



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**Diseño de un sistema de tratamiento  
para el control de drenaje ácido dentro  
de una mina**

**TESIS**

Que para obtener el título de

**Ingeniero de Minas y Metalurgista**

**P R E S E N T A**

Efrén García Pérez

**DIRECTOR DE TESIS**

M.I. José Enrique Santos Jallath



**Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2016**

*“Viele kleine Leute die in vielen  
kleinen Orten viele kleinen Dinge tun,  
können das Gesicht der Welt  
verändern.”*

-Inscripción en el Muro de Berlín

*A mi madre Alejandrina y a mi padre Efrén, por ayudarme a ser  
el hombre que soy y que espero ser*

*A mis hermanos, Adriana y Héctor, por ser parte indispensable de  
mi vida*

*A mi abuelo Efrén, porque el último día que hablé contigo te  
prometí que llegaría a ser ingeniero...*

*A la Universidad Nacional Autónoma de México y a la  
Facultad de Ingeniería, con mi gratitud eterna*

# AGRADECIMIENTOS

Al Programa de Apoyo a Proyectos de Investigación e Innovación Tecnológica (PAPIIT) IN114113 “Control de Drenaje Ácido en Minas Subterráneas mediante un Sistema de Tratamiento Pasivo *in Situ*”, perteneciente a la Dirección de General de Asuntos del Personal Académico (DGAPA-UNAM), sin cuyo apoyo el presente trabajo no sería posible.

A Minera Tizapa, por la disposición demostrada y las facilidades brindadas durante la realización de este estudio.

Al M.I. José Enrique Santos Jallath, guía de este trabajo profesional. Gracias por sus consejos y por haber confiado en mí.

A mis sinodales: la Mtra. Ana Alejandrina Castro Rodríguez, la Ing. Viridiana Guzmán Herrera, el Dr. Francisco Martín Romero, el M. en C. José de Jesús Huevo Casillas y el Ing. Carl Anthony Servín Jungdorf. Por sus correcciones y comentarios que enriquecieron mi trabajo final.

A mis compañeros del proyecto: Nancy Salvador Romero, Vianey Gallardo Gómez y Alfonso López Vega, por haberme apoyado, aun cuando no lo supieron.

Al Laboratorio de Metalurgia de la Facultad de Ingeniería y al laboratorista “Don Carlos”, por el apoyo brindado durante las pruebas.

A la profesora Georgina Lucio Zepeda, por haber despertado en mí el gusto por la ingeniería cuando apenas tenía 15 años. Al profesor Fernando Aurelio López, cuya cátedra de ética aún sigue presente en mí.

A todos mis profesores de la Facultad de Ingeniería, por haber sido parte de mi formación profesional.

A mis amigos, Luis y Tonatiuh, por ser los hermanos que yo elegí. A todos mis amigos y compañeros de la Facultad de Ingeniería y de la UNAM.

## Contenido

Lista de Figuras .....	viii
Lista de Tablas .....	x
Resumen .....	11
1. Introducción.....	12
2. Generalidades .....	15
2.1 Ubicación de la Unidad Minera.....	15
2.2 Geología y yacimiento.....	15
2.3 Hidrología e hidrogeología .....	16
2.3.1 Hidrología .....	16
2.3.2 Hidrogeología .....	17
3. Marco teórico.....	19
3.1 El drenaje ácido.....	19
3.1.1 Formación de drenaje ácido .....	20
3.1.2 Reacciones de neutralización con carbonatos .....	21
3.2 Sistemas de tratamiento con roca caliza .....	23
3.2.1 Drenajes anóxicos calizos (ALD) .....	23
3.2.2 Canales abiertos de caliza (Open Limestone Channels).....	24
3.3 Rendimiento de los canales abiertos de caliza .....	25
4. Antecedentes.....	28
4.1. Identificación de los puntos de escurrimiento de drenaje ácido .....	28
4.2. Caracterización de DAM, de agua neutra y de rocas.....	29
4.3. Pruebas mediante agitación en matraces y en celda de lecho fijo .....	30
4.4 Pruebas con celda a escala.....	31
5. Escalamiento del sistema de tratamiento.....	34
5.1 Conceptualización de la celda.....	34
5.2 Escalamiento de la celda de tratamiento .....	34

5.2.1 Consideraciones para el diseño.....	34
5.2.2 Dimensionamiento de la celda a escala.....	35
5.2.3 Tiempo de residencia por submódulo .....	36
5.2.4 Celda a escala.....	36
5.3 Construcción de la celda .....	37
5.4 Observaciones realizadas durante las pruebas .....	40
5.4.1 Observaciones.....	40
5.4.2 Prueba con filtros.....	44
6. Condiciones de la mina.....	47
6.1 Tratamiento actual.....	47
6.2 Obras principales .....	47
6.2.1 Acceso.....	47
6.2.2 Salida .....	48
6.3 Criterios para la selección de la ubicación del sistema .....	49
6.3.1 Taller Capricornio .....	50
6.3.2 Taller 1,100.....	51
6.3.3 Tolva 3.....	52
7. Propuesta para la instalación del sistema .....	54
7.1 Consideraciones para el diseño .....	54
7.2 Instalación del sistema .....	56
7.3 Instalación en el Taller de Capricornio.....	57
7.4 Instalación en el Taller 1,100.....	61
7.5 Instalación en la Tolva 3.....	65
7.6 Mantenimiento, manejo de residuos y conducción de agua.....	69
7.6.1 Mantenimiento y manejo de residuos.....	69
7.6.2 Manejo del agua .....	70
7.7 Construcción de filtros .....	73

8. Conclusiones .....	74
Referencias .....	75

## Lista de Figuras

<b>Figura 2.1</b>	Localización del área de estudio .....	15
<b>Figura 2.2</b>	El acuífero de Temascaltepec .....	17
<b>Figura 2.3</b>	El acuífero con respecto a la mina .....	18
<b>Figura 3.1</b>	Drenaje anóxico calizo en vista lateral .....	23
<b>Figura 3.2</b>	Representación esquemática de los canales abiertos de caliza .....	24
<b>Figura 3.3</b>	Canal abierto de caliza “El Beal” .....	26
<b>Figura 4.1</b>	Puntos de generación de DA en la mina .....	28
<b>Figura 4.2</b>	Puntos de escurrimiento de agua neutra .....	29
<b>Figura 4.3</b>	Diseño de la celda de neutralización .....	31
<b>Figura 5.1</b>	Base de la celda, vista en planta .....	37
<b>Figura 5.2</b>	Piezas laterales, derecha e izquierda, vistas en planta .....	38
<b>Figura 5.3</b>	Tapas y mamparas, vista en planta .....	38
<b>Figura 5.4</b>	Diagrama de pegado de la celda .....	39
<b>Figura 5.5</b>	Posición de las mamparas .....	39
<b>Figura 5.6</b>	Celda terminada en vista isométrica .....	40
<b>Figura 5.7</b>	Recubrimiento de caliza con hidróxidos de Fe y Al .....	41
<b>Figura 5.8</b>	Calizas recubiertas durante la prueba N°4 .....	42
<b>Figura 5.9</b>	Transporte de sedimentos debido al flujo del DAM .....	42
<b>Figura 5.10</b>	Recuperación de sedimentos y desagüe de la celda .....	43
<b>Figura 5.11</b>	Limpieza con atomizador .....	43
<b>Figura 5.12</b>	Limpieza con manguera y agua a presión .....	44
<b>Figura 5.13</b>	Construcción del filtro .....	44
<b>Figura 5.14</b>	Instalación de los filtros .....	45
<b>Figura 5.15</b>	Eficiencia de los filtros .....	45
<b>Figura 5.16</b>	Clarificación del agua mediante filtros .....	46
<b>Figura 6.1</b>	Sección portal de la Rampa Sur y la generación de DAM .....	48
<b>Figura 6.2</b>	Vista en planta de la Rampa Sur (en azul) y Rampa Gemela (en rojo) .....	49
<b>Figura 6.3</b>	Ubicación de las obras seleccionadas .....	50
<b>Figura 7.1</b>	Variación del pH con respecto al tiempo .....	55
<b>Figura 7.2</b>	Proyección de la celda con respecto al Taller Capricornio. ....	58
<b>Figura 7.3</b>	Vista en planta del módulo de alimentación de la celda. ....	59
<b>Figura 7.4</b>	Vista en planta del módulo final y el módulo de descarga. ....	60



<b>Figura 7.5</b> Modelo 3D de la celda.....	60
<b>Figura 7.6</b> Área de prueba, en rojo.....	62
<b>Figura 7.7</b> Proyección del sistema en el Taller 1,100 .....	63
<b>Figura 7.8</b> Componentes de la celda 1,100 en la zona de alimentación .....	64
<b>Figura 7.9</b> Componentes de la celda 1,100, en la zona de descarga .....	64
<b>Figura 7.10</b> Proyección de la contrafrente.....	67
<b>Figura 7.11</b> Sección de la contrafrente.....	67
<b>Figura 7.12</b> Colocación de los submódulos en la contrafrente .....	68
<b>Figura 7.13</b> Celda de la Tolva 3, zona de alimentación .....	68
<b>Figura 7.14</b> Zona de descarga, celda Tolva 3 .....	69
<b>Figura 7.15</b> Elementos de la pileta de decantación .....	70
<b>Figura 7.16</b> Tubería en el Taller Capricornio .....	71
<b>Figura 7.17</b> Conducción del agua en el Taller 1,100 .....	72
<b>Figura 7.18</b> Manejo de agua en la Tolva 3 .....	72
<b>Figura 7.19</b> Filtro.....	73

## Lista de Tablas

<b>Tabla 2.1</b> Unidades geológicas de la región de estudio .....	16
<b>Tabla 3.1</b> Especies minerales que generan acidez.....	19
<b>Tabla 3.2</b> Mecanismos de oxidación de la pirita .....	20
<b>Tabla 4.1</b> Aforos de agua neutra y drenaje ácido .....	29
<b>Tabla 4.2</b> Características del DAM .....	30
<b>Tabla 4.3</b> Potencial de neutralización de las rocas ensayadas .....	30
<b>Tabla 4.4</b> Resultados de la prueba 2 .....	32
<b>Tabla 4.5</b> Resultados de la prueba 4 .....	33
<b>Tabla 7.1</b> Prueba N°1 .....	54
<b>Tabla 7.2</b> Aforo de los puntos tributarios al Taller Capricornio.....	57
<b>Tabla 7.3</b> Flujo tributario al Taller 1,100.....	61

## Resumen

En el presente trabajo se realizó la ingeniería básica correspondiente al diseño de un sistema de tratamiento pasivo para el drenaje ácido generado en la mina Tizapa, construido con una configuración de celda y conceptualizado como una variante de los canales abiertos de caliza.

El diseño se hizo con base en una serie de pruebas a diferentes escalas realizadas primeramente por Laurel (2015) y, posteriormente, por López (2016). En dichos trabajos se planteó el uso de caliza y filita grafitica, debido a su alta disponibilidad en la zona circundante del área de estudio, como principales agentes neutralizadores.

La propuesta que se presenta abarca desde la identificación de las obras mineras donde se hospedarán el sistema hasta el modelo básico de construcción de la celda de tratamiento. Para la elección de las obras se consideraron diversos criterios, como son: el uso actual de las mismas, los puntos tributarios de DAM y el aforo afluente de cada sitio.

Se propone el uso de tres obras abandonadas, el Taller de Capricornio, el Taller 1,100 y la Tolva 3, ya que, según lo observado, las primeras dos tienen las dimensiones necesarias para alojar un sistema cada una. En cuanto a la tercera obra se propuso y diseñó el cuele de una contrafrente paralela a la obra de acceso principal, la Rampa Sur. Se presenta la memoria de cálculo para el dimensionamiento de cada sistema, así como el diseño y los materiales de construcción.

En cuanto a los materiales, se tomó en cuenta tanto la capacidad de impermeabilidad, como la inocuidad de los mismos, para evitar reacciones secundarias con el DA. Otros puntos que se abordaron son el método de cargado de roca y el mantenimiento de la celda, así como la instalación de un filtro dentro de la celda para la retención de sedimentos de hierro.

## 1. Introducción

El drenaje ácido de mina (DAM); también conocido como DA o AMD, por sus siglas en inglés, *Acid Mine Drainage*; se forma mediante el contacto de sulfuros minerales con agua y aire. La minería es un factor precursor de este fenómeno, debido a que las obras de acceso y tumba de mineral ponen en contacto a los sulfuros presentes en la ganga, como la pirita y la marcasita, con los agentes anteriormente mencionados.

El DAM se define como aquella agua que contiene en solución especies químicas como protones  $H^+$ , aniones  $SO_4^{-2}$ , metales disueltos; como hierro, aluminio, manganeso y zinc; y metaloides, entre los cuales destaca el arsénico; y que presenta un potencial de hidrógeno (pH) desde a 4.5 (Johnson y Hallberg, 2005; Skousen *et al.*, 1998), hasta valores tan bajos como -3.6 (Wolkersdorfer, 2008) . Debido a su capacidad de aumentar la disponibilidad de los compuestos y elementos mencionados anteriormente, y por propiciar la movilidad de los mismos, es considerado un riesgo ambiental, particularmente para los acuíferos y los cuerpos de agua superficiales.

Se han realizado diversos estudios sobre el DAM y las consecuencias que provoca en los cuerpos de agua, por ejemplo, la contaminación del acuífero de Madison ubicado en Great Falls-Lewistown Coal Field en Montana, E.E.U.U (Gammons *et al.*, 2009); Denimal *et al.* (2002) documentan la infiltración de DA en el acuífero infrayacente a las minas de la cuenca carbonífera de Nord-Pas-de-Calais, Francia; Nieto *et al.* (2006) estudiaron sobre la alta concentración de metales disueltos en las corrientes de los ríos Odiel y Tinto, al suroeste de España; por mencionar algunos. Surge, entonces, la necesidad de su tratamiento.

Para ello se han desarrollado diversas tecnologías, las cuales pueden catalogarse en métodos activos y métodos pasivos (López *et al.*, 2002). De manera alternativa pueden clasificarse en sistemas de tratamiento biótico y sistemas de tratamiento abiótico (Johnson y Hallberg, 2005). No obstante, es más común la primera clasificación.

Entre los sistemas pasivos de tratamiento más utilizados están aquellos que emplean roca caliza, dado que el carbonato de calcio ( $CaCO_3$ ), componente principal de dicha roca, aumenta la alcalinidad al formar iones bicarbonato  $HCO_3^-$  mediante su disolución (Appelo y Postma, 2005; Lottermoser, 2010; Younger *et al.*, 2002). El tratamiento pasivo con caliza requiere únicamente que haya contacto entre la roca y el agua ácida, lo cual se consigue sin la adición de energía externa. Algunos ejemplos de esta tecnología de neutralización son los

---

canales abiertos de caliza (*open limestone channels*, OLC) y los drenajes anóxicos calizos (*anoxic limestone drain*, ALD).

En diversa bibliografía se ha discutido sobre las aplicaciones y los resultados de ambos sistemas, entre ellos, se tiene el estudio presentado por Alcolea *et al.* (2012). En dicho artículo se describe la construcción de un canal abierto de caliza (OLC, por sus siglas en inglés) para tratar el DAM proveniente de mina en el sureste de España. Por otro lado, Hedin *et al.* (1994) evalúa el rendimiento de los drenajes anóxicos calizos (ALD, en inglés) instalados en los áreas mineras de Howe Bridge y Morrison, al este de los E.E.U.U. Además, se tiene el trabajo presentado por Ziemkiewicz y Skousen (2003) quienes reportan el desempeño del canal abierto de caliza de Brandy Camp (Pennsylvania).

Cabe destacar que los sistemas citados se han construido en superficie, debido a que, tanto los OLC como los ALD, presentan limitaciones para su instalación en interior mina. Estas restricciones son el espacio disponible, condicionado por las dimensiones de las obras subterráneas, los costos de inversión, el tiempo de vida operativa y el mantenimiento. Además, según se ha observado en la bibliografía consultada, la mayoría de los sistemas pasivos de tratamiento han sido construidos una vez que se ha llegado al cierre de operaciones o en zonas mineras antiguas en abandono (*AML, abandoned mine land*) (Ziemkiewicz *et al.*, 1997; Cravotta y Trahan, 1999; Brenner y Pruent, 1999). Esto debido a que en la postoperación difícilmente se pueden mantener los sistemas de tratamiento activo.

Este trabajo se desarrolla dentro del marco del proyecto de investigación PAPIIT IN111413, titulado “control de drenaje ácido en minas subterráneas mediante un sistema de tratamiento pasivo in situ”, cuyo objetivo es diseñar un sistema de control de agua ácida en el interior de la mina Tizapa, aprovechando las obras subterráneas fuera de uso.

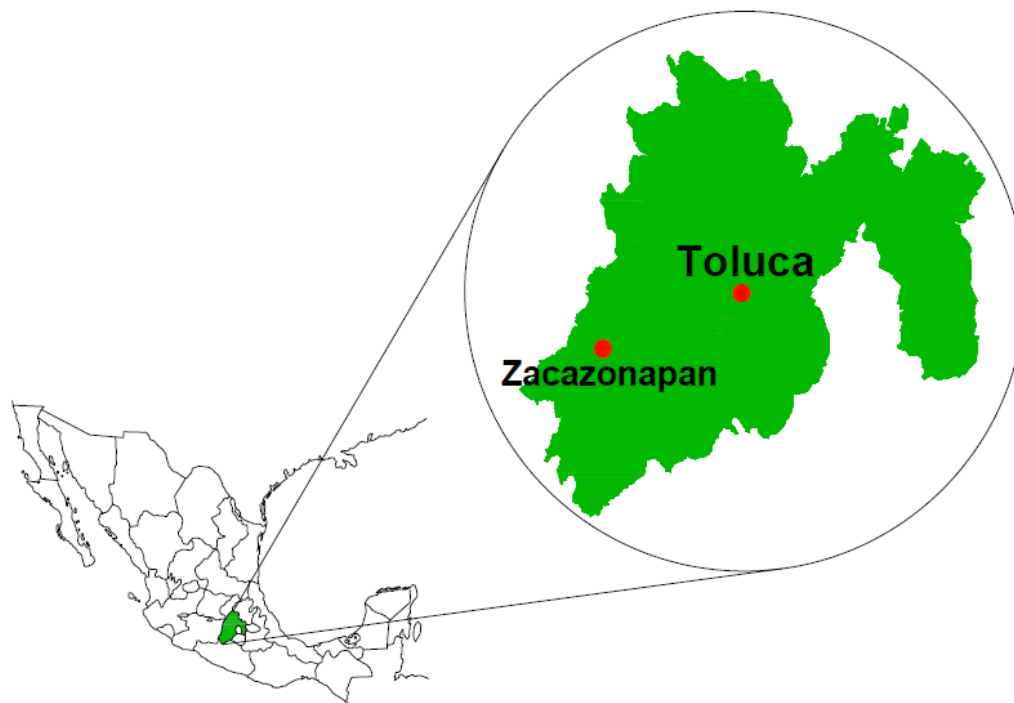
En trabajos anteriores, se han identificado los puntos de generación y el caudal del agua ácida dentro de la mina (Neri, 2014); se ha caracterizado el drenaje ácido presente en la zona de estudio (Cervantes, 2014). Goslinga (2015) y Hernández (2015) realizaron pruebas de agitación en laboratorio, donde se reporta la capacidad de neutralización de las rocas presentes al alto y al bajo del yacimiento. Laurel (2015), quien propone el tratamiento del drenaje en celdas y un tiempo de tratamiento de 21 horas. Y López (2016), quien realizó una serie de pruebas con la celda a escala laboratorio diseñada en el presente trabajo, utilizando las rocas filita y caliza. Los resultados de este último fueron satisfactorios, debido a que fue posible elevar el pH del drenaje ácido, desde 2.93 hasta un valor de 6.12, y remover el 100% del aluminio (Al), cobre (Cu) y hierro (Fe), presentes en solución.

De lo anterior, el objetivo del presente es documentar la propuesta del diseño de un sistema de tratamiento pasivo por medio de celdas que se adapte a las condiciones de la mina en cuestión. Conjuntamente, se determinó la ubicación del sistema y sus dimensiones; se seleccionaron los materiales de construcción y se definieron las actividades de limpieza de roca y tratamiento de agua.

## 2. Generalidades

### 2.1 Ubicación de la Unidad Minera

Las instalaciones de minera Tizapa se encuentran a 4.5 [km] al SE del centro de Zacazonapan, cabecera del municipio homónimo, en el Estado de México. A 106 [km] de la capital estatal, Toluca de Lerdo, y a 170 [km] de la Ciudad de México.



**Figura 2.1** Localización del área de estudio

Para acceder a Zacazonapan, desde Toluca, se debe viajar por la carretera federal 134 hasta llegar al poblado de Temascaltepec. Posteriormente se toma la carretera estatal 50 hasta el centro de Zacazonapan. Se ingresa al predio de la mina tomando un camino vecinal que parte desde la entrada a la población.

### 2.2 Geología y yacimiento

Fisiográficamente, la mina Tizapa se encuentra en la provincia de la Sierra Madre del Sur, muy cerca de los límites con la provincia del Eje Neovolcánico, en la subprovincia Depresión del Balsas.

El yacimiento de Tizapa está clasificado como sulfuros masivos vulcanogénicos (VMS), del tipo Kuroko, formado en un ambiente intraocénico de arco de islas de edad

Hauteriviense-Aptiense (Talavera-Mendoza *et al.*, 2005 en Alfonso *et al.*, 2011), donde es posible hallar secuencias del tipo volcanosedimentarias deformadas, la cual se encuentra metamorfizada a facies de esquistos verdes (Zamora y Prol-Ledesma, 2002).

Este depósito pertenece al subterreno Teloloapan, mismo que a su vez forma parte del terreno tectonoestratigráfico de Guerrero (Alfonso *et al.*, 2011). En la Tabla 2.1 se muestran las unidades que conforman este yacimiento y su composición petrológica.

La mineralización presenta una geometría del tipo estratiforme (mantos) de sulfuros masivos bandeados. También es posible encontrar, en algunos casos, estructuras brechificadas. Los mantos presentan potencias que van desde solo centímetros hasta los 20 [m] de espesor. Las especies minerales que conforman este depósito son: pirita, esfalerita, galena, calcopirita, arsenopirita y sulfosales (Zamora y Prol-Ledesma, 2002). Cabe destacar que la pirita comprende alrededor del 50% de los sulfuros presentes en este yacimiento, seguida en abundancia de esfalerita, galena, calcopirita y arsenopirita (Gatica, 2015).

**Tabla 2.1** Unidades geológicas de la región de estudio

<b>Unidad</b>	<b>Edad</b>	<b>Composición petrológica</b>
Tejupilco	Triásico-Jurásico	Gneiss y filitas
Conjunto Metavolcánico Teloloapan	Jurásico- Cretácico	Filitas, esquistos sericíticos y cloríticos
Formación Amatepec	Cretácico Superior	Calizas y rocas clásticas
	Pío-cuarternario	Conglomerados y basaltos

*Fuente: Alfonso et al. (2011)*

## 2.3 Hidrología e hidrogeología

### 2.3.1 Hidrología

Zacazonapan se encuentra dentro de la subcuenca del río Cutzamala, del cual el río Temascaltepec es el afluente más importante. Además, cuenta con otros cuerpos de agua superficiales como los arroyos Zacazonapan, El Ahogado, La Antigua, Salto Prieto, La Papaya, El Temascal y San José (SEDUV, 2003).

