundo criterio, el valor del NP/AP es de 0.46 es también **¡GENERADOR DE DAR!**

Finalmente, si consideramos la correlación de $\text{Ca}+\text{Mg}+\text{Mn}$ versus SO_4^- y extrapolamos la gráfica para finalmente “establecer si el poder de neutralización del residuo es suficiente como para que el ácido generado a partir de la oxidación de la pirita sea completamente neutralizado por los minerales tampón” se deduce que:

¡EL RESIDUO NO TIENE EL PODER NEUTRALIZANTE SUFICIENTE!













Por tanto, se concluye que: **¡SON REQUERIDAS MEDIDAS DE REMEDIACIÓN!**

Además, si se toma en cuenta la granulometría original muy fina de la muestra, con un $D_{90} = 80 \text{ um}$ y una superficie específica alta de $0.8451 \text{ m}^2/\text{gr}$, se puede deducir que además de tener un alto potencial generador de DAR muy alto, el material tendrá una cinética alta de oxidación debido a la fineza del material y la enorme superficie específica expuesta a las reacciones de superficie.

4.7 AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento especial a mi colega y amigo, Ph.D. Ing. Mostafa Benzaazoua, del Programa de Cooperación Canadiense REFORMIN II, por la transferencia de tecnología y asesoramiento en este trabajo de investigación.

4.8 BIBLIOGRAFÍA

-  Benzaazoua Mostafa. Curso sobre “Gestión Ambiental Minera”- Módulo II - Drenaje Ácido de Roca. UTO-REFORMIN. (Mayo 2002)
-  Zamora G. y Salas A. Trabajo Práctico. Módulo II – Gestión Ambiental Minera – Módulo II – Drenaje Ácido de Roca. UTO-REFORMIN. (Mayo 2002)
-  ASTM Standart test meted for accelerated weathering of solid materials using a modified humity cell. D5744-96
-  Acid Rock Drainage Prediction Manual – CANMET - MSL DIVISON. Departament of Energy, Mines and Resources, Canada (MEND Project. 1.16.1 (1999)
-  Shaw S.C. - L.A. Groat - Mineralogical study of base metal tailings with various sulfide contents, oxidized in laboratory columns and field lysimeters. – Enviromental Geology 33 (1998).
-  C.M. Elliot and L.Liu. - Subaqueous Deposition of generating tailings into an acidic lake enviroment: Pilot column test results. Procedings 29th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors. (1997)
-  M.D. Germain, N. Tasse and M. Bergeron. Limit to self-neutralization in acid mine tailings. Institut National de la recherché scientifique-georessources de Quevec. (199)
-  R.W. Lawrence and Y. Wang. - Determination of neutralization potential in the prediction of acid rock drainage. MEND/NEDEM Report 1. 16.1b
-  Lapakko K. – Prediction of acid mine drainage from Duluth Complex mining wastes. In Procedings Mine Drainage and Surface Mine Reclamation Conference. Vol. I. (1998)
-  Michael G. Li - Hydrogeochemistry of secondary mineral dissolution: column leaching experiment using oxidized waste rock. In Fourth International Conference on Acid Rock Drainage (1997)
-  Kim A. Lapakko - Evaluation of neutralization potential determination for metal mine waste and proposed alternative. In Third International Conference on Acid Rock Drainage (1994)
-  S. Miler, A. Roberston and T. Donahue - Advances in acid drainage prediction using the net acid generating test. Enviromental Geochemistry International (2001)

Rehabilitación de Sitios Mineros Generados de DAR mediante Coberturas Secas

RESUMEN

Como consecuencia de la actividad Minero-metalúrgica desarrollada en nuestro país en el pasado, se han depositado grandes volúmenes de residuos mineros, denominados “pasivos ambientales”, que contienen sulfuros (principalmente pirita) y, como no se han tomado en cuenta las correspondientes medidas ambientales en su disposición final, van generando Drenaje Acido de Roca, DAR, dando así lugar a una disminución del valor del pH de sus escorrentías y por ende a la contaminación de cuerpos acuosos.

Un ejemplo, es la antigua planta de concentración de minerales denominada “Frankeita”, en la ciudad de Oruro- Bolivia, que ha dejado como residuos mineros colas de flotación, que han sido catalogados como los de “mayor potencial generador de drenajes ácidos”, y actualmente se encuentran expuestos a oxidación sin ninguna medida de restauración o intervención ambiental.

En virtud de ello, el presente trabajo se encaminó a estudiar la aplicación de la cobertura seca a nivel piloto. Para ello, se ha realizado la caracterización química, física e hidrológica de los materiales disponibles en el sitio; se ha investigado el comportamiento de la cobertura SDR simulando condiciones naturales y extremas válidas para Oruro, y se ha efectuado la medición y control de los parámetros más importantes en el monitoreo de una cobertura de suelo.

Los resultados obtenidos muestran que el “suelo Frankeita”, usado como cobertura principal, sirve para los propósitos de remediación ambiental cuando se usen las coberturas secas; el principio de barrera capilar funciona perfectamente tanto con coberturas de 80 cm, de altura como coberturas de altura menor como 50 cm, y en condiciones de extrema precipitación.

5.1. INTRODUCCIÓN

Como consecuencia de la actividad minero-metalúrgica desarrollada en nuestro país en el pasado, hoy en día se encuentran abandonados muchos depósitos de residuos denominados “pasivos ambientales”, como “colas y desmontes”; los que, por su alta generación de Drenajes Ácidos, se constituyen en fuentes potenciales de contaminación de metales pesados de aguas superficiales y subterráneas; por tanto, generan un fuerte impacto ambiental negativo.

En todas las regiones mineras del país se han depositado, en muchas décadas de actividad minera, grandes volúmenes de estos residuos que contienen sulfuros (principalmente pirita) y, como no se han tomado en cuenta las correspondientes medidas ambientales en su disposición final, en contacto con aguas superficiales o de lluvia y el oxígeno de la atmósfera, van generando Drenaje Acido de Roca, DAR, dando así lugar a una disminución del valor del pH de sus escorrentías y por tanto a la contaminación de cuerpos acuáticos.

Es así que, por ejemplo, la antigua planta de concentración de minerales denominada “Frankeita” en la ciudad de Oruro– Bolivia, a 3.706 m.s.n.m., ha dejado residuos mineros de granulometría fina denominadas colas de flotación, con potenciales netos de neutralización (NNP), fuertemente ácidos; los que se encuentran actualmente expuestos a su oxidación sin ninguna medida de restauración o intervención ambiental.

5.2. IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA

De los muchos pasivos ambientales que se encuentran en el altiplano boliviano, uno de los que merece pronta y urgente atención por sus características de generación de DAR, es el de las colas sulfurosas denominadas “Colas Frankeita”.

El análisis químico por metales pesados de dichas colas, expresados en mg/kg, es el siguiente: As = 200; Cd = 13; Pb = 300; Zn = 800; Cu = 290. Por lo que, de acuerdo a su alto NNP y su contribución de carga de metales pesados, las colas Frankeita han sido catalogadas como las de “mayor potencial generador de drenajes ácidos”; y por tanto, priorizadas para su inmediata remediación en la ciudad de Oruro (Dames & Moore 2000). La fotografía 1, muestra el lugar donde han sido depositadas las colas Frankeita.

Los drenajes ácidos de roca que se generan en el sector son perceptibles, como se demuestran en la fotografía 2; y por su ubicación, hace que sus escorrentías cargadas de metales pesados y con un pH de 1,25, drenen directamente a la cuenca vertiente del sector, y lleguen finalmente hasta el Lago Uru Uru, alimentado por parte de las aguas del Lago Titicaca a través del río Desaguadero, muy cerca de la ciudad de Oruro.

En el lago Uru Uru, otrora fuente de vida y de alimentación no sólo de las poblaciones indígenas de las inmediaciones sino de la ciudad de Oruro, se registra una elevada contaminación por metales pesados en el sabroso pejerrey.



Fotografía 5.1. Colas Frankeita, sector norte, San José, Oruro – Bolivia.



Fotografía 5.2. DAR generado por las colas Frankeita, sector norte, San José, Oruro-Bolivia.

La contaminación del lago Uru Uru, es debida, en parte, por la carga de metales procedentes del drenaje ácido de las colas “Frankeita”.

Entre las técnicas apropiadas para mitigar el impacto ambiental por DAR, se puede citar a la de coberturas de efecto de barrera capilar, existiendo una diversidad de variantes en esta modalidad, de las cuales una solución innovadora podría corresponder a la SDR, cuya aplicación se justificaría por su adaptabilidad a climas áridos. El uso de Coberturas SDR, como alternativa técnica de remediación, debe ser considerada para la remediación ambiental no sólo de las colas Frankeita, sino de otras similares puesto que debería aprovecharse el hecho de que la precipitación pluvial promedio en Oruro es de 460 mm y la evaporación cercana a 1.200 mm.

Por otra parte, los bancos de suelos, que se encuentran prácticamente a un costado de la pila de colas Frankeita, son técnicamente apropiados para su uso como parte de la cobertura SDR.

5.3. CARACTERIZACIÓN DE LAS COLAS FRANKEITA

A continuación, se presenta una caracterización física y química de las colas Frankeita y sus efectos inmediatos en la generación de DAR, principalmente.

Estas colas corresponden a una antigua planta de flotación de sulfuros polimetálicos complejos.

a) CARACTERIZACIÓN FÍSICA

Para el análisis de tamaño de partícula se requirió de 1.000 gramos de muestra. Los resultados del análisis granulométrico son presentados en la gráfica siguiente.

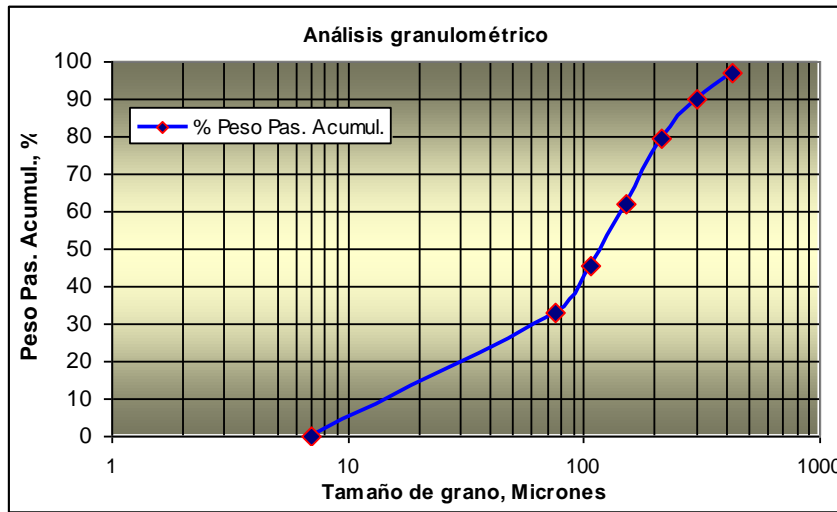


Figura 5.1.- Curva de Distribución Granulométrica de las colas Frankeita.

De la gráfica anterior, es posible determinar que el d50 de la muestra es de 120 micrones.

La tabla 5.1, muestra los resultados obtenidos en la determinación de densidad y superficie específica del residuo estudiado.

Densidad	2,875	g/cm ³
Superficie específica	1,4675	m ² /g

Tabla 5.1.- Valores de densidad y superficie específica del residuo.

b) CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

Las colas de Frankeita están compuestas principalmente de cuarzo, arsenopirita y sulfuros.

El análisis químico por metales pesados de dichas colas, expresados en mg/kg es: As = 230; Cd = 15; Pb = 340; Zn = 890; Cu = 280.

c) CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

Los resultados del análisis mineralógico cualitativo mediante Difracción de Rayos X, se presentan en la tabla 5.2.

Minerales Sulfurados		Minerales Oxidados	
Principales	Secundarios	Principales	Secundarios
Pirita Galena Frankeita Esfalerita Boulangierita Jamesonita	Sulfosales Estannina- Kesterita Bourmonita	Minerale Pb-S-O Anglesita Gipsita Jarosita Natrojarosita Melanterita	Cuarzo Caolinita

Tabla 5.2.- Análisis por Difracción de Rayos X de la muestra de Frankeita.

d) CARACTERIZACIÓN MEDIANTE PRUEBA GEOQUÍMICA ESTÁTICA

A partir de la muestra obtenida, y con los resultados del análisis del % azufre total y % sulfato presentes en la muestra, se llevó a cabo la determinación del % de sulfuros y el cálculo del valor del Potencial Ácido de la Muestra (AP). Asimismo, en el laboratorio de análisis químico se determinó el valor del Potencial Neutro (NP). A partir de estos dos valores, se determinó el valor del Potencial Neto de Neutralización (NNP), (método ABA). En la tabla 3, se resumen los cálculos.

Detalle	Colas Frankeita
% S total	16.87
% S sulfato	1.76
% S sulfuros	15.11
NP (kg CaCO ₃ /t)	1.8
AP (kg CaCO ₃ /t)	472.2
NNP (kg CaCO ₃ /t)	-470.4
NP/AP	0.0038

Tabla 5.3.- Resultados del Potencial Neto de Neutralización (NNP) de la muestra de Frankeita.

De los resultados obtenidos, se puede deducir:

Primer Criterio: Un residuo minero es considerado como generador de DAR si el valor del NNP es menor a -20 kg CaCO₃/t. Valores de NNP mayores a +20 kg CaCO₃/t, hacen que el residuo no sea generador de DAR. Si el valor de NNP se encuentra entre estos dos valores, entonces se tiene un rango de incertidumbre. Por tanto, la muestra estudiada **ES GENERADORA DE DAR**.

Segundo Criterio (ABA): Si la relación de NP/AP es menor a la unidad, entonces el residuo puede ser considerado como generador de DAR. Por el contrario, si dicha relación es mayor a 3, entonces el residuo no es generador de DAR. Valores intermedios, dan lugar a una incertidumbre sobre la generación o no de DAR. Por tanto, la muestra estudiada **ES GENERADORA DE DAR**.

Desde el punto de vista de la “exigencia para fines de restauración”, la normativa canadiense aplica una relación de NP/AP < 3.

Es decir, que para el caso del residuo minero de Frankeita estudiado, como la relación de NP/AP es de 0,0038; **son requeridas urgentes medidas de remediación** del sitio minero.

También se efectuaron las pruebas geoquímicas dinámicas en celdas de humidificación. Los resultados permitieron ratificar ampliamente que el material en cuestión es altamente generador de DAR y no tiene el poder neutralizante suficiente.

5.4. OBJETIVO

El objetivo general de este trabajo es estudiar la aplicación de la cobertura SDR a nivel piloto, bajo las condiciones climatológicas semi-áridas del altiplano boliviano, como alternativa de remediación ambiental al caso de los pasivos ambientales de Frankeita, situados en la zona Oeste de Oruro.

5.5. EFECTO DE BARRERA CAPILAR Y COBERTURAS TIPO SDR

El principal problema ambiental de la industria minera es la generación del drenaje ácido de rocas (DAM o DAR), que proviene de la oxidación de residuos sulfurados. Para limitar los impactos ambientales del DAR, se ha desarrollado una técnica nueva en el transcurso de los últimos años, se trata de las coberturas de multicapas con efecto de barrera capilar (CEBC), Bruno Bussière (2001).

El concepto de CEBC, desarrollado sobre todo a partir de los años 80, utiliza las propiedades no saturadas de los materiales de tierra blanda para mantener una de las capas del recubrimiento con un grado de saturación (de humedad), elevada y de ese modo crear una barrera a la difusión del oxígeno (elemento esencial para la generación de DAR) y además, por el efecto de barrera capilar al colocar superpuestas dos capas de granulometría diferente, reducir la infiltración de agua, otro elemento esencial para la generación de DAR.

Numerosas son las publicaciones que describen el efecto de estas coberturas, entre ellas se puede citar a Nicholson et al. (1989), Collin et Rasmuson (1990), Akindunni et al. (1991), Morel-Seytoux (1992), Aubertin et al. (1995), (1996), Yanful et al. (1999), Bussière-Aubertin (2001).

Este tipo de recubrimientos puede ser construido sobre dique de colas, desmontes, pilas abandonadas de lixiviación, etc., (Richard et al. 1997; McMullen et al. 1997, Nastev et Aubertin 2000; Zhang et al. 2001).

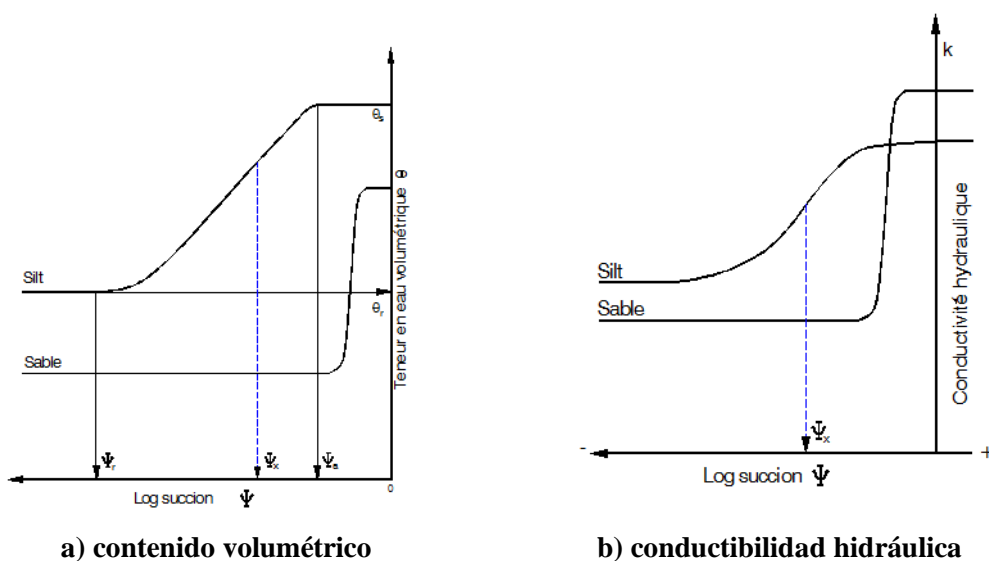
5.5.1 Aplicación del Efecto de Barrera Capilar

La eficacia de una cobertura del tipo CEBC, para evitar la difusión de oxígeno hacia el residuo minero, es función de la distribución de humedad en las distintas capas.

El escurrimiento del agua en una cobertura de este tipo es un fenómeno complejo que implica un escurrimiento no saturado en régimen transitorio en un medio estratificado donde las distintas capas tienen propiedades hidráulicas muy diferentes.

El comportamiento hidráulico de la barrera capilar se puede explicar con ayuda de las propiedades hidráulicas características de los materiales que conforman cada una de las capas.

En la figura 4.2, se representa el comportamiento hidráulico de dos suelos de diferente granulometría (arena y arcilla), relacionando el contenido volumétrico de agua θ que retiene el suelo bajo el efecto de la succión ψ_a .



a) contenido volumétrico **b) conductibilidad hidráulica**

Figura 5.2.- Comportamiento hidráulico de dos suelos de diferente granulometría (arena y arcilla), relacionando:

- a) el contenido volumétrico de agua θ que retiene el suelo bajo el efecto de la succión ψ_a ;**
b) Conductibilidad hidráulica bajo el efecto de la succión (Aubertein et al. 1995).

En la figura 5.2a, se observa que a partir de una succión ψ_a , el suelo de arcilla empieza a drenarse; mientras que en el suelo más grueso (arena), el inicio del drenaje se produce a una succión más débil. También se observa que la humedad residual que conservan los suelos al finalizar el drenaje, conocida como *punto de sequía o marchites*, es diferente y característico para cada uno de los suelos. Un suelo fino mantiene mayor humedad residual que el suelo grueso y la succión residual de éste es menor a la succión que corresponde al punto de entrada de aire AEV del suelo fino; es importante resaltar que es recién a partir del AEV que comienza el drenaje del suelo fino, mientras que para esa succión el suelo grueso ya se drenó completamente.

En la figura 4.2b, se puede reconocer que existe similitud entre el diagrama de conductibilidad hidráulica y el diagrama anterior de contenido volumétrico de agua, pero con la diferencia de que cuando la arena está saturada en agua su conductibilidad hidráulica es mayor que de la arcilla, pero en cuanto la arena empieza a drenarse después del punto AEV, la conductibilidad hidráulica de la capa de arena es menor a la de arcilla y si la arena se coloca como capa de barrera capilar impedirá el paso de agua de la capa de arcilla hacia la de arena.

En la figura 5.3, se explica la influencia del contenido volumétrico θ sobre la succión ψ ; si se tienen dos capas superpuestas, una de arcilla encima de una de arena inicialmente totalmente saturadas (máxima saturación) y se aplica una determinada succión ψ_1 , la capa de arena se drenará completamente quedando con un grado de saturación θ_1 , mientras que la capa de arcilla, aunque perderá humedad su grado de saturación será mayor.

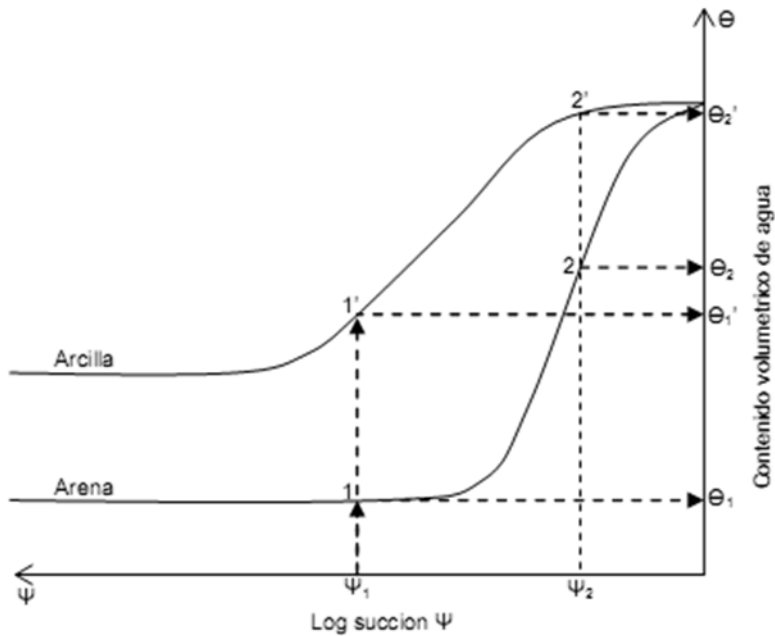


Figura 5.3.- Comportamiento hidráulico de dos capas diferentes de suelos inicialmente saturadas, (Benois Demers, 2003).

Si se aplicara otra succión Ψ_2 , menor a la anterior, los contenidos de humedad en ambas capas seguirá siendo diferente, por lo que la capa fina mantendrá siempre mucho más humedad evitando que percole agua hacia la capa gruesa inferior, porque esta presentará una conductividad hidráulica no saturada mucho más baja que la conductividad de la capa fina, con lo que se dificulta aún más la penetración de agua hacia la capa gruesa, éste fenómeno se conoce con el nombre de barrera capilar.

5.5.2 Cobertura SDR para Climas Áridos y Semiáridos

Una cobertura de multicapa del tipo CEBC, evita la difusión de oxígeno y la infiltración de agua hacia los residuos que protege, siempre y cuando mantenga un elevado grado de saturación en la capa de retención de agua, llamada también capa de barrera impermeable (Aubertin et al. 1995).

En climas áridos y semi-áridos como los del altiplano boliviano, en períodos de sequía prolongados podría no ser posible mantener ese grado de saturación necesario, tomando en cuenta además que en la región la precipitación es menor que la evaporación, por lo que es necesario considerar una variante de cobertura multicapa del tipo SDR (Stockage & Relargage), de almacenamiento y descarga (figura 4.4).

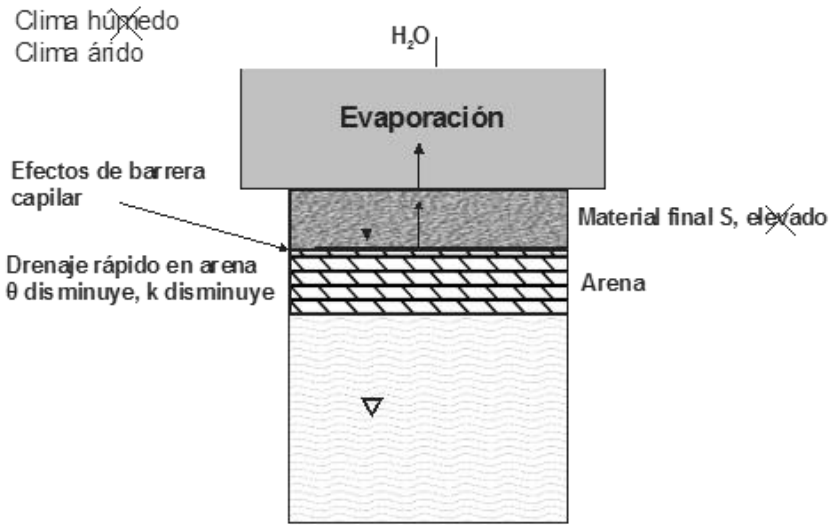


Figura 5.4. Cobertura SDR para climas áridos y semi-áridos, Bruno Bussiére, 2005.

En este tipo de cobertura se busca acumular el agua de lluvia (y/o nieve), caída durante la estación húmeda en una capa fina de la cobertura, para retornarla a la atmósfera durante el período seco por evapotranspiración. Debajo de la capa fina se coloca una capa gruesa para formar la barrera capilar antes ya descrita, y evitar que el agua acumulada percole hacia el residuo que se protege con esta cobertura. Varias son las referencias técnicas de aplicación de esta nueva tecnología del control del drenaje ácido en zonas ácidas o semi-áridas: Bridget R Scanlon (2005), J. W. Nyhan (2005).

Para que una cobertura CEBC, del tipo SDR sea eficaz en un clima árido o semi-árido, es necesario que durante el período seco el máximo de espacios intergranulares vacíos estén llenos de aire (bajísimo contenido de humedad en el suelo), para que cuando llegue la estación húmeda se tenga buena capacidad real de almacenamiento de agua.

La capacidad de almacenamiento, SC, se puede determinar a partir de las curvas de retención de agua características del suelo (WRC), conociendo el valor de la succión en el equilibrio residual.

La SC, de una capa del suelo puede ser determinada integrando el contenido volumétrico del agua, θ , sobre el espesor b de la capa, figura 5. Asumiendo que la capacidad de campo de la capa sea constante, la capacidad de almacenamiento de una capa simple de la cobertura se puede calcular por la siguiente relación:

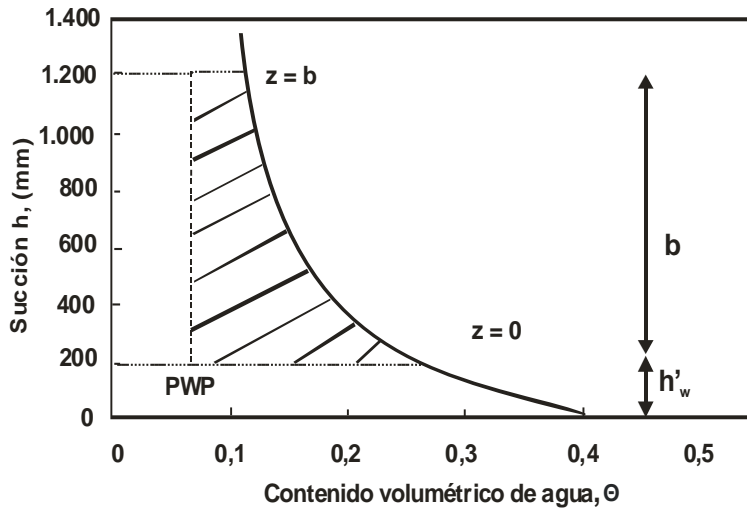
$$SC = \int_0^b \theta(z + h_w^*) dz = (FC)b$$

Donde:

- SC Capacidad de almacenamiento
- θ Contenido volumétrico de agua
- h_w^* Punto de entrada de aire, AEV
- z Distancia a la base de la capa del suelo
- b Espesor de la capa
- FC Capacidad de campo

Considérense las curvas características de retención de agua (WRC), de dos suelos (arena y limo arcilloso), colocadas sobre una capa de grava para formar una barrera capilar, tal como puede observar en la figura 5 a y b.

a)



b)

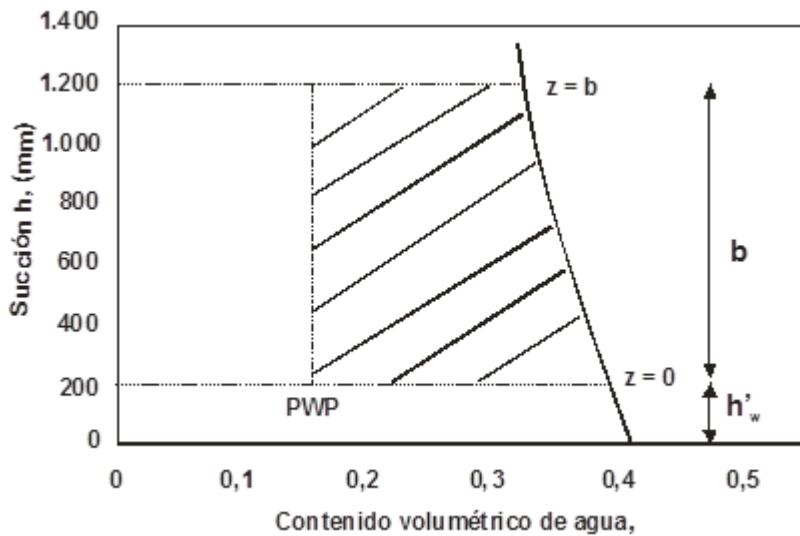


Figura 5.5. Curvas características de humedad de arena (a) y arcilla (b), para el cálculo de la capacidad de almacenamiento de una barrera capilar (tomado de Stormer & Morris, 1998).

Debido a que la succión a cualquier espesor por encima de la interface de la barrera capilar se puede calcular aproximadamente por la siguiente relación:

$$h = z + h_w^*$$

Donde h es la succión.

El contenido de agua en función del espesor de la capa puede determinarse por la curva característica del contenido de agua del suelo.

El contenido de agua en función del espesor de la capa puede determinarse por la curva característica del contenido de agua del suelo.

El área (achurada), comprendida entre la curva característica de contenido de agua y el límite de la succión residual es la capacidad de almacenamiento de la barrera capilar.

La capacidad neta de almacenamiento puede ser determinada descontando, en la figura 5, el límite mínimo de agua residual que permanecerá en el suelo a pesar de que se incremente la succión, éste punto se conoce como el punto permanente de marchites o humedad residual (PWP), conforme se señala en la siguiente relación:

$$NSC = (FC - PWP).b$$

Donde:

NSC	Capacidad neta de almacenamiento
FC	Capacidad de campo
PWP	Humedad residual en el punto de marchites

Observando las curvas características de contenido de agua se tiene una confirmación visual de la discusión anterior sobre los factores que influyen en la capacidad de almacenamiento de la barrera capilar.

Las diferencias de textura de la capa (del suelo), se reflejan en la forma de la curva característica de contenido de agua como se ilustra por las diferencias entre las curvas que corresponden a textura de arena (figura 5a) y de limo arcilloso (figura 5b).

Las curvas características de contenido de agua de un suelo fino tienden a ser empinadas indicando que su capacidad de almacenamiento es alta, y que esa capacidad es relativamente independiente del valor de h_w^* , (punto AEV). Sin embargo, el almacenamiento adicional proporcionado por la barrera capilar, comparado con el de una mono-capa simple de suelo, no debe ser significativo porque los suelos finos generalmente tienen altos valores de Capacidad de Campo.

Adicionalmente, la Capacidad Neta de Almacenamiento de estos suelos en ambas configuraciones de barrera capilar o de capa simple, será limitado si estos suelos tienen un valor elevado del punto de marchites o punto de humedad residual PWP.

Los suelos de granulometría gruesa generalmente experimentan un cambio substancial en el contenido de agua, incluso desde que se aplican bajas succiones como en el caso de la arena (figura 5a).

Una barrera capilar formada por una capa de arena de moldeo, pretenderá terminar o alcanzar su almacenamiento adicional cerca de la interface; es decir, que la capacidad de almacenamiento será relativamente sensible al valor de h_w^*

5.6 DISEÑO DE UNA COBERTURA SDR

El balance hídrico de una cobertura del tipo SDR, debe considerar la siguiente relación (Tanner, 1967):

$$E_t = P - R - P_r - L_f - \Delta S$$

Donde:

E_t	Evapotranspiración
P	Precipitación
R	Escorrentía superficial
P_r	Percolación
L_f	Flujo lateral
ΔS	Cambio en la cantidad de agua almacenada

Para diseñar apropiadamente una cobertura SDR, se requiere realizar pruebas experimentales en celdas de columna y celdas de terreno, empleando suelos debidamente caracterizados en sus propiedades granulométricas e hidráulicas bajo las condiciones climatológicas del área del proyecto.

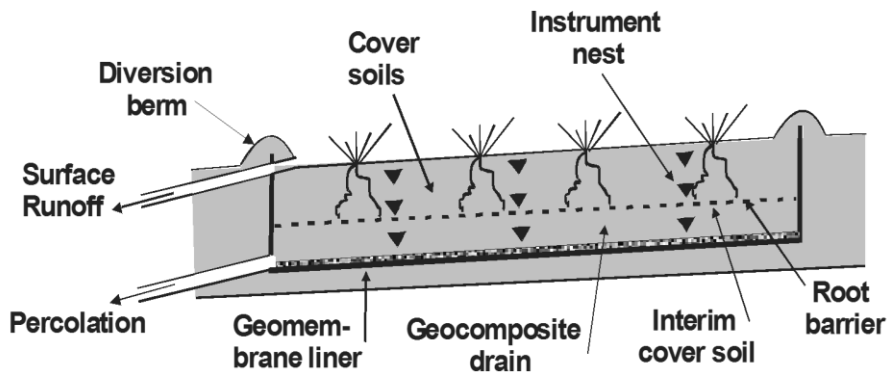


Figura 5.6. Esquema de flujos de agua en una cobertura para el cálculo del balance hídrico (Albright et al. 2004).

El esquema de la figura 6, muestra los flujos de agua que se mencionan en la ecuación de evapotranspiración.

Para el diseño de una barrera capilar se requiere de un modelo matemático que simule razonablemente el flujo no saturado, el balance de aguas y la energía superficial, la literatura reporta varios modelos que pueden ser empleados como el UNSAT-H (Milind v. Khire et al. 1999) HELP (Nichols, 1991) o Soil Cover.