La Secretaría de Desarrollo Urbano y Vivienda del Estado de México (2003) realizó un informe sobre el aprovechamiento del agua en el municipio, en él se enlistan cuatro fuentes de agua potable en Zacazonapan: los manantiales El Pinal, Los Aguacates y La Huerta. El cuarto cuerpo corresponde a la unión de diversos escurrideros conocida como El Manguito.



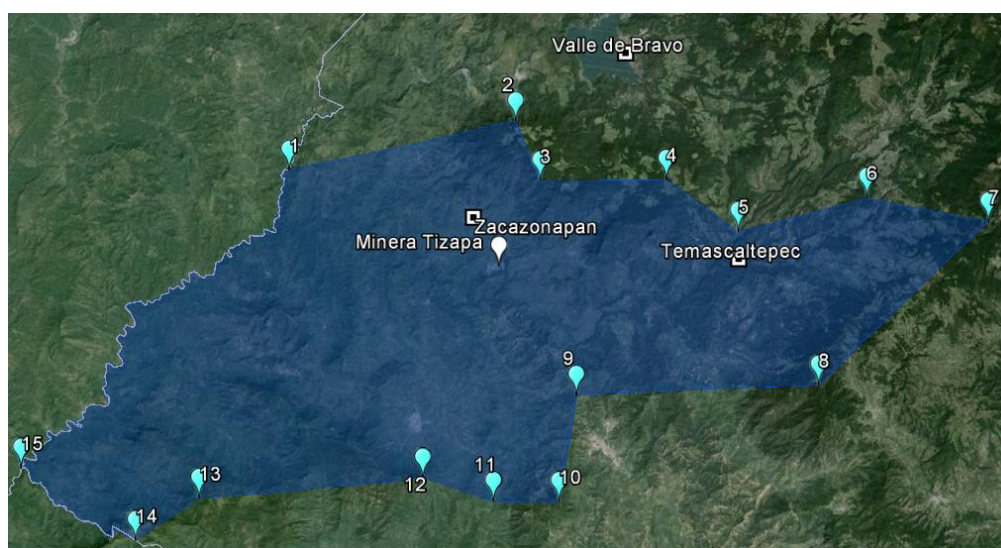
### 2.3.2 Hidrogeología

Minera Tizapa se encuentra en la porción norte del acuífero de Temascaltepec, perteneciente a la región hidrológica N°18 “Balsas”, subregión 18 B “Medio Balsas”. Este cuerpo subterráneo de agua abarca completamente el municipio de Zacazonapan (CONAGUA, 2015).

La CONAGUA (2015) determinó que la superficie de este acuífero es de 1,410 [km<sup>2</sup>]. Limita con el acuífero de Victoria-Valle de Bravo, al norte; con el acuífero Altamirano-Cutzamala, al sur; el acuífero de Tenancingo, al este; y al oeste, con el acuífero de Huetamo, este último se ubica, administrativamente hablando, en el Estado de Michoacán de Ocampo.

En cuanto a sus características, se trata de un acuífero libre, cuyo nivel estático es variable debido a la topografía de la región, donde es posible encontrar agua en una profundidad de 1.0 a 2.0 [m] en la comunidad de Villa de Luvianos, hasta 10.0 [m] en la región suroeste del cuerpo hídrico, en el poblado de San Simón de Guerrero.

La recarga proviene principalmente de la infiltración del agua que se precipita en la región. En la Figura 2.2 se muestran los límites de este acuífero y la superficie que abarca.



**Figura 2.2** El acuífero de Temascaltepec

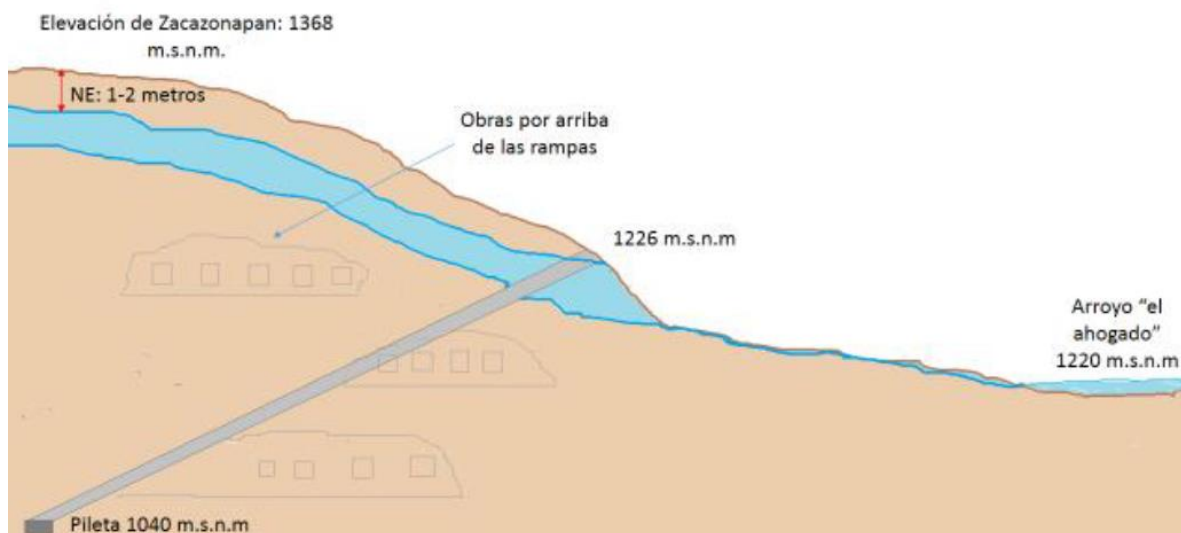
*Fuente: Elaborado en Google Earth con información de la CONAGUA (2015)*

*Nota: Se muestra en azul la extensión del acuífero. Se observa también la ubicación de minera Tizapa en relación al acuífero*

Isidro (2014) estimó la filtración de agua en la mina mediante pruebas de infiltración en suelos y de permeabilidad en las tres rocas representativas de la columna estratigráfica del área: toba, esquisto y filita gráfita. Además determinó, mediante un análisis estructural de las fallas y fracturas, los patrones de escurrimiento del agua desde la superficie hasta las

obras mineras. Se concluyó que presentan bajas velocidades de infiltración para los suelos y una baja permeabilidad en las rocas, por lo que el fracturamiento es el factor que influye mayormente en la infiltración de agua hacia dentro de la mina, cuyo valor es de 0.031 [hm<sup>3</sup>/año]. Neri (2014) determinó que en las obras subterráneas se tienen filtraciones provenientes de los niveles superiores de la mina, de agua ácida y neutra, con un caudal de 212.34 [L/min], es decir, 0.112 [hm<sup>3</sup>/año], lo cual indica que la precipitación pluvial representa solamente el 27.7% de las infiltraciones. Se concluye por lo anterior que la mayor aportación de agua hacia las obras mineras proviene del acuífero de Temascaltepec (Isidro, 2014).

En Zacazonapan los niveles estáticos del acuífero mencionado varían entre 1.0 y 2.0 [m] de profundidad. La CONAGUA (2015) identifica que algunas corrientes superficiales de agua, como el arroyo "El Ahogado", reciben agua del acuífero (Figura 2.3).



**Figura 2.3** El acuífero con respecto a la mina  
*Fuente: Neri (2014)*

### 3. Marco teórico

#### 3.1 El drenaje ácido

La formación del drenaje ácido de mina (DAM) ocurre cuando ciertos sulfuros minerales; como la pirita, la marcasita, la pirrotita, la arsenopirita, etc.; son expuestos a condiciones oxidantes (Kalin *et al.*, 2006; Skousen *et al.*, 1998; Younger *et al.*, 2002; Lottermoser, 2010; Akcil y Koldas, 2006). Este proceso puede suceder de manera natural, sin embargo, la actividad minera es un factor precursor ya que las obras mineras, subterráneas o superficiales, o los depósitos de residuos, aumentan la cantidad de sulfuros que pueden entrar en contacto con aire y agua (Akcil y Koldas., 2006). En la Tabla 3.1 se muestran los minerales formadores de acidez más comunes.

**Tabla 3.1** Especies minerales que generan acidez

Mineral generador de acidez	Composición química
Arsenopirita	FeS <sub>2</sub> -FeAs
Bornita	CuFeS <sub>4</sub>
Calcocita	Cu <sub>2</sub> S
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>
Covelita	CuS
Esfalerita	ZnS
Galena	PbS
Marcasita	FeS <sub>2</sub>
Millerita	NiS
Molibdenita	MoS <sub>2</sub>
Pirita	FeS <sub>2</sub>
Pirrotita	Fe <sub>(1-x)</sub> S

*Fuente. Gray (1997)*

Además de los agentes oxidantes mencionados en el párrafo anterior, debe considerarse la actividad microbiana en este proceso, misma que funciona como un agente catalítico (Skousen *et al.*, 2000; Lottermoser, 2010). A partir de esto, se define la generación de DAM como un fenómeno de meteorización química, en la cual intervienen las condiciones geoquímicas y microbianas de los yacimientos de sulfuros, cuyo efecto libera en medio acuoso metales y metaloides, de características tóxicas, aumentando la geodisponibilidad y

movilidad de estos, impactando directamente en el ciclo hidrológico (Younger *et al.*, 2002). Debido a lo último, el drenaje ácido es percibido como el principal problema ambiental generado por la minería.

### 3.1.1 Formación de drenaje ácido

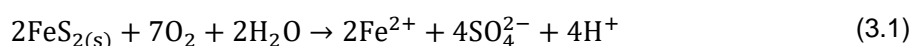
La acidez se genera mediante la oxidación de sulfuros, químicamente se trata de una serie de reacciones de óxido-reducción de los minerales presentes en las obras mineras. Lottermoser (2010) señala que la oxidación de la pirita se puede llevar a cabo a través de distintos mecanismos (Tabla 3.2), mismos que pueden ser i) oxidación directa, únicamente mediante oxígeno, o ii) oxidación indirecta, en donde el oxígeno y el hierro actúan como agentes oxidantes de la pirita. Y pueden efectuarse en condiciones, ya sea, bióticas – con microorganismos presentes en el medio – o abióticas, fenómeno conocido también como oxidación química, es decir, en ausencia de microorganismos.

**Tabla 3.2** Mecanismos de oxidación de la pirita

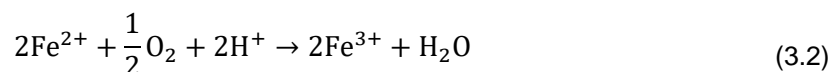
	<b>Abiótica o química</b>	<b>Biótica</b>
<b>Directa</b>	Oxidación abiótica directa	Oxidación biótica directa
<b>Indirecta</b>	Oxidación abiótica indirecta	Oxidación biótica indirecta

*Fuente: Lottermoser (2010)*

El proceso inicia con la oxidación química indirecta (Lottermoser, 2010) y se representa mediante las siguientes reacciones, documentadas en Younger *et al.* (2002):

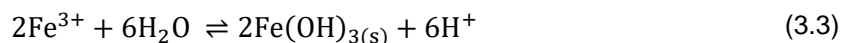


La primera etapa (ecuación 3.1) inicia con el contacto de oxígeno y agua con la pirita. Se observa como ambos agentes disuelven al mineral, formando el ion hierro (II) y el ion sulfato. Asimismo, se advierte la oxidación del azufre (S), la reducción del oxígeno (O), y la liberación de protones  $\text{H}^+$ , causando el descenso en el pH del agua. El proceso continúa de la siguiente manera:

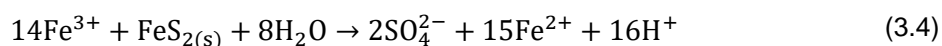


El oxígeno actúa como agente oxidante sobre el ion hierro (II) hasta formar ion férrico y reduciéndose al mismo tiempo. Asimismo, se indica un consumo de protones hidrógeno, consumiendo acidez en el proceso, significando un incremento muy leve del pH (Younger *et*

al., 2002). La reacción se llevará a cabo siempre y cuando exista suficiente oxígeno disuelto en el agua, o mientras el agua tenga contacto con el oxígeno atmosférico (Jacobs y Vance, 2014). Esta fase (ec. 3.2) limita la velocidad de la oxidación de la pirita, puesto que la oxidación de hierro (II) a hierro (III) es un proceso lento a pH alrededor de 5 y en condiciones abióticas (Simate y Ndlovu, 2014). La tercera etapa consiste en una reacción de hidrólisis:



El ion férrico, producido en la reacción (3.2), reacciona con el agua presente en el medio, generando moléculas de hidróxido de hierro, las cuales precipitan. Esta reacción es reversible en valores de pH aproximadamente de 3 (Jacobs y Vance, 2014). Aunado a esto, se tiene la liberación de protones, acidificando la solución, provocando que el hierro (III) que no precipitó durante esta etapa, se mantenga en solución, lo cual es el factor precursor de la siguiente fase:



Es posible notar que la oxidación de la pirita remanente en el medio está controlada mayormente por la presencia del ion férrico, es decir, ya no necesita de oxígeno para continuar (Simate y Ndlovu, 2014). De igual forma, se observa la liberación del ion hierro (II), formando un ciclo auto-catalítico entre las reacciones (3.2) y (3.4) (Younger *et al.*, 2002; Lottermoser, 2010; Kalin *et al.*, 2006). Asimismo, se indica la generación de protones  $\text{H}^+$ , los cuales disminuyen aún más el pH de la solución.

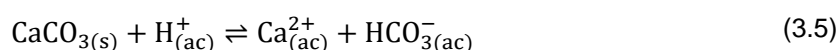
Debe considerarse, además, la presencia de microorganismos. Bacterias como la *Acidithiobacillus thiooxidans*, la *Acidithiobacillus ferrooxidans*, el *Thiobacillus thioparus*, la *Leptospirillum ferrooxidans* y el *Ferroplasma spp.*, puesto que tienen un efecto catalizador, tanto en la oxidación hierro (II) a hierro (III), como en la oxidación de los sulfuros y sulfatos, al utilizar estos procesos para obtener la energía necesaria para su metabolismo (Lottermoser, 2010). En medio biótico, la conversión de  $\text{Fe}^{2+}$  a  $\text{Fe}^{3+}$  puede acelerarse hasta en un millón de veces (Skousen *et al.*, 1998).

### 3.1.2 Reacciones de neutralización con carbonatos

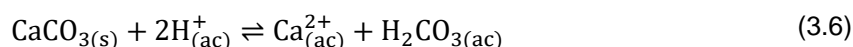
La liberación de acidez puede ser contrarrestada si existen minerales que consuman protones  $\text{H}^+$ , provocando un ascenso en el pH. Las minerales consumidores de acidez más importantes son carbonatos y algunas variedades de silicatos e hidróxidos (Younger *et al.*, 2002) y, por lo general, constituyen los minerales de ganga de los yacimientos

(Wolkersdorfer, 2008). En este trabajo, únicamente se han considerado los carbonatos, puesto que estos minerales están presentes en las rocas del área de estudio.

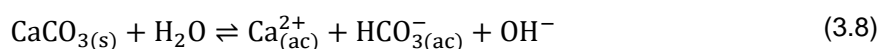
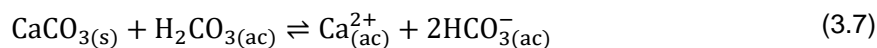
Los minerales carbonatados como la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), dolomita [ $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ ], siderita ( $\text{FeCO}_3$ ), ankerita [ $\text{Ca}(\text{Fe}, \text{Mg})(\text{CO}_3)_2$ ] o magnesita ( $\text{MgCO}_3$ ) tienden a neutralizar la acidez producida por la oxidación de la piritita (Lottermoser, 2010; Younger *et al.*, 2002), debido a que, químicamente, se trata de especies capaces de aceptar protones (Wolkersdorfer, 2008). La calcita es el mineral neutralizador más importante dentro de los carbonatos, puesto que el potencial de neutralización (PN) de esta especie varía entre un 75 y 100% (Skousen, *et al.*, 1998). La reacción que ocurre es la siguiente:



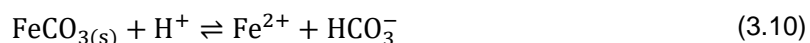
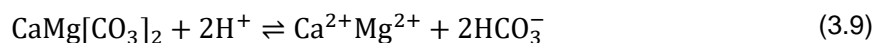
Es posible observar el consumo de protones hidrógeno, acomplejándose con el ion carbonato y formando bicarbonato. De acuerdo con Lottermoser (2010) la ecuación (3.5) tiene origen en ambientes con acidez débil a neutra, mientras que la siguiente reacción (3.6) ocurre en ambientes fuertemente ácidos:



Ambas reacciones (3.5 y 3.6) tienen como consecuencia un aumento en el pH. Según Cravotta y Trahan (1999) la reacción (3.6) es sucedida por las siguientes etapas (ec. 3.7 y 3.8):



Wolkersdorfer (2008) indica que para la dolomita ocurre la siguiente reacción (3.9), en la cual se aprecia el consumo de iones hidrógeno en solución. La neutralización también puede darse por medio de siderita (reacción 3.10)



A pesar de existir consumo de acidez, se genera del ion hierro (II) el cual, tiene un efecto adverso, al mantener el ciclo de generación de acidez (sección 3.1.1). Un fenómeno similar ocurre con la ankerita, ya que, según se observa en su fórmula química, contiene Fe, el cual se puede liberar en solución (Younger *et al.*, 2002).

El potencial de neutralización de los carbonatos puede ser enlistado, de mayor a menor, de la siguiente manera (Bowell, 2002):

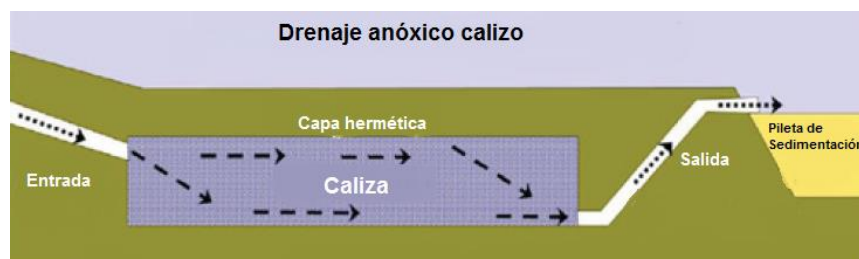
- Calcita
- Dolomita
- Ankerita
- Siderita

## 3.2 Sistemas de tratamiento con roca caliza

### 3.2.1 Drenajes anóxicos calizos (ALD)

Los drenajes anóxicos calizos (Figura 3.1) constan de canales o zanjas, donde se deposita roca caliza, a través de la cual circula el agua acidificada. La alcalinidad es generada por la disolución de la caliza (Zipper y Skousen, 2014). Las dimensiones del canal varían, pudiendo ser de 0.6 [m] hasta 20 [m] de ancho, entre 0.9 y 1.5 [m] de profundidad y una longitud variable, suficiente para permitir el tiempo de residencia recomendado de 15 [h] (Johnson y Hallberg, 2005; Hedin *et al.*, 1994). Para evitar el contacto con el oxígeno atmosférico, se recubre con una capa hermética, constituida de material arcilloso (López *et al.*, 2002), suelo compactado (Zipper y Skousen, 2014) o desechos mineros (Hedin *et al.*, 1994). Asimismo debe instalarse una geomembrana en el fondo del mismo para asegurar el aislamiento del sistema (Lottermoser, 2010). La disolución de la roca, tiene lugar en dos etapas, representadas por las reacciones (3.5) y (3.7) (Hedin *et al.*, 1994).

En tales reacciones se aprecia el consumo de protones en solución y la formación de bicarbonato, significando un aumento del pH. En el interior de un ALD la disolución del carbonato de calcio se ve acelerada por la acción de dos factores: la acidez del drenaje y la presión parcial del  $\text{CO}_2$  ( $P_{\text{CO}_2}$ ), la cual aumenta debido al hermetismo del sistema (Hedin *et al.*, 1994; López *et al.*, 2002).



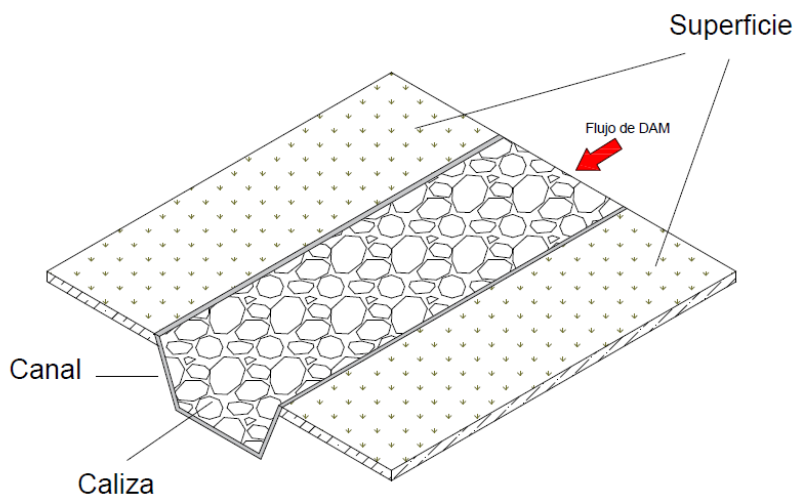
**Figura 3.1** Drenaje anóxico calizo en vista lateral  
*Fuente: modificado de Zipper y Skousen. (2014)*

Las condiciones anóxicas del sistema evitan la precipitación de hidróxidos y oxihidróxidos de hierro y aluminio, siendo esta una de sus características más importantes, impidiendo el recubrimiento de la caliza (Skousen *et al.*, 2000). Por consiguiente, los sistemas tipo ALD no se recomiendan para el tratamiento del DAM que contenga un valor de oxígeno disuelto mayor a 2 mg/L y concentraciones de hierro (III) y  $\text{Al}^{3+}$  mayores a 1 mg/L (Zipper y Skousen., 2014; López *et al.*, 2002; Hedin *et al.*, 1994).

El agua tratada se retiene en una pileta de sedimentación, donde el contacto con el oxígeno atmosférico provocará la precipitación de metales y, por tanto, su remoción, disminuyendo el pH de la solución. Debido a esto, la alcalinidad del efluente debe ser capaz de amortiguar ese incremento en la concentración de protones  $\text{H}^+$  (Skousen *et al.*, 1998).

### 3.2.2 Canales abiertos de caliza (*Open Limestone Channels*)

Su construcción (Figura 3.2) consta de un canal situado en superficie en el cual se emplaza roca caliza triturada, misma que funcionará como agente neutralizante al disolverse (reacciones 3.5 y 3.6). Los OLC surgieron como alternativa a los drenajes anóxicos calizos, donde las concentraciones de hierro (III), aluminio (III) y oxígeno disuelto son superiores a los límites recomendables para los ALD (Younger *et al.*, 2002).

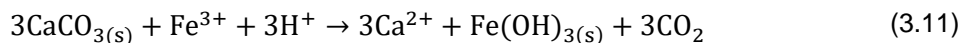


**Figura 3.2** Representación esquemática de los canales abiertos de caliza

Debido a que el canal está expuesto al oxígeno atmosférico, tanto el  $\text{Fe}^{3+}$  como el  $\text{Al}^{3+}$  precipitan en forma de hidróxidos y oxihidróxidos. Eventualmente, los precipitados provocan la formación de una capa sobre la superficie de la caliza, fenómeno conocido como *limestone armoring*, reduciendo la velocidad de disolución de la roca. Sumado a lo anterior, los sedimentos obstruyen el flujo del DA, al disminuir los espacios de vacíos entre la roca,



restando eficacia al sistema (Lottermoser, 2010). Las reacciones de recubrimiento son las siguientes (Alcolea *et al.*, 2011):



Para evitar esto, se recomienda que los OLC se construyan considerando una pendiente entre 10% (Fripp *et al.*, 2000) y 20% (Skousen *et al.*, 1998), o sean utilizados con caudales relativamente altos (Zipper y Skousen, 2014), con el objetivo de mantener en suspensión y transportar los sedimentos. Pearson y McDonnell (1975) concluyeron mediante una serie de experimentos que la caliza recubierta (*armored limestone*) posee únicamente un 20% de efectividad de neutralización comparada con una caliza sin recubrimiento (*unarmored limestone*). Por otro lado, los estudios realizados por Ziemkiewicz *et al.* (1997) señalan que la caliza recubierta es entre 2 y 45% menos efectiva comparada con una caliza sin recubrimiento, dependiendo del pH de la solución tratada.

### 3.3 Rendimiento de los canales abiertos de caliza

Brenner y Pruent (1999) documentan el rendimiento del canal de caliza construido en el depósito de residuos de la Carpentertown Coal and Coke Company, ubicada en Armstrong, Pennsylvania. El pH ascendió de 4.38 a 5.05, la acidez neta disminuyó en 63.4% y la alcalinidad aumentó 26.5 [mg/L]. A pesar de que la caliza en el canal se recubrió con precipitados de hierro y aluminio, se señala que tal fenómeno no menoscabó el rendimiento del sistema a lo largo de los 3 años de estudio. Las dimensiones del canal se muestran en la Tabla 3.3.

Por otro lado, Ziemkiewicz *et al.* (1994) reportan la eficiencia de cinco sistemas OLC ubicados en Virginia Occidental, E.E.U.U. El primero de ellos, es el canal abierto de Brownton, el cual logró un ascenso de 5.6 a 6.3 de pH, un descenso en la acidez neta del 100% y un descenso en la alcalinidad de 90 [mg/L] a 56 [mg/L] en  $\text{CaCO}_3$ . En tanto, para el canal de Dola, se registró un aumento del pH de 6.0 a 6.6, la alcalinidad aumentó de 53 [mg/L] de acidez neta a 231 [mg/L] de alcalinidad neta, una remoción de metales de 80 y 61% para hierro y manganeso, respectivamente; y un aumento del zinc en solución del 7%. En el canal de Florence, el DAM a la entrada del canal presentaba un pH de 6.2, alcanzando un pH de 7.8 a la salida; se indica también un decremento en la alcalinidad de 229 [mg/L] a 198 [mg/L]; además se obtuvo una remoción del 100% del hierro disuelto. El canal de Webster fue capaz de aumentar el pH de 3.0 a 6.6, eliminando la acidez neta completamente,

la alcalinidad aumentó de 0 [mg/L] a 137 [mg/L] y se removieron completamente el hierro, manganeso y aluminio. Por último, se menciona el canal del aeropuerto de Morgantown, en el cual se observan decrementos en el pH, disminuyendo de 2.9 a 2.7 en promedio, sin aumento en la alcalinidad y sin remoción de metales significativa. El autor señala que la baja eficiencia en el rendimiento de este sistema se debe a su longitud, la cual es menor que todos los sistemas estudiados. Los parámetros de diseño de los OLC mencionados se muestran en la Tabla 3.3.

**Tabla 3.3** Ejemplos de canales abiertos de caliza

OLC	Ubicación	Flujo (L/min)	Longitud (m)	Pendiente (%)
Carpentertown	Armstrong, PA	36.30	212.0	-
Brownnton	Barbour, WV	1324.75	152.0	30
Dola	Marion, WV	95.00	213.0	10
Florence	Harrison, WV	227.00	213.0	15
Webster	Preston, WV	303.00	457.0	25
Morgantown Airport	Monongalia, WV	190.00	30.5	10
El Beal	Sierra de Cartagena-La Unión, España	Intermitente	1,986.0	4.5

*Fuente. Brenner y Pruent (1999); Ziemkiewicz et al. (1994); Alcolea et al. (2012)*

Alcolea *et al.* (2012) documentaron la efectividad del OLC construido en el arroyo El Beal, ubicado en la Sierra de Cartagena, el cual conduce, durante la época de lluvias, drenaje ácido con metales disueltos, proveniente de un depósito de residuos mineros situado río arriba (Figura 3.3).



**Figura 3.3** Canal abierto de caliza “El Beal”

*Fuente: Alcolea et al. (2012)*

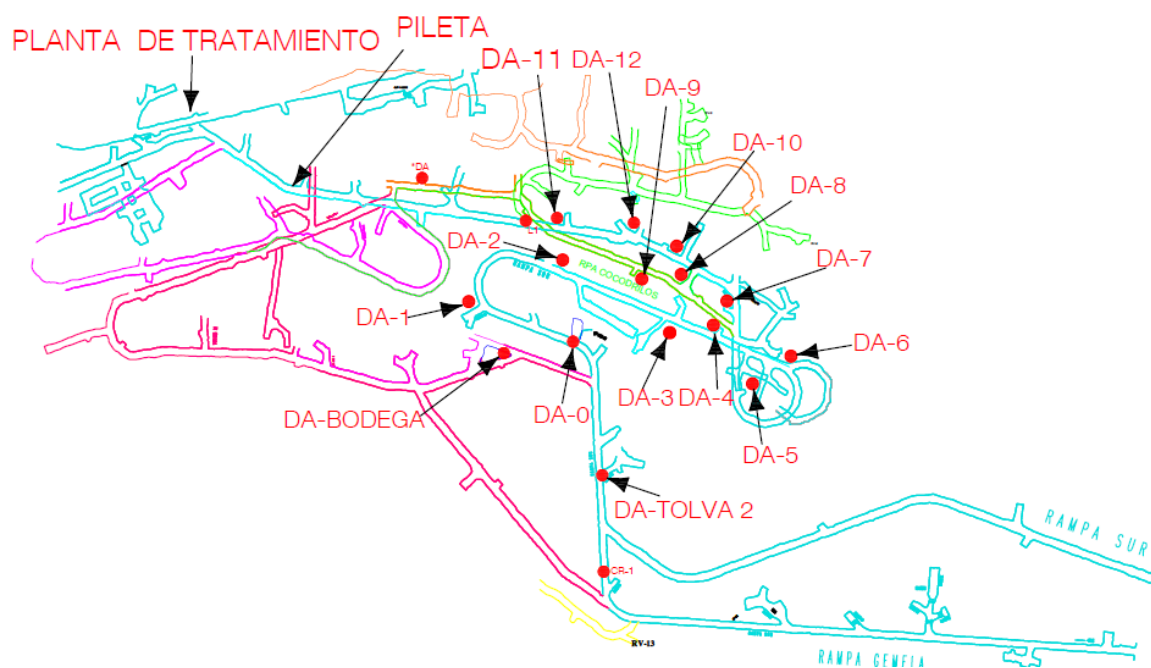
Se concluyó que, durante los 5 años de estudio, el sistema fue capaz de aumentar la alcalinidad de las aguas, desde un valor mínimo de pH de 2.1 hasta un máximo de 6.1. Además, la caliza continúa disolviéndose, a pesar de encontrarse recubierta. El canal tiene una pendiente del 4.5%, por lo cual se observa acumulación de sedimentos, lo cual disminuye el rendimiento del sistema, no obstante, la longitud del canal, cercana a los 2 [km], compensa tal situación.

## 4. Antecedentes

A partir de los trabajos previos, realizados dentro del mismo proyecto de investigación, se ha logrado i) identificar los puntos de generación de los escurrimientos ácidos y de agua neutra, ii) caracterizar del drenaje ácido, iii) evaluar el potencial de neutralización de las rocas halladas en la mina mediante agitación, iv) proponer un sistema de neutralización en celdas con roca empacada y, finalmente, v) realizar pruebas con la celda a escala en el laboratorio. A continuación, se dará una breve semblanza de los trabajos previos.

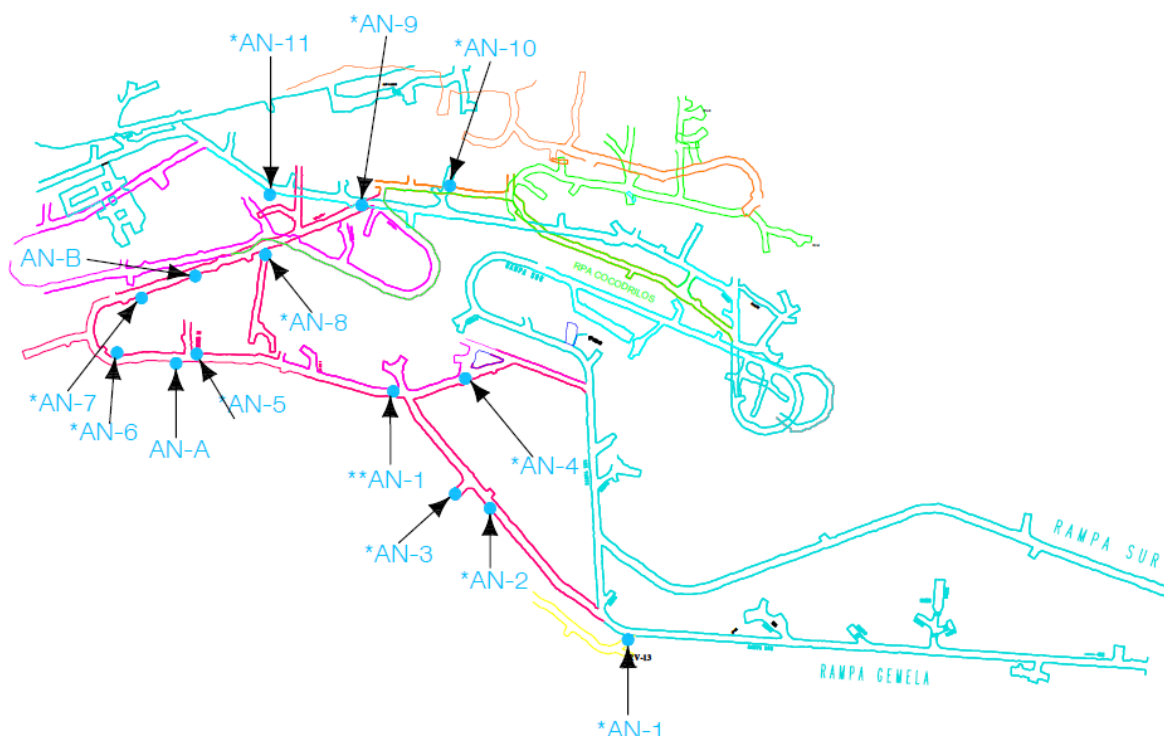
### 4.1. Identificación de los puntos de escurrimiento de drenaje ácido

Para poder diseñar un sistema de tratamiento de DAM es necesario saber cuánto y dónde se genera. Neri (2014) identificó tales zonas dentro de la mina. Estos puntos se encuentran sobre la obra de acceso principal, la Rampa Sur (Figura 4.1), realizando a la par el aforo correspondiente. Se efectuó el mismo procedimiento para el agua neutra ubicando los puntos sobre la Rampa Gemela (Figura 4.2). Los flujos medidos se muestran en la Tabla 4.1.



**Figura 4.1** Puntos de generación de DA en la mina

Fuente: Neri (2014)



**Figura 4.2** Puntos de escurrimiento de agua neutra  
 Fuente: Neri (2014)

**Tabla 4.1** Aforos de agua neutra y drenaje ácido

Tipo	Caudal [L/min]		
	6 de julio	10 de julio	19 de septiembre
Agua Neutra	122.9	136.44	108.12
DAM	43.7	57.37	104.22

Fuente: Neri (2014)

## 4.2. Caracterización de DAM, de agua neutra y de rocas

Cervantes (2014) caracterizó el drenaje ácido con el fin de conocer el pH, la conductividad eléctrica, los iones mayores presentes y la presencia de elementos traza (Tabla 4.2). Por otra parte, determinó el potencial de neutralización de distintos tipos de rocas presentes en el yacimiento (Tabla 4.3). Las rocas seleccionadas fueron: caliza, filita gráfitica y esquistos. La caliza se encuentra en un afloramiento en la superficie de la mina. En cuanto al esquisto y la filita, son la roca encajonante del yacimiento mineral, por lo cual se les encuentra en los niveles de explotación.

**Tabla 4.2** Características del DAM

Muestra	pH	Conductividad [mS]	Aniones [ppm]		Elementos traza [mg/L]					
			SO <sub>4</sub> <sup>-</sup>	Cd	Cu	Fe	Mn	Pb	Zn	
DA-6	2.44	11.31	18,732.35	5.797	11.585	562.923	41.081	0.199	482.935	
DA-6-A	2.53	8.02	16,555.29	5.092	12.111	527.107	37.028	0.185	470.614	
Pileta	2.90	4.72	10,117.65	2.272	2.452	178.387	25.794	0.224	363.268	
DA-8 + cocodrilos	3.38	1.87	2,896.47	0.216	<LD	0.295	3.813	<LD	77.060	
Cocodrilos	6.15	1.24	1,596.47	1.009	0.310	74.641	6.100	0.997	189.556	

Fuente: Cervantes (2014)

**Tabla 4.3** Potencial de neutralización de las rocas ensayadas

Muestra	PN (kg CaCO <sub>3</sub> /ton)
Filita 1	402
Filita 1d	407.55
Filita 2	334
Caliza 1	761.95
Caliza 1d	598.3

Fuente: Cervantes (2014)

### 4.3. Pruebas mediante agitación en matraces y en celda de lecho fijo

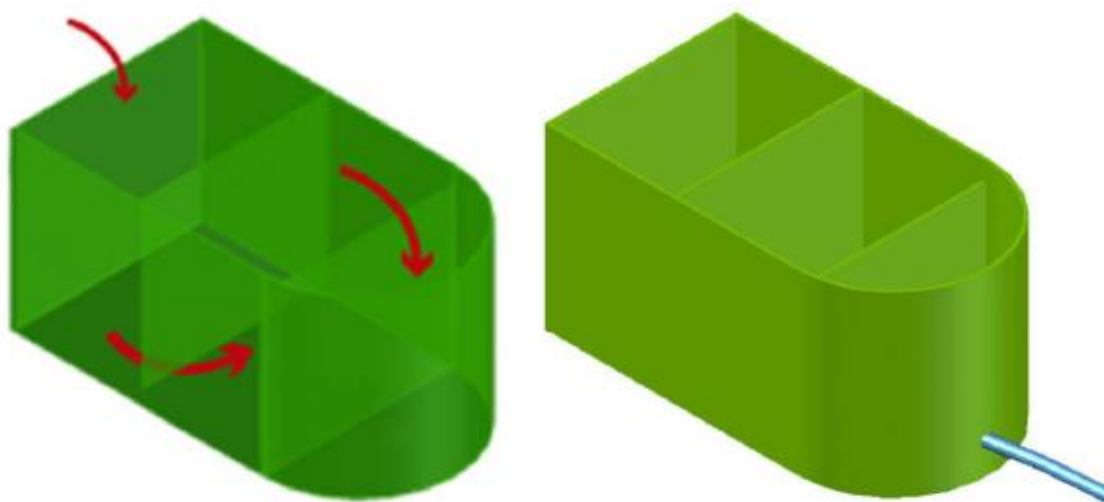
Goslinga (2015) realizó pruebas de neutralización mediante agitación en matraces con caliza, filita y esquisto triturados. Durante dichas pruebas se logró elevar el pH a un valor de 7.97, asimismo, se observó la remoción completa de Al, Cu y Fe, mientras que para Cd y Zn se obtuvo una disminución de la concentración del 60 y 70%, respectivamente, a pH de 6.78. Se concluyó que para un pH entre 8.23 y 8.39 se logró una eliminación total de Al, Cu, Fe y Cd, y remociones de 95% a 99% de Zn, 89% a 97% de Mn y 82% a 92% de Si.

Hernández (2015) evaluó la capacidad de neutralización de la caliza y la filita. Se concluyó que la filita puede aumentar el pH del agua ácida hasta valores entre 5 y 6. Igualmente, se sugiere que 1 [kg] de roca filita podría tratar 29 [L] de DAM. En tanto que para la caliza, a partir de la solución tratada con filita, se elevó el pH de 5.61 a 6.88, consumiendo 1 [kg] por cada 11 [L] de agua ácida. Con estos experimentos se consiguió la remoción del 100% en la concentración de Al, Fe, y Cu; y 97.22% de Cd y 84.43% de Zn.

Laurel (2015) realizó un total de cinco pruebas de neutralización utilizando una celda de acrílico con roca empacada. Dicho dispositivo tiene un volumen de 3.5 [L] (Figura 4.3), dividida en dos módulos, de tal manera que el flujo del DA fuera descendente y ascendente.

Las pruebas se realizaron en dos etapas, durante el desarrollo de la primera se utilizó filita gráfica para obtener un pH entre 4 y 5, y en la segunda se experimentó con caliza para llegar a un pH alrededor de 7. Cada etapa se efectuaba en ciclos, es decir, el drenaje resultante era recirculado en el sistema hasta alcanzar los valores de pH mencionados.

La remoción de metales a un pH entre 4.16 y 4.34, etapa con filita, varió entre 3 y 98% para Fe, 50 y 80% para Al, y de 38 a 52% de Cu. Mientras que durante la etapa con caliza se obtuvieron valores de pH entre 6.62 y 6.65 y se removieron por completo el Fe, Cu y Al. Por otro lado, para el Cd y Zn obtuvieron remociones de 47 y 50%, y 14 y 15%, respectivamente. El manganeso no pudo removerse a los pH alcanzados.



**Figura 4.3** Diseño de la celda de neutralización

*Fuente: Laurel (2015)*

*Nota: Las flechas rojas representan el flujo que seguirá el drenaje una vez que se realice la prueba. A la izquierda, la celda de forma traslúcida, a la derecha, la misma celda una vez que se construya*

Se estimó que con un tiempo de 4.5 horas la solución ácida habrá incrementado su pH aproximadamente de 5.00, con remoción completa de Fe y Al. Mientras que para alcanzar un pH de 7.50, la solución de DA tendrá que estar en contacto con caliza durante 17 horas. Teóricamente se requieren 21.5 horas para lograr la neutralización del drenaje ácido.

#### 4.4 Pruebas con celda a escala

Con la celda diseñada como parte del presente trabajo, López (2016) realizó cuatro pruebas de neutralización. La primera prueba se realizó con un caudal de 7.5 [mL/min]

llenando la celda con un módulo de filita grafitica y tres de caliza, en un tiempo de 29 [h] y con un pH inicial de 2.96, lográndose elevar hasta 6.12 al final de la prueba y removiendo el 100% de Al, Fe y Cu, mientras que para el cadmio se removió el 70.79%, el 24.45% de zinc y el manganeso registró un aumento de un 255.92% con respecto a su concentración inicial.

Durante la segunda prueba, realizada en lotes, López (2016) reporta que en sus resultados (Tabla 4.4) se aprecia la disminución del potencial de neutralización de la roca, como se observa en las lecturas de pH al inicio y al final de cada lote. Se aprecia una reducción en la remoción de metales con respecto al primer lote, debido a este fenómeno está relacionado estrechamente con el pH de la solución.

**Tabla 4.4** Resultados de la prueba 2

Lote	Lectura	pH	C.E. (mS)	Eh (mV)	Remoción (%)					
					Al	Cd	Cu	Fe	Mn	Zn
1	Inicial	3.06	8.50	449	0	0	0	0	0	0
	Final	6.22	4.13	-68	100	52	100	100	58	9
2	Inicial	2.98	11.95	441	0	0	0	0	0	0
	Final	5.54	1.93	38	99	1	75	71	40	-3
3	Inicial	3.00	12.13	440	0	0	0	0	0	0
	Final	5.46	5.75	46	98	-2	47	62	24	-5
4	Inicial	2.96	10.29	451	0	0	0	0	0	0
	Final	4.68	3.60	154	77	0	17	68	24	-4

*Fuente: López (2016)*

Para la tercera prueba se empleó una roca caliza proporcionada por un proveedor de concreto de minera Tizapa. Se alimentó un caudal de 8.5 [mL/min] durante de 24 [h]. Los análisis mostraron que la acidez disminuyó de 3.01 a 5.79 en pH. En tanto que se consiguió una remoción de metales de 99.8% de aluminio, 42.1% de cadmio, 90.6% de cobre, 77% de hierro, 1.2% de zinc y un aumento de 62.12 a 64.18 [mg/L] de manganeso.

Por otra parte, a partir de los resultados de la cuarta prueba de López (2016) mostrados en la Tabla 4.5, se constata el decaimiento del potencial de neutralización de la roca y, por consiguiente, menor remoción de metales conforme transcurre el tiempo.

Por lo observado en las pruebas, es inevitable la pérdida de potencial de neutralización. El diseño del sistema no puede pasar por alto este factor.



Tabla 4.5 Resultados de la prueba 4

Muestra DA	pH	C.E. (mS)	Eh (mV)	Concentración (mg/L)					
				Al	Cd	Cu	Fe	Mn	Zn
Inicial	3.01	11.80	421	144.81	8.71	36.48	1154.99	64.12	412.47
Lote 1	5.75	42 $\mu$ S	173	0.94	8.57	7.00	132.70	67.58	424.15
Lote 2	5.03	4.22	250	10.99	9.05	31.03	320.73	67.92	431.23
Lote 3	4.15	4.43	268	152.20	9.19	37.56	347.11	67.13	428.33
Lote 4	3.40	7.06	404	180.25	8.65	37.00	494.48	63.00	418.39
Lote 5	3.25	6.13	426	174.60	8.59	37.03	764.26	63.63	410.69

*Fuente: López (2016)*

## 5. Escalamiento del sistema de tratamiento

### 5.1 Conceptualización de la celda

Se le denominará celda al conjunto de elementos del sistema de tratamiento, formado por:

1. Alimentador de flujo
2. Zona de descarga final
3. Divisiones, llamados módulos
4. Roca (medio neutralizante)

El concepto de celda se desarrolló desde el trabajo realizado por Laurel (2015) y posteriormente el diseño del sistema se escaló para realizar las pruebas realizadas por López (2016).