5.7 MÉTODOS Y CARACTERÍSTICAS DE LOS MATERIALES

5.7.1 Caracterización Granulométrica

Los análisis granulométricos de las muestras de tierras seleccionadas para formar las capas de la cobertura SDR, se realizaron tanto en la UTO, como en la UQAT. En el trabajo realizado en la UTO, se utilizaron dos técnicas: el análisis isométrico (tamización), hasta la malla 400 (serie Tyler), 38 micrones y el análisis isodrómico (sedimentación), hasta el tamaño de 6 micrones. El trabajo en la UQAT se realizó por el método láser, método moderno y más confiable.

Los resultados son similares hasta el tamaño de 38 micrones (hasta donde se empleó la serie de tamices Tyler en la UTO), a partir de este tamaño de grano se observan marcadas diferencias; por ello, se tomó en cuenta, como resultado confiable, el trabajo realizado en la UQAT.

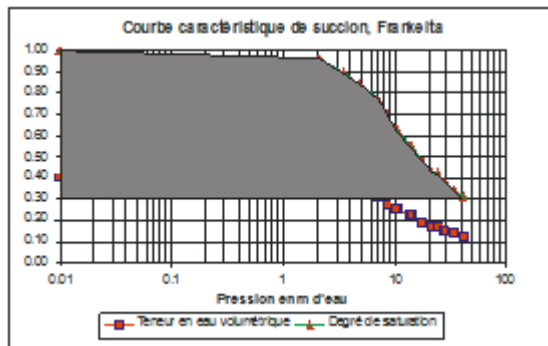
El análisis granulométrico de la grava fina se llevó a cabo solamente en la UTO, por no ofrecer mayor dificultad ya que se realizó por análisis isométrico hasta la malla 200 (serie Tyler). Los resultados se muestran en la tabla 5.4.

Suelo	Propiedades del suelo
Frankeita	$d_{80} = 0,22$ mm; $d_{50} = 0,15$ mm; $d_{10} = 0,03$ mm; $\rho = 2,604$ g/cm ³ ; Porosidad, $\varepsilon = 0,44$; AEV = 300 cm
Grava fina	$d_{80} = 4,2$ mm; $d_{50} = 0,9$ mm; $d_{10} = 0,2$ mm; $\rho = 2,564$ g/cm ³ ; Porosidad, $\varepsilon = 0,30$

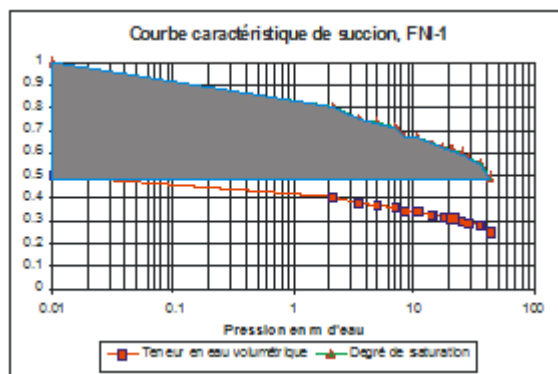
Tabla 5.4.- Suelos utilizados para la cobertura de las celdas de terreno.

5.7.2 Prueba de Retención de Agua de los Suelos

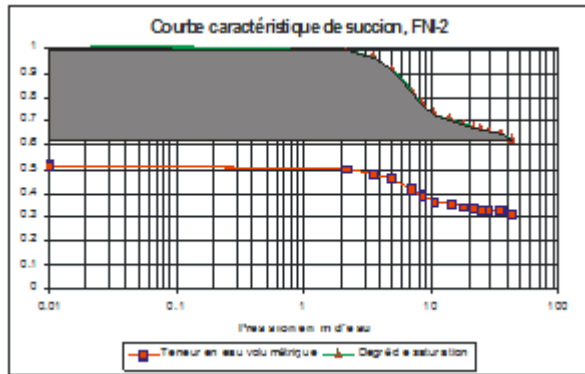
Las pruebas de succión-retención de agua, para las muestras de tierras elegidas, fueron realizadas en la UQAT empleando el método de la cámara de presión con base de cerámica porosa (ASTM D6836-02, 2003). Estas pruebas también se realizaron en la UTO, empleando el método de la simulación con el MK- Model modificado de Kovács (M. Aubertin, M. Mbonimpa, B. Bussière et R.P. Chapuis, 2003). Los resultados que se lograron se muestran en la figura 7. La prueba de succión-retención de agua para la muestra de grava fina se realizó en la UTO, siguiendo el método de la columna drenante.



(a)



(b)



(c)

Figura 5.7. Curvas de succión-retención de agua.

Las superficies coloreadas (equivalentes a la capacidad de retención de agua), fueron calculadas por el método del cálculo de áreas de polígonos múltiples (Pedro A. Gutiérrez, 1996); según estos cálculos se obtuvieron los siguientes resultados:

Muestra suelo	Área
Frankeita	8.976
FNI - 1	5.757
FNI - 2	4.082

Tabla 5.5.- Área de retención de agua de los suelos en estudio.

Estos resultados muestran que el suelo Frankeita tiene la mayor capacidad de retención de agua que los otros dos, y al estar junto al dique de colas Frankeita resulta ser el más adecuado para conformar la capa fina de la cobertura SDR.

5.7.3 Límite Plástico e Índice de Plasticidad de los Suelos

La plasticidad de los suelos es otro parámetro de caracterización fundamental para definir si un suelo es apto o no para ser empleado como suelo de cobertura SDR. En este caso se requiere que los suelos no sean plásticos para evitar deformaciones rápidas y para evitar que se desmorone o agriete al secarse. La determinación del límite líquido, límite plástico y del índice de plasticidad fue realizada por el método Casagrande.

Los resultados emitidos permitieron establecer que la muestra Frankeita *no es plástica* y, por tanto, apta para formar una capa de la cobertura SDR.

5.7.4. Conductividad Hidráulica

Las pruebas de conductibilidad hidráulica se realizaron en los laboratorios de Spectrolab, según la ley de Darcy:

$$k_{sat} = \frac{L}{HA} \times \frac{V}{T} \text{ (cm/h)}$$

Donde:

- L Altura de la muestra del suelo, (cm).
- H Altura de la muestra de suelo + la altura del agua, (cm).
- A Área del cilindro, (cm²).
- V Volumen de agua colectado en el vaso (cm³).
- T Tiempo transcurrido (horas).

Las pruebas de conductibilidad hidráulica que se realizaron en el laboratorio Spectrolab, dieron los siguientes resultados:

Muestra suelo	Conductividad	Unidades
Frankeita	0,63	cm/h
FNI - 1	0,50	cm/h
FNI - 2	0,39	cm/h

Tabla 5.6.- Conductividad hidráulica de las muestras de suelos en estudio.

Estos resultados muestran que el suelo Frankeita es el de mayor valor en conductividad hidráulica lo que significa una mayor acumulación de agua en el suelo en cuestión.

5.8. PRUEBAS EN COLUMNAS

Con toda la información mostrada y antes de efectuar pruebas piloto en celda de terreno, se efectuaron pruebas de laboratorio en celdas columnares de 17 cm, de diámetro y 1 m, de altura para determinar y verificar el tipo de suelo más adecuado para este tipo de coberturas, que previamente fueron estudiadas en laboratorios de la UQAT. Un esquema de la disposición y control de parámetros se observa en la figura 4.8 y fotografía 4.3.

Los resultados que se obtuvieron fueron satisfactorios y se pudo establecer en estas pruebas de laboratorio que el suelo Frankeita es adecuado para este tipo de coberturas.

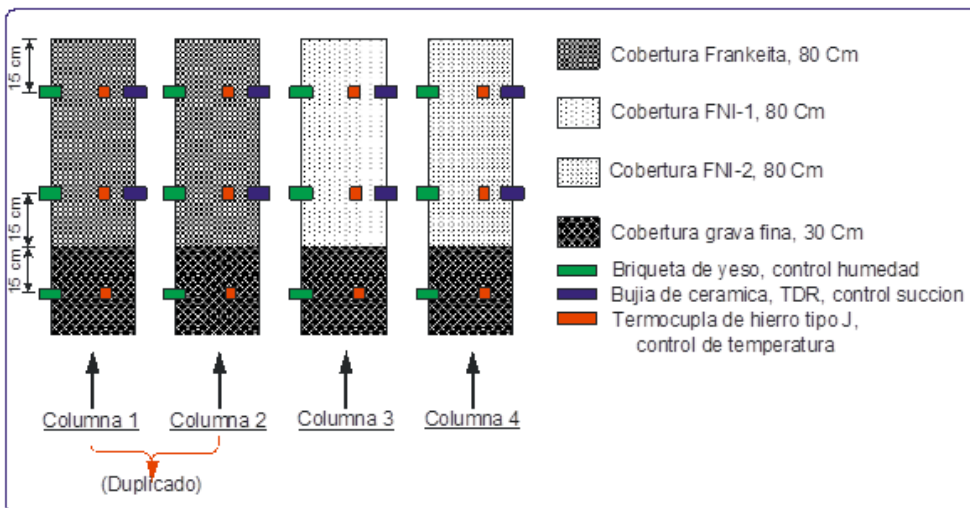


Figura 5.8.- Esquema de la disposición final de las 4 columnas.



Columna 1	Columna 2	Columna 3	Columna 4
Muestra 4	Muestra 4	Muestra 5	Muestra 6
Frankeita	Frankeita	FNI - 1	FNI - 2
$\epsilon = 0.44$	$\epsilon = 0.46$	$\epsilon = 0.41$	$\epsilon = 0.53$

Fotografía 5.1. Vista general de la instalación experimental con las columnas.

5.9 CELDAS DE TERRENO

Se prepararon dos celdas de terreno con áreas superficiales similares, pero con diferente altura de cobertura Frankeita y también se instalaron dos celdas columnares de 80 cm, de diámetro y con alturas similares a las celdas de terreno.

Un esquema de las celdas de terreno es el siguiente:

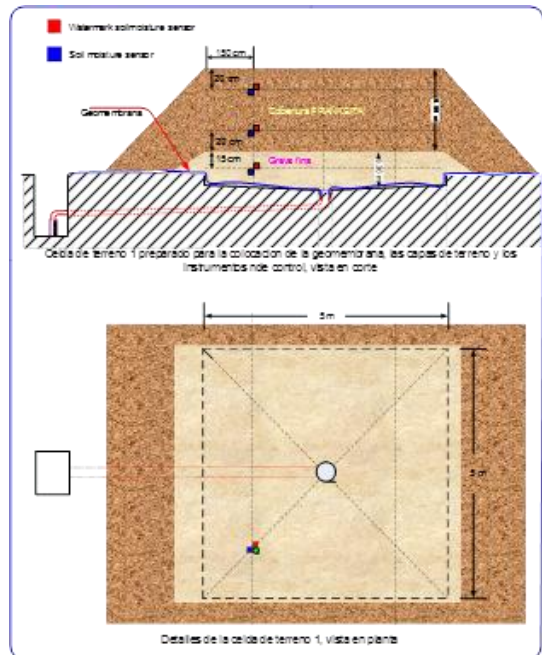
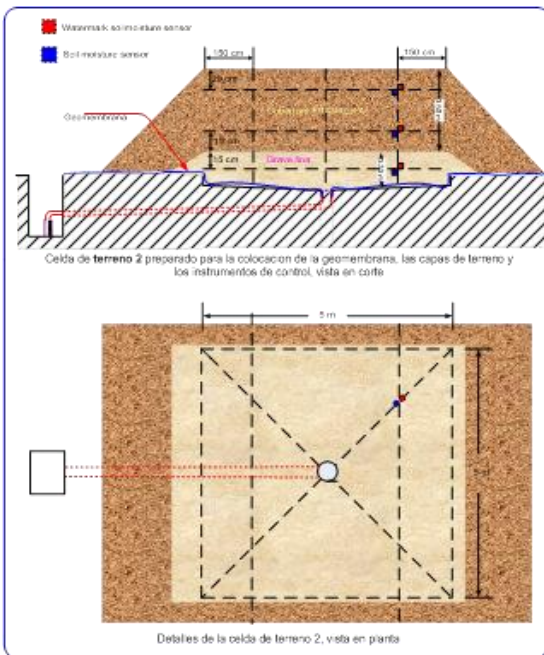


Figura 5.9. Esquema de la celda de terreno 1.

Figura 5.10. Esquema de la celda de terreno 2

La instrumentación que se usó para el control de la humedad fue el Watermark soilmoisture sensor y para la succión el soil moisture sensor. Estos instrumentos fueron colocados a diferentes alturas de la celda, tal como se detallan en las figuras 9 y 10.

Como se indicó anteriormente, también se instalaron otras dos celdas columnares pero de dimensiones un tanto más grandes que las usadas durante las pruebas de laboratorio. El propósito de estas celdas es obtener información respecto de la respuesta de la instrumentación y una comparación de resultados, tanto de las celdas de terreno como de las celdas columnares con la intención de realizar pruebas en el futuro con otro tipo de coberturas y empleando solamente este tipo de celdas columnares.

Un esquema de la disposición de estas celdas columnares se muestra en la figura 5.9. y 5.10.

La instrumentación usada para el control de la humedad y la succión es la misma que las usadas en las celdas de terreno.

Una vista general de la instalación de todas las celdas se puede ver en la fotografía 5.2.



Fotografía 5.2.- Vista general de la instalación de las celdas experimentales

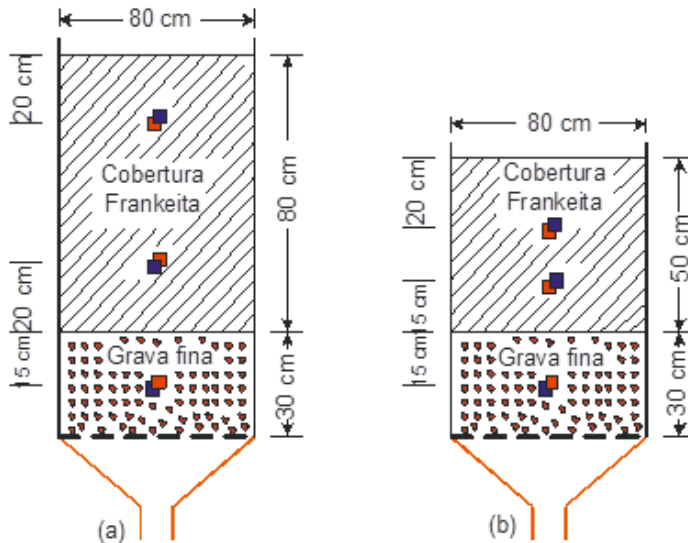


Figura 5.11. Celdas columnares instaladas paralelamente a las celdas de terreno.

5.10. RESULTADOS

Las celdas de terreno fueron sometidas a dos programas de monitoreo:

- Condiciones de lluvia natural en el período húmedo de lluvias de Oruro, (241 días).
- Condiciones de lluvia máxima de 24 horas (26 días).

Los resultados logrados en esta experimentación, se muestran a continuación.

5.10.1 En Condiciones de Lluvia Natural

Durante el tiempo de experimentación, la precipitación pluvial tuvo la variación que se esquematiza en la figura 12.

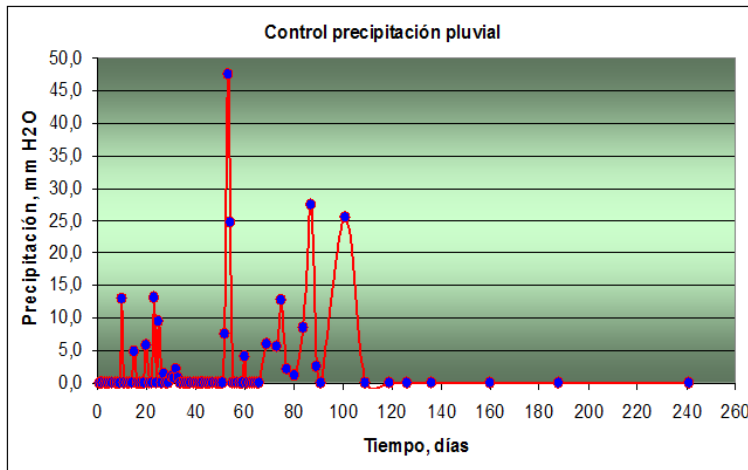


Figura 5.12. Relación de la precipitación en el tiempo de la experimentación.

Del gráfico se puede establecer que:

- Las lluvias fueron discontinuas alternando días de lluvia con días secos de evaporación.
- Durante los 241 días de experimentación, se registraron algunas precipitaciones con un total de 227,41 mm, que significan un 63,88% del promedio anual de lluvias en la región en los últimos 10 años.

5.10.1.1 Monitoreo de Parámetros en la Celda de Terreno 1

a) CONTENIDO VOLUMÉTRICO DE AGUA

Como se explicó en el punto 5.3, la celda de terreno 1 tiene 4 puntos de control de humedad: superior, medio superior, medio inferior e inferior (ver figura 5.9); ahora bien, durante el tiempo de la experimentación solamente se registró humedad en los instrumentos ubicados en la parte superior de la celda; es decir, que la humedad no llegó a la profundidad en la que se encontraban los instrumentos por debajo del nivel superior.

Por ello, en la figura 5.13, se muestra este control y variación de humedad en los 4 niveles en los se efectuó este control.

Tomando en cuenta la precipitación pluvial, registrada durante el período de pruebas (figura 12), se puede colegir que:

- La humedad se incrementó solamente en la capa superior de la cobertura; a los otros niveles, prácticamente no ingresó el agua contenida en el nivel superior, debido a que la precipitación de lluvia natural no fue intensa.
- Este aspecto permite establecer que no se alcanzó saturar el suelo de la parte superior.
- En estas condiciones de lluvia de regular intensidad, el suelo usado como cobertura principal es adecuado, ya que será capaz de almacenar la lluvia sin dejar que haya infiltración hacia residuos mineros que podrían colocarse por debajo de la capa de barrera capilar de grava fina.

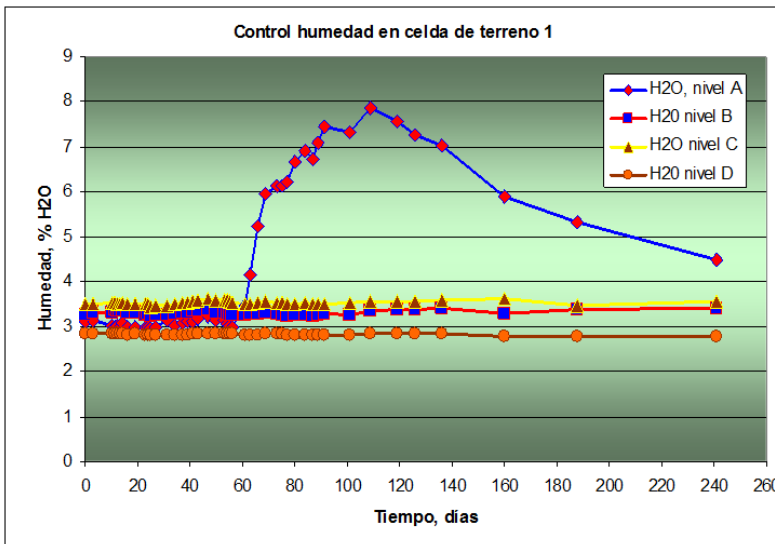


Figura 5.13. Control de humedad en diferentes niveles de la celda de terreno 1.

b) SUCCIÓN, PRESIÓN EN LA CELDA DE TERRENO

Este parámetro se controló con instrumentos llamados soil moisture cover, especiales para este trabajo. Los resultados que se obtuvieron se grafican en la figura 14.

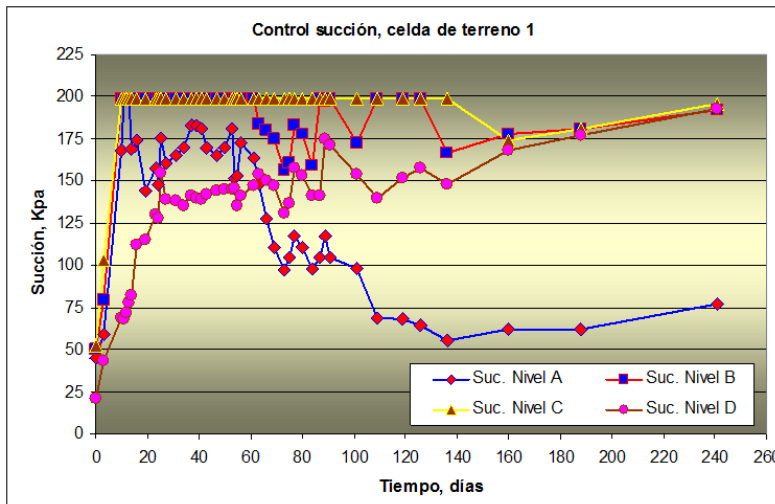


Figura 5.14. Registros de presión/succión en la celda de terreno.

De los gráficos se deduce que:

- Los registros de presión muestran un comportamiento dinámico con oscilaciones pequeñas en el nivel superior “A” de la celda, debido a las lluvias intermitentes y a las evaporaciones rápidas de la humedad en esas capas superiores de las columnas (Yanfull & Choo, 1997).
- En la celda de terreno 1, sólo se pudieron registrar variaciones de humedad en el nivel superior en los primeros 70 días en que hubo lluvias, y a medida que dejó de llover y se incrementó la evaporación, fue disminuyendo la presión en éste nivel hasta estabilizarse entre los 60 y 65 Kpa.
- En los niveles “B”, “C” y “D”, de la celda de terreno 1, también se registró un incremento de la presión debido al incremento de peso de la columna que se incrementaba por la cantidad de agua que se estaba almacenando por la cobertura en el nivel A; pero no se observa la drástica reducción de presión concluido el periodo de lluvias porque lo que están midiendo los sensores es la presión de toda la cobertura por encima de ellos.
- En ningún caso se registró percolación en el drenaje de la geomembrana (ver figura 9), lo que significa que la cobertura pudo retener el agua acumulada sin dejar que descendiera el nivel de la capa de grava o peor aún el nivel de la geomembrana, y por lo tanto, cumplió su función protectora contra la formación de DAR, bajo las condiciones de lluvia natural.

5.10.1.2 Monitoreo de Parámetros en la Celda de Terreno 2

a) CONTENIDO VOLUMÉTRICO DE AGUA

Se debe recordar que esta celda tiene una altura de solamente 50 cm, de cobertura Frankeita y por tanto tiene 3 niveles de control de parámetros: superior, medio e inferior (ver figura 10).

En la figura 5.15, se muestra este control y variación de humedad en los 3 niveles en los que se efectuó este control.

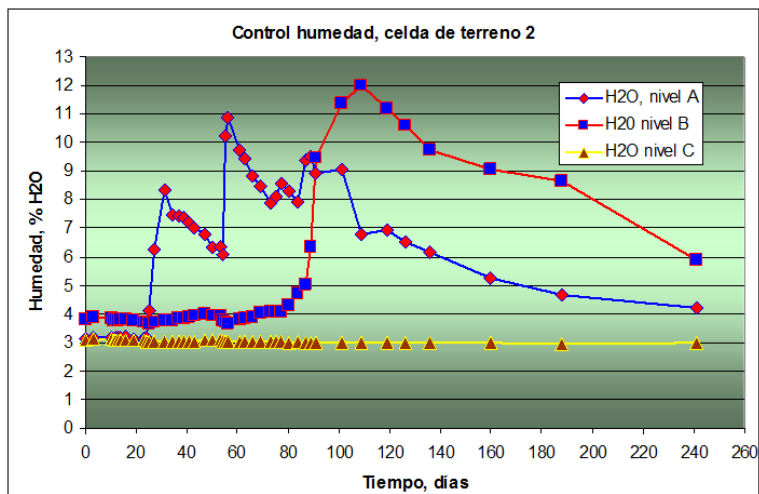


Figura 5.15.- Control de humedad en diferentes niveles de la celda de terreno 2.

Tomando en cuenta la precipitación pluvial, registrada durante el período de pruebas (figura 12), se puede colegir que:

- La humedad se incrementó no solamente en la capa superior de la cobertura, sino que en esta celda penetró hasta la capa intermedia; al nivel inferior no ingresó, debido a que la barrera capilar de la cobertura de grava fina funcionó de acuerdo a lo que se esperaba.
- Es posible que solamente la capa superior se haya saturado y no así la intermedia, puesto que la variación de humedad en estas dos capas es diferente.
- La diferencia que se presentó en las celdas de terreno 1 y 2 radica en el hecho de que tienen diferentes espesores en la cobertura y variación leve en el grado de compactación, lo que provocó diferencias en el grado de humedad registrado en las capas A y B.
- Por tanto, con un grado diferente de compactación, con una menor altura de la cobertura principal y con la intensidad de lluvias como las que se dio en esta gestión, la cobertura funciona evitando que pudiera formarse DAR.

b) SUCCIÓN, PRESIÓN EN LA CELDA DE TERRENO 2

El control de este importante parámetro permite obtener resultados que se grafican en la figura 5.16.

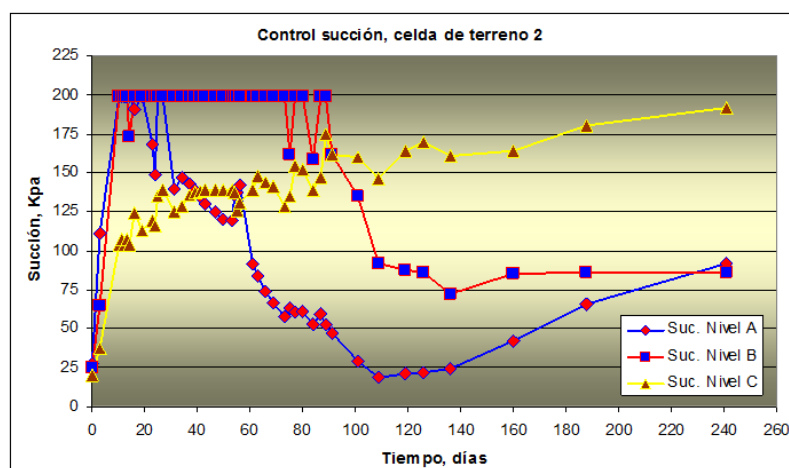


Figura 5.16. Registros de presión/succión en la celda de terreno.

De los anteriores gráficos se deduce que:

- Los registros de presión muestran un comportamiento dinámico con oscilaciones pequeñas en el nivel superior “A” de las columnas, debido a las lluvias intermitentes y a las evaporaciones rápidas de la humedad en esas capas superiores (Yanfull & Choo,1997).
- En el nivel “B” de la cobertura, se puede observar que la presión/succión se mantiene en forma constante, alrededor de los 200 Kpa, hasta los 90 días de duración del registro, debido al efecto acumulado de humedad en los niveles A y B, y recién disminuye la presión una vez que se acentúa la evaporación en esas capas (ver figura 15),

hasta que se logra estabilizar la presión alrededor de 85 Kpa, por efecto de la humedad de la cobertura.

- En el nivel C, se observa que conforme se va cargando la cobertura con la humedad del agua de lluvia natural, la presión (equivalente al peso total de la columna de humedad en la cobertura), va incrementando; a pesar que en el nivel C, no ingresó humedad.
- En el nivel C, los valores de la presión resultan menores en comparación a los registros en el nivel B, debido a que los instrumentos están colocados en una capa de grava con mayor porosidad que la correspondiente a los niveles A y B.

5.10.2. En Condiciones de Lluvia Máxima de 24 Horas

El Servicio Nacional de meteorología de Bolivia (SENAMHI), reportó la siguiente estadística de lluvias para el Distrito de Oruro.

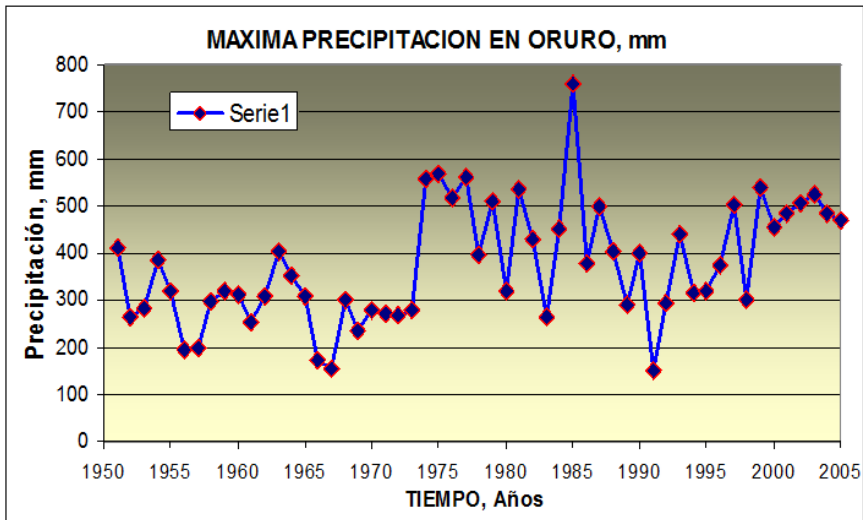


Figura 5.17. Precipitación anual en Oruro en un período de 55 años (SENAMHI).

Por otro lado, en la tabla 5.7, se detalla la máxima precipitación en 24 horas de los últimos 30 años.

Año	Mes	Día	Prec.	Año	Mes	Día	Prec.	Año	Mes	Día	Prec.
1976	Abr.	7	34,3	1986	Dic.	21	21,9	1996	Feb.	21	22,4
1977	Ene.	2	49,0	1987	Ene.	6	35,1	1997	Sep.	19	27,8
1978	Feb.	2	40,0	1988	Feb.	12	19,2	1998	Nov.	18	18,4
1979	Ene.	15	26,7	1989	Feb.	8	21,1	1999	Mar.	28	66,7
1980	Feb.	19	21,4	1990	Ene.	30	27,8	2000	Ene.	15	32,2
1981	Feb.	3	49,0	1991	Mar.	9	21,0	2001	Mar.	21	26,6
1982	Mar.	1	46,5	1992	Dic.	31	18,3	2002	Feb.	25	48,2
1983	Feb.	4	16,3	1993	Dic.	9	34,1	2003	Ene.	25	22,6
1984	Feb.	3	32,7	1994	Feb.	11	28,5	2004	Ago.	18	13,8
1985	Feb.	14	34,9	1995	Feb.	26	28,1	2005	Feb.	6	21,4

Tabla 5.7.- Máxima precipitación de lluvia en 24 horas (mm), (SENAMHI).

De acuerdo a estos registros, se tomó la lluvia máxima de 24 horas del 28 de marzo de 1999, con un valor de 66,7 mm y se añadió esa cantidad de agua a cada una de las 4 columnas en tres etapas, cada 8 horas.

Para esta serie de pruebas se utilizó las mismas 4 columnas de la serie de pruebas anterior; es decir, que las condiciones iniciales para éstas pruebas corresponden a las condiciones finales después de la serie de pruebas con lluvia natural.

Durante la realización de esta serie de pruebas, no hubo precipitación atmosférica, porque se realizó después de que concluyó el período de lluvias de la estación húmeda en Oruro.

Los resultados obtenidos hasta el presente, como consecuencia de la simulación de la lluvia máxima en 24 horas se muestran en los siguientes capítulos.

5.10.2.1 Monitoreo de Parámetros en la Celda de Terreno 1

a) CONTENIDO VOLUMÉTRICO DE AGUA, LLUVIA MÁXIMA

En la figura 18, se muestra la variación de humedad en los 4 niveles en los que se efectuó este control.

Después de inundar la celda se observa una rápida subida del contenido de agua en el nivel superior y unos días después en el nivel superior intermedio.

- La humedad se incrementó solamente en las dos capas superiores; a los niveles inferiores (C y D), prácticamente no ingresó el agua contenida en la parte superior.
- Este aspecto permite establecer que aún en condiciones extremas de lluvia máxima la cobertura usada permite proteger el posible residuo minero que podría cubrirse con esta cobertura.
- Después de transcurrido los primeros días el contenido de agua empieza a evaporar y la cobertura tiende a secarse; esta situación transcurre en forma normal hasta que se produzca una nueva precipitación pluvial tal como ocurrió a partir del día 23.

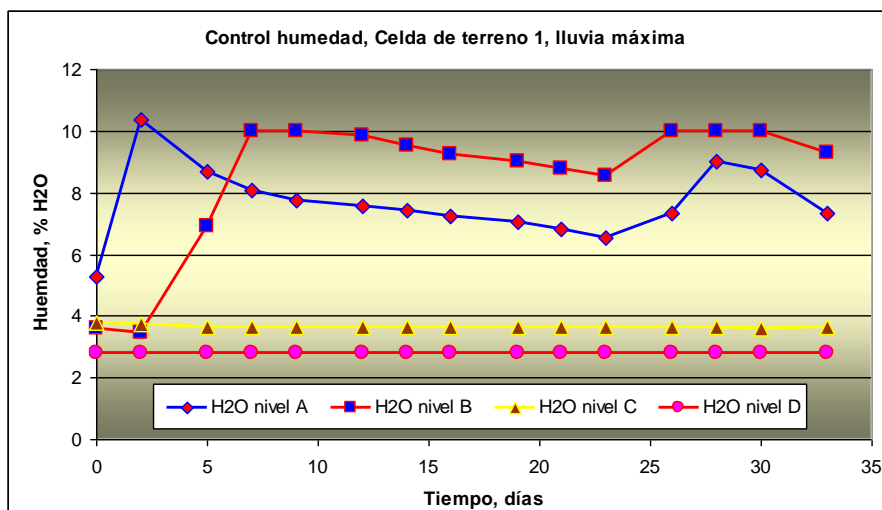


Figura 5.18. Control de humedad en diferentes niveles de la celda de terreno 1, en condiciones de lluvia máxima.

b) SUCCIÓN, PRESIÓN EN LA CELDA DE TERRENO

Los resultados que se obtuvieron se grafican en la figura 19.

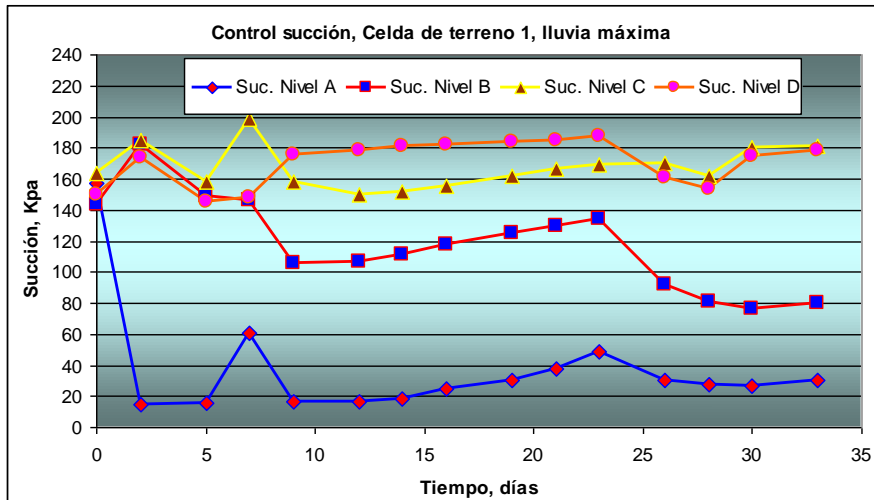


Figura 5.19. Registros de presión/succión en la celda de terreno.