Cada módulo está compuesto por dos submódulos, el primero de flujo descendente y el segundo de flujo ascendente. Estos submódulos se dividen por medio de una mampara y son llenados con roca. La celda puede tener  $n$  cantidad de módulos dependiendo de las dimensiones, del gasto de DAM y del tiempo de residencia necesario. El sistema es de forma rectangular con el fin de tener un mayor control sobre sus dimensiones, además, es una forma más adecuada para las obras donde se pretende instalar, que principalmente serán cruceros o accesos.

La celda está conceptualizada como una variante de los canales abiertos de caliza (OLC), la diferencia radica en que estos últimos manejan únicamente flujos horizontales, mientras que la celda, al dividirse en módulos a través de las mamparas, se obtendrá una combinación de dos direcciones de flujo, descendente y ascendente, aumentando el tiempo de residencia y reduciendo la longitud del sistema. Ya que se pretende instalar la celda en interior mina su extensión estará sujeta a la longitud de las obras donde es posible su instalación

### 5.2 Escalamiento de la celda de tratamiento

#### 5.2.1 Consideraciones para el diseño

Para diseñar la celda se identificaron los parámetros inalterables, como son: i) caudal de drenaje ácido a tratar, ii) tiempo de residencia necesario y iii) disponibilidad de espacio en las obras mineras.

Para realizar una primera aproximación al diseño a escala se consideró el flujo menor medido en una zona de la mina conocida como “Taller Capricornio”, que fue de 8 [L/min] (Neri, 2014). Mientras que, con base en lo concluido por Laurel (2015), el DAM debe tener contacto con filita y con caliza durante 4.5 horas y 17 horas, respectivamente, para alcanzar un pH = 7. Sin embargo, se ha decidido catalogar estos tiempos como críticos y ofrecer un mayor tiempo de residencia, 6 horas para filita y 18 horas para caliza, para un total de 24 horas.

### 5.2.2 Dimensionamiento de la celda a escala

Los parámetros variables son aquellos relacionados con las dimensiones los sub-módulos de la celda, tal como el ancho, la altura y la longitud. La celda debe ser capaz de almacenar un volumen igual al presentando durante 24 horas de escurrimiento. Por lo tanto, el volumen es:

$$24 \text{ [h]} \left( \frac{60 \text{ [min]}}{1 \text{ [h]}} \right) = 1440 \text{ [min]} \quad (5.1)$$

$$1440 \text{ [min]} \left( \frac{8 \text{ [L]}}{[min]} \right) = 11,520 \text{ [L]} \quad (5.2)$$

La celda debe tener capacidad de 11,520 [L] con el fin de dar tratamiento al drenaje durante el tiempo estipulado. En cuanto a las dimensiones de los submódulos, se propusieron inicialmente las siguientes medidas:

- Ancho: 2 [m]
- Largo: 1 [m]
- Alto: 1.5 [m]

Así, el volumen de un submódulo se obtiene como sigue:

$$V = (\text{Ancho})(\text{largo})(\text{alto}) = 2 \text{ [m]} * 1 \text{ [m]} * 1.5 \text{ [m]} = 3 \text{ [m}^3] \quad (5.3)$$

De acuerdo con lo observado en las pruebas de Laurel (2015), la roca ocupa de 50 a 54% del volumen de cada submódulo, dependiendo de la granulometría. Considerando un factor de 50%, el volumen de vacíos para el caso del submódulo sería de 1.5 [m<sup>3</sup>]. Con este dato, y con el volumen de DAM en 24 horas, se calculó la cantidad de submódulos necesarios para la celda, con base en la siguiente ecuación:

$$\text{N}^\circ \text{ de submódulos} = \frac{\text{Volumen de drenaje en 24 horas}}{\text{Volumen por submódulo}} \quad (5.4)$$

Sustituyendo en la ecuación (5.4):

$$\text{N}^\circ \text{ de submódulos} = \frac{11,520 \text{ [L]}}{1500 \left[ \frac{\text{L}}{\text{submódulo}} \right]} = 7.68 \quad (5.5)$$

Dado que los submódulos se construyen en pares, el resultado se redondeó a 8 submódulos. Como la longitud de celda está dada por la suma de los submódulos, las dimensiones totales para el sistema son:

- Ancho: 2 [m]
- Alto: 1.5 [m]
- Largo: 8 [m]

### 5.2.3 Tiempo de residencia por submódulo

Este cálculo se realiza con el fin de poder escalar el sistema a nivel laboratorio. Se consideró la relación que existe entre el tiempo de residencia total y el número de submódulos:

$$t_{\text{submódulo}} = \frac{t_{\text{residencia}}}{\text{N}^\circ \text{ de módulos}} = \frac{1440 \text{ [min]}}{8 \text{ [submódulos]}} = 180 \frac{\text{[min]}}{\text{[submódulo]}} \quad (5.6)$$

### 5.2.4 Celda a escala

Para la construcción de la celda en acrílico se empleó una escala de 1:10, con la que se obtuvieron las siguientes longitudes:

- Ancho: 20 [cm]
- Alto: 15 [cm]
- Largo: 10 [cm]

Es necesario determinar el caudal de alimentación, para ello se tomó como parámetro constante el tiempo de residencia por submódulo, 180 minutos, y se estimó el volumen por submódulo a escala, dado por:

$$V^* = 20 \text{ [cm]} * 10 \text{ [cm]} * 15 \text{ [cm]} = 3\,000 \text{ [cm}^3\text{]} \quad (5.7)$$

Donde  $V^*$  es el volumen escalado, considerando 50% de vacíos, el volumen de drenaje ácido ocupado por submódulo es de 1500 [cm<sup>3</sup>], lo cual es equivalente a 1500 [mL], entonces, el flujo escalado requerido se obtuvo mediante la siguiente expresión:

$$\text{Flujo a escala} = \frac{1500 \frac{[\text{mL}]}{[\text{submódulo}]}}{180 \frac{[\text{min}]}{[\text{submódulo}]}} \cong 8.33 \frac{[\text{mL}]}{[\text{min}]} \quad (5.8)$$

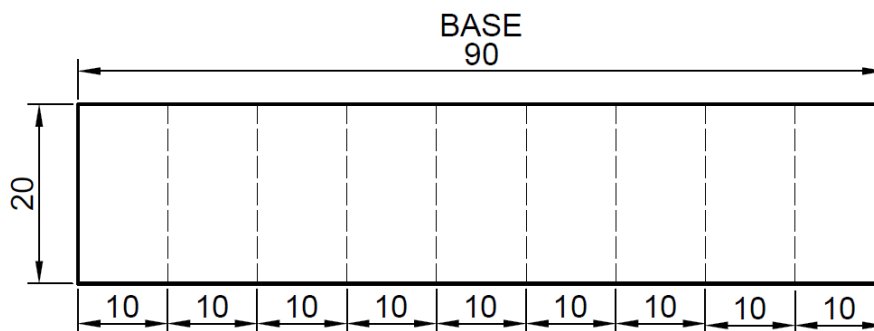
### 5.3 Construcción de la celda

La celda de tratamiento en laboratorio fue hecha con acrílico de 0.6 [mm] de espesor. Se ha elegido este material debido a la inocuidad del mismo, es decir, no hay reacciones entre el DA y el acrílico.

Se dimensionaron los submódulos según los resultados de la sección 5.2.2, considerando 10 [cm] más adicionados en el extremo de descarga, formando así la zona de derrame final. En total, consta de trece partes, distribuidas de la siguientes forma:

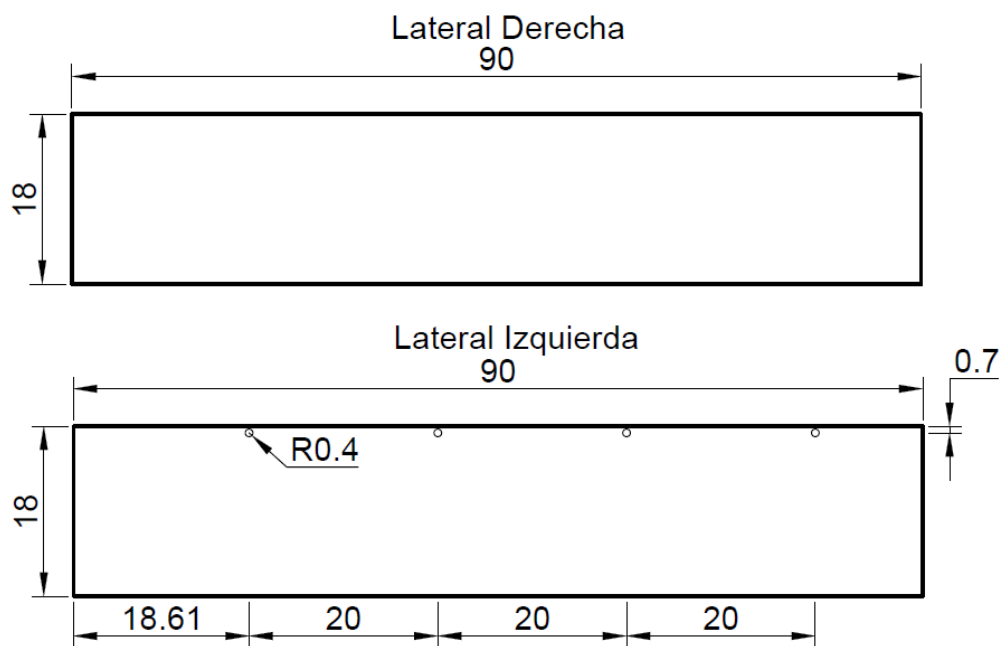
- Una tapa de la zona de alimentación
- Una tapa de la zona de descarga (con orificio para manguera)
- Una pieza lateral izquierda (con cuatro orificios, una por módulo, para mangueras)
- Una pieza lateral derecha
- Una base
- Ocho mamparas, cuatro de flujo descendente y cuatro de flujo ascendente.

Los orificios de la pieza lateral izquierda se realizaron con el fin de instalar una manguera para recuperar los sedimentos formados durante la neutralización, además sirvieron para desaguar el sistema cuando las pruebas se completan.



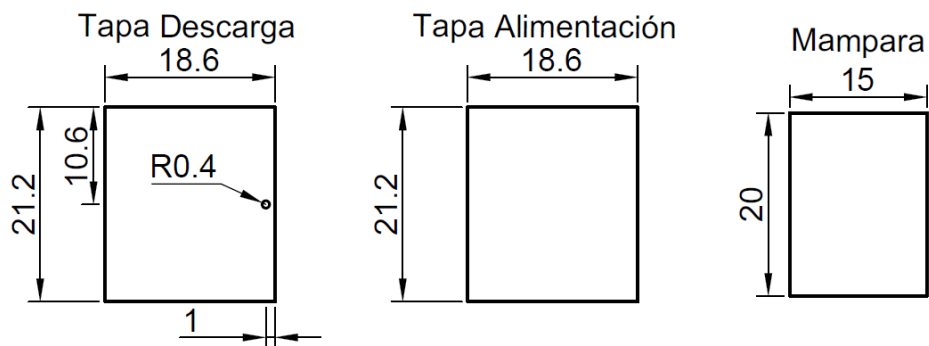
**Figura 5.1** Base de la celda, vista en planta.

*Nota: en líneas punteadas se muestran las posiciones sobre la cual se colocarán las mamparas. Acotaciones en centímetros, sin escala.*



**Figura 5.2** Piezas laterales, derecha e izquierda, vistas en planta

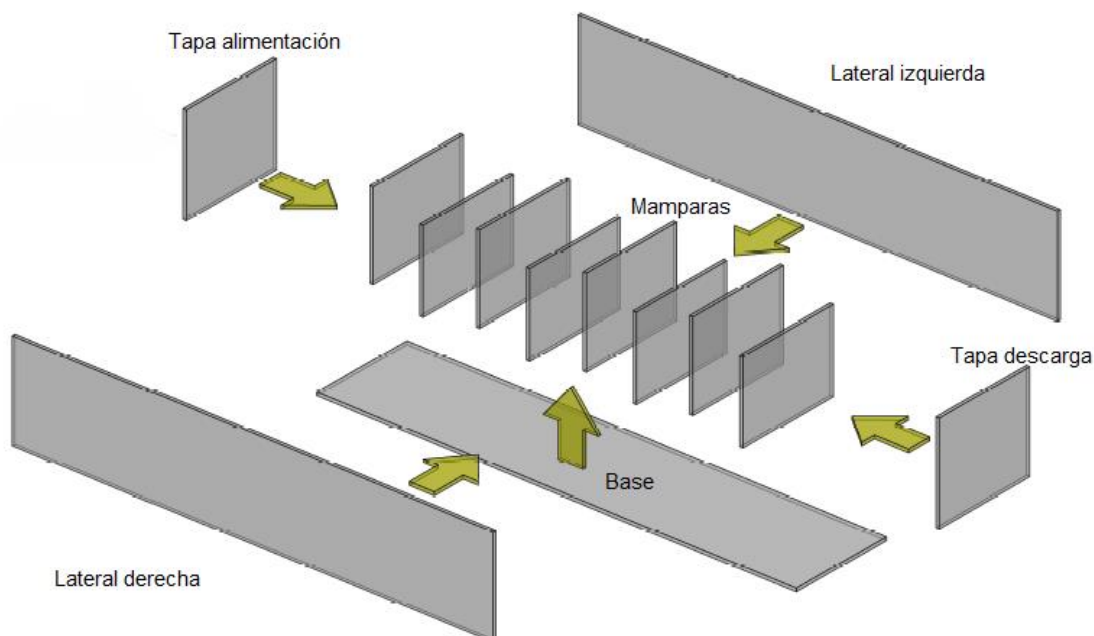
*Nota: acotaciones en centímetros, sin escala*



**Figura 5.3** Tapas y mamparas, vista en planta

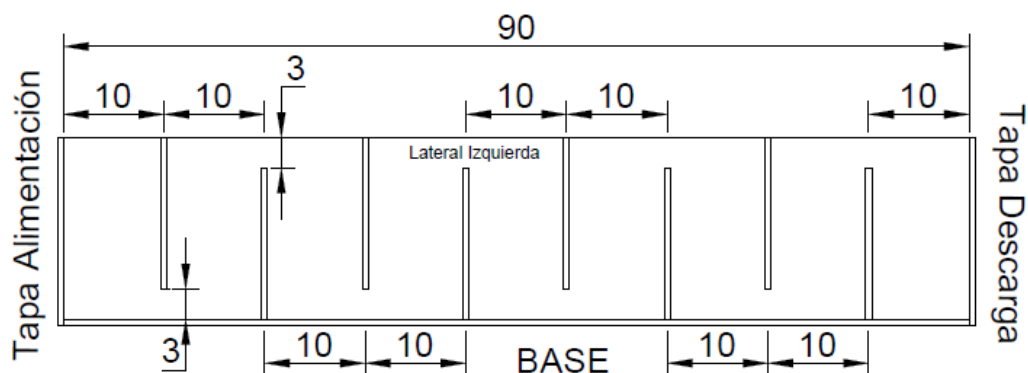
*Nota: únicamente la tapa de descarga debe tener un barreno para la instalación de la manguera de descarga. Las ocho mamparas se construirán con las mismas dimensiones a la mostrada. Acotaciones en centímetros, sin escala.*

Las tapas, de descarga y alimentación, se construyeron con 12 [mm] adicionales considerando la pérdida de 6 [mm] en cada lado debido al espesor del acrílico, dejando una superficie efectiva de 20 [cm]. El pegado de la celda se hace según lo observado en el siguiente diagrama explosivo (Figura 5.4).



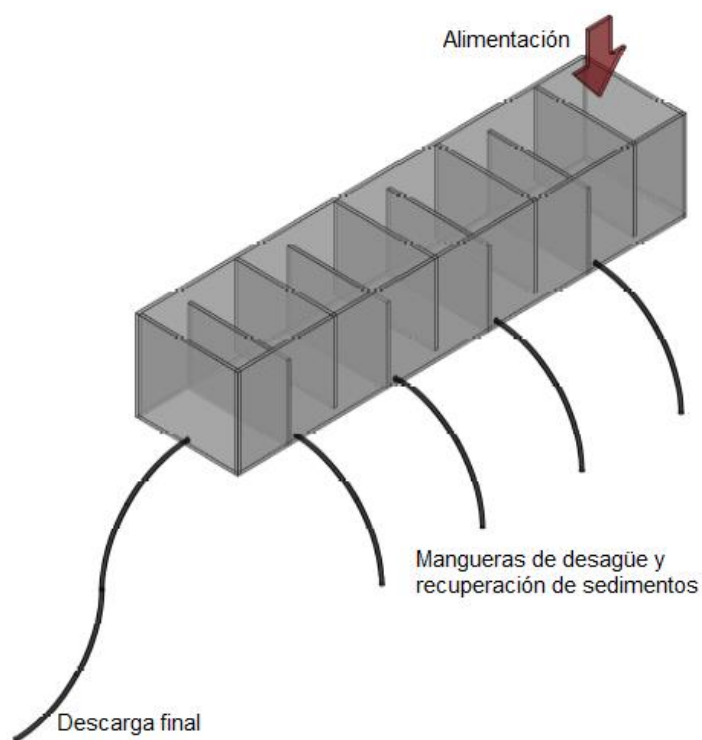
**Figura 5.4** Diagrama de pegado de la celda

Las mamparas se pegan a una distancia de 10 [cm] cada una, alternando la separación entre la base. Si se trata de una mampara de flujo descendente, se pega a 3 [cm] por encima de la base. Si es una mampara de flujo ascendente, ésta se instala haciendo contacto sobre la base (Figura 5.5).



**Figura 5.5** Posición de las mamparas  
 Nota, cotas en centímetros, sin escala

Las mangueras instaladas tienen un diámetro de 8 [mm]. En la Figura 5.6 se muestra el isométrico de la celda, vista desde el lado izquierdo, se muestran las mangueras y la zona de alimentación.



**Figura 5.6** Celda terminada en vista isométrica

## 5.4 Observaciones realizadas durante las pruebas

### 5.4.1 Observaciones

La celda fue utilizada para realizar las pruebas discutidas en López (2016). En este apartado se discute todo lo referente en cuanto al rendimiento del dispositivo, mismo que funcionó de manera exitosa al retener el drenaje ácido durante 29 [h], tiempo máximo de residencia alcanzado durante la prueba 1, con un caudal de 7.5 [mL/min] ya que no fue posible ajustar el caudal calculado en la ecuación (5.8), permitió el flujo ascendente y descendente dentro de los módulos y ofreció contacto total de la solución con la roca.

Sin embargo, surgieron ciertos aspectos operativos, los cuales pueden trasladarse a escala real y que afectan el rendimiento del dispositivo a escala de mina:

- Recubrimiento de las rocas
- Transporte de sedimentos
- Recuperación de sedimentos
- Limpieza de las rocas
- Variaciones en el caudal del DAM



A continuación, se explica en que consiste cada uno de estos aspectos identificados en laboratorio.

#### *Recubrimiento de las rocas*

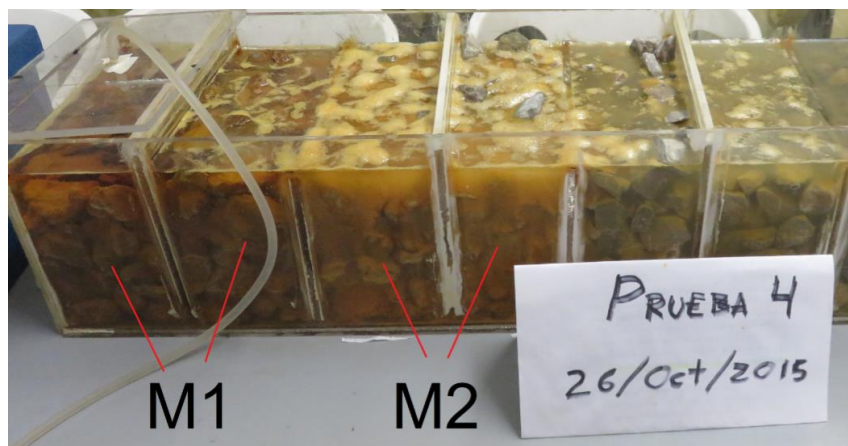
El sistema está expuesto al oxígeno atmosférico, por lo que tienen lugar las reacciones (3.11) y (3.12). Los sedimentos cubrieron la roca casi en su totalidad. Este fenómeno, conocido como recubrimiento o *armoring* (Figura 5.7), tuvo especial impacto en las pruebas continuas, donde se apreció una disminución en la disolución de la caliza conforme la prueba avanzaba, significando una menor neutralización.

#### *Transporte de sedimentos*

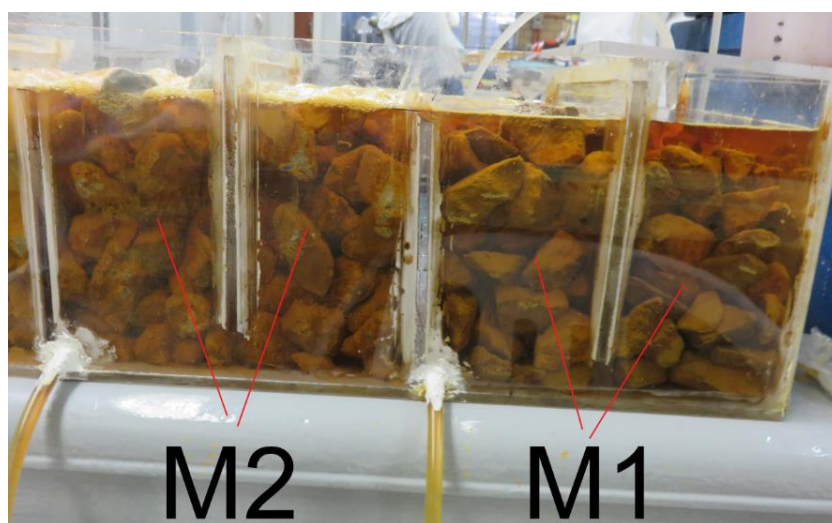
Por otro lado, se observó que los sedimentos se transfirieron, por efectos del flujo del DAM, hacia los módulos subsecuentes. Tal situación fue percibida con mayor detalle en el módulo 1, cuyas rocas al cabo de cierto tiempo pudo observárseles sin sedimentos, aunque sí recubiertas. Los módulos receptores se saturaron de sedimentos producidos dentro del módulo y los recibidos del módulo anterior, lo cual afecta el potencial de neutralización y la conductividad hidráulica. En la Figura 5.8 se observa el módulo 2, señalado como M2, al término de las primeras 24 horas de la prueba 4, se aprecia la depositación de sedimentos y la turbiedad del fluido. 24 horas después (Figura 5.9) se aprecia el mismo módulo con menor cantidad de sedimentos y un fluido clarificado.



**Figura 5.7** Recubrimiento de caliza con hidróxidos de Fe y Al



**Figura 5.8** Calizas recubiertas durante la prueba N°4



**Figura 5.9** Transporte de sedimentos debido al flujo del DAM

#### *Recuperación de sedimentos*

Las mangueras instaladas en cada módulo tienen como fin el desagüe del dispositivo y la extracción de los sedimentos (Figura 5.10). Al final de cada prueba se utilizaron con dicho propósito. Esto hace pensar en un sistema de recuperación de sedimentos y desagüe para el sistema en la mina.