De los anteriores gráficos se deduce que:

- Los registros de presión en el nivel superior “A”, muestran un rápido descenso que ejercen principalmente los 66,7 mm, de agua sobre los sensores colocados en esa capa, presión que desciende rápidamente a medida que el agua se insume en la capa fina de suelo de la cobertura Franckeita.
- En el nivel “B”, se observa que, si bien la presión se incrementó rápidamente debido a la carga de agua de lluvia máxima, la presión cae alrededor de 100 Kpa, debido a que la evaporación ya es importante, (recuérdese que la transpiración es nula al no tener cobertura vegetal instalada en la celda).
- Los sensores de presión en los niveles C y D, tienen un comportamiento bastante próximo debido a que el agua de lluvia no llegó a afectar el grado de humedad en esos niveles, y lo que los sensores registran son sólo el efecto acumulado de las capas superiores al nivel de registro.

5.10.2.2. Monitoreo de Parámetros en la Celda de Terreno 2

a) CONTENIDO VOLUMÉTRICO DE AGUA, LLUVIA MÁXIMA

En la figura 20, se muestra este control y variación de humedad en los 3 niveles en los que se efectuó este monitoreo.

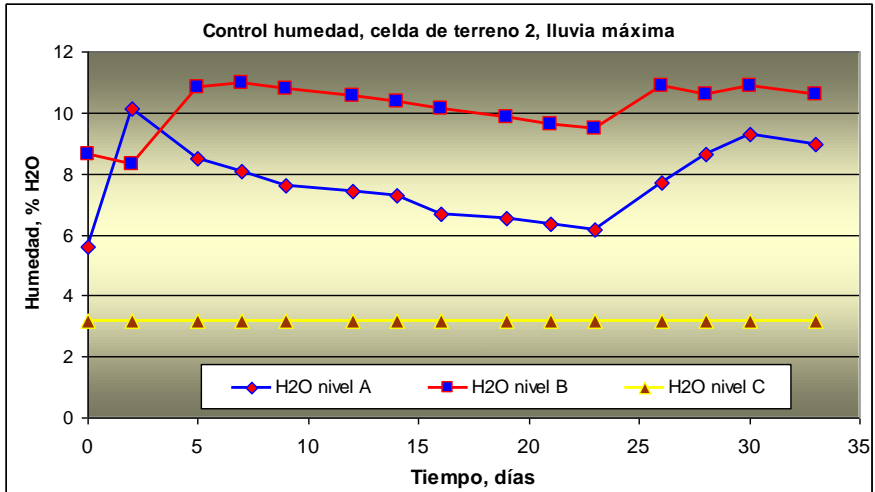


Figura 5.20. Control de humedad en diferentes niveles de la celda de terreno 2.

- La humedad se incrementó en las capas superiores; al nivel inferior no ingresó, debido a que la barrera capilar de la cobertura de grava fina funcionó de acuerdo a lo que se esperaba. No hubo percolación de agua por la base de la cobertura ya que no se registró ningún flujo de agua al nivel de la geomembrana.
- Por tanto, con un grado diferente de compactación, con una menor altura de la cobertura principal y con una posible lluvia de máxima intensidad la cobertura SDR, funciona a pesar de tener menor espesor.

b) SUCCIÓN, PRESIÓN EN LA CELDA DE TERRENO

El control de este importante parámetro permite obtener resultados que se grafican en la figura 21.

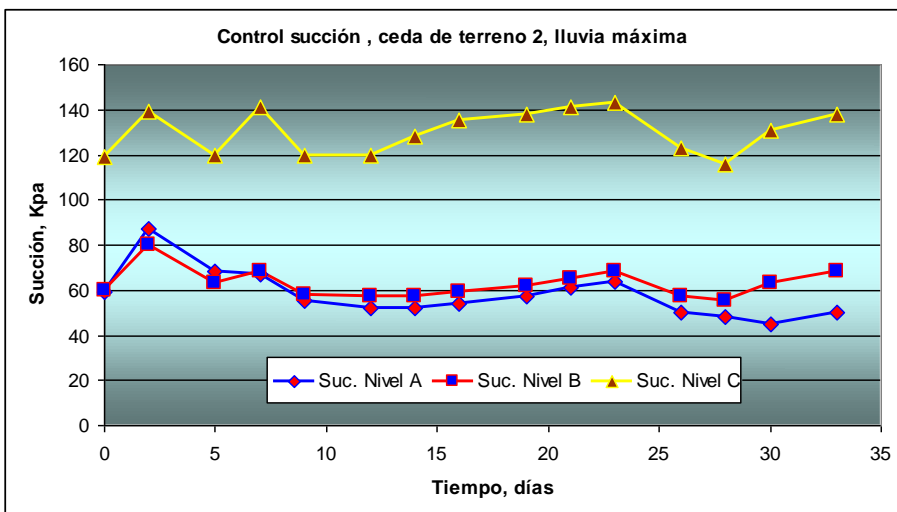


Figura 5.21. Registros de presión/succión en la celda de terreno 2.

De los anteriores gráficos se deduce que:

- Los registros de presión/succión en los niveles A y B, de esta cobertura tienen prácticamente el mismo comportamiento y se mantienen casi constantes alrededor de los 60 Kpa, debido a que el grado de humedad (proporcional al grado de saturación), se mantiene elevada en estos niveles.
- La presión en el nivel C, que corresponde al sensor colocado en la capa de grava muestra un elevado registro de presión, debido a la presión acumulada de las capas anteriores con un alto grado de saturación.

5.11 CONCLUSIONES

De los resultados obtenidos y las observaciones realizadas durante la experimentación se puede concluir lo siguiente:

El suelo Frankeita, usado como cobertura principal sirve para los propósitos de remediación ambiental cuando se usen las coberturas tipo SDR.

El principio de barrera capilar funciona perfectamente tanto con coberturas de 80 cm, de altura como coberturas de altura menor como 50 cm.

La instrumentación usada para el control de la humedad y presión/succión funcionó bien y permitió seguir adecuadamente la variación de estos parámetros durante el tiempo de la experimentación, por lo que la selección de estos instrumentos de medición entre otros disponibles en el mercado fue acertada.

Este tipo de coberturas funcionarán aun cuando se dé la posibilidad de una máxima precipitación en 24 horas.

Como la cobertura SDR, impedirá el ingreso de agua sobre los residuos sulfurosos, no existirá la posibilidad de formación de DAR y por lo tanto no habrá formación de aguas de copagira, no existirá contaminación de metales pesados por aguas superficiales ni subterráneas, consiguiéndose una estabilidad química de los residuos sulfurosos bajo las condiciones climatológicas semi-áridas de Oruro, lo cual es fundamental en una intervención de restauración de pasivos ambientales mineros.

5.12 AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento a los colegas Antonio Salas Casado y Octavio Hinojosa Carrasco, coautores del presente trabajo de investigación.

Asimismo, se agradece también a los profesores de la Universidad de Québec: Bruno Bussiere, Mostafá Benzaazoua, Mamert Bonimpa del Programa de Cooperación Canadiense REFORMIN II, por la transferencia de tecnología y asesoramiento en esta investigación.

Finalmente, un reconocimiento público al grupo de personas técnicas y administrativas del laboratorio de Concentración de Minerales de la UTO, que apoyaron en las pesadas faenas de construcción y monitoreo durante los dos años que duró esta investigación.

5.13 BIBLIOGRAFÍA

- 📖 CHASE, F. M. "Tin-Silver veins of Oruro-Bolivia", Part I. Economic Geology and the Bulletin of the Society of economic geologists. Vol XLIII No.5, Pg 333-470, 1948.
- 📖 CHASE, F. M. "Tin-Silver veins of Oruro-Bolivia", Part II. Economic Geology and the Bulletin of the Society of economic geologists. Vol XLIII No.5, Pg 333-470. 1948.
- 📖 COMIBOL. "Reprocessing studies performed for COMIBOL". 1963.
- 📖 COMIBOL. "Maps of San José waste dumps, with tin grades developed by COMIBOL". 1978.
- 📖 DAMES & MOORE. "Environmental Audits of COMIBOL Installations – Unificada, Colavi, Colquechaca, Pulacayo, Telamayu, Chocaya, Tatasi, Chorolque, Matilde, Corocoro, Bolsa Negra, Kami". 1997.
- 📖 SGAB. "Environmental Audit of the San José Mine; Final Version". SGAB/COMIBOL. 1995.
- 📖 SGAB. "Mineral Wastes Deposited in the PPO Area", Proyecto Piloto Oruro -9611. 1996.
- 📖 TURNEAURE, F.S. "A comparative study of major ore deposits of central Bolivia", Part I. Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologist. No 55, 217-254. 1960.
- 📖 TURNEAURE, F. S. "A comparative study of major ore deposits of central Bolivia", Part II. Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologist. No 55, 574-606. 1960.
- 📖 WEEKS, Edwin P. "Field determination of vertical permeability to air in the unsaturated zone", Geological Survey Professional Paper 1051. U.S. Government Printing Office, Washington: 1978.
- 📖 AUBERTIN, M.; CHAPUIS, R. P.; AACHIB, M.; BUSSIERE, B.; RICARD, J.-F. et TREMBLAY, L. "Évaluation en laboratoire de barrières sèches construites à partir de résidus miniers", Rapport MEND/NEDEM 2.22.2a. 1995.
- 📖 AUBERTIN, M.; BONIMPA, M.; BUSSIÈRE, B.; CHAOUIS R. P. A. "A model to predict the water retention curve from basic geotechnical properties". Can. Geotech J. No 40. 2003.
- 📖 ALBRIGHT, W.; BENSON CRAIG & COL. "Field water Balance of Landfill final covers". J. Environmental Qual. Vol 33, 2004.
- 📖 BUSSIERE, B., AUBERTIN, M. et CHAPUIS, R. P. "Écoulement non saturé à travers les couvertures avec effets de barrière capillaire (CEBC): Modélisation physique et numérique avec application au drainage minier acide". Rapport EPM/RT-97/03. École Polytechnique de Montréal. 1997a.
- 📖 BUSSIERE, B., AUBERTIN, M. et JULIEN, M. "Couvertures avec effets de barrière capillaire pour limiter le drainage minier acide: aspects théoriques et pratiques". Vecteur environnement. No 34. 37-50, 2001.
- 📖 BUSSIÈRE, B; AUBERTIN, M.; CHAPUIS R. P. "The behavior of inclined covers used as oxygen barriers". Can. Geotech. J. No 40, 2003.
- 📖 BUSSIERE, B. "Curso Bolivia Reformin II". Bolivia: 2006.

- AKINDUNNI, F. F.; GILLHAM, R. W. et NICHOLSON, R. V. "Numerical simulations to investigate moisture-retention characteristics in the design of oxygen-limiting covers for reactive mine tailings". Canadian Geotechnical Journal. No 28, 446-451, 1991.
- ANDRE-JEHAN, R., ARNOULD, M., BILLIOTTE, J., DEVEUGHELE, M. et ROUSSET, G. "Une protection naturelle contre l'infiltration des eaux météoriques: la barrière capillaire - principe - modélisation des transferts d'eau". Bull. Ass. Int. Géologie de l'Ingénieur. No 37, 39-47, 1988.
- AUBERTIN, M., BUSSIÈRE, B., BARBERA, J. M., CHAPUIS, R. P., MONZON, M. et AACHIB, M. "Construction and instrumentation of in situ test plots to evaluate covers built with clean tailings". Proceedings of the 4th ICARD. Vancouver: 715-730. 1997b.
- AUBERTIN, M., BUSSIERE, B., AACHIB, M. et CHAPUIS, R. P. "Une modélisation numérique des écoulements non saturés dans des couvertures multicouches en sols". Hydrogéologie. No 1, 3-13, 1996.
- DEMERS BENOIT. "Restauración de Sitios Mineros", Curso proyecto REFORMIN-BOLIVIA. 2003.
- MOREL-SEYTOUX, H. J. "L'effet de barrière capillaire à l'interface de deux couches". 1992.
- McMULLEN, J.; FIRLOTTE, R. R.; KNAPP, R.; AUBERTIN, M. "Les terrains aurifères property site closure and rehabilitation". En: Proceeding of 29 th. Meeting of the Canadian Mineral Processors. Ottawa: 1997.
- NASTEV; AUBERTIN, M. "Hidrogeological modelling for reclamation work at the Lorrain Mine". En: Proceeding Groundwater Special Conference. Montreal: 2000.
- NYHAN, J. W. "A seven year water balance study of an evaporation landfill cover vrying in slope for semiarid regions". 2005.
- RICARD, J. F.; AUBERTIN, M.; FIRLOTTE, R. R.; KNAPP, R.; McMULLEN, J. "Design and construction of a dry cover made of tailings for closure of Les Rerrains Auriferes Sities Malartic". En: 4th Conference on DAR. Vancouver: 1997.
- SCALON, B.; REEDY, R.; KEESE, K.; DWYER, S. "Evaluation of evapotranspirative covers for waste containment in arid and semiarid regions in the Southwestern USA". Vadose Zone Journal. No 4, USA: 55-71, 2005.
- YANFUL, E.; LIN PEI CHOO. "Measurement of evaporative fluxes from candidate cover soils". Can. Geotech. J. No 34. 447-459, 1997.
- MORRIS, C. E. et STORMONT, J. C. "Capillary barriers and Subtitle D covers: estimating equivalency". Journal of Environmental Engineering. No 123. 3-10. 1997.
- ZHAN, G.; AUBERTIN, M.; MAYER, A.; BURKE, K. and MC MULLEN, J. "Capillary cover design for leach pad closure", En: SME Transaction 2001, Presented at the SME Annual Meeting, 26-28 February, Denver, Colo: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Vol. 310, pp. 104-110. 2001.
- BENZA AZOUA, M. Curso sobre "Gestión Ambiental Minera"- Módulo II - Drenaje Ácido de Roca. UTO-REFORMIN. (Mayo 2002).
- ZAMORA, G. y BENZA AZOUA, M. "Predicción de DAR por Test Geoquímicos Estáticos y Dinámicos". Revista Metalúrgica. Carrera de Ingeniería Metalúrgica, Facultad Nacional de Ingeniería, Oruro – Bolivia: No 23, Noviembre 2002.

- 📖 ASTM STANDART TEST meted for accelerated weathering of solid materials using a modified humity cell. D5744-96.
- 📖 ACID ROCK DRAINAGE PREDICTION MANUAL – CANMET - MSL DIVISON. Canada: Departament of Energy, Mines and Resources, MEND Project. 1.16.1, 1999.
- 📖 SHAW S. C.; GROAT, L. A. “Mineralogical study of base metal tailings with various sulfide contents, oxidized in laboratory columns and field lysimeters”. Enviromental Geology. No 33. 1998.
- 📖 ELLIOT, C. M. and LIU, L. “Subaqueous Deposition of generating tailings into an acidic lake enviroment: Pilot column test results”. En: Proceodings 29th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors. Canadá: 1997.
- 📖 GERMAIN, M. D.; TASSE, N. and BERGERON, M. “Limit to self-neutralization in acid mine tailings”. Institut National de la recherché scientifique-geossources de Quevec. 1997.
- 📖 LAWRENCE, R. W. and WANG, Y. “Determination of neutralization potential in the prediction of acid rock drainage”. MEND/NEDEM Report 1. 16.

6

Estudio de Aplicación de Coberturas Secas para la Rehabilitación de Pasivos Ambientales Míneros

Propuesta de Rehabilitación Ambiental del Pasivo Mínero de Japo – Santa Fe

RESUMEN

Las operaciones mineras desarrolladas en muchas regiones del país, sin considerar la componente ambiental en sus procesos, han generado grandes volúmenes de desmontes y colas; los que, a partir de los fenómenos naturales de oxidación, generan Drenajes Ácidos de Roca (DAR) que, por su alto contenido de metales pesados tóxicos disueltos y su elevada acidez, se constituyen en potenciales fuentes de contaminación de acuíferos superficiales y subterráneos.

En el Distrito Mínero de Japo – Santa Fe, las colas Japo están ubicadas en la Quebrada de Sora Sora. De acuerdo a su elevado Potencial Neto de Neutralización (NNP) de - 470.4 kg CaCO₃/tonelada y su contribución de carga de metales pesados, estas colas han sido catalogadas como el Pasivo Ambiental Mínero (PAM) de “mayor potencial generador de drenaje ácido” en Bolivia; y por tanto, “priorizada” para su inmediata remediación. Los drenajes ácidos de roca que genera el PAM de Japo, presentan un pH de 2.5 y elevadas concentraciones de metales pesados disueltos, que drenan directamente a la cuenca vertiente del sector, y que llegan finalmente hasta el Lago Poopó.

El objetivo del presente trabajo de investigación se circunscribe a estudiar técnica, económica y ambientalmente la remediación del pasivo ambiental mínero de Japo – Santa Fe, mediante el uso de coberturas secas.

A partir de predicciones del comportamiento geotécnico de suelos del sector mediante el uso de MK - Model, se ha podido demostrar que los suelos del sector pueden ser utilizados como coberturas secas SDR y que permiten almacenar el agua de lluvia y luego por evapotranspiración, evitar que lleguen al PAM; por tanto, se constituyen en una alternativa técnicamente viable y ambientalmente efectiva.

El costo de implementación de las coberturas SDR para la remediación del pasivo ambiental de Frankeita es de 255,864.9425 \$us; es decir, tiene un costo de 21.32 \$us/m² o 2.506 \$us/tonelada.

6.1 INTRODUCCIÓN

Siglos de explotación pasada y actividades mineras actuales en la zona de Santa Fe, han dejado grandes cantidades de residuos mineros a lo largo de los diferentes periodos de la historia minera de la región, los cuales generan impactos ambientales, debido a la presencia de sulfuros metálicos, que al quedar expuestos al oxígeno de la atmósfera, son oxidados y generan drenaje ácido de roca, que se caracteriza por una alta presencia de acidez; metales tóxicos pesados disueltos; y finalmente, contenidos de sulfato; que con el transcurrir del tiempo, provocan enormes cargas de contaminación a los suelos y cuerpos acuosos receptores superficiales y subterráneos.

El pasivo ambiental minero (PAM) de Japo, presenta colas de gravimetría mezcladas con colas de flotación, arenosas a finas, con potenciales netos de neutralización elevados, las mismas se encuentran expuestas a procesos de oxidación; por lo tanto, no son estables químicamente. De acuerdo a su alto NNP y su contribución de carga de metales pesados, las colas Japo han sido catalogadas como “potenciales generadores de drenajes ácidos”; y por tanto, “priorizadas” para su inmediata remediación. La Fotografía 1, muestra el lugar donde han sido depositadas las colas de Japo.



Fotografía 6.1.- Colas Japo–Santa Fe

Los drenajes ácidos de roca que se generan en el sector son perceptibles y por su ubicación, hace que sus escorrentías cargadas de metales pesados y a un pH de 2.11, drenen directamente a la cuenca vertiente del sector (Santa Fe), y lleguen a la Cuenca San Juan Sora Sora y finalmente hasta el Lago Poopó.

Existen varias alternativas de remediación de sitios mineros abandonados, tales como la aplicación de coberturas en multicapas o cubiertas sintéticas (geomembranas).

El objetivo que persiguen las coberturas secas, es el de hacer que los pasivos sean estables químicamente. Los mecanismos pasan por evitar la difusión de oxígeno; retener la humedad y/o evitar su percolación y contacto con el residuo minero.

En el presente trabajo de investigación, se ha estudiado las posibilidades del uso de coberturas secas (suelos del sector) para la rehabilitación del PAM de Japo ubicado en Santa Fe, partiendo de la evaluación de impacto ambiental que causan estos residuos mineros al medio ambiente a partir de sus propiedades físicas, químicas, mineralógicas y geoquímicas; para luego, estudiar las propiedades geotécnicas de los suelos del sector a objeto de predecir su comportamiento para su uso como coberturas secas; y finalmente, realizar un estudio técnico, económico y ambiental de implementación de una propuesta de rehabilitación.

6.2 OBJETIVO

El objetivo del presente trabajo de investigación se circunscribe a estudiar técnica, económica y ambientalmente la rehabilitación del pasivo ambiental minero de Japo, mediante el uso de coberturas secas.

6.3 CARACTERIZACIÓN DE LA MICROCUENCA

El yacimiento de Japo forma parte de la faja estannífera boliviana. Esta faja se extiende a lo largo de aproximadamente 900 km en dirección noroeste en la Cordillera Oriental de Bolivia donde la corteza continental alcanza su mayor potencia. Las mineralizaciones estanníferas están espacialmente relacionadas con cuerpos intrusivos, constituidos por granitos peraluminosos e intrusiones de pórfido de diferentes edades, aunque los más comunes son del final del Terciario.

Geológicamente existen pocos trabajos publicados sobre estos yacimientos, salvo algunos estudios regionales. Dichos estudios se han centrado en definir la evolución metalogenética regional, sin definir un modelo particular para este yacimiento. Por su parte, establecieron las características geológicas y mineralógicas generales del distrito de Oruro. Así mismo, existen algunos informes técnicos inéditos realizados por empresas de exploración para las cooperativas de Santa Fe y Japo. En ellos se menciona que la mineralización se encuentra emplazada en las unidades sedimentarias de una estructura anticlinal, denominada Anticlinal Japo-Santa Fe.

La pila de colas de Japo está ubicada en la Quebrada del Valle de Japo, casi alcanzando las riberas de la quebrada. Algo de material de las colas ha sido transportado valle abajo mediante escorrentía y depositado en el lecho de la quebrada.

Las colas de flotación, arenosas a finas, fueron generadas en la planta gravimétrica y de flotación Japo, y se caracterizan por presentar potenciales netos de neutralización elevados, las mismas se encuentran expuestas a procesos de oxidación.

Según la clasificación de climas del Servicio Nacional de Hidrología y Meteorología, basada en un criterio de evapotranspiración, esta zona corresponde a un clima seco de tundra (ET) y polar de alta montaña (EB). Según la clasificación de W. Koppen mencionada por el Altiplano en general tendría un clima clasificado como BSwk o de estepa con invierno seco frío.

En base a los datos climáticos obtenidos de las estaciones meteorológicas, se observa que la temperatura promedio en la zona se calcula en 14 °C.

El área de estudio se encuentra a una elevación aproximada de 3.700 m.s.n.m, las temperaturas extremas que se reportaron varían entre + 24 ° C durante el día en verano y – 17 ° C durante la noche en invierno. Por la zona no existe una estación total, por lo que para este trabajo de investigación se tomaron datos meteorológicos de la ciudad de Oruro.

La precipitación media anual obtenida es de 460,73 mm, la precipitación media mensual recopilada desde 1975 – 1999 corresponde a la Estación Meteorológica de Oruro (AASANA), aunque con el cambio climático la media de la precipitación anual está disminuyendo.

Según el Servicio Nacional de Meteorología el evento extremo de máxima precipitación en 24 horas se presentó el 28 de marzo de 1999 en un período de 38 años con un registro de precipitación de 66,7 mm de columna de agua.

Estudios anteriormente realizados del PAM de Japo, reportan esta situación y se ilustran en la gráfica siguiente:

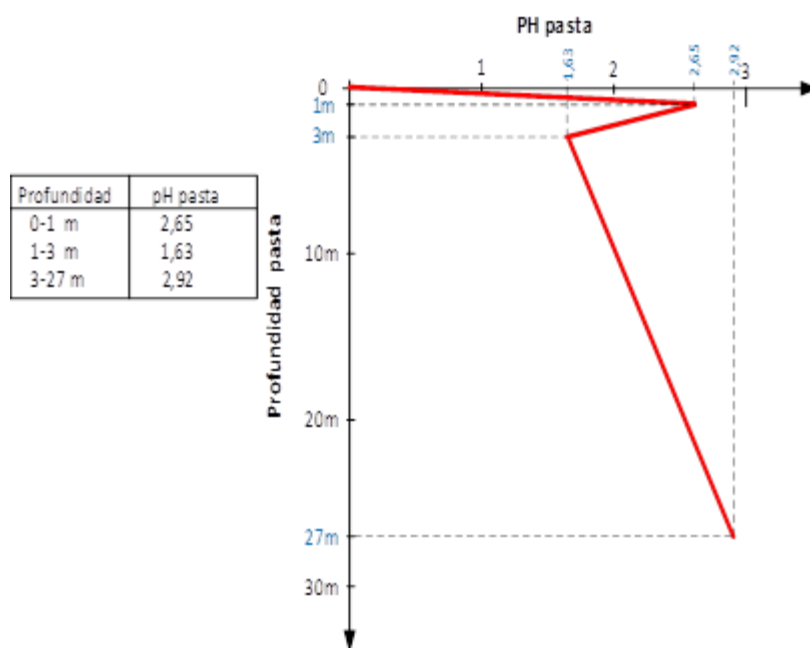


Figura 6.1.- pH en pasta del PAM de Japo

Es decir, que el pH en pasta de las colas JAPO están entre 1,6 a 2,2 (altamente generadoras de DAR).

En base al análisis de la imagen satelital, se ha determinado un área cerca de 8,3 km² para el vaso receptor de la microcuenca de la quebrada Japo. En la tabla 1, se reportan los datos morfo-métricos complementarios de la subcuenca.

En una primera aproximación se puede estimar que el 10% del área de la microcuenca tiene en superficie residuos sulfurosos dispersos generadores de DAR y si la precipitación anual promedio es de 460 mm, habría una escorrentía anual de agua ácida de 382'720.000 litros suponiendo que la evaporación, infiltración profunda y retención de humedad son despreciables dado el corto tramo de escorrentía y la poca profundidad de los suelos por estar al pie de los cerros rocosos. El

blanco de la contaminación por la extrema carga de metales pesados disueltos, es la quebrada de Japo, que finalmente lleva sus aguas hasta el Lago Poopó.

Parámetros generales	Cuenca Japo
Perímetro de la cuenca (Km)	12,4
Área de la cuenca (Km ²)	8,32
Longitud de la cuenca (Km)	4,08
Ancho de la cuenca (Km)	2,04
Cota más alta de la cuenca (m)	4.222
Cota más baja de la cuenca (m)	3.736
Desnivel altitudinal de cuenca (m)	486

Tabla 6.1. Parámetros de caracterización de la microcuenca Japo

6.4 CARACTERIZACIÓN DEL PAM JAPO Y DE SUELOS PARA SU USO COMO COBERTURA SECA

Con fines de análisis ambiental, se tomó una muestra de todo el perfil de las colas de Japo, como se muestra en la fotografía siguiente:



Fotografía 6.2.- Colas Japo-Santa Fe

Los resultados del análisis granulométrico son presentados en la figura 6.2. De dicha gráfica, es posible determinar que el d_{50} de la muestra es de 220 micrones; por tanto, se trata de un material fino de elevada superficie específica, lo que hace que las reacciones químicas de oxidación de sulfuros y formación de DAR queden favorecidas. La densidad del material es de 2.689 g/cm^3 y una superficie específica de $1.645 \text{ m}^2/\text{g}$.

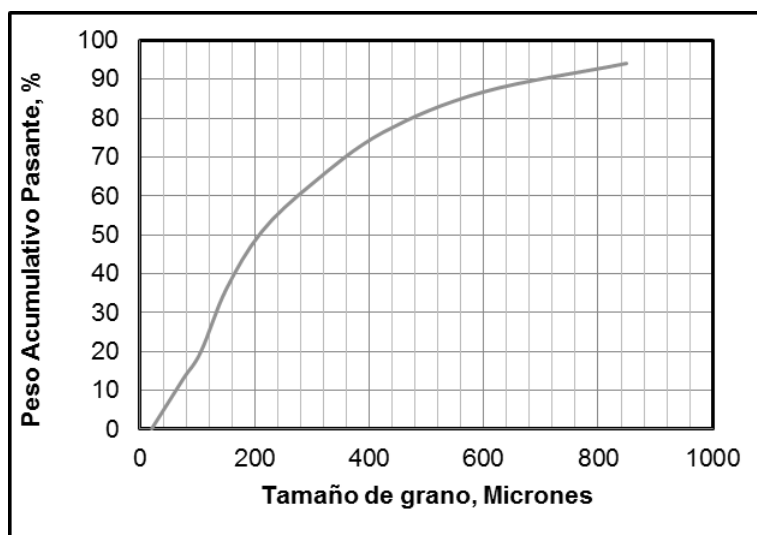


Figura 6.2.- Curva de distribución granulométrica de las colas Japo

La tabla siguiente, muestra los resultados obtenidos del análisis químico de una muestra de PAM:

MUESTRA PROFUNDIDAD (M)	CU	ZN	PB	CD	AS
JA (0-1)	9,24	35,2	0,12	0,12	0,6
JA (1-3)	126,4	53,6	0,32	1,1	0,76
JA (3-5)	168,8	180,8	3,6	3,05	1,04
JA (BASE)	8,32	49,76	0,38	0,64	1,04

Tabla 6.2.- Análisis químico en g/t de las colas de Japo

Dames and More hizo un análisis químico de la muestra objeto de estudio, ha sido analizada por digestión total por los metales pesados de interés. Los resultados son presentados en la Tabla 3.

	% FE	% S	% SO ₄ ⁻	% Al	% K	% Na	% Mg	% Mn	% Ba	% Ca
Residuo	5,3	6,8	1,02	2,65	1,2	0,2	0,132	0,006	0,021	0,04
	μg/g Co	μg/g Cr	μg/g Ni	μg/g Sn	μg/g Sb	μg/g As	μg/g Cu	μg/g Zn	μg/g Cd	μg/g Pb
	18	342	102	240	1.480	1.320	340	580	23	3.950

Tabla 6.3. Análisis químico de la muestra JAPO por digestión total

Los resultados del análisis mineralógico cualitativo de la muestra objeto de estudio, por Difracción de Rayos X, son presentados en la Tabla 6.4.

Minerales Sulfurados		Minerales Oxidados	
Principales	Secundarios	Principales	Secundarios
Pirita	Plumbojarosita	Casiterita	Illita
Arsenopirita	Jarosita	Cuarzo	Caolinita
Marcasita	Argentojarosita	Hematita	Alunita
Galena	Sulfuros de Sn		Romboclasa
Esfalerita			Anhidrita
			Yeso

Tabla 6.4.- Análisis por difracción de Rayos X de la muestra de Japo. (UPC - Estudio geoquímico)

A partir de la muestra obtenida, y con los resultados del análisis de % Azufre Total y % Sulfato presentes en la muestra, se llevó a cabo la determinación del % de Sulfuros y el cálculo del valor del Potencial Ácido de la Muestra (AP). Asimismo, en el laboratorio de análisis químico se determinó el valor del Potencial neutro (NP).

A partir de estos dos valores, se determinó el valor del Potencial Neto de Neutralización (NNP). Los resultados se presentan en la tabla siguiente:

Detalle	Colas Japo
% S total	1,8
% S sulfato	0,01
% S sulfuros	1,79
NP (kg CaCO ₃ /t)	1,3
AP (kg CaCO ₃ /t)	55,94
NNP (kg CaCO ₃ /t)	- 54,64
P/AP	0,023

Tabla 6.5.- Resultados del Potencial Neto de Neutralización (NNP) de la muestra Japo

De los resultados obtenidos, se puede deducir qué:

Primer Criterio: Como el residuo presenta un valor NNP menor a - 20 kg CaCO₃/t, entonces es generador de DAR.

Segundo Criterio: Si la relación de NP/AP es menor a la unidad, entonces el residuo puede ser considerado como generador de DAR.

Desde el punto de vista de la “exigencia para fines de restauración”, la normativa canadiense obliga a una remediación ambiental si la relación de NP/AP es < 3; es decir, que para el caso del residuo minero de Japo estudiado, la relación de NP/AP es de 0,023; muy inferior a 3, por lo que, *son requeridas medidas urgentes de remediación* del sitio minero.

De los resultados presentados en las tablas anteriores, es posible establecer que el DAR generado por el PAM de Japo presenta metales pesados disueltos que alteran la calidad de las aguas superficiales de la microcuenca de la zona; y finalmente, impactan la calidad de las aguas del lago Poopó.

La caracterización geotécnica de las 3 muestras de los pocos bancos de suelos que se encuentran en la microcuenca de Japo, fueron sometidas a pruebas de Succión-Retención de agua en base a la norma ASTM D6836-02, 2003.

Los resultados de la caracterización de la muestra de suelo que mejores aptitudes para su uso como cobertura presentó, se presentan a continuación:

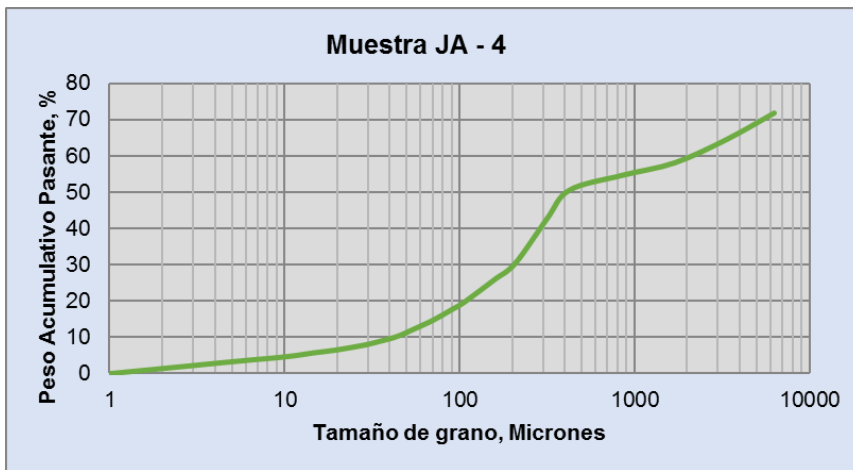


Figura 6.3.- Curva de los resultados del análisis granulométrico de la muestra JA – 4

De la figura anterior se deduce que, d₆₀ y el d₁₀ son de 100 y 4 micrones, respectivamente.