#### *Limpieza de las rocas*

Se efectuó de manera manual, con la ayuda de atomizadores (Figura 5.11) o agua a presión (Figura 5.12). El recubrimiento se removió con facilidad de la superficie de las rocas. No obstante, dicha operación se realizaba de poco en poco en lotes, debiendo quitar las rocas superiores para poder limpiar aquellas que se encontraban en el fondo. Los sedimentos fueron recuperados mediante decantación para posterior análisis.

*Variaciones en los caudales*

El sistema de laboratorio fue alimentado con un caudal promedio de 8 [mL/min] lo cual es una condición ideal, ya que, en la mina, al existir aportes de agua meteórica, los escurrimientos de DAM varían con respecto a los periodos respectivos de lluvias y estiaje.



**Figura 5.10** Recuperación de sedimentos y desagüe de la celda



**Figura 5.11** Limpieza con atomizador



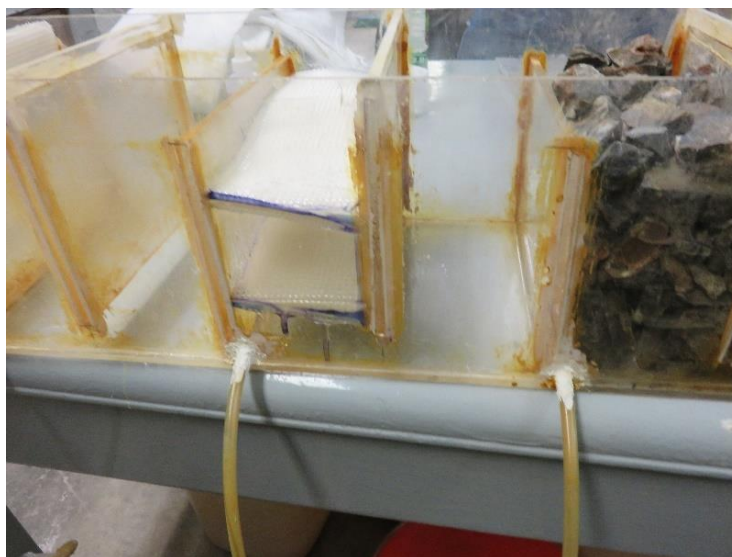
**Figura 5.12** Limpieza con manguera y agua a presión

#### 5.4.2 Prueba con filtros

A partir de los problemas relacionados con la recuperación y transporte de los sedimentos se sugirió el uso de filtros, instalados dentro de la celda y construido en laboratorio con rejilla plástica y una capa de fieltro cubierto por dos capas de manta (Figura 5.13). Se construyeron en total dos dispositivos de filtrado, instalados en la mampara de derrame del módulo 2 (Figura 5.14), lo anterior debido a que, según lo observado en las primeras cuatro pruebas, se espera que la solución tenga un  $\text{pH} \approx 5$  al derramar del primer módulo y haya precipitado la mayor parte del Fe y Al.



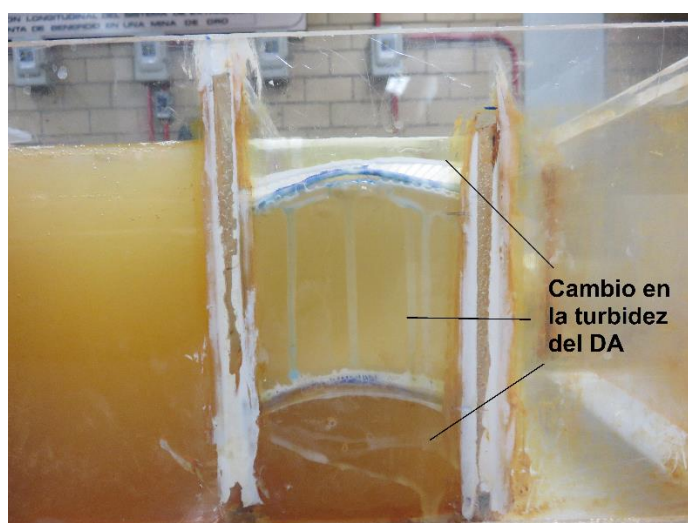
**Figura 5.13** Construcción del filtro



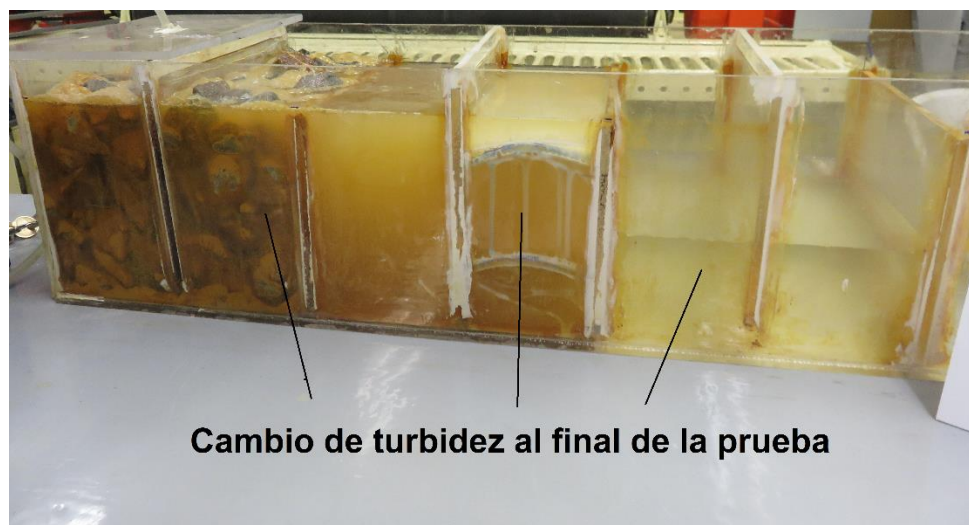
**Figura 5.14** Instalación de los filtros

La metodología empleada para la prueba consistió en llenar el módulo 1 con roca caliza, dejando sin roca el módulo 2, únicamente conteniendo los filtros, y hacer pasar el DA suficiente para llenar con 3 [L] el módulo 3, mismo que se encontró vacío en su totalidad, con el fin de observar el posible taponamiento de los filtros. Se aplicó, mediante la bomba peristáltica usada por López (2016), un caudal de 8.5 [mL/min]. La prueba tuvo una duración total de 26 horas y 48 minutos.

Se observó que los filtros retuvieron los sedimentos, evitando el transporte de los mismos hacia los módulos posteriores, haciéndolos, a su vez, fáciles de recuperar en su superficie.



**Figura 5.15** Eficiencia de los filtros



**Figura 5.16** Clarificación del agua mediante filtros

En conclusión, se pudo constatar que los filtros tienen el potencial de retener los sedimentos, haciendo que su recuperación sea fácil, evitando la posible saturación del sistema en módulos posteriores (Figura 5.15 y Figura 5.16). No obstante, también se debe evaluar la periodicidad de limpieza de estos, ya que en algún punto se saturan de sedimentos y podría darse el caso de que eviten el flujo a través de ellos mismos. El uso del filtro se incluyó en el diseño del sistema para la mina que se describe más adelante.

## 6. Condiciones de la mina

### 6.1 Tratamiento actual

Las aguas ácidas se conducen a través de la acequia de la Rampa Sur hasta llegar a la planta de tratamiento, ubicada en el nivel 1040 msnm, la cual está compuesta por dos cárcamos de recolección de DAM, una pileta de mezclado y un tanque de agitación. El procedimiento consta de mezclar agua de manantial con carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) con un pH con valor de 11. La mezcla se logra mediante un motor de 1 [hp] en el tanque de agitación de 5000 [L] de capacidad. La mezcla neutralizante se bombea hacia la pileta de mezclado de 3.5 [m<sup>3</sup>] de capacidad, donde se combina con el DAM. Posteriormente la solución combinada se conduce hacia dos cárcamos de recolección, donde se sedimentan los precipitados formados durante la neutralización.

El consumo de reactivo es variable y depende de la acidez del agua, por ejemplo, Neri (2014) reporta que si el DAM tiene un valor alrededor de 4, se agregan de 6 a 8 bultos de 15 [kg] del reactivo en el tanque de mezclado. Este sistema trabaja durante las 24 horas del día, con el fin de obtener agua neutra con un pH = 6.5.

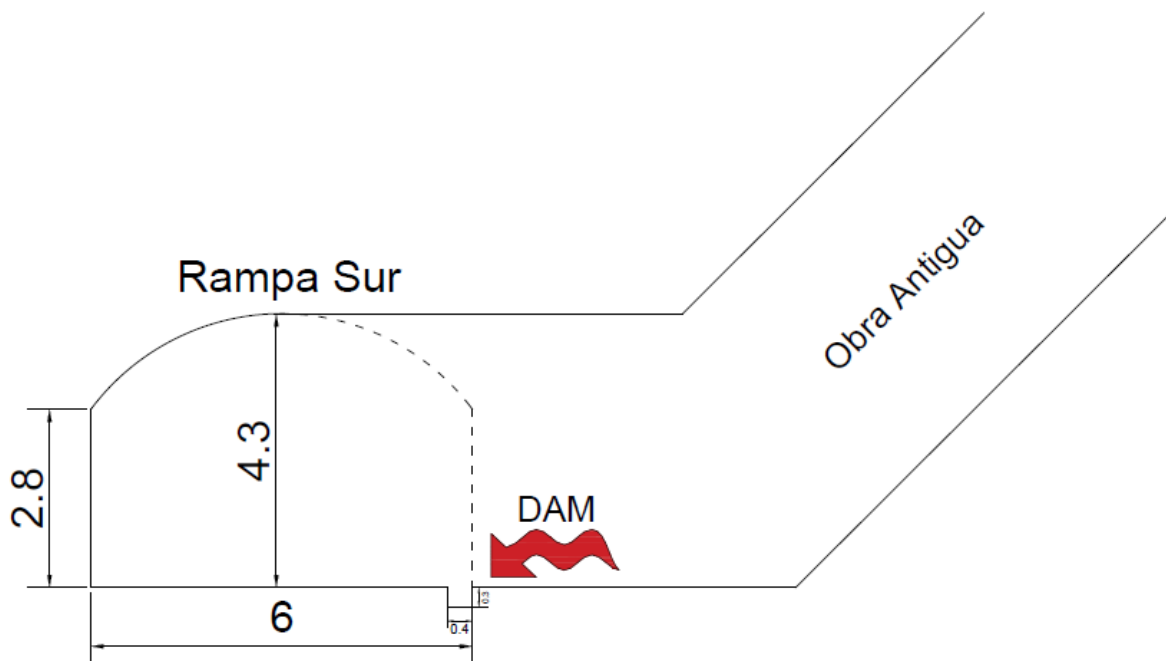
El agua tratada se envía, igualmente, a través de la acequia de la rampa principal, hacia el nivel 989 donde se halla la planta de bombeo. En dicho lugar se mezcla con el agua proveniente de niveles inferiores y es bombeada a superficie para ser utilizada en el proceso de beneficio.

Para operar este sistema se deben tomar en cuenta los costos generados por la compra del reactivo, de la energía consumida por el motor, el personal, el mantenimiento y el monitoreo.

### 6.2 Obras principales

#### 6.2.1 Acceso

El acceso a la mina se realiza mediante la Rampa Sur (Figura 6.2), a través de ella circulan los vehículos de transporte de personal y los equipos usados en el ciclo de minado, y a su vez, se introducen los servicios para la explotación. La rampa parte desde superficie, a una elevación de 1226 m.s.n.m., en las coordenadas UTM  $x = 370573.2647$  mE,  $y = 2105132732$  mN, tiene una pendiente negativa de 12% en rectas y 10% en curvas, un claro de 6.0 [m] y una altura de 4.3 [m].



**Figura 6.1** Sección portal de la Rampa Sur y la generación de DAM

*Nota: Sin escala, acotaciones en metros*

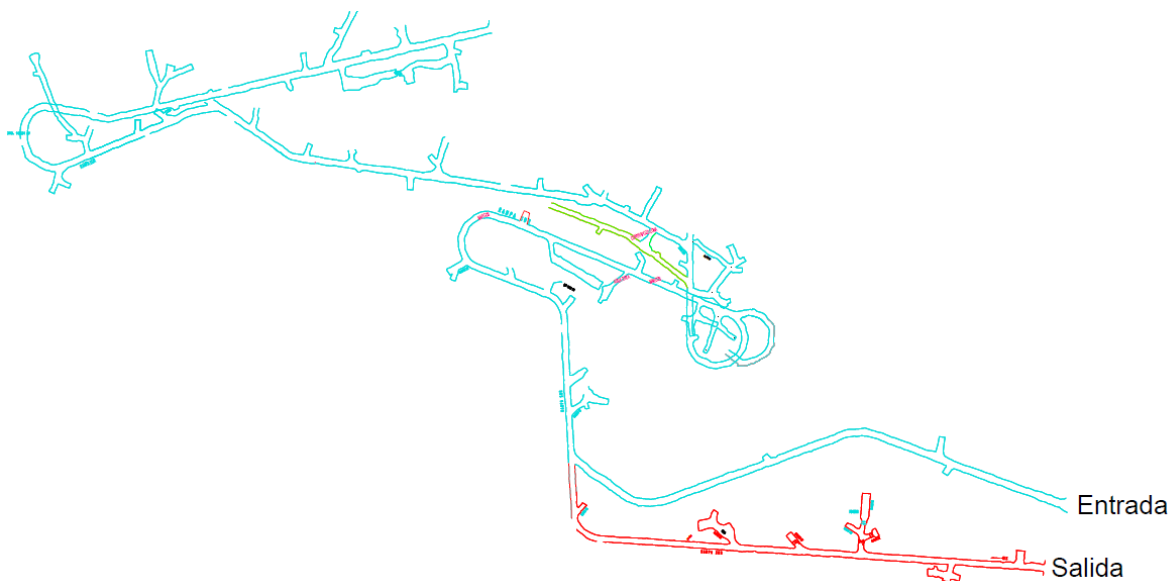
Esta obra es importante para el estudio, puesto que los escurrimientos ácidos; DA-Tolva 2, DA-0, DA-1, DA-2, DA-3, DA-4, DA-6, DA-7, DA-10, DA-11 y DA-12; se manifiestan en dicha rampa a partir de cruceros conectados a los rebajes superiores ya explotados (Figura 6.1).

### 6.2.2 Salida

La Rampa Gemela (Figura 6.2) es utilizada como salida de la mina, además sirve como parte del circuito de ventilación y de acarreo. Parte desde superficie en la cota 1226 m.s.n.m., con coordenadas UTM  $x = 370554.95$  mE,  $y = 2105082.00$  mN. Está construida con las mismas dimensiones que la Rampa Sur, es decir 6.0 [m] de ancho y 4.3 [m] de alto y una pendiente de -12% en rectas y -10% en curvas. En ella se pueden encontrar los escurrimientos de agua neutra, la cual fluye a través de la acequia de dicha obra.

Tanto la Rampa Sur como la Rampa Gemela se encuentran coladas en esquisto de clorita. En algunos niveles se pueden encontrar esquistos de sericita intercalados con diques riolíticos y andesíticos (Gatica, 2015).





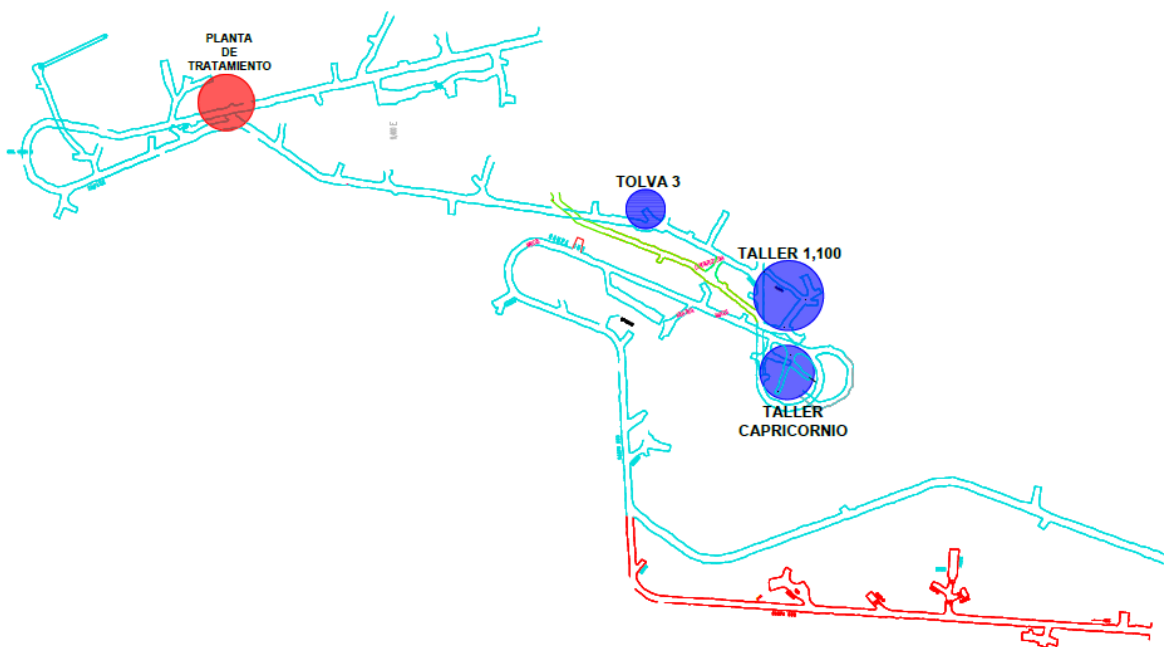
**Figura 6.2** Vista en planta de la Rampa Sur (en azul) y Rampa Gemela (en rojo)

*Fuente: Plano general de Minera Tizapa (2011)*

### 6.3 Criterios para la selección de la ubicación del sistema

La selección del sitio de instalación se basó en los siguientes criterios: i) El sitio debe encontrarse cerca de la acequia donde escurren las aguas ácidas, esto para aprovechar la energía del flujo para la alimentación del sistema y evitar la construcción de canales y/o la instalación de sistemas de bombeo, lo cual estaría contrariado con el concepto de pasividad del sistema propuesto, ii) El lugar debe hallarse de manera tal que capte el DA de la máxima cantidad de puntos de generación posibles, iii) Debe requerir poco o nulo desarrollo, puesto que la generación de DA ocurre en la obra de acceso principal, el colado de una obra nueva interferiría con la operación de la mina, además incrementaría el costo de inversión del proyecto y iv) deben tener una longitud suficiente para la instalación del sistema.

A partir de dichos criterios se ubicaron tres opciones. La primera de ellas es una obra conocida como el Taller Capricornio, la segunda se conoce como Taller 1,100, y la tercera es la Tolva 3 (Figura 6.3). Las obras que se eligieron tienen dos características importantes: la primera de ellas es la ubicación, se tratan de cruceros, las dos primeras, y desbordes, la Tolva 3, colados a partir de la Rampa Sur, cerca de los escurrimientos, y la segunda particularidad es la falta de uso.



**Figura 6.3** Ubicación de las obras seleccionadas

*Fuente: Modificado de Minera Tizapa (2011)*

*Nota: En rojo se muestra la Rampa Gemela; en azul, la Rampa Sur, y en verde, la Rampa Cocodrilos*

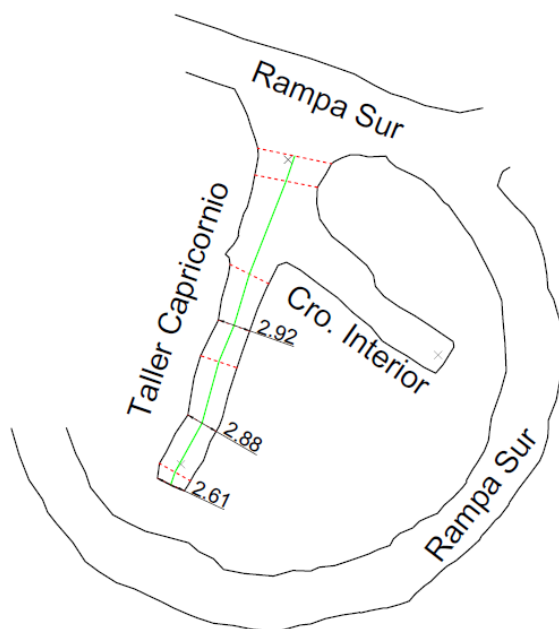
Superponiendo la Figura 6.3 en la Figura 4.1, se observa que en el Taller Capricornio se pueden captar los escurrimientos de los puntos DA-0 hasta DA-5. En tanto que para el Taller 1,100 se presenta el escurrimiento DA-6. Por último, en la Tolva 3, se daría tratamiento al drenaje generado en DA-7 hasta DA-12, incluyendo el flujo proveniente de la Rampa Cocodrilos

### 6.3.1 Taller Capricornio

Se trata de un crucero abandonado, utilizado como taller para los equipos de la empresa Capricornio (Figura 6.3). A primera vista se percibió que esta obra tiene el potencial de alojar el sistema por su espacio disponible. Por ello, con base en el plano general de mina proporcionado por Minera Tizapa y usando el software AutoCAD, se midieron las dimensiones.

Primeramente, se seleccionaron los puntos con ancho crítico, observando el levantamiento topográfico y eligiendo aquellos lugares donde la obra quiebra, es decir, donde hay variaciones en la continuidad en las tablas de la misma, ya que estas condicionan la forma en que los módulos de la celda se acomodan. Esta obra tiene en su interior un crucero, el cual se denominará como “crucero interior” (Figura 6.4).

El claro de la obra es variable, por lo cual se decidió marcar los anchos críticos, aquellos que tienen menos de 3 [m], considerando un ancho mínimo para maniobras. El largo del Taller Capricornio se marcó con una línea de color verde (Figura 6.4). El largo total resultante de la obra es de 31.0 [m], y un ancho crítico de 2.61 [m] hasta un ancho máximo de 6.62 [m] y una altura variable desde 3.5 hasta 5.0 [m]. Por otro lado, el crucero interior cuenta con 24.13 [m] largo, mientras que el claro menor correspondiente fue de 2.81 [m] y el máximo de 5.83 [m].



**Figura 6.4** Dimensiones del Taller Capricornio  
 Fuente: Modificado de los planos de Minera Tizapa  
 Nota: cotas en metros, sin escala

### 6.3.2 Taller 1,100

Ubicado en el nivel 1,100 de la mina., se trata de un crucero que se encuentra intercomunicado con el Cuarto de Núcleos formando un crucero al interior de dichas obras (Figura 6.5). Debido a su ubicación es posible recolectar los escurrimientos ácidos provenientes de DA-6.

Para obtener sus dimensiones, se utilizó el levantamiento en planta proporcionado por Minera Tizapa y se empleó la misma metodología que para el Taller Capricornio. Se midieron los anchos críticos y se midió la longitud total a partir de la unión de los puntos medios de los anchos de obra situados en los quiebres.

El ancho mínimo observado es de 2.27 [m], sin embargo, se encuentra en la entrada de la obra por lo cual no es determinante en la potencialidad de instalación del sistema en dicho taller. En la Figura 6.5 se observa un área punteada, este espacio corresponde al Cuarto de Núcleos, con lo cual queda descartada esta sección de la obra, al tener uso hasta la actualidad. Se determinó que el largo útil del Taller 1,100 es de 34.65 [m]. El ancho mayor hallado fue de 4.0 [m] y tiene una altura de 3.5 [m].



**Figura 6.5** Anchos críticos del Taller 1,100

*Fuente: Modificado de Minera Tizapa*

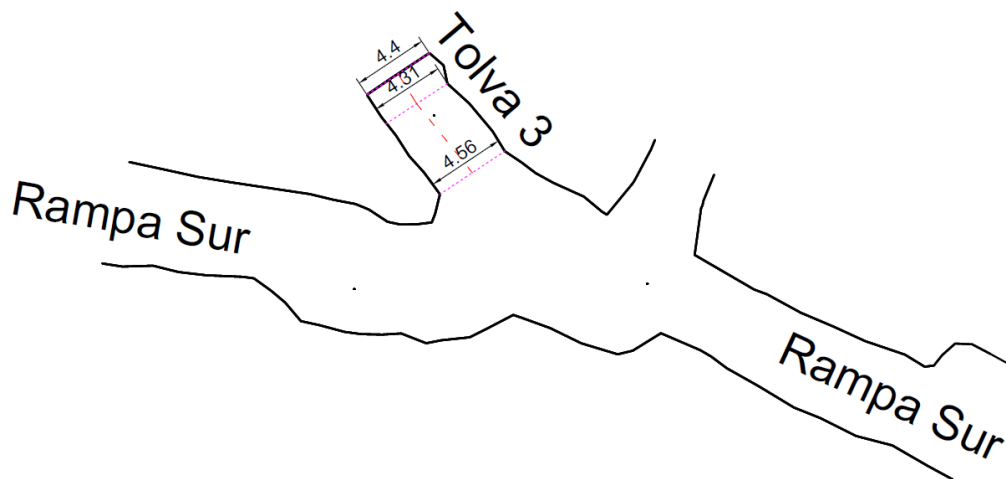
*Nota: sin escala, cotas en metros.*

### 6.3.3 Tolva 3

Como su nombre lo indica, se trata de un escape utilizado anteriormente como cargadero. Se ubica sobre la Rampa Sur, aproximadamente a 90 [m] de distancia en planta del Taller 1,100, es decir, un desnivel cercano a los 11 [m] (Figura 6.6). El largo total de la Tolva 3 es de 7.26 [m], mientras que el ancho mínimo medido tiene 4.31 [m], el ancho del portal es de 4.56 [m] y el claro del tope de 4.4 [m].

La Tolva 3, como puede apreciarse, no cumple con el criterio iv) mencionado en 6.3, ya que su longitud total es mucho menor en comparación a los talleres y, además, daría

tratamiento a los puntos DA-7 hasta DA-12. Sin embargo, si se piensa que la instalación y la vida operativa del sistema de neutralización tienen lugar durante la fase de cierre de operaciones, se propone el desarrollo, a partir del tope actual, de una contrafrente con la longitud necesaria para albergar la celda. Lo anterior, está en discordancia con el criterio iii de selección, no obstante, el criterio principal es la solución del problema a largo plazo.



**Figura 6.6** Dimensiones de la Tolva 3

*Fuente: Minera Tizapa*

*Nota: acotaciones en metros, sin escala*

## 7. Propuesta para la instalación del sistema

### 7.1 Consideraciones para el diseño

El diseño del sistema se efectuó con base en tres aspectos: en primer lugar, se consideraron las obras Taller Capricornio y Taller 1,100 como aptas para albergar la instalación de la celda. Se evaluaron por separado, debido a que cada una de ellas recibe escurrimientos ácidos de distintos puntos, por lo cual, uno de los factores de decisión ha sido la cantidad de puntos de generación a los cuales es capaz de darles tratamiento y sus caudales. También, en segundo lugar, se considera que la caliza tendrá una pérdida de entre el 2 y 45% de la eficiencia en neutralización (Ziemkiewicz *et al.*, 1997). Se decidió usar un criterio conservador, de entre 15 y 20%, como factor de seguridad para el dimensionamiento del sistema. Este porcentaje, se aplicó al tiempo de residencia, debido a que el aumento en el pH está en función del tiempo de contacto entre la roca y el drenaje ácido. Y el tercer criterio se fundamentó en los parámetros obtenidos en la prueba 1 (Tabla 7.1) realizada y documentada por López (2016), en donde se puede observar la disminución de la acidez conforme transcurre el tiempo.

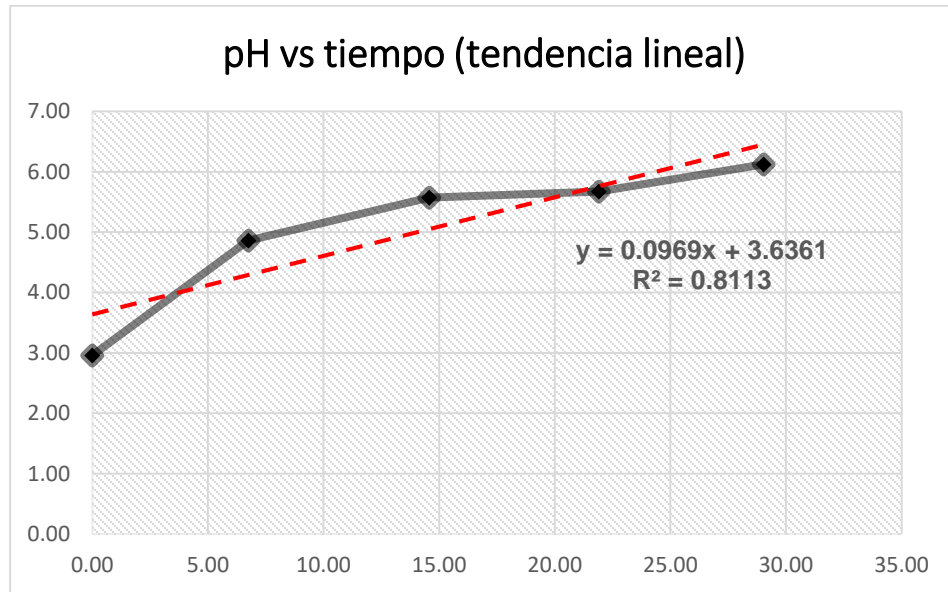
**Tabla 7.1** Prueba N°1

Muestra	Tiempo transcurrido (h)	pH
Inicial	0.00	2.96
Derrame 1	6.75	4.86
Derrame 2	14.57	5.57
Derrame 3	21.90	5.67
Derrame final	29.03	6.12

*Fuente: López (2016)*

Como se puede apreciar, el potencial de hidrógeno máximo alcanzado fue de 6.12 al cabo de 29.0 horas, se realizó una estimación del tiempo necesario para alcanzar el valor de 7 (neutro) mediante la construcción de una gráfica (Figura 7.1) en la cual el pH está en función del tiempo (pH vs tiempo).

Si bien se sabe que la velocidad de disolución de los carbonatos se reduce conforme el pH aumenta, se consideró el valor de pH = 7 ya que en las pruebas realizadas por Goslinga (2015), Hernández (2015), Laurel (2016) y Salvador (2016) se conseguía la remoción completa de Al, Cu, Fe; así como parte de Cd y Zn.



**Figura 7.1** Variación del pH con respecto al tiempo

La ecuación de la línea de tendencia es:

$$y = 0.0969x + 3.6361 \quad (7.1)$$

Dado que el pH está definido por el tiempo, la misma ecuación se puede reescribir de la manera siguiente:

$$\text{pH}(t) = 0.0969t + 3.6361 \quad (7.2)$$

El valor deseado es  $\text{pH}(t) = 7$ , se sustituye este valor en la ecuación 7.2, y se despeja la variable  $t$ :

$$t = \frac{7 - 3.6361}{0.0969} = 34.72 \quad (7.3)$$

Con el resultado de la ecuación 7.3, se sabe que el tiempo estimado para llegar a pH neutro es de 34.72 horas.

En resumen, los criterios que se usarán para el diseño son:

- I. Los puntos de generación de acidez designados a cada obra
- II. La pérdida del 15 al 20% en la eficiencia en neutralización
- III. Un tiempo de residencia de 34.72 [h] para lograr un pH neutro

## 7.2 Instalación del sistema

Para instalar el sistema, se desarrolló el siguiente modelo (ecuación 7.4) para calcular el tiempo de residencia del DAM dentro del sistema, considerando los criterios mencionados en la sección 7.1:

$$t_{\text{residencia}} = t_{\text{rpH7}} * f_z \quad (7.4)$$

De donde:

- $t_{\text{residencia}}$  – es el tiempo total en el que el DA está en contacto con la caliza
- $t_{\text{rpH7}}$  – es el tiempo, en horas, requerido para elevar la solución a un pH = 7, calculado con la ecuación 7.3
- $f_z$  – es el factor de disminución de eficiencia de la caliza, a partir de Ziemkiewicz *et al.* (1997), que puede variar entre 1.15 y 1.20.

Con el cálculo de dicho tiempo, es posible obtener el volumen contenido en todos los módulos, utilizando la ecuación 7.5

$$G_{\text{DAM}} = \frac{V_{\text{sistema}}}{t_{\text{residencia}}} \quad (7.5)$$

Donde:

- $G_{\text{DAM}}$  – gasto o caudal de drenaje ácido en [L/min]
- $V_{\text{sistema}}$  – cantidad en litros que debe contener el sistema al cabo del tiempo estipulado por (7.4)
- $t_{\text{residencia}}$  – tiempo en el cual se espera que haya un aumento de pH igual a 7, en minutos

Despejando V:

$$V_{\text{sistema}} = G_{\text{DAM}} * t_{\text{residencia}} \quad (7.6)$$

El número de submódulos ( $N_s$ ) puede calcularse dividiendo el volumen del sistema ( $V_{\text{sistema}}$ ) entre el volumen del submódulo ( $V_{\text{submódulo}}$ ):

$$N_s = \frac{V_{\text{sistema}}}{V_{\text{submódulo}}} \quad (7.7)$$

El volumen  $V_{\text{submódulo}}$  es una variable libre, esto quiere decir que su valor está en función de las dimensiones del ancho, largo y alto de cada submódulo que se asignen a criterio; considerando, como parámetros esenciales, las dimensiones de las obras. Asimismo, con



base en mediciones hechas durante el trabajo experimental previo, se considera que la roca empacada ocupa el 50% del volumen total. De tal modo, el volumen de submódulo se puede calcular utilizando la ecuación (7.8):

$$V_{\text{submódulo}} = \frac{(\text{ancho} * \text{largo} * \text{alto})_{\text{submódulo}}}{2} \quad (7.8)$$

El largo total de la celda ( $L_c$ ) se calcula a partir del largo propuesto del submódulo multiplicado por el número de submódulos:

$$L_c = \text{largo}_{\text{submódulo}} * N_s \quad (7.9)$$

### 7.3 Instalación en el Taller de Capricornio

Como se mencionó anteriormente, los puntos tributarios de Taller Capricornio son DA-1, DA-2, DA-3, DA-4 y DA-5. Con las mediciones realizadas por Neri (2014) es posible calcular el aforo para el cual se debe dimensionar el sistema en esta obra (tabla 7.2).

**Tabla 7.2** Aforo de los puntos tributarios al Taller Capricornio

Punto	Flujo [L/min]
	3 de mayo
DA-1	5.2
DA-2	1.7
DA-3	0.52
DA-4	-
DA-5	-
<b>Total</b>	<b>7.42</b>

*Fuente: Neri (2014)*

Neri (2014) explica que no fue posible obtener el aforo para el punto DA-4, debido a que la cantidad de DAM que escurre es mínima y se encuentra en una obra cubierta con material estéril. Tampoco se determinó el flujo del sitio DA-5, ya que el DA generado en dicho punto no escurre hacia la acequia de la Rampa Sur, sino que se encuentra estancado en una pileta. El tiempo necesario para neutralizar un caudal  $G_{\text{DAM}} = 7.42$  [L/min] se calcula sustituyendo en (7.4), empleando un factor  $f_z$  de 1.2 ya que, considerando los criterios de diseño de Zipper y Skousen (2014), se espera que en flujos relativamente bajos la roca se recubra con mayor cantidad de oxihidróxidos:

$$t_{\text{residencia}} = 2500 \text{ [min]} \quad (7.10)$$

Y el volumen del sistema se obtiene con el caudal y el resultado de (7.10), sustituyendo en (7.6):

$$V_{\text{sistema}} \cong 18,550 \text{ [L]} \quad (7.11)$$

El ancho mínimo del Taller Capricornio es de 2.61 [m], por lo tanto, se propuso que los submódulos se construyan con un ancho de 2.0 [m], una altura de 1.5 [m] y un largo de 2 [m], entonces, empleando la fórmula (7.8):

$$V_{\text{submódulo}} = 3.0 \text{ [m}^3\text{]} = 3,000 \text{ [L]} \quad (7.12)$$

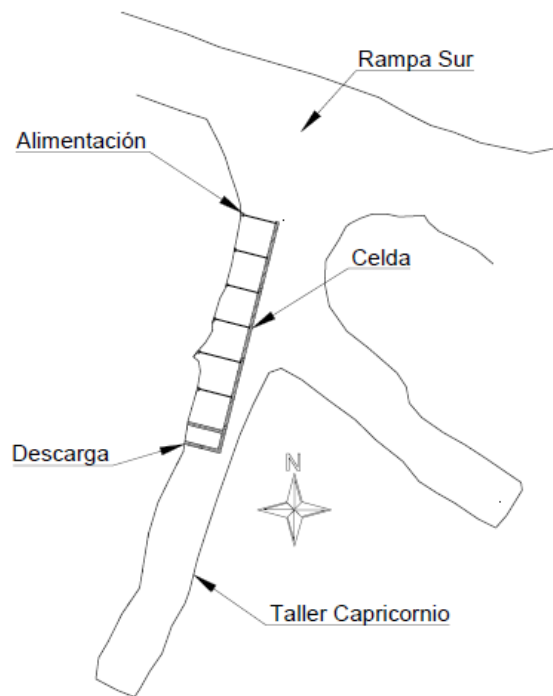
Por último, el número de submódulos se obtiene con (7.7):

$$N_s \cong 6.2 \quad (7.13)$$

El resultado se trunca a 6 submódulos, debido a que los módulos se construyen en pares de submódulos. Entonces, el largo de la celda tiene una longitud de (ecuación 7.9):

$$L_c = 12 \text{ [m]} \quad (7.14)$$

A dicha longitud, debe añadirse las dimensiones de los materiales de construcción, lo cual se explica a continuación.



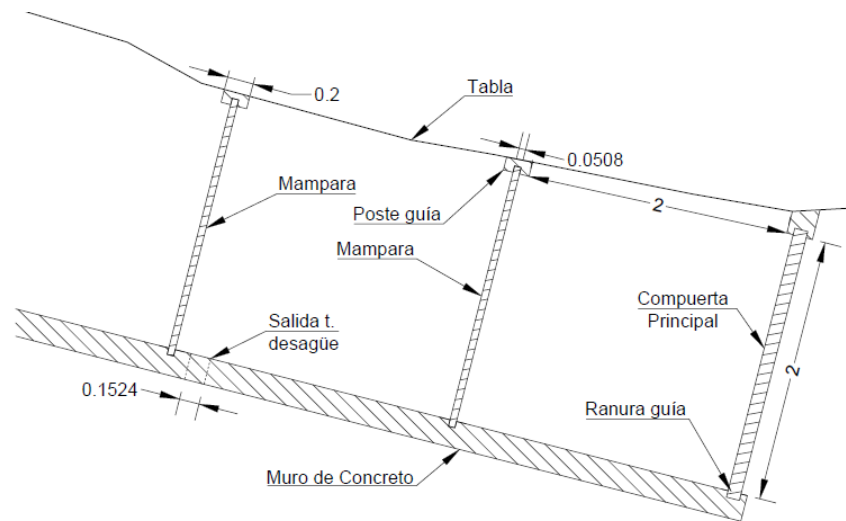
**Figura 7.2** Proyección de la celda con respecto al Taller Capricornio.

*Nota: acotaciones en metros, sin escala.*

El diseño final consiste en seis submódulos, con 2.0 [m] de largo, 1.50 [m] de alto y un ancho que va desde 2.00 hasta 2.70 [m], el cual está determinado por la distancia que existe entre el muro este y la tabla oeste de la obra (tabla derecha, en perspectiva de campo), la

cual es una superficie irregular, por lo que fue necesario ajustar la geometría de la celda para no perder espacio que comprometiese la capacidad (Figura 7.2).

Por consiguiente, el ancho mínimo de la celda es de 2.00 [m], como se determinó en los cálculos, llegando hasta 2.70 [m] en su sección más ancha. En cuanto al muro este (izquierdo, de ahora en adelante) se construiría de concreto armado, con 20 [cm] de espesor, para asegurar la impermeabilidad, a un largo de 14.60 [m] y con una altura de 1.70 [m], dando así 20 [cm] de diferencia entre mamparas y muro como bordo libre para evitar el derramamiento del DAM. Sobre el muro izquierdo se pueden observar ranuras con 2" de abertura, mismas que tienen la función de guías para las mamparas-compuerta. Estas últimas se fabricarían con madera de pino, la cual es una madera impermeable, con 4" de espesor y una altura de 1.70 [m] para la compuerta principal y 2" de espesor por 1.50 [m] de altura para el resto de las mamparas y un largo variable, según el módulo donde se instale. Sobre la tabla, se propone la construcción de postes guía de concreto armado, sobre los cuales se deslizará el extremo derecho de las mamparas, diseñados con 20 [cm] de largo, una altura de 1.70 [m] y un espesor variable, mismo que deberá ajustar con la longitud de la compuerta, las dimensiones de la ranura, hasta hacer contacto con la tabla del Taller (Figura 7.3).

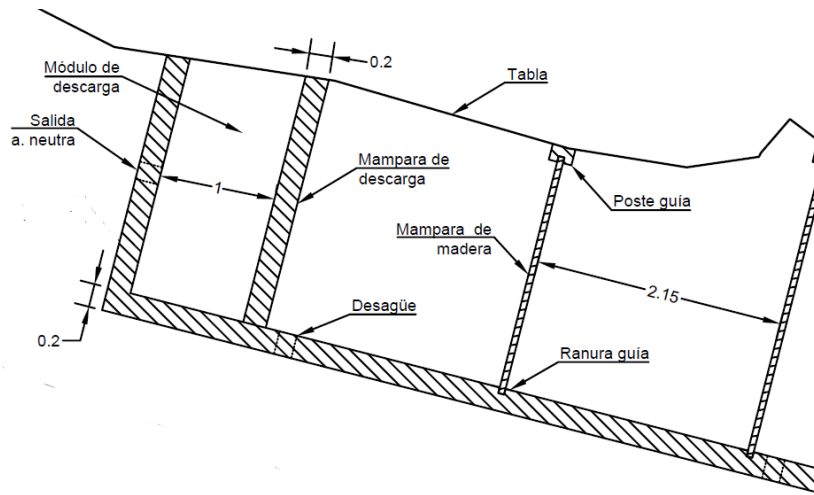


**Figura 7.3** Vista en planta del módulo de alimentación de la celda.

*Nota: acotaciones en metros, sin escala.*

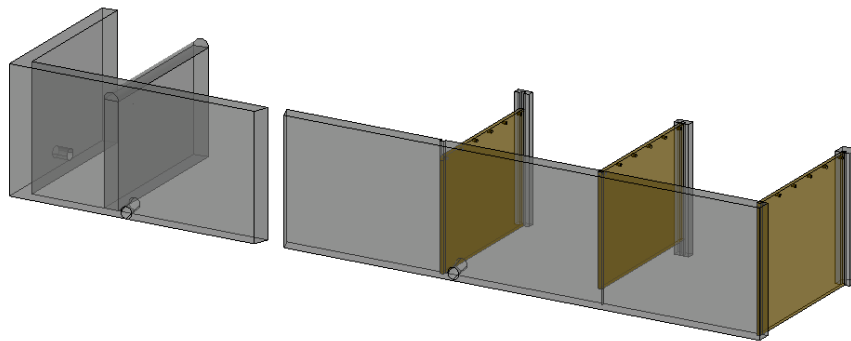
Las ranuras se diseñaron para cubrir 5.00 [cm] por cada lado de las mamparas. Al final de los módulos se construye una mampara de descarga hecha con concreto de 20 [cm] de espesor, la finalidad de esta última es dividir el módulo final del módulo de descarga, donde

caerá el agua neutralizada. Este módulo de derrame tiene 1.00 [m] de longitud, ancho promedio de 2.10 [m] (Figura 7.4).



**Figura 7.4** Vista en planta del módulo final y el módulo de descarga.  
 Nota: sin escala, acotaciones en metros.

Las mamparas se colocan alternándose a diferentes alturas para la formación de los flujos ascendente y descendente, por lo cual, algunas tendrán una altura de 20.00 [cm] sobre el fondo de la celda y otras hacen contacto con el fondo de la celda, tal y como se construyó en la celda a escala.



**Figura 7.5** Modelo 3D de la celda

Nota: sin escala. Puede apreciarse que la mampara principal es más grande que las otras. Las mamparas intermedias (de alimentación) descansan sobre la ranura, permitiendo que el DAM pase por debajo de los 20 [cm] de diferencia. Los postes deben colocarse en contacto con la tabla.

Asimismo, se construyen los orificios sobre el armado de concreto para proveer salida del líquido cuando se realicen labores de mantenimiento. Se coloca un barrenado para tubería en cada módulo, de la misma manera en la cual se conceptualizó en la celda de laboratorio. Se aprecia, por otra parte, el diseño del módulo de descarga. En el módulo de descarga se deja un orificio de 6" (15.24 [cm]) dedicado a la instalación de una tubería para agua neutra.

Se recomienda que en el módulo 1 se utilice filita gráfica, en concordancia a las pruebas de laboratorio. Para los demás módulos se recomienda el uso de caliza. Asimismo, los filtros se instalan en el submódulo 3, después del módulo de filita. Los detalles de la construcción del sistema de filtrado se tratan en el apartado 7.7.

#### 7.4 Instalación en el Taller 1,100

El punto afluente al Taller 1,100 corresponde al DA-6, considerando que el drenaje producido en DA-1 a DA-5 ya fue tratado en el Taller Capricornio. De la misma forma, se utilizaron los datos presentados por Neri (2014) para conocer el aforo tributario al Taller 1,100 (Tabla 7.3).