Por otra parte, los resultados de los parámetros geotécnicos de la muestra de suelo estudiada, son presentados en la tabla 6.6.

d ₁₀ (μ)	d ₆₀ (μ)	Cu	ρ _{ap} g/cm ³	ρ _{real} g/cm ³	ε	AEV cm	K _{sat}
							cm/s
4	100	25	1,617	1,418	0,24 2	1.000	3,06x10 ⁻⁷

Tabla 6.6.- Parámetros geotécnicos de la muestra JA 4

Con los datos arriba señalados, se construyó la curva de succión-retención de agua, aplicando el modelo MK, que se presenta a continuación:

- Constante a [-]	0.01
- Paramètre m [-]	0.04
- Succion capillaire état sec ψ_o [cm]	1.00E+07
- Succion capillaire résiduelle ψ_r [cm]	12487.3
- Coefficient de forme des particules α_k [-]	10

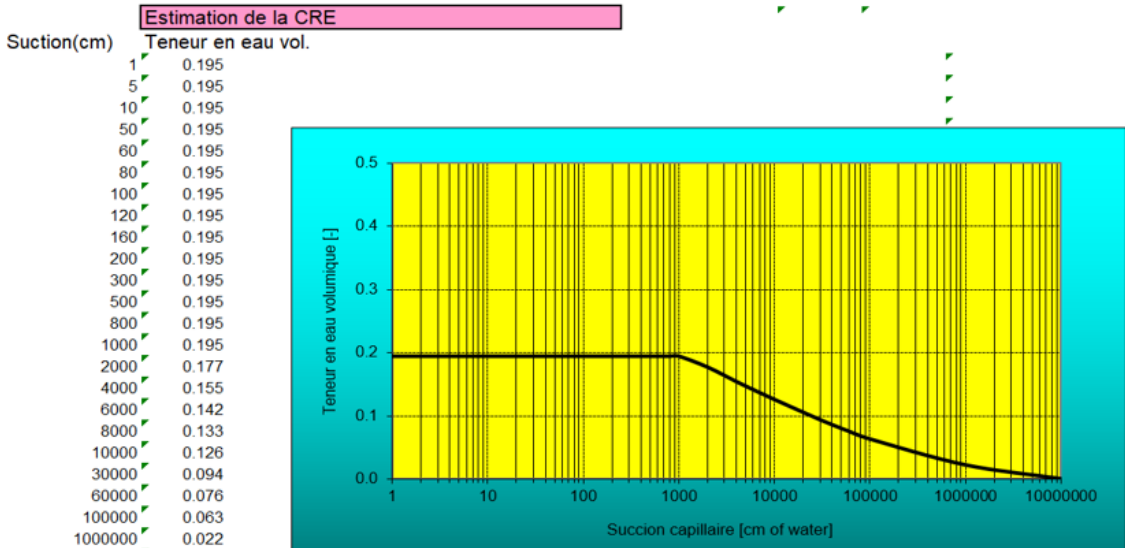


Figura 6.4.- Curva de succión-retención de agua mediante el modelo MK de la muestra JA - 4

Con los valores arriba presentados, se concluye que el suelo “es apto para su uso en coberturas”; puesto que, el valor del punto de entrada de aire AEV ocurre a una succión de apenas 1.000 cm de columna de agua.

6.5 EVALUACIÓN TÉCNICA, ECONÓMICA Y AMBIENTAL DE LA PROPUESTA DE REMEDIACIÓN AMBIENTAL DEL PAM DE JAPO CON EL USO DE LA COBERTURA SECA

El levantamiento topográfico completo de las colas de Japo es presentado en la figura siguiente:

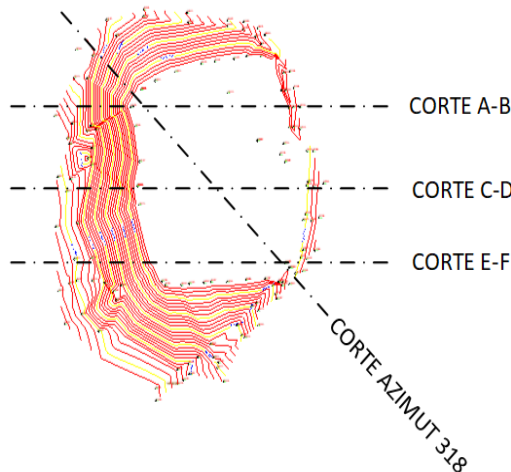


Figura 6.5.- Levantamiento topográfico de las colas Japo

Los resultados Del levantamiento topográfico, son presentados en la tabla siguiente:

Cálculos de volumen y tonelaje obtenidos con el programa Mine Sight		
Volumen (m ³)	Peso específico (tn/m ³)	Peso total (tn)
779.201,86	2,689	2'095.273,81
Volumen y tonelaje para el corte. Para obtener una pendiente de talud entre 44% y 45%		
Volumen de corte (m ³)	Peso específico (tn/m ³)	Peso total (tn)
5.200	2,689	13.982,00
Área horizontal del depósito de las colas de Japo		
25.000,00 m ²		

Tabla 6.7.- Resultados del cubicaje de PAM Japo

Para la rehabilitación, se propone una disposición de coberturas secas que puede estar representada mediante el perfil esquemático presentado en la figura siguiente:

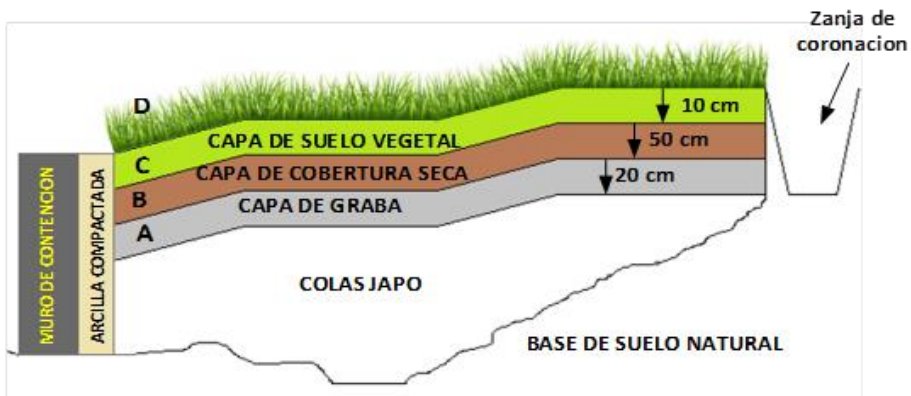


Figura 6.6.- Perfil transversal esquemático de la cobertura orgánica para el PAM de Japo

- La capa de grava (A) permite generar un material de conductividad hidráulica diferente al suelo de cobertura de suelo, para que se forme la barrera capilar.
- La capa de cobertura de suelo (B) permite almacenar el agua de lluvia.
- La capa de suelo vegetal (B) permite evitar la erosión de la cobertura de suelo.
- La cobertura vegetal cumple la función de evitar la erosión de la capa de suelo vegetal.

Los volúmenes de suelos y materiales de la cobertura calculados para su uso como alternativa de remediación del PAM de Japo se presentan en la tabla siguiente:

Cobertura	Cálculo del volumen
Capa de grava (A)	0,20 x 25.000 = 5.000 m ³
Capa de cobertura seca (B)	0,50 x 25.000 = 12.500 m ³
Capa de suelo vegetal (C)	0,10 x 25.000 = 2.500 m ³

Tabla 6.8.- Volumen de suelos de cobertura de suelo para el PAM de Japo

La estabilización física del talud propuesta es presentada en la figura 6.7:

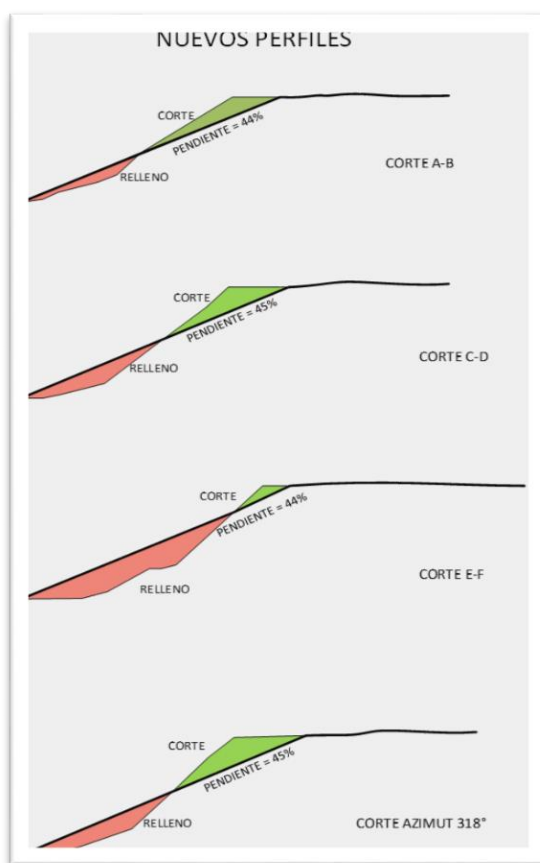


Figura 6.7.- Nuevos Perfiles para la estabilización física del talud

Los datos técnicos para la construcción del perfil de las coberturas sobre el PAM de Japo se resumen en la tabla siguiente:

Parámetro	Especificaciones
Volumen de perfilamiento	5.200 m ³
Capa de grava (A)	20 cm por encima de las colas Japo
Capa de cobertura seca orgánica (B)	50 cm por encima del suelo colocado
Capa de suelo vegetal (C)	10 cm por encima de la cobertura orgánica
Cobertura vegetal (D)	Cobertura autóctona
Pendientes de terracedo	2:1
Bermas	2 m
Muro de contención	2 x 1 x 1

Tabla 6.9.- Datos técnicos del perfil de la cobertura sobre el PAM de Japo

El presupuesto general de mitigación ambiental utilizando la fracción orgánica de los residuos sólidos urbanos como cobertura orgánica podría resumirse en la tabla siguiente:

El resumen general de los costos de implementación de la cobertura, incluyendo costos totales de remoción y perfilado de taludes, desencape de cobertura vegetal y remoción del suelo apto para cobertura, transporte de los componentes de la cobertura y su compactación, además de la construcción de gaviones de detención y canales de derivación, es presentando en la tabla siguiente:

Descripción del ítem	Unidad	Precio Total
Costo total estimado	Bs	3'433.700,00
Costo total estimado	\$us	493.347,70
Costo unitario por m ² de cobertura	\$us/m ²	19,73
Costo unitario por ton de residuo	\$us/tn	0,235

Tabla 6.10.- Datos técnicos del perfil de la cobertura sobre el PAM de Japo

6.6 CONCLUSIONES

Las conclusiones del trabajo de investigación desarrollado son las siguientes:

- El Pasivo Ambiental Minero de Japo presenta un área de 25.000 m² y un volumen de 779.202 m³; que representa un tonelaje total de 2'095.274 toneladas.
- El PAM de Japo presenta un potencial fuerte de generación de DAR. La fuerte acidez del DAR (cercano a 2,32) exige una priorización de medidas para su remediación.
- En dos años más, se predice que la generación de DAR habrá disuelto toda la materia básica presente todavía en el residuo minero.
- Los datos técnicos requeridos para la cobertura seca que se propone, consta, considerando desde por encima del residuo, 20 cm de grava; luego 50 cm de suelo fino del sector que se tomó la muestra JA – 4; 10 cm de Top Soil; y finalmente, cobertura vegetal autóctona.
- El volumen en m³ de grava, cobertura de suelo y top soil requeridos para la remediación del PAM de Japo son de: 5.000; 12.500 y 2.500, respectivamente.
- El presupuesto general de mitigación ambiental utilizando la cobertura seca podría resumirse en: Costo total estimado: 493.347,70 \$us y el costo unitario es de 19,73 \$us/m² ó 0,235 \$us/tn.

6.7 AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento especial al coautor, mi colega y amigo, Ing. Jaime Lafuente Cruz, Director de la Carrera de Ingeniería de Minas, Petróleos y Geotecnia de la Universidad Técnica de Oruro, quién me eligió como su mentor de Tesis Postgradual. Juntos, en equipo, logramos alcanzar su postgraduación y este aporte académico importante.

6.8. BIBLIOGRAFÍA

- 📖 SGAB. «Mineral Waste Deposits in the PPO area, Swedis Geological AB, Report PPO 9611.» Proyecto de remediación, Oruro, 1996.
- 📖 Ministerio de Desarrollo Sostenible y Medio Ambiente. Secretaria Nacional de Minería. Swedish Geological AB. «ID: R-Bo_E-9.45-9706-PPO 9701.» Final Report. Findings, Recommendations and the Environmental Management Plan. Proyecto Piloto Oruro, Oruro, Junio 1997.
- 📖 Chaparro y Oblasser, Comisión Económica para América Latina y El Caribe, CEPAL, Recursos Naturales e Infraestructura, Estudio Comparativo de la Gestión de los Pasivos Ambientales mineros de Bolivia, Chile, Perú, y estados Unidos, mayo de 2008 Santiago de Chile, pág. 10.
- 📖 CANMET - MSL Division, Department of Energy, Mines and Resources. <http://mend-nedem.org/wp-content/uploads/2013/01/1.16.1b.pdf>. Marzo de 1999. www.mend-nedem.org.
- 📖 Turneure, F S. «A Comparative Study of Major Ore Deposits Of Central Bolivia, Part I.» Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologist 55, 1960a: 217-254.
- 📖 Sillitoe, R. H., C. Halls, y J. N. Grant. Porphyry tin deposits in Bolivia. Economic Geology. 1975.
- 📖 Dietrich, A, B. Lehmann, y A. Wallianos. Bulk Rock and Melt Inclusion Geochemistry of Bolivian Tin Porphyry Systems. Economic Geology. 2000.
- 📖 Mlynarczyk, M., y A. Williams-Jones. The role of collisional tectonics in the metallogeny of the Central Andean tin belt. Earth and Planetary Science Letters. 2005.
- 📖 Sugaki, A., y otros. Geological Study on Polymetallic Hydrothermal Deposits in the Oruro District, Bolivia. Sci Rept Tohoku Univ. 1981.
- 📖 AITCOBOL S.R.L. «Estudio de Japo Scoping, Informe. Departamento de Oruro, Bolivia.» Inédito, Oruro, 2007.
- 📖 Ishihara, S., H. Murakami, y M. F. Marquez-Zavalía. «Inferred Indium Resources of the Bolivian Tin-Polymetallic Deposits. Resource Geology.» 2011, 61, 174-191.
- 📖 CHASE, F. M. “Tin-Silver veins of Oruro-Bolivia”, Part I. Economic Geology and the Bulliton of the Society of economic geologists. Vol XLIII No.5, Pg 333-470, 1948.
- 📖 DAMES & MOORE. “Environmental Audits of COMIBOL Installations – Unificada, Colavi, Colquechaca, Pulacayo, Telamayú, Chocaya, Tatasi, Chorolque, Matilde, Corocoro, Bolsa Negra, Kami”. 1997.
- 📖 AUBERTIN, M.; CHAPUIS, R. P.; AACHIB, M.; BUSSIÈRE, B.; RICARD, J.-F. et TREMBLAY, L. “Évaluation en laboratoire de barrières sèches construites à partir de résidus miniers”, Rapport MEND/NEDEM 2.22.2a. 1995.
- 📖 AUBERTIN, M.; BONIMPA, M.; BUSSIÈRE, B.; CHAOUIS R. P. A. “A model to predict the water retention curve from basic geotechnical properties”. Can. Geotech J. No 40. 2003.
- 📖 ALBRIGHT, W.; BENSON CRAIG & COL. “Fiel water Balance of Landfill final covers”. J. Environmental Qual. Vol 33, 2004.

- 📖 BUSSIÈRE, B; AUBERTIN, M.; CHAPUIS R. P. "The behavior of inclined covers used as oxygen barriers". *Can. Geotech. J.* No 40, 2003.
- 📖 BUSSIERE, B. "Curso Bolivia Reformin II". Bolivia: 2006.
- 📖 AUBERTIN, M., BUSSIÈRE, B., BARBERA, J. M., CHAPUIS, R. P., MONZON, M. et AACHIB, M. "Construction and instrumentation of in situ test plots to evaluate covers built with clean tailings". *Proceedings of the 4th ICARD.* Vancouver: 715-730. 1997b.
- 📖 AUBERTIN, M., BUSSIERE, B., AACHIB, M. et CHAPUIS, R. P. "Une modélisation numérique des écoulements non saturés dans des couvertures multicouches en sols". *Hydrogéologie.* No 1, 3-13, 1996.
- 📖 DEMERS BENOIT. "Restauración de Sitios Mineros", Curso proyecto REFORMIN-BOLIVIA. 2003.
- 📖 NASTEV; AUBERTIN, M. "Hydrogeological modelling for reclamation work at the Lorrain Mine". En: *Proceeding Groundwater Special Conference.* Montreal: 2000.
- 📖 RICARD, J. F.; AUBERTIN, M.; FIRLOTTE, R. R.; KNAPP, R.; McMULLEN, J. "Design and construction of a dry cover made of tailings for closure of Les Rerrains Auriferes Sities Malartic". En: *4th Conference on DAR.* Vancouver: 1997.
- 📖 ZHAN, G.; AUBERTIN, M.; MAYER, A.; BURKE, K. and MC MULLEN, J. "Capillary cover design for leach pad closure", En: *SME Transaction 2001*, Presented at the SME Annual Meeting, 26-28 February, Denver, Colo: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Vol. 310, pp. 104-110. 2001.
- 📖 BENZAAZOUA, M. Curso sobre "Gestión Ambiental Minera"- Módulo II - Drenaje Ácido de Roca. UTO-REFORMIN. (Mayo 2002).
- 📖 ZAMORA, G. y BENZAAZOUA, M. "Predicción de DAR por Test Geoquímicos Estáticos y Dinámicos". *Revista Metalúrgica.* Carrera de Ingeniería Metalúrgica, Facultad Nacional de Ingeniería, Oruro – Bolivia: No 23, Noviembre 2002.
- 📖 ASTM STANDART TEST meted for accelerated weathering of solid materials using a modified humity cell. D5744-96.
- 📖 ACID ROCK DRAINAGE PREDICTION MANUAL – CANMET - MSL DIVISON. Canada: Departament of Energy, Mines and Resources, MEND Project. 1.16.1, 1999.

Tratamiento de Drenajes Ácidos de Mina para su Uso en el Procesamiento Mineral

PARTE I:

PROPUESTA TÉCNICA, ECONÓMICA Y AMBIENTAL PARA EL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA MINA HUANUNI MEDIANTE DRENES ANÓXICOS CALIZOS Y PRECIPITACIÓN CON CAL EN INTERIOR MINA

RESUMEN

La Empresa Minera Huanuni se encuentra en la provincia Pantaleón Dalence del Departamento de Oruro – Bolivia, perteneciente al municipio de Huanuni y situado a 42 Km de la ciudad de Oruro, aproximadamente entre las coordenadas $66^{\circ} 45'$ de Longitud Este y $18^{\circ} 15'$ de Latitud Sud.

La escasez de agua es severa en la Empresa Minera Huanuni, y se ha generado una gran preocupación para abastecer la nueva planta Lucianita, que operará con una capacidad de 3000 T/día; por tanto, será necesario tratar las aguas acidas de mina a objeto de que el total del caudal de 60 L/seg pueda ser utilizado en la dicha planta de beneficio de mineral.

El objeto del presente trabajo de investigación, se circunscribe en realizar una propuesta técnica, económica y ambiental para el tratamiento de las aguas acidad de la Empresa Minera Huanuni mediante el paso de las mismas por drenes anóxicos calizos instalados en interior mina, como una alternativa a la propuesta de la empresa “Asociación Accidental A.A MINAS” de tratamiento convencional con cal; en especial, porque si bien dicha propuesta cumple con la descarga del efluente de pH 6 a 8 apta para el uso industrial, los lodos generados en el proceso no tienen sitio definido de almacenamiento y su transporte a un 20% de sólidos al dique nuevo de colas sería demasiado oneroso por el elevado consumo de energía que representaría; y además, en contacto con las colas sulfurosas, generaría la formación de CaSO_4 que dificultaría su recirculación.

Desde el punto de vista técnico, para la implementación de la propuesta, se calculó que para tratar 60 litros por segundo de aguas acidas mediante Drenes Anóxicos Calizos en interior mina, considerando además un tiempo de residencia de 15 horas y 20 años de operación de los drenes, se

requieren 17,077.29 toneladas de caliza. Los Drenes Anóxicos Calizos serán ubicados en interior mina, en la rampa de ingreso a los niveles inferiores, requiriendo una ampliación de las cámaras 4 y 5 ya existentes hasta alcanzar las dimensiones de 3.5 m de alto, 20 m de ancho y 100 m de largo; y de 3.5 m de alto; 17 m de ancho y 88 m de largo, respectivamente. El efluente de descarga de los Drenes Anóxicos Calizos será sometido a un proceso de precipitación de cal también en interior mina; para ello, se requerirá un reactor de preparación de lechada de cal de 2.5 m de alto y un diámetro de 1.0 m. La lechada de cal será enviada por bombeo a un sedimentador del tipo lamelas, implementado también en el interior de la mina y de dimensiones de 3.5 m de alto, 8 m de ancho y 7 m de largo, situado en una galería muerta ya existente que permitirá la separación del rebalse o agua clara ya tratada que será bombeada por el sistema actual de bombeo hacia la superficie; y por otra, se bombearán los lodos del proceso hacia los tajos libres para su almacenamiento sin problemas ambientales.

Desde el punto de vista económico, la implementación de la propuesta de tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni por Drenes Anóxicos Calizos y Precipitación con Cal, requiere de una inversión de 2.31 millones de dólares americanos.

Comparativamente, con el proceso convencional de neutralización – precipitación con cal, el tratamiento de 60 litros por segundo de las aguas ácidas de la Empresa Minera Huanuni requiere de 30.69 toneladas de cal/día; y se formarían 311.66 toneladas de lodos/día; además, los lodos formados por este proceso, “no son estables químicamente” y su manejo provocará la “redisolución de metales pesados”. Además, este método de tratamiento implica un costo por el uso de cal de 6.2 millones de \$us/año. Es decir que, para 20 años de operación, se gastaran cerca de 124.44 millones de dólares.

Mientras que, con el proceso de Drenes Anóxicos y Precipitación con cal en interior mina propuesto,

se generarían solo 132.87 toneladas de lodos/día; los que además son “estables químicamente”; puesto que, y no son hidróxidos, sino complejos hidroxilados, y serán dispuestos sin riesgos ambientales en 11 rajes vacíos por año en interior mina.

Por tanto, el tratamiento de las aguas ácidas de la empresa minera Huanuni mediante Drenes Anóxicos y Precipitación con cal en interior mina, es una alternativa técnicamente viable, económicamente más barata (permitiendo un ahorro de 121,91 millones de dólares en 20 años de operación) y ambientalmente más favorable y sin riesgo ambiental con respecto al tratamiento convencional por neutralización – precipitación con cal.

7.1 INTRODUCCIÓN

El yacimiento de Huanuni, como parte del gran macizo del Posokoni, contiguo a los yacimientos aledaños a Japo, Morococala, Santa Fe, Catavi, San José, Colquiri, y a los yacimientos de Llagua – Siglo XX, correspondiente al grupo Estañífero de la Corporación Minera de Bolivia (COMIBOL), está ubicado en la provincia Pantaleón Dalence del Departamento de Oruro - Bolivia, perteneciente al municipio de Huanuni y situado a 42 Km de la ciudad de Oruro.

En la Empresa Minera Huanuni están explotando estaño con métodos de explotación Shrinkage (acopio) que tiene las siguientes variantes: Shrinkage dejando Puentes, Shrinkage con piso falso, Explotación Selectiva y producción de Guía Mina.

Para iniciar la operación de la nueva planta de Lucianita, con una capacidad de tratamiento de 3000 toneladas por día, se requiere el triple de los volúmenes de agua que actualmente se requieren para operar la vetusta planta actual de 1000 toneladas por día. Debido al efecto climatológico de la ausencia de lluvia, se está observando que los caudales de agua son cada vez menores y por esta razón no permitirán abastecer el requerimiento que tiene la nueva planta de la empresa minera Huanuni. Por tanto, será necesario tratar las aguas ácidas de mina a objeto de que el total del caudal de 60 L/seg pueda ser utilizado en la nueva planta de beneficio de mineral.

7.2 OBJETIVO

El objetivo general del presente trabajo de investigación fue el de realizar un estudio técnico, económico y ambiental para el tratamiento de las aguas ácidas de la Empresa Minera Huanuni en interior mina a partir de pruebas a nivel laboratorio mediante Drenes Anóxicos Calizos y Precipitación con cal.

El objeto de investigación se circunscribe a abordar el problema principal de carencia de agua para el funcionamiento de la nueva planta de procesamiento mineral “Lucianita” a partir de la generación de una propuesta técnica, económica y ambiental de tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni mediante drenes anóxicos calizos y el tratamiento del efluente de descarga del mismo por precipitación con cal, ambas etapas en instalaciones ubicadas en el interior de la mina.

7.3 RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

7.3.1 Caracterización de las aguas ácidas de la mina Huanuni

Los resultados de la caracterización físico-química del Drenaje Ácido de Mina (DAM) o Aguas Ácidas de Mina proveniente del socavón Huanuni, es presentada en la TABLA 1.

Parámetro	Norma	Límite de Detección	DAM
Temperatura		+/- 0.1 °C	10.4
pH	ASTM D 1293	+/- 0.01	2.4
Sólidos Disueltos	ASTM D 2540 C	5 ppm	6592
Conductividad	ASTM D 1125	5 µS/cm	3128

Tabla 7.1: Resultados del análisis de parámetros físicos de la muestra de agua ácida de mina

Los resultados del análisis químico por metales pesados de la muestra de las Aguas Ácidas de Mina estudiada, se presentan en la tabla siguiente:

Elemento	Norma	Límite de Detección (ppm)	DAM (ppm)
Arsénico As	ASTM D 2972	0.002	3.1
Cadmio Cd	ASTM D 3557 A	0,01	0.60
Cobre Cu	ASTM D 1688 A	0,02	15.0
Hierro Tot. Fe	ASTM D 1068 A	0,03	840
Plomo Pb	ASTM D 3559 A	0,1	0.01
Zinc Zn	ASTM D 1691	0,005	255

Tabla 7.2.- Resultados del análisis químico por metales pesados de la muestra de agua ácida de mina

Finalmente, el análisis por Aniones de la muestra es resumida en la Tabla 7.3.

Elemento	Norma	Límite de Detección (ppm)	DAM (ppm)
Sulfato	ASTM D 516	1	3520

Tabla 7. 3.- Resultados del análisis de anión principal del agua ácida de mina

El caudal promedio medido fue de 60 litros por segundo y un valor promedio de pH de 2.4

7.3.2 Resultados y Discusión de las Pruebas de Laboratorio

Pruebas de precipitación con cal en vasos de precipitación de 1 L con agitación mecánica fueron corridas a objeto de determinar los consumos de cal en la neutralización - precipitación directa de las aguas ácidas de la muestra de la mina Huanuni. La figura 7.1 muestra los resultados obtenidos.

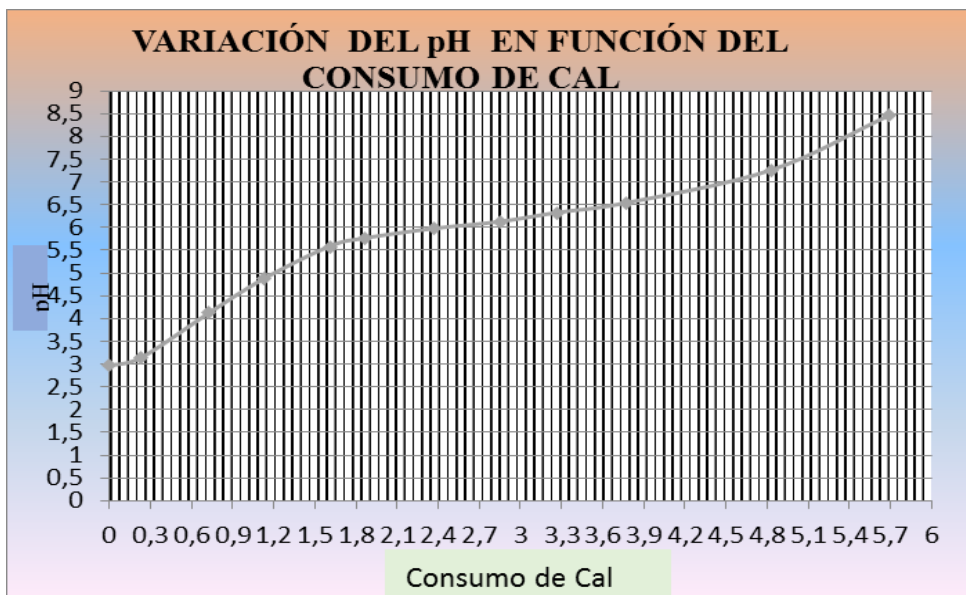


Figura 7.1: Curva de neutralización-precipitación de las aguas ácidas de mina

De la gráfica anterior se deduce que para alcanzar el pH de 8.5 se requiere cerca de 5.92 gr. de cal por litro de agua ácida de mina. Asimismo, se producen 60.12 g/L de lodos húmedos (10.14 g/L lodo seco).

Los resultados del análisis físico-químico de la muestra de la solución filtrada de dicho proceso de neutralización-precipitación fueron objeto de análisis físico-químico en el Laboratorio acreditado de SPECTROLAB. Los resultados reportados se presentan en la Tabla 4. Es decir que, considerando los datos de dicha tabla, la concentración de metales pesados disueltos se encuentra por debajo de los límites máximos permisibles de descarga establecidos en la Normativa Ambiental Boliviana.

Parámetro	Norma	Límite de Detección	Solución filtrada	Límite Permissible Descarga*
Sólidos Disueltos	ASTM D 2540 C	5 ppm	1707	
Conductividad	ASTM D 1125	5 μ S/cm	2560	
Arsénico As	ASTM D 2972	0.002	<0.002	1.0
Cadmio Cd	ASTM D 3557 A	0.05	<0.05	0.3
Cobre Cu	ASTM D 1688 A	0.05	<0.05	1.0
HierroTot. Fe	ASTM D 1068 A	0.02	0.04	1.0
Plomo Pb	ASTM D 3559 A	0.03	<0.03	0.6
Zinc Zn	ASTM D 1691	0.05	0.09	3.0

Tabla 7.4.- Resultados del análisis físico-químico de la solución Filtrada en mg/l
*Anexo 2: Reglamento en materia de contaminación hídrica – Ley 1333

7.4 PRUEBAS EN DRENES CALIZOS ANÓXICOS

En un reactor de 30 litros de capacidad se colocó la muestra de agua ácida que fue alimentado a otro reactor también de 30 litros, lleno de piedra caliza con diámetros de $-2''$ a $+1''$ bajo condiciones anóxicas a objeto de estudiar el comportamiento de las aguas ácidas en dren calizo anóxico.

Se tomaron muestras cada 15 horas a objeto de determinar el valor de la alcalinidad por titulación. La gráfica siguiente muestra los resultados obtenidos:

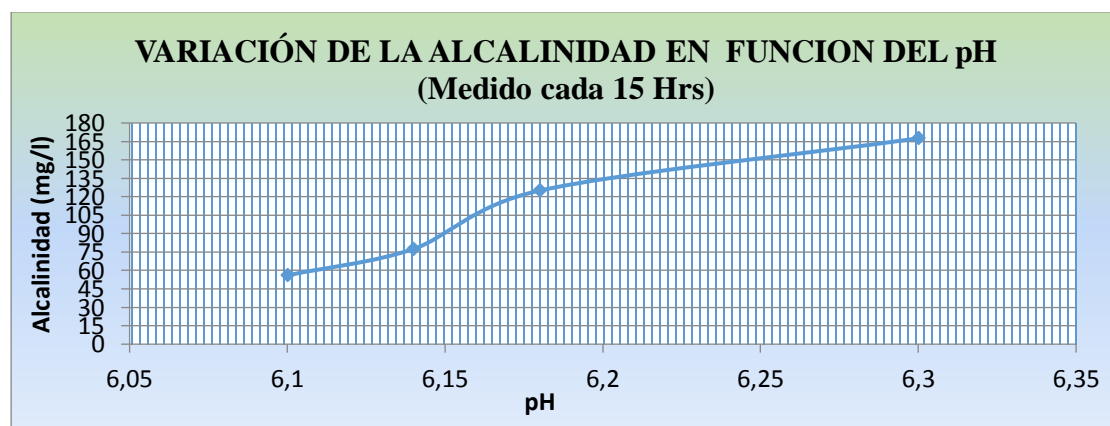


Figura 7.2.- Resultados del comportamiento de la alcalinidad vs pH medidos cada 15 horas

Al finalizar la prueba, una muestra del efluente de descarga del dren calizo anóxico fue tomada y se envió al laboratorio de SPECTROLAB. Los resultados del análisis físico-químico en mg/l de dicho efluente se muestran en la siguiente tabla:

Parámetro	Norma	Límite de Detección	Solución filtrada
pH	ASTM D 1293	+/- 0.01	6.4
Sólidos Disueltos	ASTM D 2540 C	5 ppm	6156
Sulfato SO_4^-	ASTM D 516	1	3104.36
Arsénico As	ASTM D 2972	0.002	1.2
Cadmio Cd	ASTM D 3557 A	0.05	0.3
Cobre Cu	ASTM D 1688 A	0.05	0.6
hierroTot. Fe	ASTM D 1068 A	0.02	300
Plomo Pb	ASTM D 3559 A	0.03	0.01
Zinc Zn	ASTM D 1691	0.05	175.0

Tabla 7.5.- Resultados del análisis de parámetros físico-químicos de la solución Filtrada en mg/l del efluente de descarga del dren anóxico (SPECTROLAB)

Posteriormente, se realizó una prueba de precipitación de metales con cal de una muestra de un litro del efluente de descarga del tratamiento en dren calizo anóxico. Los resultados de dicha prueba son presentados en la figura siguiente:

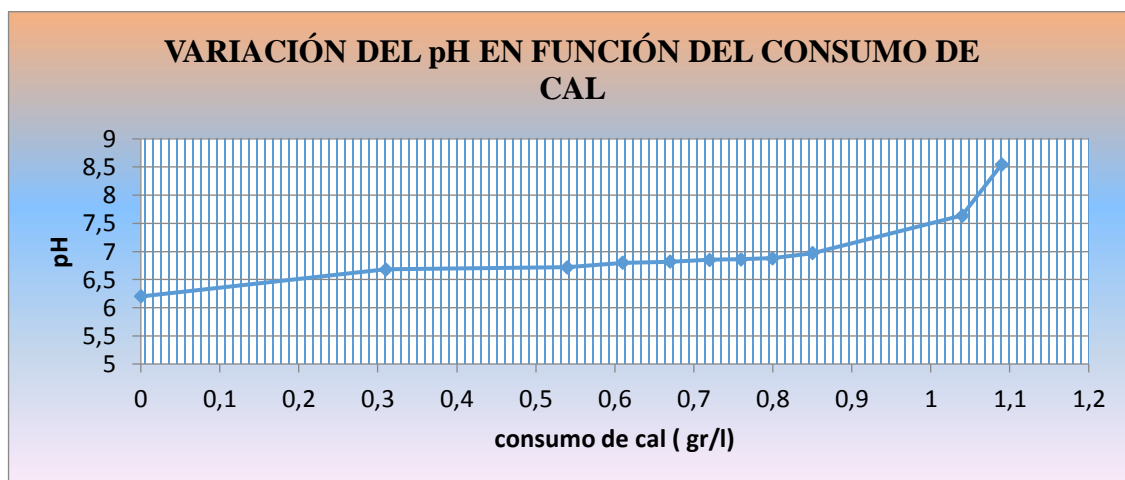


Figura 7.3.- Curva de neutralización-precipitación (consumo de cal vs pH) del efluente de descarga del dren calizo anóxico

De la gráfica anterior se deduce que para alcanzar el pH cercano a 8,5, se requiere de 1,09 gr. de cal por litro de efluente de descarga del dren anóxico calizo. Además, se forman 25,63 gr. de lodo por litro (3,43 gr. Lodo seco). Los resultados del análisis físico-químico del tratamiento con cal del efluente del dren calizo anóxico se muestran en la siguiente tabla:

Parámetro	Norma	Límite de Detección	Solución
pH	ASTM D 1293	+/- 0.01	8.5
Sólidos Disueltos	ASTM D 2540 C	5 ppm	4764
Sulfato SO ₄ ⁼	ASTM D 516	1	2775.15
Arsénico As	ASTM D 2972	0.002	0.9
Cadmio Cd	ASTM D 3557 A	0.05	0.2
Cobre Cu	ASTM D 1688 A	0.05	0.01
Hierro Tot. Fe	ASTM D 1068 A	0.02	0.01
Plomo Pb	ASTM D 3559 A	0.03	0.01
Zinc Zn	ASTM D 1691	0.05	0.4

Tabla 7.6- Resultados del análisis de parámetros físico-químicos de la solución Filtrada en mg/l del efluente de descarga del dren anóxico tratado con cal.