**Tabla 7.3** Flujo tributario al Taller 1,100

Punto	Flujo [L/min]
	3 de mayo
DA-6	29.4
<b>Total</b>	<b>29.4</b>

*Fuente: Neri (2014)*

Estimando el tiempo de residencia con un criterio  $f_z$  del 1.15, ya que en caudales relativamente altos los sedimentos se mantienen en suspensión, disminuyendo el recubrimiento de roca (Zipper y Skousen, 2014). Usando la ecuación (7.4):

$$t_{\text{residencia}} = 2,390 \text{ [min]} \quad (7.15)$$

Mientras que el volumen contenido en la celda se obtiene multiplicando el tiempo de residencia y el flujo tributario, con lo cual, el sistema debe tener una capacidad de:

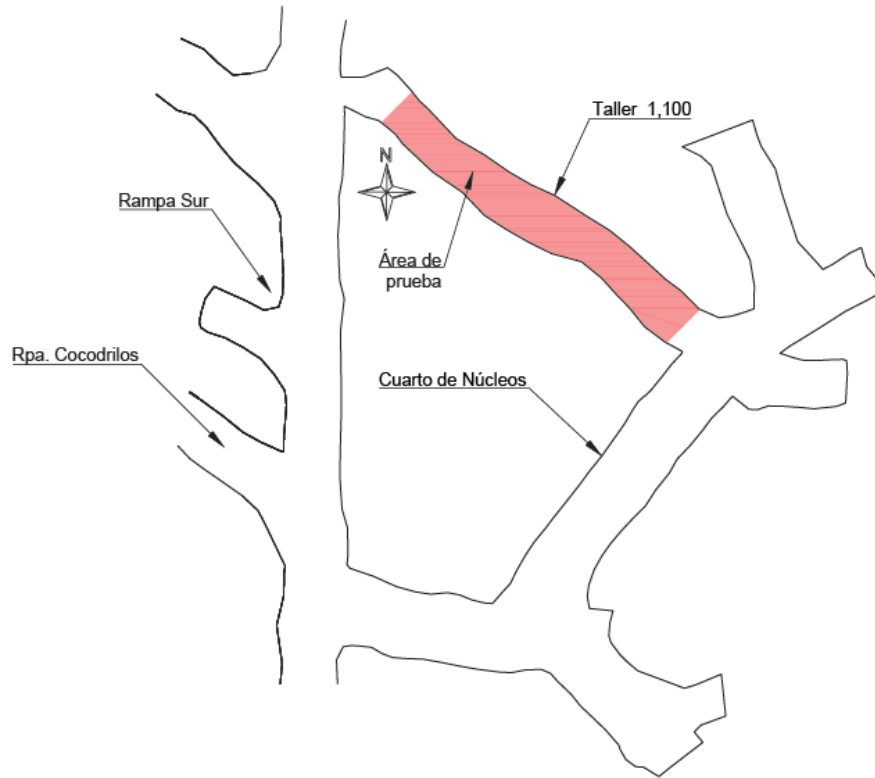
$$V_{\text{sistema}} = 70,266 \text{ [L]} \quad (7.16)$$

Se propuso un sistema similar al del Taller Capricornio, sin embargo, no hay suficiente espacio para instalar una celda de características análogas. Para resolver esta situación se propone que el sistema esté delimitado lateralmente por ambas tablas de la obra, por una compuerta de entrada en el módulo de alimentación y un muro de concreto en la salida para dar espacio a un módulo de descarga. Los flujos interiores necesarios se consiguen mediante la instalación de mamparas de madera, las cuales se instalan en postes guía de concreto, contruidos en contacto con las tablas.

Para comprobar lo anterior, es necesario conocer el volumen requerido. Por la ecuación (7.16) se sabe que cualquiera que sea el diseño final debe tener espacio para 70,266 [L] de aguas ácidas. Este volumen debe multiplicarse por dos ya que la roca ocupa el 50% del volumen total, entonces:

$$V_{\text{requerido}} = 140,532 \text{ [L]} \quad (7.17)$$

Ya que la celda ocupará por completo cierta área del Taller 1,100 se debió comprobar que existía la superficie suficiente. Se determinó arbitrariamente un área de prueba (Figura 7.6):



**Figura 7.6** Área de prueba, en rojo

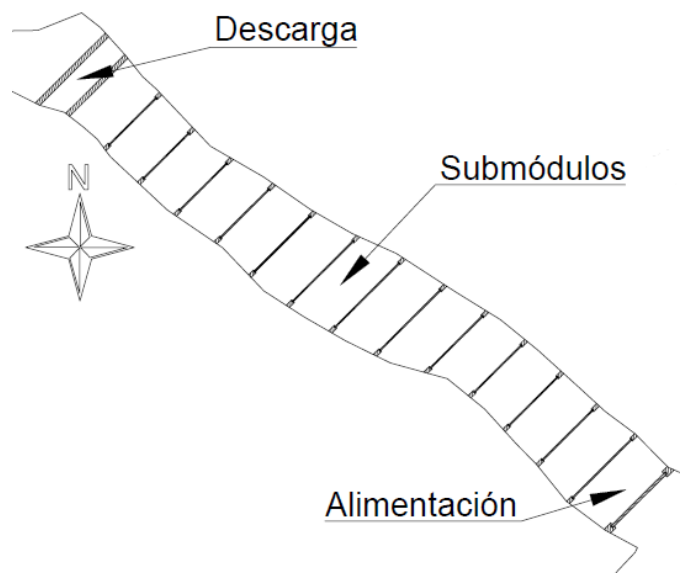
*Nota: sin escala*

La superficie marcada tiene un valor de 102.0 [m<sup>2</sup>]. Se propusieron 1.50 [m] como altura de las mamparas dentro de la celda. Realizando las debidas operaciones, se obtiene que:

$$V_{\text{disponible}} = 102.0 \text{ [m}^2\text{]} \cdot 1.50 \text{ [m]} = 153.0 \text{ [m}^3\text{]} \quad (7.17)$$

Convirtiendo a litros, el volumen es de 153,000 [L], lo cual cumple con los requerimientos estimados. Se divide el área en segmentos de 2.0 [m] de ancho, obteniendo un total de 14 submódulos, a las cuales se debe añadir el módulo de descarga (Figura 7.7). Al igual que la celda del Taller Capricornio, se instala una compuerta de madera en la entrada del sistema con un espesor de 4" (10.16 [cm]) y una altura de 1.70 [m], para dejar un bordo libre de 20 [cm]. Los paneles laterales están conformados por las tablas de la obra. Cada submódulo está dividido por compuertas de madera, por lo que se construyen postes de concreto

armado con ranuras de fijación para las mamparas con altura de 1.70 [m] en la compuerta principal y 1.50 [m] en las mamparas restantes.



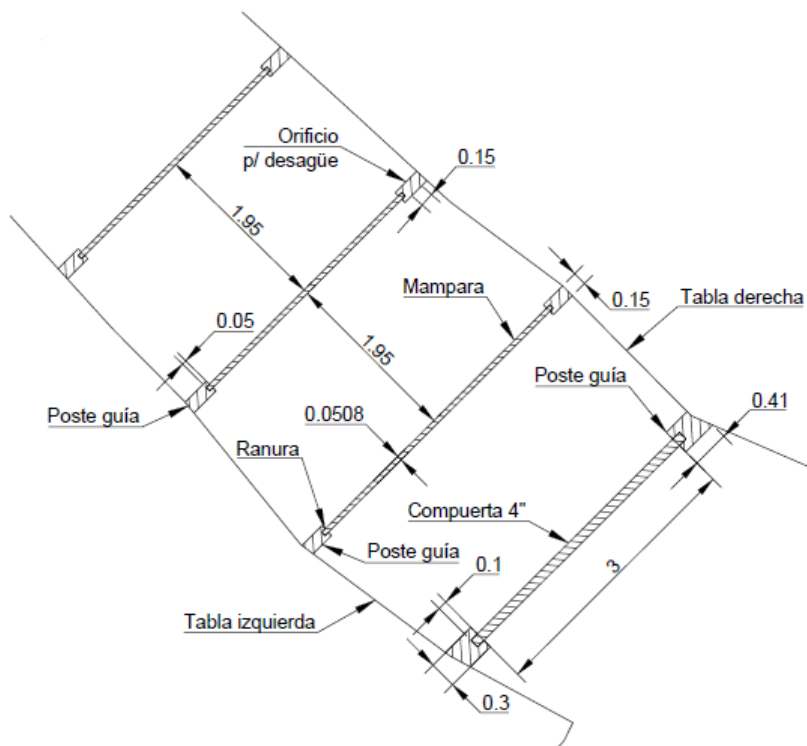
**Figura 7.7** Proyección del sistema en el Taller 1,100

*Nota: sin escala*

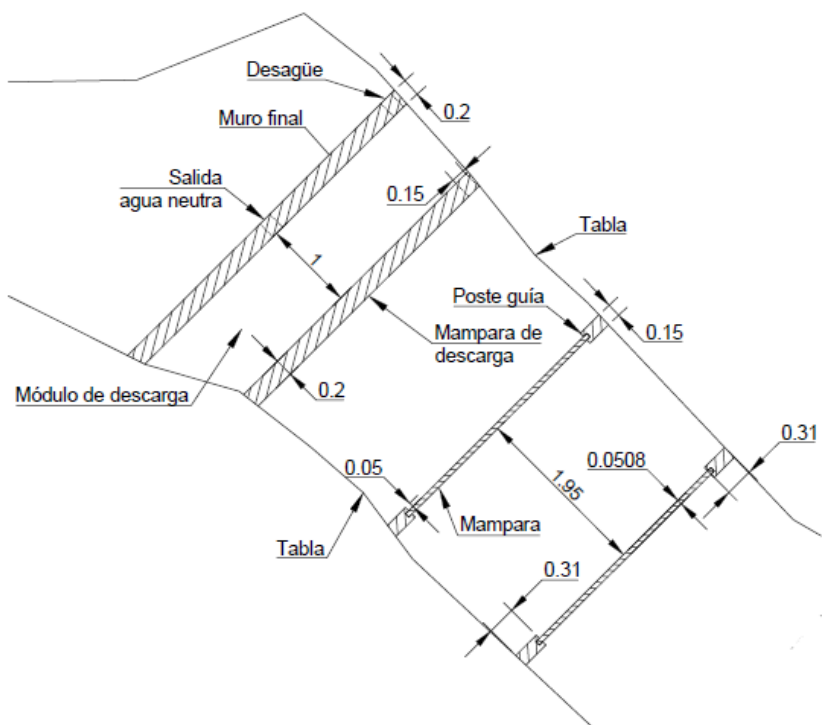
El espesor de las mamparas interiores es de 2". El poste guía de la compuerta de acceso se construye con 30.0 [cm] de espesor, 10.0 [cm] de ranura y una distancia variable a las tablas, ajustándose a las discontinuidades de la obra. El resto de los postes se construye con 15.0 [cm] de espesor, 5.0 [cm] de ranura y distancia variable a las tablas. (Figura 7.8)

Se debe considerar, para la construcción de los postes guía de la tabla derecha, el paso de la tubería de desagüe. Para ello es necesario dejar un orificio de 15.24 [cm] (6 pulgadas) al fondo de dichas estructuras.

En el extremo final de la celda, se construye una mampara de descarga construida con concreto, con 20.0 [cm] de ancho, cubriendo el claro entre tablas. A un metro de distancia se coloca otro muro de características similares. Ambos muros delimitan el módulo de descarga donde se capta toda el agua neutra que va escurriendo del sistema de tratamiento. En la zona inferior del muro de descarga, se construyen dos salidas para tubería de 6" para agua neutra y para desagüe (Figura 7.9).



**Figura 7.8** Componentes de la celda 1,100 en la zona de alimentación  
*Acotaciones en metros, sin escala*



**Figura 7.9** Componentes de la celda 1,100, en la zona de descarga  
*Sin escala, acotaciones en metros.*



Para el llenado de roca, se recomienda llenar con filita grafitica los primeros cuatro submódulos y dejar el resto con roca caliza. Por las características con las cuales este sistema se ha diseñado, no se recomienda el uso de los filtros, ya que no hay acceso a los submódulos del sistema durante la operación.

### 7.5 Instalación en la Tolva 3

Debido a que no se tiene información detallada sobre la obra denominada Tolva 3 se propone desarrollar una contrafrente paralela a la Rampa Sur a partir del tope de la Tolva 3. Se requiere en primera instancia conocer la longitud total del sistema. Para ello es necesario calcular el volumen de drenaje ácido que se neutralizaría en esta obra considerando los puntos tributarios.

Neri (2014) aforó el caudal total que escurre hacia la pileta, donde actualmente se tiene el sistema activo de neutralización, el cual tiene un valor máximo de:

$$G_{TOTAL} = 104.22 \text{ [L/min]} \quad (7.19)$$

De donde,  $G_{TOTAL}$  es el gasto o caudal total de drenaje ácido presente en la mina. Los puntos afluentes a la Tolva 3 son a partir de DA-7 hasta DA-12 (Figura 4.1 y Figura 6.3), en consecuencia, parte de dicho caudal es tratado en los sistemas instalados en el Taller Capricornio y Taller 1,100. Por tanto, el caudal para la Tolva 3 es igual a diferencia del gasto total  $G_{TOTAL}$  menos la suma del DA que ya ha sido neutralizado:

$$G_{TOTAL} = G_{Capricornio} + G_{1,100} + G_{Tolva} \quad (7.19)$$

$$G_{Tolva} = G_{TOTAL} - (G_{Capricornio} + G_{1,100}) \quad (7.20)$$

Donde:

- $G_{Tolva}$  – caudal a tratarse en el contracañón
- $G_{Capricornio}$  – caudal de DA tratado en el Taller de Capricornio
- $G_{1,100}$  – gasto de aguas ácidas neutralizadas en el Taller 1,100.

Con los datos de 7.3 y 7.4 se sabe que los caudales tributarios a las obras son 7.42 [L/min] para Capricornio y 29.4 [L/min] para 1,100, luego:

$$G_{Tolva} = 104.22 - (7.42 + 29.4) \left[ \frac{\text{L}}{\text{min}} \right] = 67.4 \left[ \frac{\text{L}}{\text{min}} \right] \quad (7.20)$$

A partir de lo anterior, se aplican las ecuaciones descritas en 7.2 para conocer el tiempo de tratamiento y el volumen residente del sistema: En este caso se utilizará un factor de

disminución de eficiencia de 1.2, puesto que al ser una obra nueva existe la libertad de aumentar el multiplicador de seguridad, entonces:

$$t_{\text{residencia}} = 2,500 \text{ [min]} \quad (7.21)$$

Y luego:

$$V_{\text{sistema}} = 168,500 \text{ [L]} \quad (7.22)$$

Debido a que se tiene un ancho al tope de 4.4 [m], se propone continuar con una sección cuadrada de 4.4x4.4 [m], haciendo posible que la celda tenga 3.0 [m] de ancho un largo de 2.0 [m] y 2.0 [m] de altura, dejando un espacio 1.4 [m] para maniobras de mantenimiento. Se calculó el volumen del submódulo:

$$V_{\text{submódulo}} = 6.0 \text{ [m}^3\text{]} = 6,000 \text{ [L]} \quad (7.23)$$

En cuanto al número de submódulos, se obtuvo lo siguiente:

$$N_s \cong 28.08 \quad (7.24)$$

El número de submódulos  $N_s$  se trunca a 28. El largo del sistema es de:

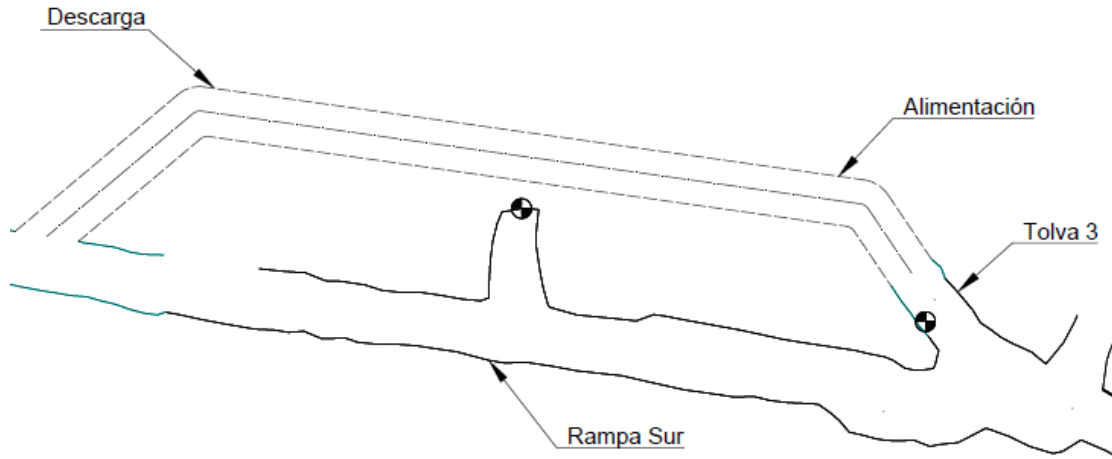
$$L_c = 56.0 \text{ [m]} \quad (7.25)$$

La obra nueva debe tener al menos 56 [m] para alojar la celda de neutralización. A este valor falta añadirle las dimensiones de las obras de acceso y de los materiales de construcción.

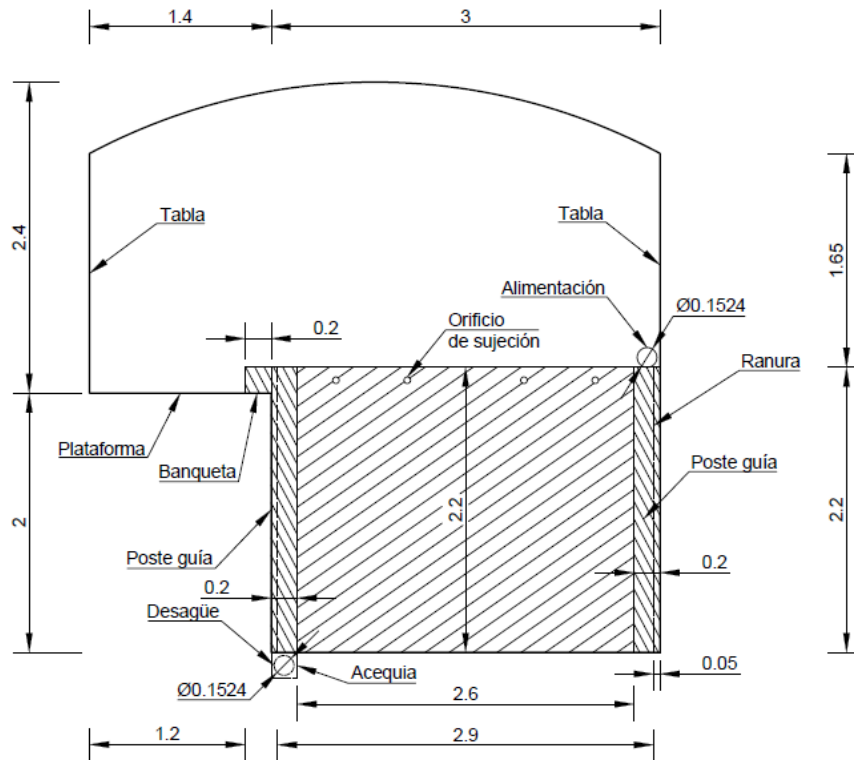
Para el diseño de la obra se consideró, en primer lugar, el rumbo promedio de la Tolva 3, mismo que tiene un valor de Az. 326°, y el rumbo promedio de la Rampa Sur, Az. 278°. La contrafrente, al ser paralela a la Rampa Sur, deberá colarse al mismo rumbo. También se consideró la intersección con otras obras. Según el plano de mina, existe un cargadero, cuyas características se desconocen, el cual es preferible evitar durante el cuele.

La sección está diseñada para tener una plataforma de 2.0 [m] de alto, construida en roca y sobre la cual puede desplazarse el personal para realizar actividades de mantenimiento. Se construye una banquetta de concreto con 20.0 [cm] de alto y 20.0 [cm] de ancho para dar lugar al bordo libre.

La celda se constituye por los mismos elementos que los sistemas anteriormente descritos: postes guía, ranuras, mamparas de madera, y cuyas especificaciones se muestran en la Figura 7.11:

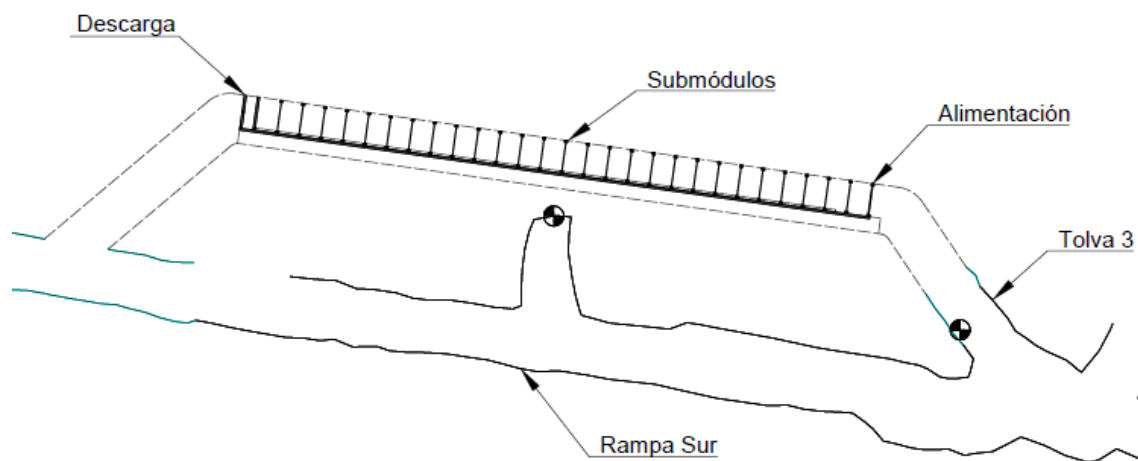


**Figura 7.10** Proyección de la contrafrente  
*Sin escala*



**Figura 7.11** Sección de la contrafrente  
*Sin escala, acotaciones en metros*

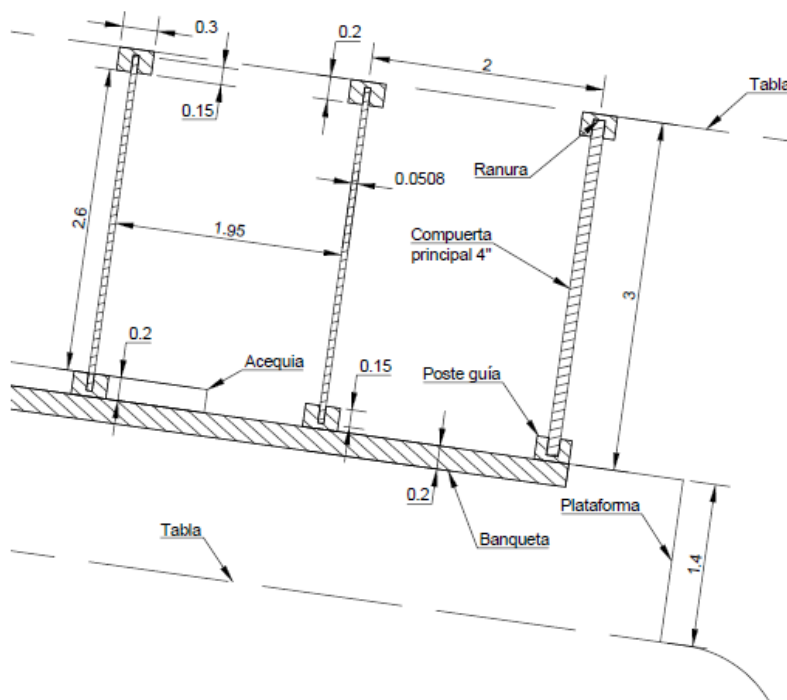
La mampara de acceso tiene 2.9 [m] de ancho y 2.2 [m] de alto, sin embargo, únicamente queda expuesto 2.6 [m] debido a las ranuras, por lo que esta última longitud es el claro de acceso para la maquinaria a la hora de dar mantenimiento. El resto de las mamparas tienen únicamente 2.0 [m] de alto y un ancho igual al mencionado para la compuerta de acceso.