7.5 PROPUESTA TÉCNICA, ECONÓMICA Y AMBIENTAL PARA EL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA MINA HUANUNI POR DRENES ANÓXICOS CALIZOS Y PRECIPITACIÓN CON CAL EN INTERIOR MINA

7.5.1 Propuesta técnica de implementación en interior mina

a) DISEÑO Y DIMENSIONAMIENTO DE LOS DRENES ANÓXICOS CALIZOS

A partir de los resultados de la alcalinidad determinada en las pruebas del dren calizo anóxico, se procedió a diseñar y dimensionar el mismo. La cantidad de caliza necesaria para el tratamiento para un tiempo de residencia de 15 h se calculó de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$M = \frac{Q \cdot \rho \cdot t_R}{V_p}$$

Dónde:

- Q es el caudal del efluente a tratar = 60 l/seg (216000 l/h).
- D es la densidad de la caliza suelta (1,4 Kg/l)
- tR es el tiempo de residencia, que debe ser igual a 15 h para lograr el nivel máximo de generación de alcalinidad.
- Vp es el volumen de poros expresado en forma decimal (0,5).

Por tanto, M es igual a **9072** toneladas de caliza.

Por otra parte, para compensar las pérdidas por disolución durante un periodo de tiempo determinado, la cantidad de caliza requerida se calculó a partir de:

$$M = \frac{Q \cdot C \cdot T}{X}$$

Dónde:

- Q es el caudal del efluente a tratar = 60 l/seg (216000 l/h).
- C es la concentración esperada de alcalinidad en el efluente tras el tratamiento = 165 mg/l
- T es el periodo de tratamiento que se pretende = 20 años (175200 h)

X es el contenido en carbonato cálcico de la caliza expresado en forma decimal (0,78)

Por tanto, el cálculo es de **8005.29** toneladas de caliza.

Finalmente, la suma de estas dos ecuaciones representa la cantidad total de caliza, será de **17077.29** toneladas de caliza. Por tanto, las dimensiones del lecho para el Dren Calizo Anóxico calculado y que permitirá tratar 60 l/seg de agua ácida de mina, será de (tabla 7.7.):

Dimensiones	Cámara 4	Cámara 5
m ³	6912.24	5285.83
Profundidad (m)	3,5	3.5
Ancho (m)	20	17
Largo (m)	100	88
Rel largo/ancho	5,00	5,17

b) UBICACIÓN DE LOS DRENES ANÓXICOS CALIZOS EN INTERIOR MINA

Como los drenes serán ubicados en el interior de la mina, y en base a galerías de fácil acceso existentes (Cámaras 4 y 5 en la rampa de acceso al nivel -120 m), se consideró dividir el caudal en dos. Para el cálculo se mantuvo la relación recomendada en la literatura del largo a ancho de 5 a 1.

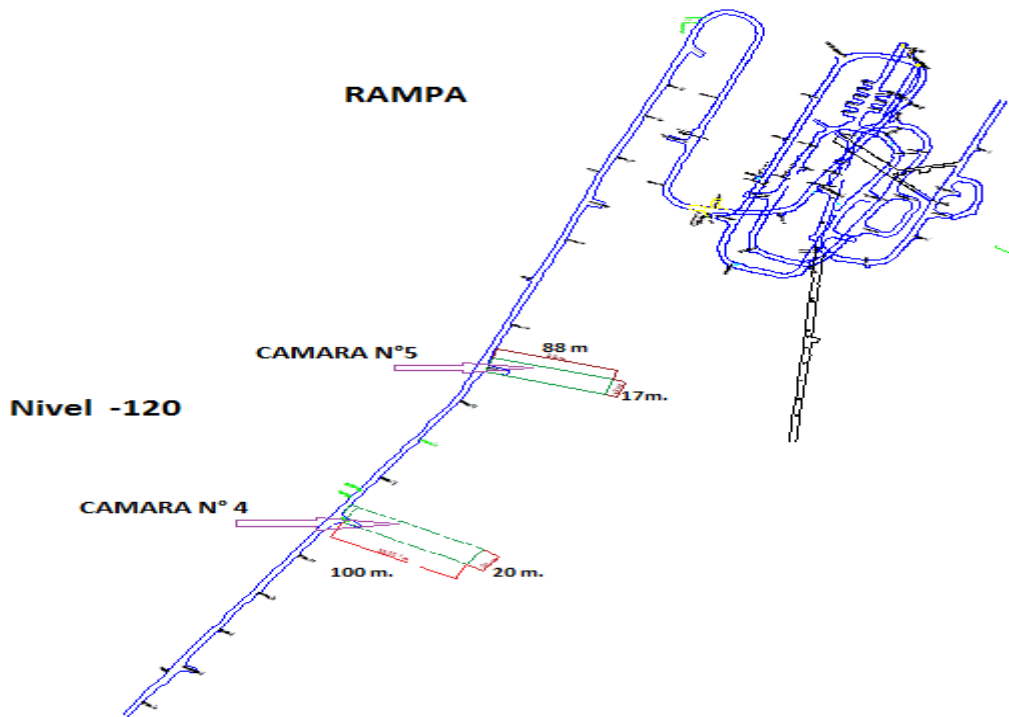


Figura 7.4.- Ubicación de los Drenes Anóxicos Calizos en interior mina

Se tomaron muestras del macizo roco de las cámaras 4 y 5 a objeto de establecer la calidad de las mismas. Los resultados demuestran que la zona presenta un valor de RMR de 61, considerándose como buena. Para este puntaje de RMR, se debe además considerar la estabilidad del macizo para la ampliación de dichas galerías en base a la colocación de pernos de anclaje.

c) DIMENSIONAMIENTO DE MURO DE CONTENCIÓN PARA LAS CÁMARA 4 Y 5

Los Drenes Anóxicos Calizos a ser implementados en las cámaras 4 y 5 debidamente ampliadas, requerirán de un muro de contención a objeto de que tanto la caliza como el agua de tratamiento estén confinadas y en condiciones anaeróbicas. La tabla siguiente, presenta las dimensiones de los mismos:

ESPECIFICACIONES	UNIDADES	MURO DE CONTENCIÓN CÁMARA 4	MURO DE CONTENCIÓN CÁMARA 5
Altura del muro de contención	m	3.5	3.5
Base zapata	m	2.1	2.1
Dimensión de la columna	m	0.7	0.7
Fuerza de empuje	kg	9800	9800
Base de la punta	m	0.4	0.4
Altura del talón	m	0.7	0.7

Tabla 7.8.- Dimensiones del muro de contención de los DAC en las cámaras 4 y 5

d) DISPONIBILIDAD DE RESERVAS DE LA PIEDRA CALIZA

El yacimiento de piedra caliza que será utilizado en los Drenes se encuentra en Culluri, Departamento de Oruro, Provincia Saucarí, municipio de Toledo, georeferenciado a Latitud: 18.25 y una Longitud: 67.55. Este yacimiento se encuentra situado a 74.6 Km de la ciudad de Oruro. Se calculó que son necesarios 12807,96 m³ de piedra caliza, que será extraída del yacimiento citado y se transportará en volquetas de 12 cubos, con rumbo a las cámaras 4 y 5 ampliadas.

e) TRATAMIENTO DEL EFLUENTE DE DREN ANÓXICO CALIZO CON CAL EN INTERIOR MINA

El reactor de preparación de lechada de cal, se ubicará también en el interior de la mina, en una cámara ya existen y que se apropia a las dimensiones del reactor (3 m de alto y 3.52 m de diámetro) y a una distancia de aproximadamente 100 m y en el mismo nivel de los Drenes Anóxicos Calizos (nivel -120 m). La lechada será bombeada al fondo de la galería cerrada de mezcla y sedimentación del tipo lamelas, donde se mezclará con el efluente procedente de los dos Drenes Anóxicos Calizos, y permitirá la separación del agua clara (rebose) y los lodos formados. Las dimensiones de dicha galería ya existente y con un muro de contención a ser construido, son de 8 m de ancho, 7 m de longitud y 3 m de altura. Se requerirá un área de sedimentación de 24 m².

f) SISTEMA DE BOMBEO

El efluente de descarga del tratamiento en los Drenes Anóxicos Calizos, requiere de una bomba de 150 Hp para enviar el efluente de descarga hasta el punto más profundo de la

galería cerrada de sedimentación por lamelas (distancia de 620 m y altura de carga de 80 m). Así mismo, se requiere de una bomba de 10 Hp para enviar la pulpa de la lechada de cal del reactor de mezcla hasta el extremo más profundo de dicho sedimentador de lamelas (distancia 7 m y altura de carga de 19 m). Por otra parte, se necesita de una bomba para enviar el efluente de descarga o rebalse del sedimentador de lamelas hasta el punto de bombeo que se tiene; para luego, con el sistema ya existente, enviar el efluente tratado hasta la superficie para su uso posterior en la planta de beneficio mineral “Lucianita”. Finalmente se requiere de una bomba lamerá de 30 Hp para transportar los lodos del sedimentador tipo lamelas hasta los rajos o sitios de disposición final de lodos (distancia de 700 m y altura de carga de 32 m).

g) DISPOSICIÓN DE LOS LODOS

Los lodos del proceso de tratamiento del efluente del Dren Anóxico Calizo con cal se almacenarán en los rajos vacíos que se encuentran en los niveles -160 y -240 m. Cada rajo permite almacenar un volumen de 1920 m³ (1.2 m x 40 m x 40 m). Es decir, como se producirán 132.87 toneladas de lodos por /día, se llenarán 11 rajos vacíos al año. La figura 33 muestra la la ubicación de los rajos vacíos.

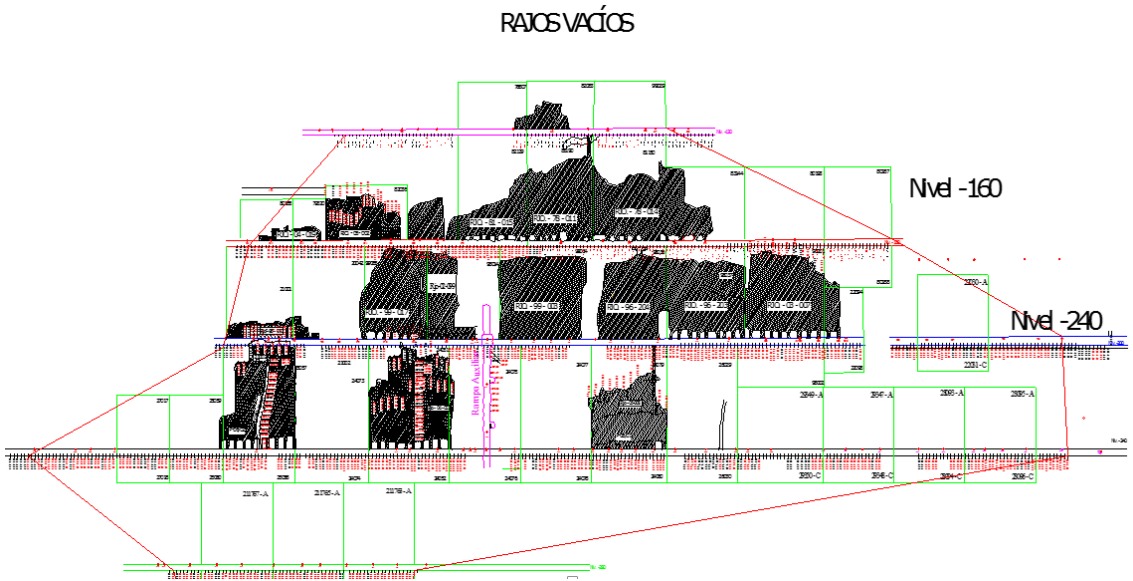


Figura 7.5.- Ubicación de rajos vacíos en el interior de la mina Huanuni

7.5.2 Aspectos económicos de la implementación de la propuesta de tratamiento de dren anóxico calizo

La tabla siguiente, resume los costos de inversión y de implementación de la propuesta, considerando los ítems siguientes: Ampliación de las cámaras 4 y 5, además de sostenimiento de roca para la implementación de los Drenes Anóxicos Calizos; construcción de los muros de contención tanto de los Drenes como de la galería de sedimentación; preparación de la galería de sedimentación e implementación de planos inclinados de sedimentación; excavación, trituración y transporte de la piedra caliza del yacimiento Culluri hasta los Drenes Anóxicos Calizos; requerimiento de bombas e instalación del sistema de bombeo; equipamiento e instalación del reactor

de preparación de la lechada de cal; además de costos de operación, como materiales e insumos; mano de obra, incluidos beneficios sociales; consumos de energía; y finalmente otros.

Descripción	Precio Unitario	Unidades	Requerido	Total Costo (\$us)
Ampliación de las cámaras	13.36	\$us/m ³	6924.4	92480.17
Sostenimiento	10.699014	\$us/m ²	3428	36676.22
Compra de la piedra caliza	21.55	\$us/Ton	17931.16	386416.43
Trasporte de la piedra caliza	258.62	\$us/vol	1068	276206.90
Excavación	10	\$us/m ³	12807.97	128079.69
trituration	25	\$us/t	17077.29	426932.31
Muro Contención	2133.83	\$us	3	143243.42
Bomba	79443.89	\$us	1	238331.69
Reactor de Mezcla + Agitador	148722.70	\$us	1	148722.70
Cal requerida	0.19	\$us	1866240.0	345755.82
Lameras	2634.60	GLb	1	2634.60
Energía	0.34	\$us/KW	796.73	17333.34
Implementación	263.20	GLb	2	526.40
Personal requerido	1109.29	GLb	21	23295.03
Gastos Administrativos	40575.03	GLb	1	40575.03
Total de costo				2307209.75

Tabla 7.9.- Resumen de Costos para la implementación de la propuesta

Es decir, la inversión requerida para la implementación de la propuesta asciende a 2.31 millones de dólares.

7.6 COMPARACIÓN TÉCNICA, ECONÓMICA Y AMBIENTAL DEL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA EMPRESA MINERA HUANUNI CON DREN ANÓXICO CALIZO CON EL TRATAMIENTO POR LODOS DE ALTA DENSIDAD (CAL)

7.6.1 Comparación técnica

Desde el punto de vista técnico, el tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni por el proceso convencional con cal, presenta los siguientes datos técnicos:

a) CANTIDAD DE CAL REQUERIDA PARA LA PRECIPITACIÓN

Para el tratamiento del agua acida de mina, de acuerdo a la figura del pH vs la cantidad de cal a añadir, se demostró que son requeridos 5.92 g de cal/litro de agua ácida de mina; por lo que, para tratar 60 l/seg se requiere: 30.69 toneladas de cal/día.

b) EL VOLUMEN DE LODOS A OBTENER

De acuerdo a los resultados obtenidos, generan 60.12 gramos de lodo/litro de agua ácida de mina; por lo que, para tratar 60 l/seg, se formarán: 311.66 toneladas de lodos/día; además, considerando que dichos lodos presentan una densidad de 2.27 kg/l, ocuparán un volumen de 137.30 m³/día.

Por otra parte, el tratamiento de las aguas ácidas de la empresa minera Huanuni, mediante Drenes Calizos Anóxicos presenta los siguientes datos técnicos:

El volumen de caliza requerido para tratar 60 l/seg de agua ácida de mina; con un requerimiento total de caliza de **17,077.29** toneladas para una vida útil del dren de 20 años.

El efluente de descarga de dicho dren calizo anóxico debe ser tratado mediante precipitación con cal a objeto de precipitar los metales pesados presentes.

c) CANTIDAD DE CAL REQUERIDA PARA LA PRECIPITACIÓN DEL EFLUENTE DE DESCARGA DEL DREN CALIZO

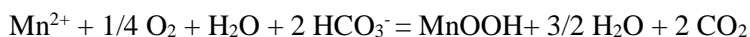
Para el tratamiento del efluente del dren calizo anóxico, de acuerdo a la figura del pH vs la cantidad de cal a añadir, se demostró que son requeridos 1.09 gr. de cal/litro de agua tratada; por lo que, para tratar 60 l/seg se requiere: 5.65 toneladas de cal/día; es decir, se requeriría 25.04 toneladas/día menos que las que se usan para el tratamiento directo de las aguas ácidas por precipitación – neutralización.

d) VOLUMEN DE LODOS A OBTENER

De acuerdo a los resultados obtenidos, se generan 25.63 gramos de lodo/litro de agua tratada; por lo que, para tratar 60 l/seg se formarán: 132.87 toneladas de lodos/día; es decir, 178.79 toneladas de lodos/día menos que en el tratamiento directo con cal de las aguas ácidas por precipitación – neutralización.

e) ESTABILIDAD DE LODOS

La adición de cal a la solución de descarga del dren calizo anóxico genera las siguientes reacciones de precipitación:



Por lo que los productos precipitados ya no son “hidróxidos”; sino compuestos monohidratados. Se conoce que el FeOOH o Goetita “es más estable químicamente” que los hidróxidos de Fe. Además, se ha visto en el desarrollo de las pruebas de que el producto de precipitación es de más fácil filtración.

7.6.2 Comparación económica

Desde el punto de vista económico, el tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni por neutralización-precipitación con cal, presenta los siguientes datos:

Requerimiento de cal: 30.69 toneladas/día; a un costo de aprox. 0.17 \$us/kg; por tanto, el costo de la Cal asciende a 5,216.30 \$/día. Es decir, considerando el costo por la cal y la mano de obra, el costo de tratamiento por neutralización – precipitación con cal asciende a **6, 2 millones de**

dólares por año. Finalmente, si consideramos para un tiempo de 20 años, el costo de tratamiento por neutralización – precipitación con cal asciende a cerca de **124.4 millones de dólares.**

Por otra parte, desde el punto de vista económico, el tratamiento de las aguas ácidas de la empresa minera Huanuni por Drenes Anóxicos Calizos y Precipitación con Cal del efluente de descarga, todo en interior mina, presenta un costo total de implementación de **2.6 millones de dólares.**

Es decir que la relación de ahorro por la implementación del tratamiento de las aguas mediante Dren Anóxico calizo representa un equivalente de cerca de **121.8 millones de dólares** en 20 años de operación.

7.6.3 Evaluación de impacto ambiental

Desde el punto de vista ambiental, el tratamiento de las aguas ácidas de la empresa minera Huanuni por neutralización - precipitación con cal generará lodos que no son estables químicamente. Se ha señalado que se obtendrán lodos con 20% de sólidos después de la etapa de sedimentación. Se ha determinado que se generarán 47831 toneladas por año. No se tiene en dicho proyecto datos sobre el manejo de los mismos. Sin embargo, se requerirá de un dique para su disposición o en su caso, bombear los mismos 17 km para su descarga en el dique nuevo que se está culminando de construir.

Por otra parte, desde el punto de vista ambiental, los lodos generados por el tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni mediante Drenes Anóxicos Calizos y precipitación del efluente con cal, todo en interior mina, Milluni por Dren Calizo Anóxico, que equivale a 15.768 toneladas al año, serán depositados en 11 rajos vacíos abandonados, sin causar ningún riesgo ambiental, ya que son además “estables químicamente”.

7.7 CONCLUSIONES

Las siguientes conclusiones han sido arribadas del presente trabajo de investigación.

- Las aguas ácidas de la Empresa Minera Huanuni son un proceso natural de oxidación en interior mina de minerales sulfurados en presencia de agua, oxígeno y catalizado por microorganismo del género thiobacillus Ferrooxidans, en la mina Huanuni reporta un caudal promedio de 60 lt/seg.
 - La caracterización físico-química de las aguas acidas de la mina Huanuni presentan un valor promedio de pH de 2.4, y una fuerte carga de metales pesados que provocarían problemas técnicos y de corrosión, si se usaran directamente en el nuevo ingenio de procesamiento mineral de Sn “Lucianita”.
- a) ESTUDIO DEL COMPORTAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA MINA HUANUNI CON CAL Y EN DRENES ANÓXICOS CALIZOS**
- Para alcanzar un pH de 8 ,5 mediante el proceso de neutralización- precipitación convencional con cal del DAM, se requiere cerca de 5,92 gr de cal/ l de agua acida de mina tratada.
 - En las pruebas en el Dren Anóxico Calizo se determinó que, para un tiempo de residencia de 15 horas, la alcalinidad alcanzada fue de 165 mg/l. posteriormente, al tratar el efluente de descarga del Dren Anóxico Calizo, y precipitar los metales pesados

con la adición de cal, hasta alcanzar el pH cercano a 8.5 se requirió 1.09 gr de cal por litro de agua tratada.

b) PROPUESTA DE UNA ALTERNATIVA TÉCNICA POSIBLE, ECONÓMICAMENTE VIABLE Y AMBIENTALMENTE AMIGABLE PARA EL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE MINA POR DRENES ANÓXICOS CALIZOS EN INTERIOR MINA PARA SU USO INDUSTRIAL











- La cantidad total de caliza que se calculó para tratar 60 litros por segundo de agua acida de la mina Huanuni en dos drenes anóxicos calizos a ser implementados en el interior de la mina, y considerando un tiempo de residencia de 15 horas y para 20 años de operación de los drenes, es de 17,077.29 toneladas.
- Las dimensiones de los dos Drenes Anóxicos Calizos para 20 años de operación y con muros de contención son: Dren 1.- 3.5 m de alto, 20 m de ancho y 100 m de profundidad; Dren 2.- 3.5 m de alto, 17 m de ancho y 88 m de profundidad. Estos estarán situados en las actuales cámaras 4 y 5, nivel -120 m, que requerirán se ampliadas y requerirán de un adecuado sostenimiento de roca con calidad RSM de buena.
- Se requiere de un reactor de mezcla para la preparación de lechada de cal de 3 m de alto y 3.52 m de diámetro nivel -120 m. La lechada será bombeada al fondo de la galería cerrada de mezcla y sedimentación del tipo lamelas, donde se mezclará con el efluente procedente de los dos Drenes Anóxicos Calizos, y permitirá la separación del agua clara (rebose) y los lodos formados. Las dimensiones de dicha galería ya existente y con un muro de contención a ser construido, son de 8 m de ancho, 7 m de longitud y 3 m de altura. Se requerirá un área de sedimentación de 24 m².
- La implementación de la propuesta de tratamiento de las aguas ácidas de la mina Huanuni por dos Drenes Anóxicos Calizos y el tratamiento del efluente de descarga de los mismos por Precipitación con Lechada de Cal y Separación en de Sólidos en galería con implementación de lamelas tiene un costo total aprox. de 2.63 millones de dólares.
- Se consideraron las comparaciones técnicas, económicas y ambientales de las alternativas actuales de tratamiento a ser implementada mediante neutralización y precipitación convencional con cal con la implementación de la propuesta de los Drenes Anóxicos Calizos y posterior Precipitación con Cal, teniendo un ahorro de aprox. 121.8 millones de dólares, y considerando 20 años de operación.
- La problemática de generación de lodos por el tratamiento convencional de las aguas ácidas de mina con cal (311.66 toneladas/día), que representará un problema ambiental tanto en la disponibilidad de un área para su disposición final o el de su bombeo hasta el dique de colas nuevo ubicado a 17 km de distancia, será eliminado por la propuesta del tratamiento en interior mina por Drenes Anóxicos Calizos y posterior tratamiento del efluente por precipitación con cal; puesto que, los lodos formados que están en forma de complejos hidroxilados son más estables químicamente y serán confinados en los rajes vacíos abandonados.

- Se ha demostrado que el tratamiento de las aguas acidas de la empresa minera Huani mediante Drenes Anóxicos y Precipitación con cal en interior mina, es una alternativa técnicamente viable, económicamente más barata (permitiendo un ahorro de 121,91 millones de dólares en 20 años de operación) y ambientalmente más favorable y sin riesgo ambiental con respecto al tratamiento convencional por neutralización – precipitación con cal.

7.8 AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento especial a mi colega y amiga, Ing. Melissa Mamani Álvarez, coautora del trabajo de investigación; quién me eligió como su mentor de Tesis del Grado. Juntos, y gracias a su labor experimental supervisada, logramos alcanzar un trabajo de excelencia académica que le permitió su graduación y un aporte innovador para el tratamiento de aguas ácida en interior mina.

7.9 BIBLIOGRAFÍA

-  BRODIE, G.A., BRITT, C.R., TOMASZEWSKI, T.M. AND H.N. TAYLOR. 1991. Use of passive anoxic limestone drains to enhance performance of acid drainage treatment wetlands. Proceedings of the 1991 National Meeting of the American Society of Surface Mining and Reclamation, Durango Co. pp. 211-228.
-  BRODIE G.A., BRITT C.R., TOMASZEWSKI T.M. AND H.N. TAYLOR. 1992. Anoxic limestone drains to enhance performance of aerobic acid drainage treatment wetlands - The Tennessee Valley Authority, West Virginia Surface Mine Drainage Task Force Symposium.
-  BRODIE, G.A. 1993. Staged, aerobic constructed wetlands to treat acid drainage - Case history of Fabius Impoundment 1 and overview of the Tennessee Valley Authority's Program. Wetland Design for Mining Operations. pp. 1-14.
-  CAMBRIDGE, M. 1995. Use of Passive Systems for the Treatment and Remediation of Mine Outflows and Seepages. Minerals Industry International, pp. 35-42.
-  FAULKNER, B.B. AND J.G. SKOUSEN. 1994. Treatment of acid mine drainage by passive treatment systems. International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage, Pittsburgh, PA. pp. 250-256.
-  Fry, I.V., and R.J. MEHLHORN. 1994. Polyurethane and alginate-immobilized algal biomass for the removal of aqueous toxic metals. Emerging Technology for Bioremediation of Metals. J.L. Means and R.E. Hinchee (eds). pp. 130-134.
-  GUSEK, J. 1995. Passive-treatment of acid rock drainage: What is the potential bottom line? Mining Engineering, March 1995, pp. 250-253.
-  HEDIN, R.S., Nairn, R.W. and R.L.P. KLEINMANN. 1994. Passive treatment of coal mine drainage. U.S. Bureau of Mines Information Circular 9389.
-  HEDIN, R.S. and G.R. WATZLAF. 1994. The Effects of Anoxic Limestone Drains on Mine Water Chemistry. International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage, Pittsburgh, PA. pp. 185-194.
-  LAPAKKO, K.A. 1990. Treatment of Waste Rock Drainage with Limestone Beds. Acid Mine Drainage

- 📖 NAIRN, R.W., HEDIN, R.S. and G.R. WATZLAF. 1992. Generation of Alkalinity in an Anoxic Limestone Drain. Achieving Land Use Potential through Reclamation, Annual Meeting of the American Society for Surface Mining and Reclamation, Duluth Minnesota. pp. 206-219.
- 📖 NAKAMURA, K. 1988. Biological metal removal from mine drainage. U.S. Bureau of Mines Information Circular 9183, pp. 274-278.
- 📖 WILDEMAN, T., SPOTTS, E., SCHAEFER, B. And J. GUSEK. 1994. Characterization, management and treatment of water for metal-mining operations. Short course notes: International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage, Pittsburgh, PA.
- 📖 Manifiesto Ambiental, Compañía Minera del Sur (COMSUR), Consultora MINCO, La Paz, 1999.
- 📖 Auditoría Ambiental de Línea Base, Compañía Minera del Sur (COMSUR), Consultora AGRA Herat & Environmental, La Paz, 1998.

Tratamiento de Drenajes Ácidos de Mina para su Uso en el Procesamiento Mineral

PARTE II:

ESTUDIO TÉCNICO, ECONÓMICO Y AMBIENTAL DEL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS ÁCIDAS DE LA MINA SAN JOSÉ - ORURO - BOLIVIA

RESUMEN

La mina San José está ubicada en la ciudad de Oruro, en la provincia Cercado del Departamento de Oruro-Bolivia. La mina se encuentra cercana a la población urbana de la ciudad de Oruro; dentro de una cadena de colinas bajas dominadas por el cerro San Felipe (elevación de 4.032 msnm). El drenaje ácido generado en el interior de la mina, con valores de pH fuertemente ácidos de 1.2 – 2.5, es bombeada a 8 m³/s, con el fin de mantener accesibles los niveles más profundos para la explotación por parte de más de 1000 trabajadores corporativizados; y sin ningún tratamiento, es vertida al medio ambiente; en principio, atravesando parte de la ciudad de Oruro, y finalmente desembocando gradualmente en el lago Urú-Urú; generando así, un fuerte impacto ambiental por la elevada carga de metales pesados tóxicos disueltos. La carga de metales disueltos anual es de: 11595 Kg de sólidos disueltos; 1 Kg de Cd; 11 Kg de Cu; 761 Kg de Fe; 14 Kg de Pb; 13 Kg de As; 0,3 Kg de Sb y 22 Kg de Zn.

El objetivo del presente trabajo de investigación se circunscribió a estudiar técnica, económica, ambiental y socialmente, las alternativas de tratamiento de las aguas ácidas de la Mina San José a partir de pruebas a escala de laboratorio y planta piloto.

Las alternativas de tratamiento estudiadas fueron: Tratamiento de las aguas ácidas de mina por evaporación – cristalización; tratamiento físico-químico activo por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido, en superficie; tratamiento en sistemas reductores y productores de alcalinidad (principio de Drenes de Caliza Anoxico o ALD); y finalmente, tratamiento de las aguas ácidas activo por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido, en interior mina.

Desde el punto de vista **técnico** se consideró los aspectos referidos a la facilidad técnica y el tiempo de implementación; el grado de dificultad en el mantenimiento; los problemas en la operación; y finalmente, las posibles fallas del sistema. Desde el punto de vista **económico** se consideró los aspectos referidos a los costos de: inversión; operación; mantenimiento; cierre; y finalmente, costos administrativos. Desde el punto de vista **ambiental** se consideró los aspectos referidos a el manejo de los residuos sólidos generados; el re uso del agua tratada; la eficiencia de descontaminación de contaminantes tóxicos; los impactos posibles al medio ambiente; y finalmente, la rehabilitación desde el punto de vista de la estabilidad física y química. Finalmente, desde el punto de vista **social** se consideró los aspectos referidos a los beneficios positivos de la propuesta; riesgo a las personas; los impactos futuros a la salud; las oportunidades de futuras fuentes de empleo; y finalmente, el grado de satisfacción de la propuesta.

De los resultados de la valoración técnica, económica, ambiental y social, se concluye que **“la mejor alternativa para el tratamiento de las aguas ácidas de la Mina San José es por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido en interior mina.**

8.1 INTRODUCCIÓN

La mina San José está ubicada en la ciudad de Oruro, en la provincia Cercado del Departamento de Oruro-Bolivia. La mina está situada dentro de una cadena de colinas bajas dominadas por el cerro San Felipe (elevación de 4.032 msnm). El Cerro San Felipe se eleva aproximadamente 300 m por encima de la zona altiplánica que rodea a la Ciudad de Oruro.

La presencia de sulfuros en el interior de la mina, que al ponerse en contacto con el agua de infiltración y el oxígeno del aire de los socavones, generan las condiciones óptimas para la formación de drenaje ácido de mina; que se caracteriza por su elevada acidez, presencia de metales pesados tóxicos disueltos y sulfato.

El drenaje ácido generado en el interior de la mina, con valores de pH fuertemente ácidos de 1.2 – 2.5, es bombeada a 8 l/s con el fin de mantener accesibles los niveles más profundos para la explotación por parte de más de 1000 trabajadores de tres cooperativas mineras, y sin ningún tratamiento, es vertida al medio ambiente; en principio, atravesando parte de la ciudad de Oruro, y finalmente desembocando gradualmente en el lago Urú-Urú; generando así, in fuerte impacto ambiental por la elevada carga de metales pesados tóxicos disueltos.

Las aguas ácidas de la Mina San José, desaguadas a 8 l/seg; presentan una carga de metales disueltos en kg/año de:

PARÁMETRO	mg/l	Kg/año
pH	1.2	
Sólidos Dis.	50541	11595
Cadmio	4.7	1
Cobre	47.63	11
Fierro Sol.	3315.09	761
Plomo	61.71	14
Antimonio	1.42	0.3
Arsénico	57.69	13
Zinc	95.18	22

Tabla 8.1.- Carga de metales pesados que se descargan al medio ambiente de la Mina San José

Por lo que, generan un fuerte impacto ambiental al blanco de descarga “el lago Uru Uru”.

8.2 OBJETIVO

El objetivo del presente estudio se circunscribió a estudiar técnica, económica, ambiental y socialmente, las alternativas de tratamiento de las aguas ácidas de la Mina San José a partir de pruebas a escala de laboratorio y planta piloto, para su posible aplicación a escala industrial

8.3 ESTUDIO DE ALTERNATIVAS DE TRATAMIENTO

Las alternativas de tratamiento estudiadas fueron:

- Tratamiento de las aguas ácidas de mina por evaporación - cristalización.

- Tratamiento físico-químico activo por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido, en superficie.
- Tratamiento en sistemas reductores y productores de alcalinidad (principio de Drenes de Caliza Anóxico o ALD).
- Tratamiento de las aguas ácidas activo por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido, en interior mina.

El análisis y la evaluación de las alternativas de tratamiento de las aguas ácidas de la Mina San José arriba mencionadas, tuvieron por objeto el de establecer las ventajas y desventajas tanto técnicas, económicas y ambientales para recomendar la aplicación de una de éstas; para finalmente, en función a la propuesta elegida, se presente el estudio a diseño final de la misma.

La primera alternativa estudiada, fue la del **tratamiento de las aguas ácidas de mina por evaporación - cristalización**.

La aplicación técnica de esta alternativa, se basa en las condiciones climáticas imperantes (balance entre evaporación y precipitación) en la ciudad de Oruro, que son favorables para tratar el agua ácida de la mina San José mediante evaporación - cristalización.

Se desarrollaron pruebas a nivel laboratorio y en pozas de evaporación - cristalización a nivel piloto. Los resultados obtenidos demuestran que los productos de cristalización obtenidos fueron:

- Sulfatos de baja solubilidad: cristales aciculares de yeso $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ y precipitados pulverulentos de anglesita PbSO_4 , cuando se tiene una concentración de plomo mayor a 25 mg/l.
- Precipitados ferruginosos de color ocre amarillento: costras y geles de jarosita $\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$, hidroniojarosita $\text{H}_2\text{Fe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_7$, natrojarosita $\text{NaFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$, goethita $\alpha\text{-FeOOH}$, pequeñas cantidades de $\text{Fe}(\text{OH})_{2.7}\text{Cl}_{0.3}$ y $\text{Fe}(\text{OH})_3$.
- Cristales cúbicos de cloruro de sodio NaCl .

Mediante un balance hídrico, en el cual se consideran también la precipitación y el caudal promedio de bombeo de agua ácida, se obtiene que el área necesaria para la evaporación de los 7.97 l/s, en promedio de agua ácida, es de **44.22 Ha**.

En las zonas circundantes a la Mina San José, no existe dicha disponibilidad de área requerida; por lo que, se buscó en otras zonas que puedan apropiarse para desarrollar la evaporación-cristalización de dichas aguas ácidas. La mejor opción que se encontró, se encuentra en la zona de Itos; donde se dispone de un área disponible de superficie menor a la requerida por el diseño, que alcanza a **16.61 Ha**; por lo que, tendría una capacidad para evaporar eficiente-mente un caudal anual de 93,286.08 m³ o 2.95 l/s. Por tanto, de aplicarse este proceso, sería necesario implementar medidas que ayuden a reducir el caudal actual al mínimo.

La vida útil de la piscina sería de 25 años, y considerando que al cabo de este tiempo la piscina esta colmatada con precipitados, se puede proceder al cierre aplicando una cobertura de material impermeable.

Desde el punto de vista económico, la propuesta requiere de:

Un costo de inversión de **3.555.006,74** \$us; un costo variable Total Anual de **58.686,51** \$us; y costos Administrativos anuales de: **10.563,60** \$us.

Desde el punto de vista ambiental, se presentarían los problemas siguientes:

- Los productos de precipitación son altamente solubles y tóxicos.
- Al finalizar la vida útil del área de disposición (25 años), se requeriría realizar un plan de cierre costoso.
- La laguna de evaporación – cristalización se constituiría en un riesgo potencial para los transeúntes del sector y las aves que aterricen en su espejo de agua.

La segunda alternativa estudiada, fue la del **tratamiento físico-químico activo por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido, en superficie.**

Para una descarga del agua ácida de mina tratada, y en aplicación a la normativa ambiental boliviana para descargas líquidas, se determinó experimentalmente que sería necesaria la adición de 8.5 a 11 gramos de cal por litro de agua ácida de la mina San José; alcanzando un pH del efluente de descarga de entre 6.0 y 7.0.

La concentración de metales disueltos en el efluente del tratamiento a pH de 6,7 cumple para la mayoría de los metales pesados disueltos, con los límites máximos permisibles de descarga establecidos en el anexo 2 del Reglamento en materia de Contaminación Hídrica de la Normativa Ambiental Boliviana.

Es necesario llevar adelante un proceso de oxidación del Fe^{+2} del agua ácida de la mina tratada a objeto de que no se produzca la redisolución de los metales pesados ya precipitados por la generación de acidez producida por la reacción de oxidación posterior.

El tratamiento bajo el principio de lodos de alta densidad es el más conveniente para el tratamiento de las aguas ácidas por su elevada acidez y elevada presencia de metales pesados.

Las pruebas de toxicidad y su comparación con los valores de concentración máximos permisibles establecidos en la normativa 40 CFR 261.30 (EPA 1312) de los lodos obtenidos después del tratamiento con cal, demuestran que se trata de residuos que **“no son estables químicamente”**; por lo que, su deposición final requerirá de medidas ambientales.

En la zona de San José, no existen los espacios necesarios para copiar el tratamiento sencillo que se diseñó para tratar las aguas ácidas de la bocamina de Japo - Oruro.

A partir del balance de caudales mostrado, las dimensiones de los reactores necesarios fueron los siguientes:

Reactor de Mezcla: Volumen de 4,9 m³; altura de 3 m y diámetro de 1,4 m; un reactor de cal de 18 m³; altura de 3,5 m y diámetro de 2,6; Clarificador: 13,3 m²; altura de 3 m y diámetro de 4,09 m.

Desde el punto de vista económico, la propuesta requiere de:

Un costo de inversión de **518.504,45** \$us; un costo variable total Anual de **820.731,19** \$us; y finalmente costos administrativos anuales de **147.731,61** \$us.

Desde el punto de vista ambiental, se presentarían los problemas siguientes:

- Los productos de precipitación no son estables químicamente, por lo que se requiere un sitio adecuado de disposición final.

- Al finalizar la vida útil, dicho sitio requerirá de un proceso ambiental de cierre.

La tercera alternativa estudiada, fue la del **tratamiento en sistemas reductores y productores de alcalinidad (principio de Drenes de Caliza Anoxico o ALD)**.

Los resultados de la caracterización físico-química de las Aguas Ácidas de la Mina San José, en términos de los parámetros que podrían limitar la aplicabilidad del sistema ALD presentados en la literatura, se muestran a continuación:

Parámetro	Agua Ácida de Mina	Límite de Aplicabilidad Proceso ALD (mg/l)
pH	1.2	> 4.5
Hierro Tot. Fe ⁺³	3315.09 6.03	1
Sulfato	16411	2000

La concentración de oxígeno disuelto es de 1.48 ppm; siendo el límite de aplicabilidad del método < 2 ppm. Por tanto, el pH de las aguas ácidas de la Mina San José es “demasiado ácido”; además de que, la concentración de sulfato está “muy por encima” de los valores limitantes para la aplicación del sistema ALD.

Para determinar la cantidad de alcalinidad generada por las Aguas Ácidas de la Mina San José bajo condiciones de Dren Anaeróbico Calizo, se realizaron pruebas de laboratorio. Los resultados obtenidos, permiten concluir que:

- Después de las primeras 48 horas de contacto de las aguas ácidas en el dren calizo bajo condiciones anóxicas, la alcalinidad subió hasta 132 mg/l
- En los lapsos posteriores de 48 hrs, la alcalinidad comenzó a bajar notoriamente; luego a 72; 12 y 6 mg/l, a 96; 144 y 192 horas, respectivamente. Esto quiere decir que, el Dren Calizo comienza a “bloquearse” a medida que transcurre el tiempo.

La explicación a este comportamiento, puede deberse a la intensa formación de CaSO₄ que precipita y cubre la superficie de la caliza

Por otra parte, se notó una fuerte disminución del tamaño de las partículas de caliza que se introdujeron. Por lo expuesto, se puede concluir que la aplicación de un “Dren Calizo Anóxico” para el tratamiento industrial de las aguas ácidas de la mina San José, generaría:

- En corto tiempo, el recubrimiento de su superficie por el elevado contenido de SO₄⁻ presente en las aguas que reaccionan con el Ca⁺² generado por la reacción de las aguas ácidas con la caliza.
- Se puede predecir un “arrastre” del dren calizo colocado en la fosa de tratamiento; puesto que, se comprobó una disminución del tamaño de las rocas introducidas

Aunque, se demostraron problemas técnicos en la posible aplicación del dren calizo anóxico, se procedió al diseño y dimensionamiento del mismo, a objeto de tener referencias en cuanto a sus costos de aplicación.

La cantidad total de caliza, será de **2347,7** toneladas de caliza. Por tanto, las dimensiones de lecho para el Dren Calizo Anóxico, serán de:

Profundidad = 2 metros;
Ancho = 12 metros;
Largo = 61,1 metros; y
Relación largo : ancho = 5,09 : 1

Desde el punto de vista de los costos, esta alternativa requeriría **324052,6 \$us** para su aplicación.

Sin embargo, nuevamente se debe resaltar que su aplicación técnica es “limitada” para el caso de las aguas ácidas de la Mina San José.

Finalmente, la última alternativa estudiada, fue la del **Tratamiento de las aguas ácidas activo por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido, en interior mina.**

Pruebas a pequeña escala e industriales, han sido desarrolladas en la Mina Santa Fe. Un estanque de 82,8 m³ construido en el interior de la mina, permitió tratar un caudal de 61,5 Litros por segundo; correspondiendo un tiempo de residencia de 23 minutos.

Para asegurar una correcta homogenización cal-agua, la adición de cal se realizó en la corriente de entrada del estanque sellado. En el lado opuesto a la entrada y a una altura aproximada de 1.6 m se realizó la descarga de agua neutralizada hacia la superficie. En este mismo lado; pero por la parte inferior, se realizó la descarga de los lodos decantados de forma intermitente. Los lodos fueron luego enviados a parajes abandonados aprovechando la gravedad.

Por otra, las aguas tratadas con un pH de 6, bombeadas al exterior desde la “galería sellada”, y ser posteriormente recolectadas en un reservorio en la superficie pueden ser utilizadas para riego en las épocas de estiaje.

Para el caso de la Minas San José, se tiene planificado llevar adelante un desagüe a un ritmo de 8 lt/seg; es decir que por día se deben tratar 691.2 m³. Por tanto, para cumplir con la normativa ambiental de descarga, el efluente del tratamiento de las aguas ácidas de la bocamina San José debe presentar un pH de 6.0; por lo que, el consumo de cal mínimo debe ser de 10 gramos por litro de agua ácida tratada. Es decir que, se requerirán de por lo menos 6912 kilogramos de cal por día.

La galería elegida para el tratamiento mediante neutralización – precipitación con cal, se encuentra en el nivel -340 m y tiene aproximadamente las siguientes dimensiones: Largo: 105 m; Ancho: 2,2 m; y finalmente, Alto: 1,8 m Implica que permitirá tener un volumen de 415,8 m³.

Las aguas ácidas que son bombeadas de los cuadros inundados de la Mina San José, serán en principio llevadas a dicha “galería sellada” y tratadas con la adición de cal la que será introducida en la zona de alimentación de la galería sellada.

Por otra parte, los lodos formados en la “galería sellada” y que han sido decantados, serán recolectados de manera intermitente y serán bombeados y dispuestos en rajos abiertos de manera secuencial. Los lodos serán tratados mediante un proceso de “solidificación por fraguado” que permitirá el sellado de los rajos en retirada. Una pequeña fracción los lodos, será enviada al sector del cuadro, a objeto de simular el método de formación de “lodos de alta densidad”.

Finalmente, las aguas tratadas con un pH de 6, serán bombeadas al exterior desde la “galería sellada”, para ser posteriormente recolectadas en un reservorio en la superficie; a objeto de que

las mismas, puedan ser utilizadas para uso de en el campamento para baños, duchas y regado de jardines en la zona.

Se ha demostrado que la roca en el sector del proyecto tiene una **calidad buena** RQD (Rock Quality Designation) del 81%.

Se tiene un estanque antiguo de acumulación de aguas y que en la actualidad, está cerrado por que se encontrado una pequeña ramificación mineralizada, que ha permitido hacer un pequeño desarrollo de galería pero sin mayor éxito. Se estima que el RQD de la roca en este sector sea relativamente menores a la del sector 1; por lo que, lo que los pilares y travesaños en los sectores de debilitamiento serán reforzados con marcos de madera (callapo eucalipto) de diámetro entre 6 y 8” a una distancia de cada 2 metros de acuerdo a la zona. Este puede ser utilizado también como estanque de tratamiento.

Desde el punto de vista económico, la propuesta requiere de:

Un costo de inversión de **260.578,51** \$us; un costo variable total Anual de **351.459,32** \$us; y costos administrativos anuales de **63.262,68** \$us.

8.4 ANÁLISIS INTEGRAL DE VALORACIÓN TÉCNICA, ECONÓMICA, AMBIENTAL Y SOCIAL DE LAS ALTERNATIVAS DE TRATAMIENTO PROPUESTAS

Desde el punto de vista **técnico** se consideró los aspectos referidos a la facilidad técnica y el tiempo de implementación; el grado de dificultad en el mantenimiento; los problemas en la operación; y finalmente, las posibles fallas del sistema.

Desde el punto de vista **económico** se consideró los aspectos referidos a los costos de: inversión; operación; mantenimiento; cierre; y finalmente, costos administrativos.

Desde el punto de vista **ambiental** se consideró los aspectos referidos a el manejo de los residuos sólidos generados; el re uso del agua tratada; la eficiencia de descontaminación de contaminantes tóxicos; los impactos posibles al medio ambiente; y finalmente, la rehabilitación desde el punto de vista de la estabilidad física y química.

Finalmente, desde el punto de vista **social** se consideró los aspectos referidos a los beneficios positivos de la propuesta; riesgo a las personas; los impactos futuros a la salud; las oportunidades de futuras fuentes de empleo; y finalmente, el grado de satisfacción de la propuesta.

Los resultados del análisis arriba señalado, se presentan en la siguiente matriz:

Alternativa	Aspectos Técnicos						Aspectos Económicos					Aspectos Ambientales					Aspectos Sociales							
	1	2	3	4	5	Pts	6	7	8	9	10	Pts	11	12	13	14	15	Pts	16	17	18	19	20	Pts
Alternativa 1: Evaporación - Cristalización	2	3	1	1	2	9	2	3	4	1	4	14	1	1	1	1	1	5	1	1	1	2	1	6
Alternativa 2: Precipitación-Neutralización	1	1	3	2	3	10	1	1	1	1	1	5	2	5	5	2	2	16	1	2	3	4	1	11
Alternativa 3: Dren Calizo Anóxico	5	5	1	3	1	15	4	4	5	4	5	22	4	2	3	3	5	17	2	5	5	2	3	17
Alternativa 4: Tratamiento Interior Mina	4	5	5	5	4	23	5	4	5	5	4	23	5	5	5	5	4	24	5	4	5	4	5	23

		escala de valoración del 1 al 5			
		5	1		
Aspectos Técnicos	1	Facilidad Técnica de Implementación	muy factible	poco factible	
	2	Tiempo de implementación	muy corto	muy largo	
	3	Grado de dificultad en el Mantenimiento	muy fácil	muy difícil	
	4	Problemas de operación	pocos problemas	muchos problemas	
	5	Posibles fallas del sistema	pocas fallas	muchas fallas	
Aspectos Económicos	6	Costos de Inversión	muy bajo	muy alto	
	7	Costos de Operación	muy bajo	muy alto	
	8	Costos de Mantenimiento	muy bajo	muy alto	
	9	Costos de Cierre	muy bajo	muy alto	
	10	Costos Administrativos	muy bajo	muy alto	
Aspectos Ambientales	11	Manejo de Residuos Generados	muy sencillo	muy complicado	
	12	Reuso de Agua Tratada	muy reusable	poco reusable	
	13	Eficiencia de descontaminación de tóxicos	muy buena	muy mala	
	14	Impactos posibles al Medio Ambiente	fuerte	bajo	
	15	Rehabilitación (estab. Física y química)	fácil	difícil	
Aspectos Sociales	16	Beneficios Positivos	altos	bajos	
	17	Riesgos a las personas	alto	bajo	
	18	Impactos futuros a la salud	alto	bajo	
	19	Oportunidades de Fuentes de Empleo	mayores	menores	
	20	Grado de Satisfacción con la Propuesta	alta	baja	



8.5 CONCLUSIONES

De los resultados de la valoración técnica, económica, ambiental y social, se concluye que **“la mejor alternativa para el tratamiento de las aguas ácidas de la Mina San José es por Neutralización – Precipitación con cal y separación sólido-líquido en interior mina.**














8.6 AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento especial al coautor, mi colega y amigo, Ing. Elvys Trujillo Lunario, Docente de la Carrera de Ingeniería de Minas, Petróleos y Geotecnia de la Universidad Técnica de Oruro, con quién, y gracias a su experiencia práctica, el trabajo de investigación expuesto, logró obtener el PRIMER LUGAR en la Feria Buenas Ideas de todo el Sistema Universitario de la Universidad Boliviana.

8.7 BIBLIOGRAFÍA

-  Mc CABE, W. L. y SMITH, J. C. *Operaciones Básicas de Ingeniería Química*. Volumen II. Editorial Reverté. Barcelona, 1980
-  HABASHI, F. *A Textbook of Hydrometallurgy*. Metallurgie Extractive. Québec, Canadá

- FOUST, A. S. et al. *Principios de Operaciones Unitarias*. Compañía Editorial Continental, S.A. México, 1998
- PERRY, R. H., GREEN, D. W. y MALONEY, J. O. *Perry's Chemical Engineers' Handbook*. McGraw-Hill. USA, 1999
- BUTLER, J. N. *Ionic Equilibrium: A Mathematical Approach*. Addison – Wesley. USA, 1964
- FISCHER, R. B. y PETERS, D. G. *Chemical Equilibrium*. W. B. Saunders Company. USA, 1970
- ZAMORA, G. *Aplicación de Aguas Ácidas de Mina en Procesos de Lixiviación*. Revista Metalúrgica N°19. Oruro, Julio de 1999
- POURBAIX, M. *Atlas of Electrochemical Equilibria in Aqueous Solutions*. Pergamon Press. Brussels, 1985
- IGNACIO, G. *Tratamiento de Aguas Ácidas de Mina*. Proyecto de Grado. UTO-FNI, Oruro, 2000.
- ZAMORA, G. *Posibilidades Físico-Químicas para la Eliminación de Elementos Tóxicos de Efluentes*. II Congreso Nacional de Metalurgia y Ciencia de Materiales. Oruro, 1996.
- DAMES & MOORE NORGE. *Feasibility and Design Study for the Remediation of Sources of Contamination, San Jose Mine*. Subproject N° 6, Progress Report. Oruro, November 1999.
- PROYECTO PILOTO ORURO. *Evaluación de la Contaminación de Ríos y Lagos*. Oruro, 1996.
- COMIBOL. *Acciones de Remediación Ambiental en la Mina San José*. Proyecto de Medio Ambiente, Industria y Minería. Oruro, 2000.
- DAMES & MOORE NORGE. “*PMAIM Suproyecto 6 – Informe Final No.3. Definición del Plan de Remediación Global*”. La Paz, Diciembre de 2000.
- Sub Proyecto N° 6; Estudio de Ingeniería, Factibilidad y Diseño para la Remediación de las Fuentes de Contaminación de la Mina San José de Oruro; DAMES & MOORE NORGE; Estudio de Evaluación de Impacto Ambiental, Informe final, 2002.
- QUEZADA, R., *Estudio del proceso de cristalización de sales de las aguas ácidas de la Mina San José por evaporación*, Proyecto de Grado, UTO-FNI, Oruro, 2002.
- ZAMORA, G. y QUEZADA, R., *Aplicación de la evaporación - cristalización como alternativa de tratamiento de aguas ácidas de mina*, UTO, 2003.
- COMIBOL - BANCO MUNDIAL, *Balance de hidrología*, Proyecto de Auditoria ambiental Centro Minero San José, La Paz, 1997.
- AHMED M., et al, *Use of evaporation ponds for brine disposal in desalination plants*, Desalination Volume 130, Issue 2, November 2000.
- MINE WASTE MANAGEMENT REQUIREMENTS, Editors: I.P.G. Hutchison, y R.D. Ellison, California Mining Association, 1992.
- Hedin, R.S., Nairn, R.W. and R.L.P. Kleinmann. 1994. Passive treatment of coal mine drainage. U.S. Bureau of Mines Information Circular 9389.
- Hedin, R.S. and G.R. Watzlaf. 1994. The Effects of Anoxic Limestone Drains on Mine Water Chemistry. International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and

- the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage, Pittsburgh, PA. pp. 185-194.
-  Blowes, D.W. Ptacek, C.J. Waybrandt, K.R. and J.G. Bain. 1995. In situ treatment of mine drainage using porous reactive walls. *Biotechnology and the Mining Environment*, 11th Annual Meeting of BIOMINET, pp. 119-128.
-  Brodie, G.A., Britt, C.R., Tomaszewski, T.M. and H.N. Taylor. 1991. Use of passive anoxic limestone drains to enhance performance of acid drainage treatment wetlands. *Proceedings of the 1991 National Meeting of the American Society of Surface Mining and Reclamation*, Durango Co. pp. 211-228.
-  Brodie G.A., Britt C.R., Tomaszewski T.M. and H.N. Taylor. 1992. Anoxic limestone drains to enhance performance of aerobic acid drainage treatment wetlands - The Tennessee Valley Authority, West Virginia Surface Mine Drainage Task Force Symposium.
-  Brodie, G.A. 1993. Staged, aerobic constructed wetlands to treat acid drainage - Case history of Fabius Impoundment 1 and overview of the Tennessee Valley Authority's Program. *Wetland Design for Mining Operations*. pp. 1-14.
-  Cambridge, M. 1995. Use of Passive Systems for the Treatment and Remediation of Mine Outflows and Seepages. *Minerals Industry International*, pp. 35-42.
-  Faulkner, B.B. and J.G. Skousen. 1994. Treatment of acid mine drainage by passive treatment systems. *International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*, Pittsburgh, PA. pp. 250-256.
-  Fry, I.V., and R.J. Mehlhorn. 1994. Polyurethane and alginate-immobilized algal biomass for the removal of aqueous toxic metals. *Emerging Technology for Bioremediation of Metals*. J.L. Means and R.E. Hinchee (eds). pp. 130-134.
-  Gusek, J. 1995. Passive-treatment of acid rock drainage: What is the potential bottom line? *Mining Engineering*, March 1995, pp. 250-253.
-  Hedin, R.S., Nairn, R.W. and R.L.P. Kleinmann. 1994. Passive treatment of coal mine drainage. *U.S. Bureau of Mines Information Circular 9389*.
-  Hedin, R.S. and G.R. Watzlaf. 1994. The Effects of Anoxic Limestone Drains on Mine Water Chemistry. *International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*, Pittsburgh, PA. pp. 185-194.
-  Lapakko, K.A. 1990. Treatment of Waste Rock Drainage with Limestone Beds. *Acid Mine Drainage* Nairn, R.W., Hedin, R.S. and G.R. Watzlaf. 1992. Generation of Alkalinity in an Anoxic Limestone Drain. *Achieving Land Use Potential through Reclamation*, Annual Meeting of the American Society for Surface Mining and Reclamation, Duluth Minnesota. pp. 206-219.
-  Nakamura, K. 1988. Biological metal removal from mine drainage. *U.S. Bureau of Mines Information Circular 9183*, pp. 274-278.
-  Wildeman, T., Spotts, E., Schaefer, B. and J. Gusek. 1994. Characterization, management and treatment of water for metal-mining operations. Short course notes: *International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*, Pittsburgh, PA.

Estudio Técnico de la Recuperación de un Producto Comerciable de Zinc mediante Desulfatación, Dren Anóxico Calizo y Precipitación de las Aguas Ácidas de la Mina de Porco

RESUMEN

En la operación minera subterránea de Porco, ubicada en el departamento de Potosí, en la parte Noreste de la Provincia de Antonio Quijarro, a unos 4099 msnm; y distante a unos 50 kilómetros de la ciudad, se generan aguas ácidas de mina que son permanente evacuadas a un flujo de de 30 litros/segundo y a un pH de 2.4. Entre los principales metales disueltos en estas aguas se encuentran en unidades de miligramos por litro: 9164 de Zn; 2160 de Fe; 36 de Cd; 10.9 de Cu y 0.42 de Pb; además de 12300 de sulfato.

Debido al déficit hídrico en la zona, la operación minera mezcla dichas aguas ácidas con las colas básicas procedentes del proceso de concentración de minerales, a objeto de neutralizarlas y alcanzar un valor de pH de 4.6; para luego, después de decantarlas en el dique de colas y tratarlas con cal, hasta alcanzar un pH de 12, recircularlas al proceso de flotación.

El objetivo del presente trabajo de investigación se circunscribe a estudiar técnicamente el tratamiento de las aguas ácidas de la Mina Porco, mediante un proceso de Desulfatación – Neutralización en Drenes Anóxicos Calizos – Precipitación aereada con cal, a objeto de recuperar el Zn presente en las mismas mediante pruebas a escala laboratorio para su posible aplicación a escala industrial.

Los resultados obtenidos en la desulfatación demuestran que es posible lograr disminuir la concentración de sulfato de 12260.37 mg/l a 1078.49 mg/l, a un pH de 3.0 con la adición de caliza molida; mientras que, en el tratamiento del efluente descargado en un dren anóxico calizo, se determinó que para un tiempo de residencia de 15 horas, la alcalinidad alcanzada fue de 160 mg/l y el pH de descarga fue de 6.5. Finalmente, el efluente de descarga de dicho dren anóxico calizo, permitió obtener por postaeración y adición de cal, un precipitado con contenidos de Zn de hasta 20.88% y con bajos contenidos de otras impurezas que requerirá ser sometido a un proceso deshidratación a temperaturas de 627 °C a objeto de obtener ZnO comerciable.

Las dimensiones del lecho del Dren Anóxico Calizo para 5 años de operación y para tratar 30 l/seg de agua ácida son: Profundidad de 2.5 m; ancho de 17.7 m y largo de 88.71 m.

9.1 INTRODUCCIÓN

En algunas operaciones mineras subterráneas, las aguas ácidas de mina formadas por procesos de oxidación de sulfuros en presencia de oxígeno y agua, y catalizadas por microorganismos del género *Thiobacillus Ferroxidans*, se caracterizan por presentar contenidos de metales pesados tóxicos disueltos que podrían tener cierto interés económico, además de presentar valores de pH fuertemente ácidos y altas concentraciones de sulfato.

En la mina subterránea de Porco se explota minerales complejos de Zn-Ag-Pb y que por proceso de flotación obtiene concentrados sulfurosos de Zn-Ag y Pb-Ag comercializables. La planta se encuentra ubicada en el departamento de Potosí, en la parte Noreste de la Provincia de Antonio Quijarro, a unos 4099 msnm; y distante a unos 50 kilómetros de la ciudad de Potosí.

La tabla 1 muestra el análisis físico-químico de una muestra de agua ácida de mina tomada al ingreso de su socavón principal, por el que se descarga a un flujo de cerca de 3 litros/segundo y a un pH de 2.4.

		AGUA MINA	AGUA DIQUE
Caudal	lt/s	30.0	DIQUE
pH in situ	Esc. pH	2.47	6.01
Temperatura in situ	°C	22.1	10.4
RESULTADOS			
pH	Esc. pH	2.31	4.55
Temperatura	°C	18.7	21.5
Conductividad	μS/cm	17470	5060
Cianuro libre	mg/l	<0.004	4.92
Sólidos suspendidos	mg/l	416	61.0
Cobre	mg/l	10.9	1.34
Zinc	mg/l	9164	1610
Plomo	mg/l	0.42	0.29
Cadmio	mg/l	36.0	8.02
Hierro	mg/l	2160	51.1
Arsénico	mg/l	<0.03	<0.03
Antimonio	mg/l	<0.10	<0.10
Cromo ⁺³	mg/l	<0.005	<0.005
Cromo ⁺⁶	mg/l	<0.005	<0.005
Sulfatos	mg/l	12300	10540

Tabla 9.1.- Análisis físico-químico de las aguas ácidas de la mina Porco (Minera Porco)

El análisis físico-químico arriba presentada muestra un contenido de Zn disuelto muy interesante.

Actualmente, debido al déficit hídrico en la zona, la operación minera mezcla dichas aguas ácidas con las colas básicas procedentes del proceso de flotación de minerales, a objeto de neutralizarlas y alcanzar un valor de pH de 4.6; para luego, después de decantarlas en el dique de colas y tratarlas con cal, hasta alcanzar un pH de 12, recircularlas al proceso de flotación.

La gestión del agua ácida y de las colas descritas genera:

- Un consumo del Potencial de Neutralización presente en las colas; lo que derivará en un mayor costo de rehabilitación del sitio minero de disposición del residuo en la etapa de cierre.
- Una oxidación de los sulfuros de las colas ya dispuestas en el dique, que aportan con SO_4^- a la solución de recirculación.
- La formación de CaSO_4 que se va precipitando a lo largo de las tuberías en la etapa de recirculación de las aguas tratadas y que provoca taponamientos que obligan a parar a la planta de procesamiento.

Por tanto, se requieren implementar acciones destinadas a aplicar un proceso sencillo de tratamiento de las aguas ácidas que no requiera de mucho control y de bajo costo; y que al final, permita el reciclaje de agua al proceso, sin alterar los índices metalúrgicos del proceso y evitando la formación de CaSO_4 que genera taponamientos en tuberías y problemas operativos en el proceso metalúrgico; pero además, permita recuperar los elevados contenidos de Zn presentes en las aguas ácidas de mina.

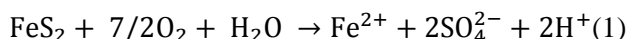
La investigación se delimita a tratar las aguas ácidas de la Mina Porco mediante una primera etapa de desulfatación, a objeto de disminuir la concentración de sulfato por debajo de 2 g/l en medio ácido para que pueda ser tratada luego en un sistema de Dren Anóxico Calizo; para luego, obtener un efluente con pH cercano a 6.5, que será sometido a aireación sencilla y posterior precipitación con cal, a objeto de precipitar las impurezas en forma de complejos oxihidroxilados del tipo FeOOH , que son químicamente estables, de muy fácil separación y disposición final; además de lograr, luego la precipitación, la recuperación de Zn de la solución tratada, en forma de ZnOOH que podría ser objeto de tratamiento metalúrgico para obtener ZnO comercializable; y un efluente de descarga, ser recirculado al circuito de flotación.

Por tanto, el objetivo del presente trabajo de investigación se circunscribe al estudio técnico del tratamiento de las aguas ácidas de la Mina Porco, mediante un proceso de Desulfatación – Neutralización en Drenes Anóxicos Calizos – Precipitación con cal, a objeto de recuperar el Zn presente en las mismas mediante pruebas a escala laboratorio para su aplicación a escala industrial.

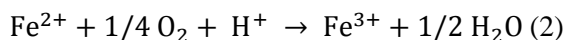
9.2 TRATAMIENTO DE DRENAJES ÁCIDOS DE MINA

El drenaje ácido de mina se caracteriza por su elevada acidez, presencia de metales pesados disueltos y su concentración variable de sulfato.

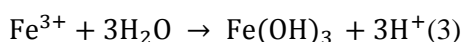
La reacción general que controla el proceso de formación de drenaje ácido es la siguiente:



Posteriormente, el hierro ferroso reacciona con el oxígeno para formar hierro férrico:

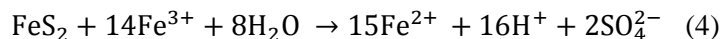


Y dependiendo del pH en el ambiente alrededor del sitio de oxidación, el hierro férrico puede luego precipitarse en la forma de hidróxido a niveles de pH por encima de 3.5 y de acuerdo a la reacción siguiente:



A medida que se desarrolla la generación de ácido y se consume la alcalinidad disponible, el hierro férrico, a su vez, sirve como oxidante y puede promover la oxidación química de los minerales sulfurosos.

En el caso de la pirita, la reacción que ocurre es la siguiente:



Como se puede observar, estas reacciones generan acidez y liberan grandes cantidades de sulfatos, hierro y otros metales que contienen los sulfuros. Esta reacción ocurre a pHs menores a 3.2.

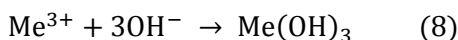
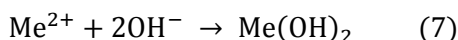
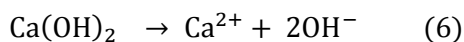
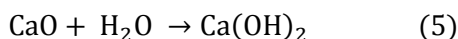
9.3 DESULFATACIÓN

El ion sulfato es uno de los aniones más comunes en aguas ácidas de mina; se encuentran en concentraciones que varían desde unos pocos hasta varios miles de mg/lt. El contenido de sulfato en aguas ácidas de mina, genera problemas de encostramientos por la formación de CaSO_4 , en especial, en la recirculación de los efluentes tratados por precipitación con cal.

La formación de dichos encostramientos puede deberse a cambios de temperatura, de presión, la liberación de gas, una modificación del pH o el contacto con agua incompatible. ⁽⁴⁾

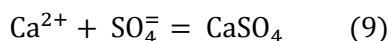
La solubilidad del CaSO_4 es función de la temperatura y del pH. En medios neutros y a temperatura ambiente, su solubilidad es de 20 g/100 gr de agua ⁽⁵⁾.

El proceso más común de tratamiento de soluciones con altas concentraciones de sulfato es por neutralización con cal; siendo este es el más desarrollado debido a su eficiencia en la remoción de los sulfatos junto con metales y a los bajos costos de este material ⁽⁶⁾. Las reacciones de eliminación tanto de los sulfatos como de los metales pesados de las aguas ácidas de mina, se suscitan de acuerdo a las reacciones siguientes.



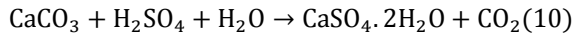
En el caso de los hidróxidos, es deseable que se presente el caso de la ecuación 8, porque los lodos que contienen complejos metálicos de este tipo, son más estables; por ejemplo, en el caso del hierro, la precipitación se presenta a valores de pH menores a 3.2. Cuando la concentración de sulfatos en el DAM es mayor que 2.500 mg/l y hay una sobresaturación de iones de calcio, ocurre la precipitación de yeso.

La precipitación del sulfato con compuestos de calcio se lleva a cabo de acuerdo con la siguiente ecuación:



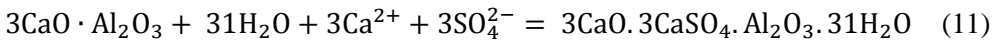
Se ha demostrado que en rangos de pH entre 8 y 9, es posible alcanzar concentraciones remanentes de sulfato de hasta cerca de 1404 mg/l a 20 °C.

La precipitación del yeso con el uso de caliza en un medio ácido, se puede representar mediante la siguiente reacción en la que se libera CO_2 .



El uso del klinker, debido a la interacción que ocurre entre sales de Al y iones sulfato, puede favorecer a una mayor eliminación de sulfato por la formación de la etringita. ⁽⁷⁾ El mineral etringita es un sulfoaluminato de calcio hidratado, en pH alcalino, $3\text{CaO} \cdot 3\text{CaSO}_4 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 31\text{H}_2\text{O}$, que se forma a partir de la reacción del aluminato del Clinker.

La reacción de formación de la etringita es dada por la ecuación (11).



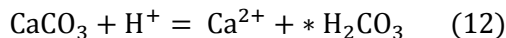
9.4 TRATAMIENTO CON DRENES ANÓXICOS CALIZOS

El tratamiento con drenes anóxicos calizos (Anoxiclimestonedrains – ALD's) es un sistema de tratamiento pasivo que puede ser una tecnología efectiva y establecida para el tratamiento de drenajes ácidos de mina (DAM).

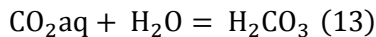
Los drenes anóxicos calizos consisten en un lecho de piedra caliza enterrada, por la cual se hace atravesar una corriente de drenaje ácido en condiciones anóxicas (sin oxígeno disuelto y concentraciones bajas de Fe^{+3} , Al^{+3} y SO_4^{-2}) para su tratamiento; diseñado para generar alcalinidad a través de la disolución de la piedra caliza.

El entierro de la cama de piedra caliza evita la presencia de oxígeno, ayudando a prevenir la formación de hidroxidos que cubrirían la capa superficial de las piedras calizas. En el proceso se pueden generar altas presiones parciales de CO_2 ; dando como resultado, altas concentraciones de alcalinidad.⁽¹¹⁾

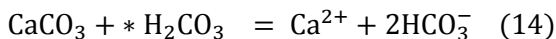
Mediante este sistema de tratamiento, puede elevarse el pH del agua ácida tratada hasta valores cercanos a la neutralidad, e incluso superiores, desde pH iniciales inferiores a 3; esto debido a que, la caliza entra en contacto con las aguas ácidas y se disuelve generando iones calcio y ácido carbónico:



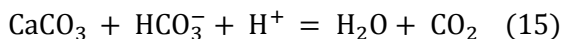
Que representa el equilibrio entre el CO_2 disuelto en agua de acuerdo a la reacción:



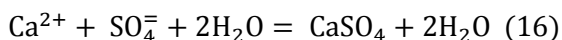
Luego, el ácido carbónico reacciona con la caliza (14), dando lugar a la formación de bicarbonato.



Finalmente, el bicarbonato formado, y en medio ácido, vuelve a reaccionar con la caliza, generando CO_2 (15); que, al encontrarse confinado, se solubiza formando ácido carbónico (13).



El ion calcio, por su parte, reacciona con el sulfato para formar sulfato cálcico, también insoluble (16).



Sin embargo, en ausencia de oxígeno no se producen reacciones de oxidación; por tanto, el recubrimiento de la caliza con precipitados insolubles, no es posible, lo que permite que la generación de alcalinidad continúe.

Los drenes anóxicos calizos pueden usarse para tratar drenaje ácido de mina de varias velocidades, solos o en combinación con otros sistemas de tratamiento y se pueden instalar en una amplia variedad de lugares.

El sistema constructivo del ALD incluye una cubierta de geomembrana y geotextil sobre la piedra caliza triturada. El propósito del plástico es que permite evitar la penetración de oxígeno y mantener altas presiones parciales de CO_2 .

La cantidad de caliza necesaria para el tratamiento y las dimensiones de los ALD, pueden determinarse en función de la longevidad que se pretende dar al sistema, del tiempo de residencia del agua, o combinando ambos criterios. El tiempo de residencia que se considera óptimo para alcanzar el nivel máximo de aporte de alcalinidad al agua es 15 horas, ya que la velocidad de disolución de la caliza se hace considerablemente más lenta después de este tiempo y la adición de alcalinidad no se incrementa de forma significativa.

Por otro lado, hay que tener en cuenta que para mantener el mismo tiempo de contacto del agua con la caliza en todo momento, es necesario compensar las pérdidas por disolución, aportando mayor volumen de caliza del que sería necesario para lograr las 15 h de residencia del agua.

La cantidad de caliza para un tiempo de residencia de 15 h puede calcularse de acuerdo a la siguiente fórmula ⁽¹³⁾:

$$M = \frac{Q \times \rho \times t_R}{V_p} \quad (\text{Ecuación 1})$$

Dónde:

Q = caudal del efluente a tratar.

ρ = densidad de la caliza suelta (1,6 – 1,8 t/m³).

t_R = tiempo de residencia, que debe ser igual a 15 h para lograr el nivel máximo de generación de alcalinidad.

V_p = volumen de poros expresado en forma decimal (0,3 – 0,5).

Para compensar las pérdidas por disolución durante un periodo de tiempo determinado la cantidad de caliza requerida puede expresarse como:

$$M = \frac{Q \times C \times T}{X} \quad (\text{Ecuación 2})$$

Dónde:

Q = caudal del efluente a tratar.

C = concentración esperada de alcalinidad en el efluente tras el tratamiento.

T = periodo de tratamiento que se pretende.

X = contenido en carbonato cálcico de la caliza expresado en forma decimal.

La suma de estas dos ecuaciones representa la cantidad total de caliza requerida para el tratamiento. (Ecuación 3).

$$M = \frac{Q \times \rho \times t_R}{V_p} + \frac{Q \times C \times T}{X}$$

(Ecuación 3)

La cantidad de alcalinidad que va a generar el sistema puede predecirse simulando un **DREN ANÓXICO CALIZO** en el laboratorio, rellenando un recipiente con la caliza que se va a utilizar y el agua a tratar. Este recipiente se cierra herméticamente y se mantiene así durante dos días.

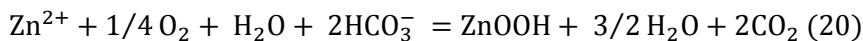
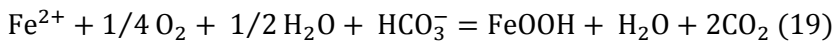
Para el tratamiento eficiente de un drenaje ácido de mina por drenes anóxicos calizos se debe tener escaso oxígeno disuelto ($DO < 2 \text{ mg/l}$); contenidos de Fe^{3+} y Al^{3+} inferiores a 1 mg/l y las concentraciones de sulfato por debajo de 2000 mg/l .⁽¹⁴⁾

La evidencia reciente sugiere que el yeso ($CaSO_4$) puede formarse dentro del sistema DAC precipitando y cubriendo la superficie de la caliza, si el drenaje ácido tratado contiene altas concentraciones de sulfato ($> 2000 \text{ mg/l}$).⁽¹⁵⁾ La formación de yeso puede, bien disminuir la velocidad de disolución de piedra caliza si se forma sobre la superficie de la piedra caliza, o puede bloquear el flujo si se forma dentro del espacio abierto entre las partículas de piedra caliza. En cualquier caso, la capacidad del sistema DAC para generar alcalinidad, puede ser reducido significativamente y se puede producir un fallo del sistema.

Los sistemas ALD pasivos tienen las siguientes ventajas: Bajo costo, fácil de construir y mantener; impactos visuales limitados; resultados inmediatos y amplio rango de tolerancia al clima.

9.5 POSTAEREACIÓN TRATAMIENTO DE DAM CON CAL

Como postratamiento a dren anóxico calizo, siempre es necesario instalar a la salida del dren anóxico calizo, una serie de balsas para recoger los precipitados generados en las reacciones de oxidación e hidrólisis que se desencadenan al contacto del agua con la atmósfera. La adición de cal a la solución de descarga de un Dren Anóxico Calizo, generan las siguientes reacciones de precipitación:



Por lo que los productos precipitados ya no son “hidróxidos”; sino compuestos mono hidratados. Se conoce que el $FeOOH$ o Goethita “es más estable químicamente que el $Fe(OH)_3$ y es de más fácil filtración y deposición final.

9.6 PRUEBAS EXPERIMENTALES

Para realizar la investigación, se tomó una muestra de 25 lt de las aguas ácidas de la mina Porco a la salida del socavón principal.

a) ELIMINACIÓN DE SULFATO POR PRECIPITACIÓN CON CALIZA Y CLINKER

Se tomó un volumen de la muestra del agua ácida de la Mina Porco de 1000 ml y se realizaron pruebas de precipitación en un vaso de 2 litros con agitación por medio de un magneto. Para ello se fue adicionando caliza y/o klinker de manera que se vaya controlando el valor de pH a 3, 3.5, 4 y 6. Una vez alcanzados los valores de pH citados, se fueron tomando muestras para su análisis por sulfato.

b) PRUEBAS EN DRENES ANÓXICOS CALIZOS

Las pruebas de dren anóxico calizo se realizaron en un recipiente de 30 lt sellado, en el que se llenó de piedra caliza con una granulometría de -1” + 2”, y luego se fue inundando la misma en principio con agua destilada; para luego, mediante alimentación continua, hacer ingresar a dicho recipiente, un flujo continuo de agua ácida de mina, de manera tal que el agua ácida de ingreso sea igual al de salida; esto para evitar el ingreso de oxígeno. Luego, se fueron tomando muestras a las 15, 30, 45 y 60 horas, a objeto de medir el valor del pH y determinar por titulación la alcalinidad, utilizando una solución de 0.02 N de ácido sulfúrico.

c) PRUEBAS DE POSTAEREACIÓN Y PRECIPITACIÓN DE ZN CON CAL DEL AFLUENTE DEL TRATAMIENTO DE DREN CALIZO ANÓXICO

Se realizaron pruebas de postaereación y precipitación de metales pesados con cal del efluente del tratamiento de dren calizo anóxico en vasos de precipitación de 2 lt. La adición de cal permitió subir el pH hasta alcanzar el valor de 12.0, que es el mismo que se requiere para recircular el agua decantada al proceso de flotación.

9.7 RESULTADOS Y DISCUSIONES**9.7.1 Resultados de la Caracterización de las aguas ácidas de la mina Porco**

Los resultados de la caracterización físico-química son presentados en la tabla 9.2:

Parámetro	Agua Ácida de Mina
Temperatura	12 °C
pH	2.4
Arsénico As	<0.03
Cadmio Cd	36.0
Cobre Cu	10.9
HierroTot. Fe	2160
Zinc Zn	9164
Sulfato	12260.37

Tabla 9.2.- Resultados del análisis de parámetros físicos de la muestra de agua ácida de mina de Porco de de la muestra tomada

Pruebas preliminares del consumo de cal fueron corridas a objeto de establecer su comportamiento en función del pH con la adición de cal; y así mismo. Determinar el contenido de sulfato en la solución básica final.

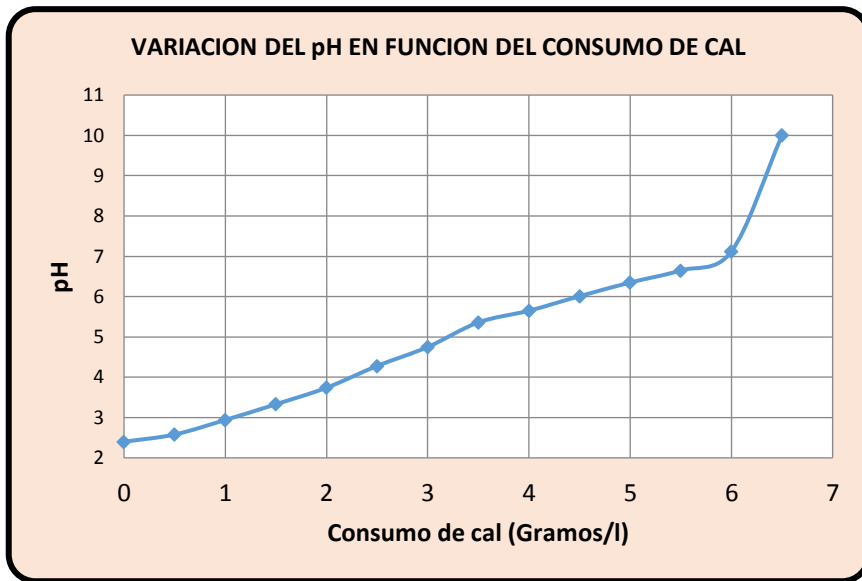


Figura 9.1.- Curva de consumo de cal vs pH de las aguas ácidas de mina Porco

Por otra parte, la concentración de sulfato, bajo desde 12260 mg/l a 2069.85 mg/l, cuando el valor del pH alcanzó a 10.0

9.7.2 Pruebas de Desulfatación

A objeto de disminuir la concentración de sulfato en las aguas ácidas de mina a niveles por debajo de 2 gr/lit, para que sean aptas para su tratamiento en un Dren Anóxico Calizo, se realizaron pruebas de desulfatación utilizando tanto caliza como klinkler molidos. Los resultados son presentados en la figura 9.2.

De la gráfica presentada se deduce que es posible disminuir las concentraciones de sulfato, que inicialmente se encontraban en 12260,37 mg/lit, hasta por debajo de 1000mg/lit; es decir que, la descarga del efluente del proceso de la desulfatación, ya puede ser tratado en un Dren Anóxico Calizo.

Por otra parte, de la gráfica también se deduce que, a pH = 3.0, la precipitación con el Clinker podría permitir alcanzar concentraciones de sulfato incluso por debajo de 144.04 mg/lit.

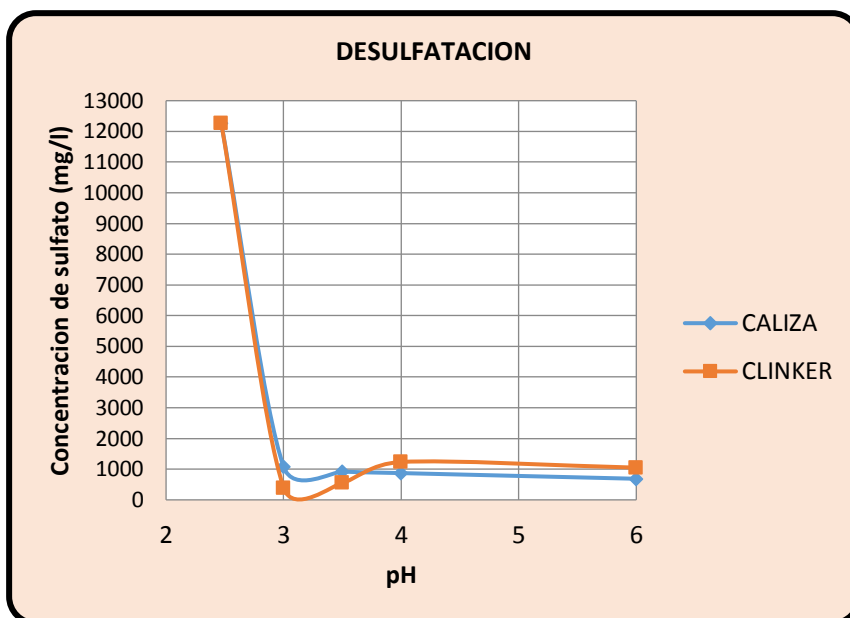


Figura 9.2.- Curva de desulfatación con caliza y Clinker (pH vs Concentración de sulfato mg/l) de las aguas ácidas de mina Porco

9.7.3 Pruebas en Drenes Calizos Anóxicos

Con el equipo descrito en el acápite anterior, se procedió a realizar el estudio del comportamiento de las aguas ácidas previamente tratadas a pH de 3.0 con caliza molida, en un Dren Anóxico Calizo. Se tomaron muestras cada 15 horas y se determinó el valor de la alcalinidad por titulación. La gráfica siguiente muestra los resultados obtenidos:

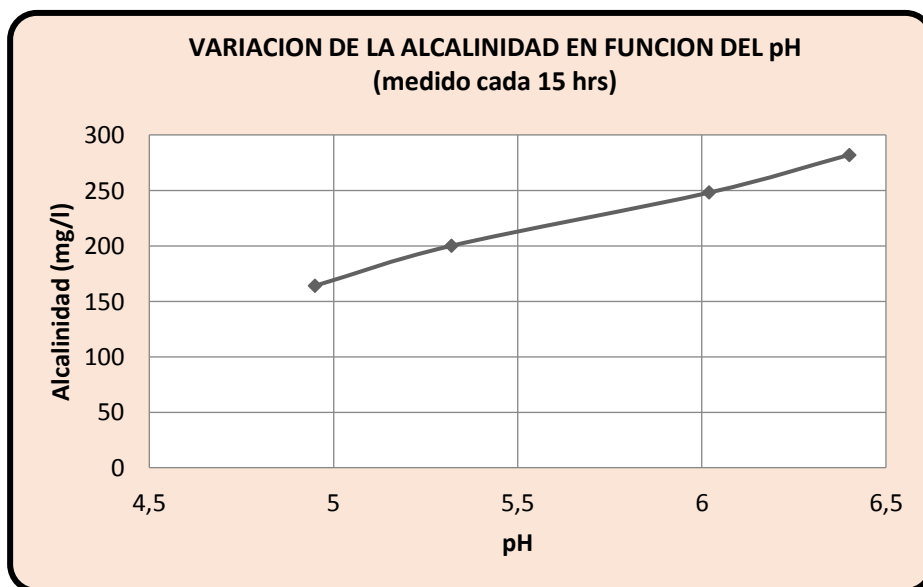


Figura 9.3.- Resultados del comportamiento de la alcalinidad vs pH medidos cada 15 horas

Parámetro	DAM	Efluente DAC	% Precipitación
pH	2.4	6.4	
Arsénico	0.993	<0.002	99.80
Cadmio	14.25	5.39	62.18
Cobre	4.56	0.10	97.81
HierroTot.	1234.70	0.04	99.997
Zinc	3419.67	1592,26	53.44

Tabla 9.3.- Resultados del análisis de parámetros físico-químicos de metales pesados en mg/l tanto en el DAM como en el efluente de descarga del DAC

Por tanto, el valor de la alcalinidad creció desde 160 hasta 282 mg/l en el lapso de 60 horas en el dren anóxico calizo; y la descarga del efluente presenta un valor de pH de 6.4. En la tabla siguiente, se muestra las concentraciones de los metales pesados tanto en las aguas ácidas de mina como en el efluente de descarga del dren anóxico calizo.

De la tabla anterior, es posible deducir que, los metales pesados en gran parte se han precipitado. Es importante hacer notar que en las pruebas de laboratorio no es posible tener condiciones completamente anóxicas como las que se podrían tener a mayor escala.

9.7.4 Pruebas de precipitación de metales pesados del efluente del tratamiento de dren anóxico calizo por aereación y adición de cal

Los resultados de la prueba de aereación y adición de cal, son presentados en la tabla 4.

Parámetro	Solución	Límite Max. Permisible Clase D*
pH	10	6.0 – 9.0
Arsénico	<0.002	0.1
Cadmio	<0.05	0.005
Cobre	<0.05	1.0
HierroTot.	<0.02	1.0
Zinc	<0.05	5.0

Tabla 9.4.- Resultados del análisis de parámetros físico-químicos de la solución filtrada en mg/l del efluente de descarga del dren anóxico tratado por aereación y cal

Por tanto, el agua tratada es “apta para su uso industrial”; puesto que, las concentraciones de metales pesados se encuentran por debajo de los límites máximos permisibles establecidos en la Clase D de la normativa boliviana.

Por otra parte, el comportamiento del consumo de cal vs el pH del efluente de descarga del dren anóxico calizo en la etapa de aereación y adición de cal, es presentado en la figura 4. Dicha gráfica permite mostrar que para alcanzar el pH cercano a 10.0, se requiere de 2.5 g de cal por medio litro del agua tratada en el dren anóxico calizo.

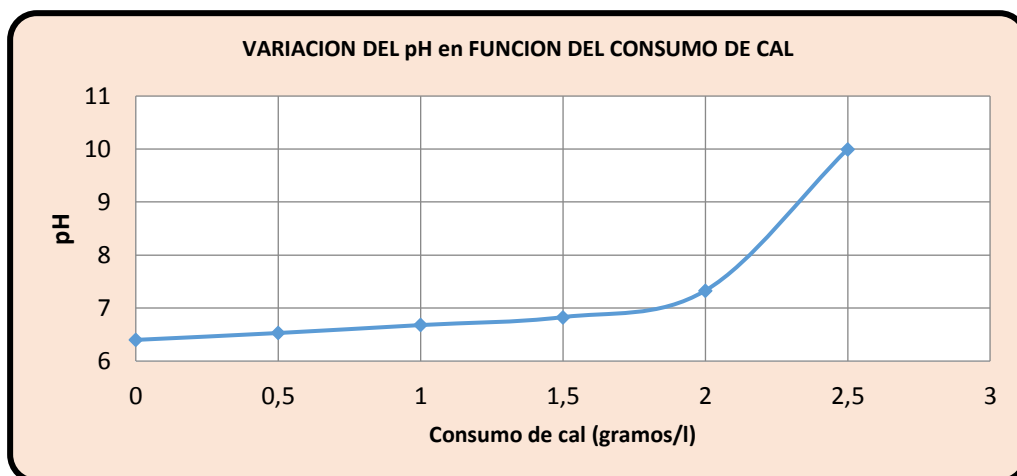


Figura 9 4.- Curva de consumo de cal vs pH del efluente de descarga del dren anóxico calizo sometido a aereación y adición de cal

La tabla siguiente muestra los resultados del análisis químico del residuo obtenido de la precipitación con aereación y cal del efluente del drenaje anóxico calizo.

Parámetro	Residuo
Arsénico	0.6
Cadmio	0.06
Cobre	<0.02
HierroTot.	<0.33
Zinc	20.88

Tabla 9.5.- Resultados del análisis de parámetros físico-químicos de metales pesados en mg/l en el residuo del efluente de Neutralización – precipitación del DAC

De los resultados obtenidos, es posible deducir que el producto se ha enriquecido en Zinc. La tabla siguiente muestra los % de precipitación de los metales pesados en dicho proceso.

Parámetro	Efluente DAC	Efluente Neutralización –Precipitación del DAC	% Precipitación
pH	6.4	10.0	
Cadmio Cd	5.39	<0.05	99.07
Cobre Cu	0.10	<0.05	50.0
HierroTot. Fe	0.04	<0.02	50.0
Zinc Zn	1592,26	<0.05	99.997

Tabla 9.6.- Resultados del análisis de parámetros físico-químicos de metales pesados en mg/l tanto en el efluente de descarga del DAC como en el efluente de postaereación y cal.

Las tablas siguientes muestran los balances metalúrgicos de Zn tanto en la etapa del dren anóxico calizo como en la postaereación y precipitación con cal:

Producto	Vol [Lt]	Ley [mg/Lt]	Finos [mg]	% Distribución
DAC	0,5	1592,26	796,13	46,6
% eliminado			913,71	53,4
DAM	0,5	3419,67	1709,84	100,0

Tabla 9.7.- Balance metalúrgico de Zn en la etapa de tratamiento en dren anóxico calizo.

Producto	Vol [Lt]	Ley [mg/Lt]	Finos [mg]	% Distribución
S.P.P	0,46	0,05	0,023	0,0020
Precipitado	5420 [mg]	20,88	1131,70	99,998
DAC	0,5	1592,26	1131,72	100

Tabla 9. 8.- Balance metalúrgico de Zn en la etapa de precipitación del efluente del dren anóxico calizo con cal y aereación.

9.8 RESULTADOS DEL DISEÑO Y DIMENSIONAMIENTO DEL DREN ANÓXICO CALIZO

A partir de los resultados de la alcalinidad determinada en las pruebas del dren anóxico calizo, y aplicando las ecuaciones 1 a 3, descritas en el acápite 2.2, se procedió a diseñar y dimensionar del dren anóxico calizo.

La cantidad de caliza necesaria para el tratamiento para un tiempo de residencia de 15 h, considerando un caudal del efluente a tratar de 30 l/s (108000 l/h); la densidad de la caliza suelta de 1.6 Kg/l; un volumen de poros expresado en forma decimal de 0.5, se calculó un valor de M de 5184.0toneladas de caliza.

Por otra parte, para compensar las pérdidas por disolución durante un periodo de tiempo determinado, la cantidad de caliza requerida, considerando una concentración esperada de alcalinidad en el efluente tras el tratamiento de 160 mg/l para 15 horas y un periodo de tratamiento o vida útil ya sea de 20 o de 5 años, además considerando el contenido en carbonato cálcico de la caliza expresado en forma decimal de 0.69, se obtuvo un valor de 1096.90 y 4387.62 toneladas de caliza, respectivamente.

Finalmente, la suma de estas dos ecuaciones representa la cantidad total de caliza; por tanto, para 20 años, el cálculo es de 9571.62 toneladas de caliza; mientras que para 5 años, el cálculo es de 6280.90 toneladas.

Por tanto, las dimensiones del lecho para el Dren Anóxico Calizo, presentadas en la tabla 9.9, serán de:

Dimensiones	20 años	5 años
m ³	5982.26	3925.57
Profundidad (m)	2,5	2.5
Ancho (m)	21.8	17.7
Largo (m)	109.8	88.71
Relación largo/ancho	5,04	5.01

Tabla 9.9.- Dimensiones del lecho para el Dren Anóxico Calizopara 20 y 5 años de tratamiento

Para el cálculo se mantuvo la relación del largo a ancho de 5.0, que es recomendada en la bibliografía.

Por otra parte, a partir de los resultados del dimensionamiento del dren anóxico calizo, los siguientes requerimientos fueron calculados:

Materiales	20 años	5 años
Requerimiento de geomembrana (m ²)	2392.9	1570.2
Requerimiento de geotextil (m ²)	2392.9	1570.2
Requerimiento de cobertura de suelo (m ³)	1435.7	942.1
Requerimiento de cobertura vegetal (especies autóctonas establecidas en el diagnóstico) (m ²)	2392.9	1570.2

Tabla 9.10.- Requerimiento de materiales para la construcción del Dren Anóxico Calizo

9.9 CONCLUSIONES

Las siguientes conclusiones han sido arribadas del presente trabajo de investigación:

Para alcanzar un pH de 10.0, mediante el proceso de neutralización – precipitación, se requiere cerca de 6.5 g de cal/l de agua ácida de mina tratada.

El tratamiento con cal de las aguas ácidas de mina, permitió disminuir una concentración de sulfato de 12260.37 mg/l de sulfato de las aguas ácidas, llegando a una concentración de 2069.85 mg/l.

En la etapa de desulfatación:

- Se logró disminuir la concentración de sulfato con caliza molida de una concentración inicial de **12260.37** mg/l a una concentración de **1078.49** mg/l, a un pH de 3.0. Se requiere cerca de 1.3 g de caliza/l para alcanzar dicho pH.
- La eliminación de sulfato con clinker, a un pH de 3.0, permitió disminuir la concentración de sulfato por debajo de 144.04 mg/l.

En las pruebas en el Dren Anóxico Calizo:

- Se determinó que, para un tiempo de residencia de 15 horas, la alcalinidad alcanzada fue de 160 mg/l. Posteriormente, al tratar el efluente de descarga del dren anóxico calizo y precipitar los metales pesados con la adición de cal y aereación, hasta alcanzar el pH cercano a 10.0, se requirió de 2.5 g de cal por litro de agua tratada.

En la etapa de postaeración y adición de cal:

- Se obtiene un precipitado con contenidos de Zn de 20.88%; que requerirá ser sometido a deshidratación, a objeto de obtener ZnO comerciable.

Para la aplicación del proceso:

- La cantidades totales de caliza que se calculó para tratar 30 litros por segundo de agua ácida de la mina de Porco y considerando un tiempo de residencia de 15 horas; para 20

y 5 años de operación del dren anóxico calizo, fue de: 9571.62 toneladas y 6280.90 toneladas, respectivamente.

Las dimensiones del lecho para el Dren Anóxico Calizo para 20 años de operación serán: **Profundidad** = 2.5 m: **Ancho** = 21.8 m y **Largo** = 109.8 m; mientras que, para solo 5 años de operación: **Profundidad** = 2.5 m: **Ancho** = 17.7 m y **Largo** = 88.71 m. En ambos casos, para una relación largo/ancho de 5.0.





- La implementación del proceso de desulfatación – dren anóxico calizo – postaereación y precipitación para el tratamiento de las aguas acidas de la mina de Porco, es una alternativa técnicamente posible, no requiere de mucho control; pero, sobre todo, permite la recuperación de Zn de las mismas.

9.10 AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento especial a mi colega y amiga, Ing. Jenny Mata Calcina, coautora del trabajo de investigación; quién me eligió como su mentor de Tesis de Grado. Ella, no escatimo esfuerzos para desarrollar las pruebas experimentales supervisadas y juntos, en equipo, logramos alcanzar su graduación y este aporte académico importante que muestra un ejemplo de la revalorización de las aguas ácidas de mina.

9.11 BIBLIOGRAFÍA

- 📖 PEÑA O y PEREZ V. *Manejo de drenajes Ácidos de Mina (DAM)*, Monografía para optar al título de especialista en Ingeniería Ambiental, Universidad Industrial de Santander, 2009.
- 📖 MUÑOZ. A. *Caracterización y tratamiento de aguas residuales*. Monografía para obtener el título de ingeniero Industrial. 2008.
- 📖 CRABTREE. M., ESLINGER. D., FLETCHER. P., JOHNSON. A., KING. G. *La lucha contra las incrustaciones- remoción y prevención*. Revisión yacimiento petrolífero. 1999.
- 📖 JACKSON. E. *Extracción y recuperación hidrometalúrgica*, 1996
- 📖 MARTINEZ. L. E. *Remoción de sulfatos de drenajes ácidos de minería de carbón para producción de yeso sintético mediante el uso de un subproducto industrial*. Tesis profesional para obtener el título de Ingeniera de Minas y Materiales. Medellín 2010.
- 📖 CADORIN. L., CARISSIMI. E. y RUBIO. J. *Avances en el tratamiento de aguas acidas de minas*. Universidad Tecnológica de Pereira. 2007.
- 📖 JIMENEZ. A y PRIETO. M. Incorporación de Se (VI) en Etringita $Ca_6(Al(OH)_6)_2[(SO_4), (SeO_4)]_3 \cdot 26H_2O$, Universidad de Oviedo, 2010.
- 📖 <http://www6.uniovi.es/usr/fblanco/Leccion7.Resistencia.SULFATOS.pdf>
- 📖 Technology Overview as part of a Web-based Technical and Regulatory Guidance. *Anoxic Limestone Drains*.
- 📖 ZAMORA. M. V. *Propuesta técnica y económica para el tratamiento de las aguas acidas de la mina Milluni por drenes anóxicos calizos*, proyecto de grado para la obtención del grado académico de licenciatura en Ingeniería Ambiental, 2014.

-  BRODIE. G.A., BRITT. C.R., TOMASZEWSKI. T.M. H.N y TAYLOR. *Use of passive anoxic limestone drains to enhance performance of acid drainage treatment wetlands*. Proceedings of the 1991 National Meeting of the American Society of Surface Mining and Reclamation, Durango Co. pp. 211-228.
-  ZAMORA. G., ZAMORA V., y GORRITY M. *Propuesta de tratamiento de las aguas ácidas de la mina Milluni mediante drenes anóxicos calizos*. Revista Metalúrgica N° 36, FNI – UTO, 2015.
-  BERNIER. L y AUBERTIN. M. *Limestone Drain Design Criteria in AMD Passive Treatment*.
-  ZAMORA. G. *Estudio técnico, económico y ambiental del tratamiento de las aguas ácidas de la mina San José*. Revista Metalúrgica N° 35, FNI – UTO, 2014.

Rehabilitación de Sitios Contaminados con Metales Pesados

Propuesta de Rehabilitación Ambiental de la Ex Metabol-Oruro

RESUMEN

Como consecuencia de la actividad minera y también minero-industrial, en la mayoría de los países quedaron numerosas minas e instalaciones en estado de abandono sin que muchas de ellas se hayan sometido a un proceso adecuado de cierre; lo que ha significado que, en la actualidad haya numerosos lugares en los que se presentan escenarios de riesgo para la seguridad y salud de las personas y para el medio ambiente.

La Ex – METABOL, segunda fundidora en Bolivia, es en la actualidad un pasivo ambiental dentro de la urbe orureña; dicho predio, se pretende utilizar con fines de uso académico por la Facultad de Arquitectura y Urbanismo de la Universidad Técnica de Oruro; por lo que, se hace necesario realizar un estudio de remediación y rehabilitación. La metodología empleada se basa en el análisis y diagnóstico medioambiental de los factores ambientales en la planta Ex – METABOL; la identificación de los impactos, riesgos y medidas correctoras, para finalmente presentar una propuesta técnica, económica y medioambiental para la remediación y rehabilitación de dichos predios.

En la investigación se determinó que los factores ambientales más afectados son: suelo (características edáficas y compactación), flora (cubierta vegetal, vegetación y flora terrestre) y paisaje, debido a los impactos de la industria metalúrgica. Es por eso que la propuesta de remediación se centró en medidas como: Traslado de las arenas residuales para reutilización en la Empresa Metalúrgica Vinto (EMV); reciclaje de la chatarra existente; creación de zonas verdes protegiendo a las especies encontradas; promoción y desarrollo de actividades de turismo utilizando los sitios de deposición de las escorias, instalaciones y maquinaria antigua; y finalmente, la fitorremediación de los suelos contaminados.

Los ingresos por venta de chatarra y de arenas de hornos, permitirá un ingreso de 11632,55 \$us; mientras que la implementación de las medidas de remediación tendrá un costo de 327041,48 \$us.

10.1 INTRODUCCIÓN

Oruro se encuentra dentro de los departamentos que cuenta con pasivos ambientales que contienen residuos de procesos metalúrgicos o de la extracción minera con concentraciones disponibles de metales pesados como plomo, arsénico, cadmio, zinc, cobre, hierro y otros, que pueden ser dañinos para la salud de la población aledaña y los ecosistemas cercanos.

Para la disminución y/o eliminación del efecto negativo sobre los factores ambientales de estos pasivos ambientales, se ha optado por la remediación y/o rehabilitación ambiental como una alternativa interesante para mitigar los impactos generados. Para esto se necesita realizar un diagnóstico de la calidad ambiental del lugar; y así, obtener la información necesaria sobre los impactos, la intensidad y la importancia de los mismos; y de acuerdo a estos, definir medidas correctoras para el lugar de estudio y determinar si el sitio puede ser utilizado como áreas de recreación, turismo, educación, viviendas, etc.

En el siguiente trabajo se ha considerado como objeto de estudio la planta metalúrgica de EX-METABOL que se instaló en las afueras de la ciudad de Oruro; que era una fundición de plomo, plata, antimonio y estaño. Desde hace más de 35 años atrás, esta planta finalizó con sus operaciones y al no haber ejecutado un plan de cierre, se dejó un “pasivo ambiental metalúrgico” ubicado en la zona sudeste de la urbe de Oruro, y que en la actualidad se encuentra dentro de lo que es el área urbana. Partes de la maquinaria están todavía en el terreno; además de construcciones antiguas y en desuso; chatarra oxidada y montes de escoria que se generaban como producto del proceso, además de algunos residuos como polvos del proceso metalúrgico, y otros.

La planta EXMETABOL, las mismas que se encuentran detrás del cementerio general. Calle E y Calle Colón entre Sargento Froilán Tejerina y calle Kennedy. Respecto a las colindancias del predio: Al Norte: Calle Colon, al sur Calle Kennedy, al este con la Calle E y al oeste con los manzanos A, B, C y D de la Urbanización Cooperativa EMO Bolívar y la Terminación de las calles 1, 2 y 3. La figura siguiente muestra la ubicación del predio.

La planta de fundición “METABOL” se hallaba instalada dentro de una superficie total de 170000 m² de los cuales 4000 m² corresponden a área construida y cercada en un área de 40000 m². El proceso metalúrgico empleado permitía la obtención de Sn metálico.

El año 2012, por gestiones realizadas por autoridades facultativas y universitarias, se otorgó los predios de esta antigua planta a la Facultad de Arquitectura y Urbanismo de la Universidad Técnica de Oruro. La extensión es de 4 hectáreas, y antes de proceder a la construcción de las instalaciones de la facultad, es necesario realizar un programa de remediación ambiental del sitio, a partir de un diagnóstico ambiental que permita determinar la posible presencia de contaminantes; para luego, proponer medidas de remediación ambiental a objeto de eliminar posibles riesgos a la salud de los estudiantes que ocupen dichos predios rehabilitados.

Por lo tanto, el objetivo del presente trabajo de investigación, se circunscribe a realizar una propuesta técnica, económica y ambiental de remediación ambiental para esta ex planta metalúrgica con fines de uso académico de la Facultad de Arquitectura de la Universidad Técnica de Oruro.

10.2 OBJETIVO

El objetivo general del presente trabajo de investigación es el de generar una propuesta técnica, económica y ambiental de remediación y rehabilitación de los predios de la planta Ex METABOL – Oruro con fines de uso académico por la Facultad de Arquitectura y Urbanismo de la Universidad Técnica de Oruro.

10.3 ALCANCE DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

Se tomaron muestras representativas para determinar la calidad de suelos, agua y aire a objeto de identificar los impactos ambientales generados por los pasivos dentro de las instalaciones de la planta EXMETABOL y poder presentar finalmente la propuesta técnica, económica y ambiental de remediación. También se tomaron muestras y se realizaron estudios de los ecosistemas del sitio y alrededores a fin de caracterizarlos y considerarlos como referencia en la posible rehabilitación.

Con este estudio se puede elaborar más propuestas de remediación para pasivos ambientales minero-metalúrgicos que presenten características similares en Bolivia, además de presentar alternativas de rehabilitación ecológica de terrenos.

10.4 RESULTADOS Y DISCUSIONES

10.4.1 Análisis y diagnóstico de los factores medioambientales de la Ex Metabol

Los factores ambientales fueron analizados y evaluados, los resultados son los siguientes:

a) MEDIO BIOLÓGICO

Los predios de la Ex – Metabol se encuentran desde el punto de vista biogeográfico dentro de la Región Andina en la Provincia Biogeográfica Altiplánica, en el Sector Biogeográfico Norte-Altiplánico, específicamente en el Distrito Biogeográfico del Poopó y Desaguadero. (Cf. NAVARRO y MALDONADO, 2002)

Vegetación y Fauna: El Sector Norte Altiplánico tiene como vegetación potencial varios tipos de matorrales áridos.

La cobertura vegetal en los predios es abierta eso quiere decir que 10- 25% de los predios tiene cobertura vegetal, que de acuerdo a un reconocimiento visual se tienen las siguientes proporciones de las especies: Cauchi, *Suaeda foliosa* (55%); Ork'o chiji, *Distichlis humilis* (15%); Paja brava, *Festuca orthophylla* (5%); Sunchu, *Encelia canescens* (5%); K'ora, *Tarasa tenella* (7%); Thusca Thusca, *Nicotiana longiflora* y otras especies (13%).

Al identificar las áreas con remanentes de especies nativas y las especies que se encuentran en los predios se podrán tomar como medida la protección de estas especies y también se las utilizará como base para la revegetación del lugar, aumentando así la cobertura vegetal. En el lugar no se pudo observar ninguna de estas especies.

b) MEDIO FÍSICO

En la siguiente imagen satelital se muestra las siguientes áreas categorizadas con características similares.



Figura 10.1.- Categorización de áreas similares

- Sector de escorias.
- Sector de relleno de residuos mineros e infraestructura en desuso.
- Arenas residuales del proceso de fusión.
- Sector sin alteración.

c) PARÁMETROS FÍSICOS

Los datos mostrados recopilados del SENAHMI de la estación Oruro en la provincia Cercado, de los años 1990 al 2004, demuestran que la temperatura media anual es de aproximadamente 8,2°C. La temperatura máxima puede llegar hasta los 21°C y la temperatura mínima es de -6.4°C; por tanto, se define al clima en el sector como “árido y frío”.

Por otra parte, de los datos de precipitación se puede concluir que se tiene dos temporadas bien marcadas, la estación seca hacia el invierno y otra húmeda hacia el verano; y la humedad relativa oscila entre 56% como máxima y 38 % como mínima.

d) CALIDAD DEL AIRE

Según datos recolectados por la UTO en el 2010, se tiene:

Punto de muestreo	Tact [°C]	t [hrs]	PMstd máx.[mg/m ³]	PMstd prom[mg/m ³]	PMstd min[mg/m ³]	Clasificación de zona
2 = C. Universitaria	10,07	23,53	96,94	41,02	10,46	Bajo tráfico

Tabla 10.1.- Valores máximo-promedio-mínimo de muestreo 7 días de monitoreo (12/10/11- 18/10/11)

De acuerdo al monitoreo de material particulado se clasifica la zona de bajo tráfico y se considera que el PM está dentro de lo que es el límite permisible.

e) CALIDAD DE AGUA SUBTERRÁNEA

El nivel freático de la zona de estudio se encuentra a los 1,8 m. Es de suponer que la altura del nivel freático varíe sensiblemente en épocas lluviosas, saturando los suelos que actualmente se encuentran conformando la superficie topográfica en el sector.

Los análisis de la muestra de agua subterránea tomada son presentados en la tabla 10.2; donde se observa que los parámetros que sobrepasan los límites permisibles son los sólidos disueltos, antimonio, cadmio, cloruro y sulfatos. El origen de estos son los desechos industriales, en este caso del proceso metalúrgico.

f) CALIDAD DE SUELOS

La estructura de los suelos es débil con una compactación elevada, presenta una baja porosidad que impide la infiltración del agua y su almacenamiento, que produce escurrimiento y riesgo de erosión. Se tiene bajo contenido de materia orgánica, por lo tanto existe baja retención de agua y nutrientes. En algunos sectores que se caracterizan por su textura arcillosa se encuentran costras de sal. El tipo de suelo que domina en los predios es el limo arcilloso.

Se tomaron las muestras de suelo del lugar que se cree que tienen más deterioro de calidad ambiental y se obtuvieron los resultados presentados en la tabla 10.3.

De los resultados obtenidos se deduce que la calidad de suelo ha sido afectada por las actividades de la industria metalúrgica; en especial, por la alta presencia de Pb; por eso que, en la propuesta de remediación se tomarán medidas para mejorar la calidad del suelo, también tratando de tener una cobertura vegetal para evitar erosión.

Parámetro	U.	Lab.	Clase A"	Clase "B"	Clase "C"	Clase "D"
pH		8,4	6.0 a 8,5	6.0 a 9.0	6.0 a 9.0	6.0 a 9.0
Conductividad	µS/cm	14720				
Sólidos disueltos	mg/l	6874	1000	1000	1500	1500
Antimonio (Sb)	mg/l	0,034	0,01 c. Sb	0,01 c. Sb	0,01 c. Sb	0,01 c. Sb
Arsénico (As)	mg/l	0,008	0,05 c.	0,05 c. As	0,05 c. As	0,05 c. As
Calcio (Ca)	mg/l	89,53	200	300	300	400
Cadmio (Cd)	mg/l	0,04	0,005	0,005	0,005	0,005

Parámetro	U.	Lab.	Clase A”	Clase “B”	Clase “C”	Clase “D”
Cobre (Cu)	mg/l	<0,05	0,05c. Cu	1.0c. Cu	1.0c. Cu	1.0c. Cu
Hierro (Fe)	mg/l	0,03	0,3c. Fe	0,3c. Fe	1.0c. Fe	1.0c. Fe
Magnesio (Mg)	mg/l	27,90	100c. Mg	100c. Mg	150c. Mg	150c. Mg
Mercurio (Hg)	mg/l	<0,001	0,001 Hg	0,001 Hg	0,001 Hg	0,001 Hg
Plomo (Pb)	mg/l	<0,03	0,05c. Pb	0,05c. Pb	0,05c. Pb	0,1c. Pb
Potasio (K)	mg/l	4,64				
Sodio (Na)	mg/l	39,40	200	200	200	200
Zinc (Zn)	mg/l	0,05	0,2c. Zn	0,2c. Zn	5.0c. Zn	5.0c. Zn
Cloruro (Cl)	mg/l	2118	250c. Cl	300c. Cl	350c. Cl	400c. Cl
Bicarbonatos	mg/l	471				
Sulfatos	mg/l	1734,9	300c. SO	400c. SO	400c. SO	400c. SO
Coliformes	UFC/100	0	<50	<1000	<5000	<50000

Tabla 10.2.- Evaluación de resultados de calidad de aguas subterráneas

Elemento	Laboratorio	Concentración máxima permitida (mg/l)	Límite
Antimonio	<0,03		No hay este parámetro en el RAAM
Plomo	502,14	5	Sobrepasa el límite de toxicidad
Arsénico	<0,05	5	Debajo del límite permisible

Tabla 10.3.- Evaluación de calidad de suelo

10.4.2 Caracterización de los Residuos Metalúrgicos

a) ESCORIAS

El análisis químico de las escorias es presentado a continuación: 0,71 % Sn - 6,44 % S - 0,23 % As - 0,25 % Pb - 0,12 % Sb - 1,96 % Zn - 21,20% Fe.

En base a estudios topográficos, se determinó un volumen de escoria en la Ex Empresa Metalúrgica Oruro de 26830,968 m³. La densidad de la escoria determinada ue de 2,6295 g/cm³; por lo tanto, se tienen 79104,705 Tn de escoria en el predio. Una muestra de escoria fue sometida al test de toxicidad. Los resultados se muestran en la tabla siguiente:

Elemento	Laboratorio	Concentración máxima permitida (mg/l)	Límite
Antimonio	<0,03		No hay este parámetro en el RAAM
Plomo	250,56	5	Sobrepasa el límite de toxicidad
Arsénico	<0,05	5	Debajo del límite de toxicidad

Tabla 10.4.- Evaluación de escorias

De los resultados de la tabla anterior se observa que los lixiviados obtenidos sobrepasan el límite de toxicidad del plomo; sin embargo, en los otros elementos su concentración es menor.

El análisis de los otros metales pesados dio por debajo de los límites de detección del equipo de Absorción Atómica. El valor de plomo es alto, debido a que en la prueba de toxicidad realizada la escoria fue pulverizada, pero debe tomarse en cuenta que la escoria no se encuentra en estas condiciones en los predios. La escoria ha sido formada por un proceso de vitrificación y no se encuentra en partículas finas, por lo que no es un material de fácil acarreo por los vientos o que pueda ser lixiviado por las aguas de lluvia, es por eso que no se lo toma en cuenta como un riesgo ambiental o para la salud humana.

b) ARENAS RESIDUALES

Del estudio topográfico efectuado, se tiene que las arenas residuales existentes en el predio son 5175,87 m³.

Elemento		% (Promedio)	Elemento		% (Promedio)
Humedad	H ₂ O	10,45	Hierro	Fe	13,80
Estaño	Sn	3,78	Zinc	Zn	9,89
Plomo	Pb	11,81	Azufre	S	1,68
Bismuto	Bi	0,55	Arsénico	As	0,18
Antimonio	Sb	1,45	Sílice	SiO ₂	37,19

Fuente: VINTO 2012

Tabla 10.5.- Informe técnico de VINTO

El estudio toxicológico de la muestra tomada, arrojó los resultados siguientes:

Elemento	Laboratorio	Concentración máxima permitida (mg/l)	Límite
Antimonio	<0,03		No hay este parámetro en el RAAM
Plomo	10602,44	5	Sobrepasa el límite de toxicidad
Arsénico	<0,05	5	Debajo del límite de toxicidad

Tabla 10.6.- Resultados del test toxicidad de las arenas residuales

Se puede observar que el valor del plomo sobrepasa el límite de toxicidad del RAAM con los otros parámetros no hay problema porque sus concentraciones son pequeñas.

c) POLVOS METALÚRGICOS

No se tiene una cuantificación de los polvos metalúrgicos; pero se tomaron muestras para evaluar el grado de disponibilidad de los metales pesados presentes en base al test de toxicidad:

Elemento	Laboratorio	Concentración máxima permitida (mg/l)	Límite
Antimonio	<0,03		No hay este parámetro en el RAAM
Plomo	139,28	5	Sobrepasa el límite de toxicidad
Arsénico	<0,05	5	Debajo del límite de toxicidad

Tabla 10.7.- Resultados del test toxicidad de polvos metalúrgicos

Se puede observar que el plomo sobrepasa los límites de toxicidad estipulados por el RAAM, esto se debe a las actividades minero-metalúrgicas.

d) CHATARRAS

Según el informe de la COMIBOL se tiene este resumen:

Nº	Tipo de material	Cantidad (m ³)	Peso (kg)
1	Estructuras de transporte	62743	49990,703
2	Horno rotatorio	82414	65663,6405
3	Primera casa de filtros	157212	125259,207
4	Segunda casa de filtros	209839	167189,951
5	Chatarra diversa	127202	101348,635
Volumen total de estructura y chatarra de acero		6394091	509451,419

Tabla 10.8.- Resumen total de volúmenes de acero en la EX – METABOL

10.4.3 Impactos, riesgos y medidas correctoras

a) IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES

En la Tabla 9 se muestra la valoración de los impactos de acuerdo a las acciones ambientales generadas por el pasivo ambiental minero- metalúrgico de la planta Ex – Metabol.

Para identificar mejor la importancia de los impactos se hizo la siguiente categorización:

IMPORTANCIA			
Irrelevante	Moderado	Severo	Crítico
$0 \leq I < 25$	$25 \leq I \leq 50$	$50 \leq I \leq 75$	$75 \leq I$

Tabla 10.9: Categorización de impactos por la importancia

Al realizar la evaluación total respecto a los factores ambientales los más afectados son:

- Suelo: características edáficas y compactación.
- Flora: Cubierta vegetal (matorrales), vegetación y flora terrestre.
- Paisaje: Medio Ambiente.

Respecto a las acciones con más impactos sobre los factores se tienen:

- Modificación del hábitat
- Alteración de la cubierta de suelo
- Industria metalúrgica
- Acumulación de escorias y arenas residuales
- Depósitos de material

Por lo tanto, las medidas correctoras se harán a los factores que su sumatoria sea mayor a 250; son los que necesitan medidas correctoras por ser los más alterados según la evaluación de impactos. Esperando que al realizarse un estudio posterior se produzca un resultado positivo; reducción de los valores de la tabla superior.

b) ANÁLISIS DE RIESGOS

Como se pudo constatar en las evaluaciones el impacto más importante es la toxicidad del plomo en el suelo y en los residuos minero-metalúrgicos, lo que podría ocasionar efectos en la salud.

Otros impactos severos son la alteración del paisaje y la pérdida de cobertura vegetal, que ocasiona la erosión del suelo e influye en la fertilidad del suelo.

Se evalúa su riesgo inicial y su riesgo residual después de implementada la medida correctora, dándonos una idea del escenario que se formaría después de puestas en práctica las medidas planteadas.

La tabla 10, muestra un resumen de la valoración y la importancia de los impactos.

10.5 PROPUESTA DE MEDIDAS CORRECTORAS

La Facultad de Arquitectura y Urbanismo en la construcción de sus ambientes tiene que tomar en cuenta que los edificios y las obras estén vinculados con el entorno visual. Por tanto, de acuerdo a la cuantificación de los impactos y su importancia, se plantea como medidas correctoras:

- Creación de zonas verdes, donde se encuentran mayor cantidad de especies de plantas, promoviendo su protección.
- Traslado y posterior reutilización o reciclaje de la chatarra y arenas residuales.
- Promoción y desarrollo de actividades de turismo en los escoriales, instalaciones y maquinaria antigua.
- Recubrimiento de cobertura vegetal en los lugares más propensos a erosión.
- Fitoremediación en suelos contaminados.

Al llevar a cabo estas actuaciones generará los siguientes beneficios: Incremento del valor de las viviendas próximas; revalorización de los terrenos ocupados por la Facultad de Arquitectura y Urbanismo; y finalmente, mejora de la calidad ambiental para el uso académico.

FACTORES AMBIENTALES SUSCEPTIBLES DE SER ALTERADOS	ACCIONES AMBIENTALES												VALORACION														
	PASIVO AMBIENTAL												EVALUACION	IRRELEVANTE	MODERADO	SEVERO	CRITICO	AUSENCIA DE IMPACTOS SIGNIFICATIVOS									
	Modificación del hábitat	Alteración de la cubierta de suelo	Industria metalúrgica	Acumulación de escorias y arenas residuales	Depositos de material	Máquinaria abandonada	Infraestructura abandonada	Acumulación de chatarra	Pozos sépticos	Letras abandonadas	Vías internas en desuso	MEDIDAS CORRECTIVAS															
											SI	NO															
Atmosfera	Partículas suspendidas	0	0	-24	-24	0	0	0	0	0	0	0	0	-72	X												
	Gases	0	0	-21	-18	-18	0	0	0	-18	0	0	0	-75	X												
	Olor	0	0	-21	-15	0	-15	0	-15	-18	-21	0	0	-105	X												
Agua	Ruido	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	X												
	Subterránea	-25	0	-33	-28	-21	-21	-15	-21	-21	0	0	0	-213	X												
	Superficial	0	-32	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-15	-47	X												
Suelo	Sólidos suspendidos	0	0	-28	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-52	X												
	Metales	-29	0	-30	-30	-24	-24	-15	-15	-15	0	0	0	-182	X												
	Características físicas	-38	-60	-60	-72	-37	0	0	0	0	0	0	0	-344	X												
Fauna	Contaminación	-38	-40	-40	-46	-34	-34	0	0	0	0	0	0	-341	X												
	Metales	-30	-30	-30	-30	-20	-20	-15	0	0	0	0	0	-305	X												
	Erosión	0	-25	0	-25	-25	0	0	0	0	0	0	0	-75	X												
Flora	Uso de suelo	-39	-38	-38	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-38	X												
	Fauna terrestre	-38	-47	-47	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-152	X												
	Aves	-30	-28	-28	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-86	X												
Paisaje	Fauna acuática	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	X												
	Vegetación y flora terrestre	-43	-43	-43	-43	-33	-33	-30	0	0	0	0	0	-33	X												
	Vegetación y flora acuática	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	X												
Socioeconomico	Cubierta vegetal (matorrals)	-43	-43	-43	-43	-33	-33	-30	0	0	0	0	0	-33	X												
	Elementos visuales	-26	-26	-26	-26	-26	-26	-26	-26	-21	-21	0	0	-271	X												
	Medio Ambiente	-44	-44	-44	-44	-44	-44	-44	-44	-44	-44	0	0	-484	X												
Otros	Sitios y objetos históricos o arqueológicos	37	0	37	37	0	37	37	0	0	0	0	0	185	X												
	Estilo de vida	-25	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-25	X												
	Densidad de población	-25	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-25	X												
EVALUACION												-476	-476	-561	-449	-420	-213	-189	-224	-178	-124	-280					

Tabla 10.10.- Valoración e importancia de impactos

La siguiente imagen se puede mostrar una idea de lo que se pretende hacer dentro de los predios de la Ex – Metabol:



Figura 10.2.- Propuesta de medidas correctoras

10.5.1 Manejo de las Escorias

Se ha identificado a la escoria como un residuo inerte, que no representa riesgo alguno para el medio ambiente; por lo tanto, no requiere de un tratamiento. La escoria de la Ex – Metabol contiene 0,71% Sn, que es un porcentaje muy bajo para tratarla, por lo que se propone mostrar como un atractivo turístico y educativo, para esto se acumulará toda la escoria en un solo lugar y se la exhibirá dentro de lo que llegaría a ser la ruta turística planteada.

En la siguiente figura se puede observar una tentativa de lo que vendría a ser un paseo turístico para transeúntes, este paseo sería flotante para proteger las escorias, como se presenta en la figura siguiente:

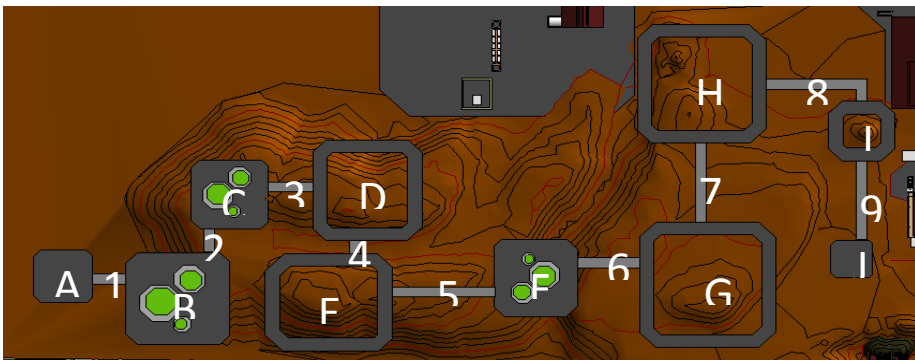


Figura 10.3: Paseo turístico para transeúntes sobre los escorias

La propuesta tiene el siguiente desglose de costos:

Sumatoria de Áreas (m²)	2.704,60
Precio por m²/\$us	120,00
Precio Total de edificación \$us	324.552,24

Según el informe de Empresa Metalúrgica Vinto se tiene que de las arenas residuales se pueden recuperar 3,78% de Sn, 11,81%Pb y 0,55% Bi.

Lo que se hará es adicionar la arena residual en proporciones bajas al material de los hornos de volatilización con ley de cabeza de 3,78%Sn, para obtener polvos óxidos que serán procesados por reducción a metal y posterior refinación en la línea de proceso principal donde se recuperará un 85%. Para los otros elementos como ser Pb y Bi se consideran como subproductos del tratamiento del estaño. El Costo de tratamiento es el costo de operación metalúrgica, considerando una recuperación total del 85% el costo de tratamiento se estima en 700 \$us/tonelada tratada.

El Costo de realización es el costo del proceso de monetización desde el metal refinado hasta su recepción y liquidación en destino. Se estima en 100 \$us/tonelada fina comercializada.

Las siguientes tablas muestran el presupuesto necesario para tratar un volumen de 1980 m³ de arenas que representan un peso de 2554 toneladas; con un contenido de humedad de 10.45%.

Elemento	%	TMF (a 85% recup)	Cotización (\$us/lbf)	Valor bruto (\$us)
Sn	3,78	73,48	10,4	1684753
Pb	11,81	229,59	0,98	496036
Bi	0,55	10,69	8,84	208336

Tabla 10.11.- Ingresos por manejo de Arenas Residuales

Los costos de operación estimados son:

COSTOS	Unitario	Cantidad	Total (\$us)
Valor bruto	22928 \$us/TMF	73.48	1684753
Costo tratamiento	700 \$us/TMS	2287.1	1600970
Costo realización	100 \$us/TMF	73.48	7348
Transporte (12 m ³)	38.74 \$us/m3	165	6392
GANANCIA			77391

Fuente: VINTO 2013

Tabla 10.12.- Costos de la operación estimados

Para los otros elementos Pb y Bi los costos de tratamiento están asociados al tratamiento del estaño, por tanto, son considerados como subproductos de proceso y con utilidad bruta adicional, por lo que no se hace la estimación de costos. Con la suma de las utilidades brutas a la ganancia, se calculó se tiene 859154 \$us recuperando así la mitad de los costos iniciales.

Después del traslado de las arenas residuales, se hará una fitoremediación del sector donde se encontraban, además que de esta manera se mejoraría la calidad del suelo.

10.5.2 Manejo de Chatarras

Se encuentra una gran cantidad de chatarras en los predios de la Ex Metabol; por lo tanto, se pretende vender todo este material a las empresas que se encargan del acopio para su posterior reciclaje, de esta manera se tendrá un ingreso que podrá ser utilizado para el mantenimiento de la ruta turística y monitoreos de la calidad ambiental. El área que ocupan estas chatarras aproximadamente son unos 50 m², área que después del traslado se realizará una fitoremediación, por lo tanto, llegaría a ser un área verde y de recreación.

Se sabe que hay empresas que recolectan este material para luego exportarlo a Perú y Brasil para su posterior reciclaje, se paga 0,80 Bs/kg de chatarra. Según el informe de la COMIBOL tenemos 101348,653 kg de chatarra; por lo tanto, los ingresos por la venta de chatarra serían de cerca de 81079 Bs.-

10.5.3 Remediación de los Suelos Contaminados

Existen varias opciones para la remediación del suelo contaminado en los predios de la Ex – Metabol. Las técnicas más convenientes para el caso estudiado son la fitoextracción y fitorestauración, debido a que al utilizar plantas para la remediación del suelo se pueden aprovechar también como áreas verdes. Se aconseja cubrir por lo menos un 30% de los predios.

Para proceder con la fitorestauración es necesario acondicionar el suelo para que la vegetación que se propone pueda crecer sin ningún problema, por lo tanto se procederán con las siguientes actividades: Roturado del suelo - Rastreado o mullido - Adición M.O. – Nivelado - Siembra: se utilizarán el Ork'o chiji *Distichlis humilis*, Cauchi *Suaeda foliosa*, Ñaka thola *Baccharis incarum*, Paja brava *Festuca orthophylla*, Atriplex, Misik'u muni muni *Bidens andicola*, K'ora *Tarasa tenella* y Sunchu *Encelia canescens* alternando para tener variedad en el paisaje.

La fitoextracción se realizará en el área donde se encuentran las arenas residuales y los sitios cercanos a estas debido a que los resultados del análisis demostraron que este sector es tóxico en plomo. Se escogieron especies que son adecuadas para este tratamiento como:

- Los pastos son el género más adecuado para la fitorremediación de formas orgánicas e inorgánicas de metales, por su hábitat de crecimiento y adaptabilidad a una variedad de condiciones edáficas y climáticas.
- En las Asteraceae se ha reportado por ejemplo tolerancia al plomo en *Sonchus oleraceus* y se la ha propuesto como especie fitoremediadora de ambientes contaminados con este metal.

El presupuesto calculado asciende a 2489 \$us. En las áreas donde se quiere preservar la diversidad de plantas encontradas se hará una especie de parque o área de descanso.

10.5.4 Preservación del Patrimonio Metalúrgico

Con ayuda de una inventariación adecuada, se establecerá que lugares y maquinarias serán utilizados dentro del circuito turístico y que lugares podrán ser reutilizados o modificados como instalaciones para la facultad, tratando de preservar el patrimonio existente.

La figura 10.3, muestra una vista del predio de Ex METABOL después de su rehabilitación ambiental. El costo total del proyecto sería 315408,93 \$us.



Figura 10.4.- Vista de la propuesta tentativa

10.6 CONCLUSIONES

- Se realizó el diagnóstico y caracterización del estado actual e idoneidad de los factores ambientales, obteniéndose que:
 - Metabol se encuentra dentro de la Provincia Biogeográfica Altiplánica, que tiene un bioclima predominante xérico, se encuentra en el Sector Biogeográfico Norte – Altiplánico y este sector se caracteriza por ser xérico seco superior con precipitación anual media entre 300 – 450 mm.
 - Aire: de acuerdo a estudios realizados por la UTO se obtuvo que el PM, NO₂ y O₃ se encuentran dentro del límite permisible y la contaminación es mínima.
 - Agua subterránea: de acuerdo a las muestras analizadas por el laboratorio SPECTROLAB se obtuvo que los parámetros que sobrepasan los límites permisibles son los sólidos disueltos, antimonio, cadmio, cloruro y sulfatos.
 - Suelo: el tipo de suelo de Metabol está considerado como limo arcilloso, hay un alto grado de compactación y poca M.O., las arenas residuales, polvos metalúrgicos y escorias en sus porcentajes de composición de Pb, Zn y As se encontraron dentro de los valores típicos para suelos no contaminados, sin embargo, en el test de toxicidad se obtuvo que el plomo sobrepasaba el límite de toxicidad establecido por el RAAM, por lo que el suelo es tóxico al igual que los polvos metalúrgicos y arenas residuales. Las escorias han sido formadas a partir de un proceso de vitrificación y no se encuentran en partículas finas por lo que no existe un riesgo ambiental.

- Se determinó una cantidad de 509451,42 kg de chatarra.
 - Se analizaron y evaluaron los impactos sobre los factores ambientales en los predios donde se obtuvo de acuerdo a la matriz de valoración de impactos que los factores ambientales más afectados son el suelo (características edáficas y compactación), flora (cubierta vegetal, vegetación y flora terrestre) y paisaje. Se analizaron los riesgos de los impactos severos, sacando el riesgo inicial y el riesgo residual si es que se implementará una medida correctora. Pueden existir riesgos a la salud, ya que los suelos tienen metales pesados que pueden ser suspendidos por el viento y generar impactos a la población aledaña.
- Se generó una propuesta técnica, económica y ambiental de remediación y rehabilitación de los predios de la planta de la ex METABOL con fines de uso académico del predio. Se plantearon como medidas correctoras:
 - Chatarra se obtuvo un volumen de 127202 m³, se pretende el traslado y posterior venta a empresas que se encargan del acopio de estos materiales para su reutilización o reciclaje, obteniéndose un ingreso de 11632,55 \$us.
 - Arenas residuales se obtuvo un volumen de 5175,87 m³, se pretende el traslado a la EMV para su reutilización dentro del proceso metalúrgico y la recuperación de Sn, Pb y Bi.
 - Escorias se formaron en un proceso de vitrificación y no generará ningún peligro ambiental ni para la salud humana. Por lo tanto se pretende promover y desarrollar actividades de turismo y educación utilizando las escorias, haciendo una pasarela flotante que pase por encima de las escorias de costo 324552,24 \$us.
 - Instalaciones y maquinaria antigua, parte de las instalaciones serán reacondicionadas para ser utilizadas con fines académicos y la maquinaria y otras instalaciones serán utilizadas como parte de un circuito turístico.
 - Es necesario cubrir con vegetación los lugares más propensos a erosión,
- Se deben crear zonas verdes, promoviendo la protección de las especies encontradas en el lado noroeste de los predios, promoviendo la fitorestauración del lugar con las especies encontradas.
- La fitoestabilización será reaizada con pastos, *Sonchus oleraceus* y el girasol *Helianthus annuus* L. que son especies acumuladoras de Pb, estas se combinarán para tener variedad de plantas en las áreas verdes.

Con todas estas medidas correctoras se generarán beneficios como la revalorización de los terrenos ocupados por la Facultad de Arquitectura y Urbanismo, y sobre todo se tendrá un área remediada para su uso académico.










Para todas estas medidas correctoras se hizo un análisis técnico y se determinó el costo total para el proyecto que sería de 315408,93 \$us restando el ingreso generado por las chatarras.

10.7 AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento especial a mi colega y amiga, Ing. Andrea Vargas Elio, coautora del trabajo de investigación presentado; quién me eligió como su mentor de Tesis de Grado. Juntos, en

equipo, logramos alcanzar su graduación y este aporte académico importante que muestra un novedoso caso de rehabilitación de sitios contaminados con metales pesados.

10.8 BIBLIOGRAFÍA

-  AZERO, Mauricio (2009). *Muestreo de suelos y procesamiento de las muestras*. Guía de laboratorio de Edafología 2009. Universidad Católica Boliviana “San Pablo”. Cochabamba.
-  BARRICK GOLD. (2011). “El éxito de la remediación ambiental en Pueblo Viejo”. En: <<http://barrickendominicana.blog.galeon.com/2010/08/24/el-exito-de-la-remediacion-ambiental-en-pueblo-viejo/>>, (fecha de consulta 15/01/2).
-  BAUTISTA, Francisco (1999). *Introducción al estudio de la contaminación del suelo por metales pesados*. Yucatán: Ediciones de la Universidad Autónoma de Yucatán. En: <<http://books.google.com.bo/books?id=yE2Jq3z7ex4C&pg=PA35&dq=contaminaci%C3%B3n+por+metales+pesados&hl=es&sa=X&ei=tNxkUdzyDsLh4AOU-xIHYAQ&ved=0CC8Q6AEwAA>>, (fecha de consulta 10/04/2013).
-  COEPA (2007). “Identificación y evaluación de riesgos ambientales”. En: <<http://coepa.net/guias/files/identificacion-y-evaluacion-de-riesgos-ambientales.pdf>>, (fecha de consulta 08/02/2013).
-  LETURIA, J. (2009). *REMEDIACIÓN DE PASIVOS AMBIENTALES MINEROS Y APROVECHAMIENTO ECONÓMICO*. S.L. S.E.
-  MOLINA, Yuri (2005). *Experiencias en remediación de pasivos ambientales mineros*. Perú: Activos mineros S.A.C.
-  NAVARRO, Gonzalo (2011). “Contaminantes minería”. En: *Materia “Impactos industria minera y petrolera”*. Universidad Católica Boliviana “San Pablo”. Cochabamba.
-  AVARRO, Gonzalo y MALDONADO, Mabel. (2011). *Geografía ecológica de Bolivia. Vegetación y Ambientes Acuáticos*. Santa Cruz - Bolivia: Centro de Ecología Difusión Simón I. Patiño.
-  MATA, Josep (2013). “Geoturismo y Valoración del patrimonio geo-minero” En: *Curso Geoturismo y valoración del patrimonio geo-minero*. Oruro.



Dr. Ing. Gerardo Zamora E.

Formación y Experiencia Académica

Licenciado en Ingeniería Metalúrgica en la Universidad Técnica de Oruro – Bolivia.

Diplomado y Doctorado en la Universidad RWTH Aachen – Alemania.

30 años de Profesor Universitario en el Área de Hidrometalurgia y Electrometalurgia y 26 años en la del Medio Ambiente Minero en la Universidad Técnica de Oruro.

<https://orcid.org/0000-0002-0245-4044>.

Profesor en Programas de Doctorado y Maestría en Metalurgia y Medio Ambiente Minero en varias Universidades de Perú; Ecuador; Chile; Brasil; Colombia y Bolivia.

Profesor invitado en las universidad de Freiberg y TU - Berlin - Alemania.

Tiene más de 30 artículos científicos publicados en revistas científicas internacionales indexadas.

Es autor y coautor de 4 libros.

Coordinador de varios Programas de Postgrado nacionales e internacionales.

Reconocimientos

Ganador del Primer Premio en Investigación Científica y Tecnológica del Sistema Nacional de Universidades Bolivianas - Buenas Ideas 2016.

Ganador del Primer Premio en Investigación Científica y Tecnológica de la Universidad Técnica de Oruro en las gestiones 2016, 2017, 2018 y 2019.

Ganador del Premio al Mérito Científico de Universidad Técnica de Oruro (2019).

Docente destacado de la Carrera de Metalurgia y Ciencia de Materiales de la FNI – UTO, en las gestiones: 2002, 2004, 2007, 2015, 2016, 2017 y 2019.