**Figura 7.12** Colocación de los submódulos en la contrafrente

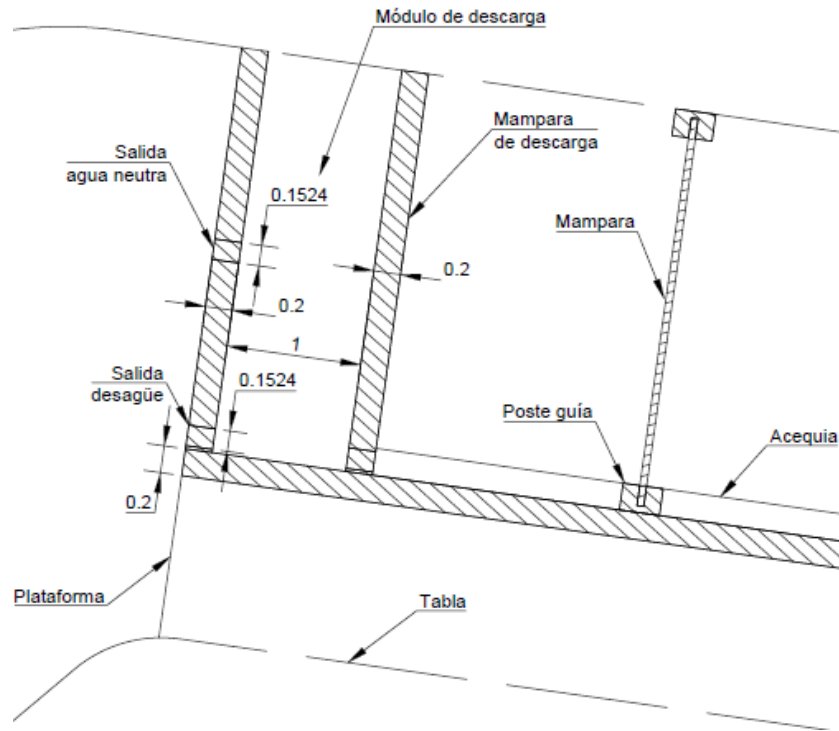
*Nota: Sin escala*

A partir del submódulo 2, se hunde una acequia, sobre la cual corre la tubería de desagüe. Debe encontrarse a desnivel con respecto al fondo del sistema para protegerse de los movimientos que realizará la maquinaria. Por ello, los postes guía izquierdos tienen un orificio inferior de 6" de diámetro. En las Figuras 7.13 y 7.14, puede observarse a detalle los elementos que constituyen la celda, con sus dimensiones, en la zona de alimentación y descarga, respectivamente.



**Figura 7.13** Celda de la Tolva 3, zona de alimentación

*Acotaciones en metros, sin escala*



**Figura 7.14** Zona de descarga, celda Tolva 3  
Sin escala, acotaciones en metros

Para este sistema se recomienda el uso de filita gráfica en los primeros cuatro módulos, es decir, alrededor de la cuarta parte del sistema, como se ha manejado desde las pruebas de laboratorio. El filtro se instalará después de los módulos de filita en el submódulo 9. Para el mantenimiento del filtro se accede a través de la plataforma.

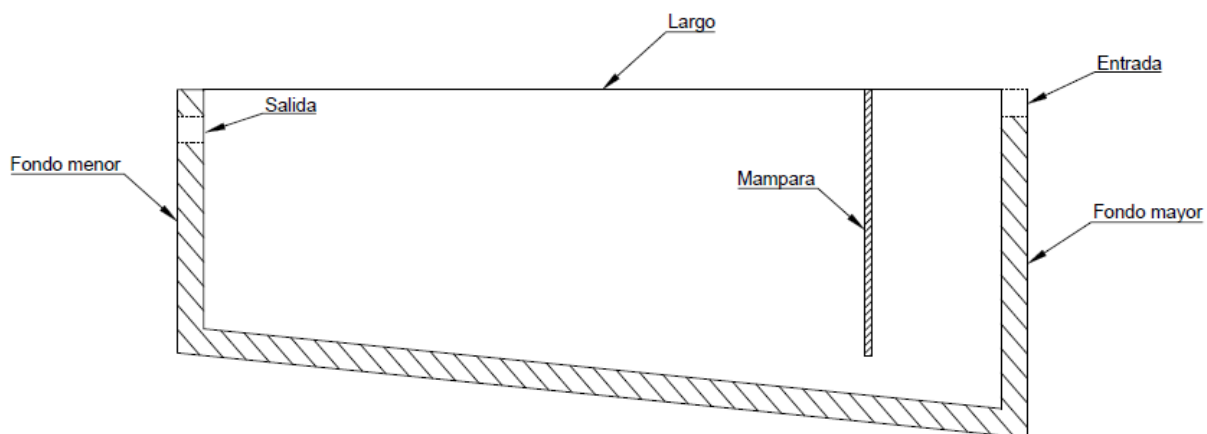
## 7.6 Mantenimiento, manejo de residuos y conducción de agua

### 7.6.1 Mantenimiento y manejo de residuos

Por las características del sistema, el mantenimiento consiste en la limpieza de la roca por la formación de sedimentos debido a que estos ocupan los espacios de vacíos dentro de la celda obstruyendo el flujo del DA. La periodicidad de dicha actividad se definirá a partir de una prueba piloto. El mantenimiento se realiza accediendo a la celda. Se requiere la remoción de las mamparas, ya sea manualmente o con ayuda de maquinaria. Según sea el caso puede efectuarse con un *bobcat* o, en donde el claro de la obra es mayor, con un *scooptram*. El primer paso es cortar el flujo de la celda por lo que se propone instalar un cortador de flujo en la tubería de alimentación. Como el flujo de DAM no se puede contener se recomienda que este sea enviado al sistema inferior consecutivo para su neutralización, en el caso de la celda Tolva 3 puede usarse el sistema activo de tratamiento durante el

tiempo que dure esta actividad. Se procede a abrir la tubería de desagüe y el drenaje contenido en la celda pasa por una pileta de decantación, en la cual se recuperan los sedimentos formados en el interior de la celda, mismos que se retiran mediante paleo. Para la disposición final de estos sedimentos se conducen, inicialmente, a la presa de jales. No obstante, actualmente se está realizando una investigación para evaluar la peligrosidad de los sedimentos y poder disponerlos de manera segura.

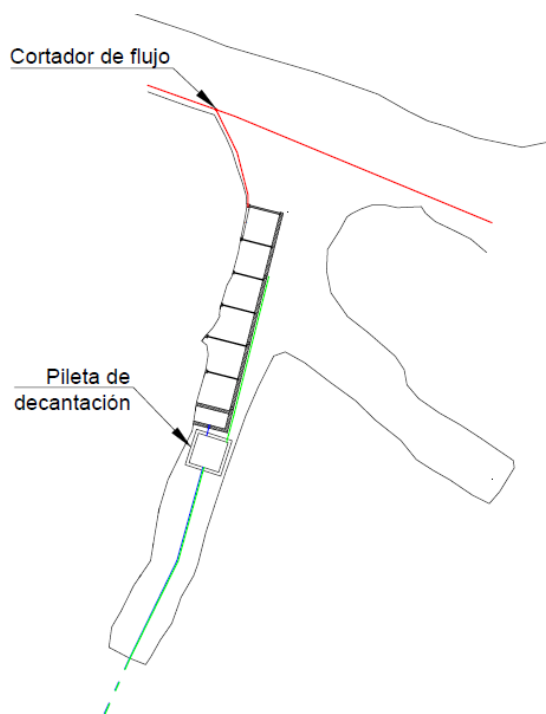
Para calcular las dimensiones de la pileta de decantación se midió en laboratorio un tiempo de asentamiento de 7 horas. Se determinó que la pileta debe tener capacidad para contener 8 horas de flujo correspondiente a cada sistema de tratamiento, se eligió este valor ya que representa las 7 horas de sedimentación más 1 hora de seguridad. Además, se propone que la construcción de esta sea de forma trapezoidal (Figura 7.15), instalándose una mampara en su interior para que el fluido descienda.



**Figura 7.15** Elementos de la pileta de decantación

### 7.6.2 Manejo del agua

En el Taller de Capricornio, el agua neutra (tubería azul) se dirige hacia la Rampa Sur. En la Figura 7.16 puede observarse que se instala una manguera a lo largo del Taller. La línea punteada indica la necesidad de colar un barreno para conectar el extremo de esta obra con la Rampa Sur. El agua de desagüe (tubería verde), se dirige hacia la pileta de decantación, se sugiere la conexión del agua decantada con la tubería de DAM (tubería roja) barrenando desde el tope del Taller hasta la Rampa Sur, en la imagen se indica como línea punteada. La pileta de decantación tiene 2.0 [m] de largo por 2.0[m] de ancho, un fondo menor de 0.8 [m] y un fondo mayor de 1.0 [m] para un volumen total de 3.6 [m<sup>3</sup>].

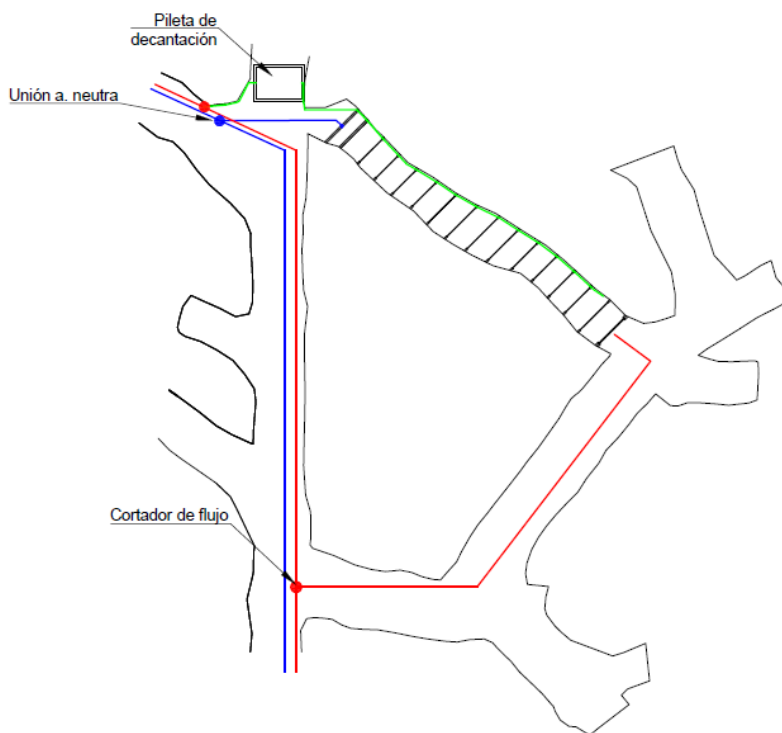


**Figura 7.16** Tubería en el Taller Capricornio

*Nota: En rojo, tubería de alimentación y corte de flujo de DAM. En azul, agua neutra. En verde, agua remanente en el sistema. Sin escala*

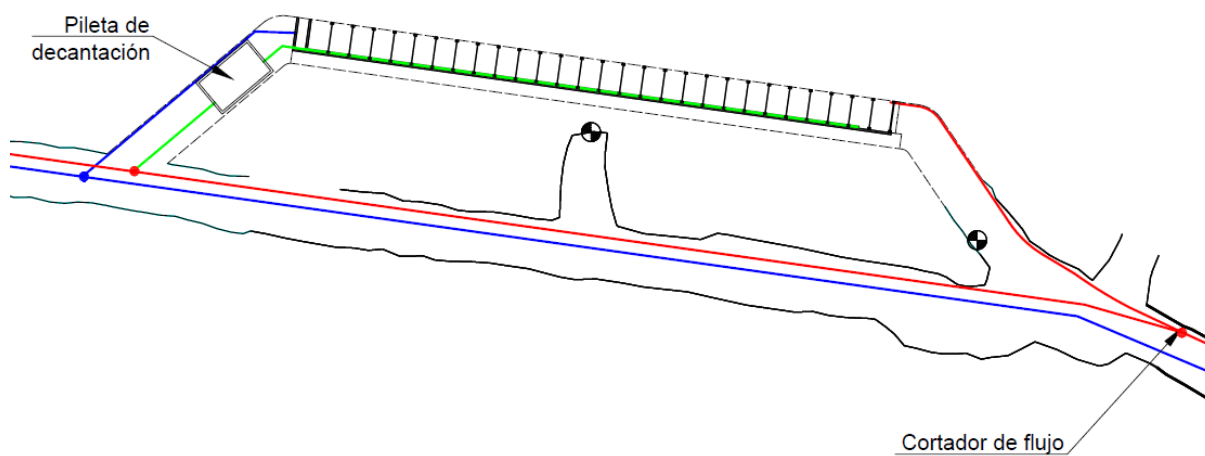
En la celda del Taller 1,100 se conduce el agua de manera similar (Figura 7.17). Se capta de la acequia el escurrimiento DA-6 y se alimenta la celda. El cortador de flujo se ocupa únicamente en labores de mantenimiento. La tubería de desagüe (verde) se encuentra en el fondo de la celda, abarcando todos los módulos y descargando su contenido en la pileta de decantación. El agua neutra, que de aquí sale, se une a una tubería de agua neutra (azul), instalada en la acequia, que proviene del derrame neutro del Taller Capricornio. La ubicación de las tuberías se deja únicamente indicada, la forma en la cual se instalarán dependerá de las condiciones de la mina. La pileta de decantación del Taller 1,100 se ubica a la salida de este, se propone su construcción con 4.0 [m] de largo, 3.0 [m] de ancho, 1.4 [m] en su fondo mayor y 1.0 [m] en su fondo menor para un volumen de 14.4 [m<sup>3</sup>].

En la contrafrente (Figura 7.18) se aplica la misma lógica que para las obras anteriormente descritas. Se captan los flujos de los puntos DA-7 a DA-12 sobre la acequia y se conectan a la tubería de DAM. Un cortador de flujo dirige las aguas ácidas, ya sea a la celda o al sistema activo de neutralización. El agua neutra resultante se transporta hacia la tubería correspondiente, sobre la cual ya fluye agua neutra. La tubería de desagüe se instala ahogada, es decir, al fondo del sistema. Vierte su flujo sobre una pileta de decantación y posteriormente se conecta a la tubería de DAM.



**Figura 7.17** Conducción del agua en el Taller 1,100

*Nota: sin escala. En azul, tubería de agua neutra. En rojo, tubería de conducción de DAM. En verde, agua de desagüe*



**Figura 7.18** Manejo de agua en la Tolva 3

*Nota: sin escala. En azul, tubería de agua neutra. En rojo, tubería de conducción de DAM. En verde, agua de desagüe*

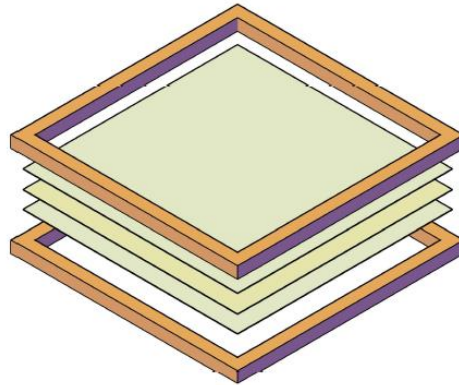
La pileta de decantación tiene 6.0 [m] de largo, 2.0 [m] en el fondo mayor, 1.4 [m] para el fondo menor y 3.5 [m] de ancho, dando un total de 35.7 [m<sup>3</sup>].



En todos los casos, se utilizará una tubería polietileno de alta densidad, conocida comercialmente como Extrupak, debido a la resistencia, flexibilidad y adaptabilidad que ofrece para su instalación. El diámetro que se seleccionó es de 6" (15.24 [cm]).

### 7.7 Construcción de filtros

Se fabrican de tres capas de tela, la inferior y la superior son de manta, como la construida en laboratorio, y en medio se extiende un lienzo de geotextil. Se utilizan dos marcos de madera para fijar las telas, de tal forma que pueda fluir el DAM a través de este (Figura 7.19). Se instalan en los submódulos de flujo descendente, descansando sobre la roca y procurando que la superficie del filtro capte la descarga del módulo anterior.



**Figura 7.19** Filtro

*Nota: Sin escala. Se observa las capas de tela descritas y la configuración de marco para permitir el flujo a través de este.*

## 8. Conclusiones

De acuerdo a los puntos de generación de DA es posible dividir los flujos para ser tratados en sistemas separados dentro de la mina.

El Taller de Capricornio puede dar tratamiento a los escurrimientos desde DA-0 hasta DA-5. El Taller 1,100; al punto DA-6 y, la Tolva 3, a los puntos DA-7 a DA-12. Con esto se logra un mayor aprovechamiento de los espacios libres dentro de la mina y permite tratar un caudal alto en distintos sitios. Además, dado que dichas obras ya no tienen uso, puede acondicionárseles sin interferir con el ciclo productivo, haciendo que el sistema pueda instalarse antes de la etapa de cierre de operaciones.

A partir de los cálculos y diseños presentados, se concluye que cada uno de los sitios seleccionados tiene las dimensiones suficientes para albergar un sistema con capacidad de dar tratamiento a los puntos de DA correspondiente, señalados en el párrafo anterior.

Las distintas propuestas se adaptan a las condiciones de espacio de las obras y al volumen de drenaje ácido a tratar. El concepto de celda propuesto es flexible y puede construirse como a) una celda de concreto, b) inundado y dividiendo en módulos una obra antigua por completo, y c) colando una obra nueva.

La operación del sistema es sencilla, ya que una vez instalada la roca en la celda y cerrando las compuertas, se dirige el flujo de DA hacia la celda y el agua tratada se recupera en la descarga. La parte crítica de la operación es en la instalación de la roca, el retiro de los sedimentos y en la sustitución de la roca cuando se requiera.

Es crucial definir la periodicidad del mantenimiento de los sistemas, por lo que se recomienda el desarrollo de una prueba piloto dentro del Taller Capricornio, con el fin de obtener datos más precisos acerca de la operación de la celda que permitan mejorar el sistema.

Lo siguiente es realizar la ingeniería de detalle. En dicha etapa se logra la cuantificación de los materiales necesarios para la construcción de los sistemas, permitiendo así estimar el costo de inversión, operación y determinar el costo-beneficio que este sistema tiene, principalmente, a largo plazo.

## Referencias

- Akcil, A., y Koldas, S. (2006). Acid Mine Drainage (AMD): causes, treatment and case studies. *Journal of Cleaner Production* 14, 1139-1145.
- Alcolea, A., Vázquez, M., Caparrós, A., Ibarra, I., García, C., Linares, R., y Rodríguez, R. (2012). Heavy metal removal of intermittent acid mine drainage with an open limestone channel. *Minerals Engineering* N°26, 86-98.
- Alfonso, P., Torró, L., Canet, C., Parcerisa, D., García-Vallès, M., Mata-Perelló, J. M., Mesa, C. (2011). Mineralogía del Yacimiento VMS de Zn-Cu-Pb-Ag-Au de Tizapa, México. *Macla* N°15, 27-28.
- Appelo, C., y Postma, D. (2005). *Geochemistry, Groundwater and Pollution*. Amsterdam: A.A. Balkema Publishers.
- Bowell, R. J. (2002). The hydrogeochemical dynamics of mine pit lakes. En P. L. Younger, y N. S. Robins, *Mine Water Hydrogeology and Geochemistry* (págs. 159-185). Londres: The Geological Society.
- Brenner, F. J., y Pruent, P. (1999). Evaluation of a limestone channel and wetland system for treating acid mine drainage. *National Meeting of the National Association for Surface Mining and Reclamation*, (págs. 584-591). Scottsdale.
- Cervantes, A. (2014). *Caracterización del drenaje ácido y de las rocas asociadas a una mina para evaluar su posible aplicación en un sistema de tratamiento pasivo*. México, D.F.: Tesis Profesional, Facultad de Ingeniería.
- CONAGUA (Comisión Nacional del Agua) (2015). *Actualización de la disponibilidad media anual de agua en el acuífero de Temascaltepec (1509), Estado de México*. México: CONAGUA.
- Cravotta, C. A., y Trahan, M. K. (1999). Limestone drains to increase pH and remove dissolved metals from acidic mine drainage. *Applied Geochemistry* 14, 581-606.
- Denimal, S., Tribovillard, N., Barbecot, F., y Dever, L. (2002). Leaching of coal-mine tips (Nord-Pas-de-Calais coal basin, France) and sulphate transfer to the chalk aquifer; example of acide mine drainage in a buffered environment. *Environmental Geology* N°42, 966-981.

- Fripp, J., Ziemkiewicz, P. F., y Charkavorki, H. (2000). Acid Mine Drainage Treatment. *ERDC TN-EMRRP-SR-14*, 1-7.
- Gammons, C. H., Duaine, T. E., Parker, S. R., Poulson, S. R., y Kennelly, P. (2009). Geochemistry and stable isotope investigation of acide mine drainage associated with abandoned coal mines in central Montana, USA. *Chemical Geology* N°269, 110-112.
- Gatica, G. (2015). *Implementación de un sistema de fortificación en obras de desarrollo y rebajes, en minera tizapa*. México, D.F.: Facultad de Ingeniería.
- Goslinga, J. A. (2015). *Evaluación de la Capacidad de Tres tipos de Rocas para Neutralizar el Drenaje Ácido Generado en una Mina*. México: Tesis Profesional, Facultad de Ingeniería - UNAM.
- Gray, N. F. (1997). Environmental impact and remediation of acid mine drainage: a management problem. *Environmental Geology*, 62-71.
- Hedin, R. S., Watzlaf, G. R., y Nairn, R. W. (1994). Passive Treatment of Acid Mine Drainage with Limestone. *Journal of Environmental Quality* 23, 1338-1345.
- Hernández, J. A. (2015). *Evaluación de la Eficiencia de Neutralización de Drenaje Ácido y Remoción de Metales Pesados, mediante Pruebas de Agitación con Rocas Carbonatadas*. México: Tesis Profesional, Facultad de Ingeniería - UNAM.
- Isidro, M. G. (2014). *Determinación de Infiltración en Suelo y Permeabilidad y Fracturamiento en Roca para conocer los Patrones de Escurrimiento de Agua en la Mina Tizapa*. México: Tesis de Licenciatura, Facultad de Ingeniería - UNAM.
- Jacobs, J. A., y Vance, D. B. (2014). Biogeochemistry of Acid Drainage. En J. A. Jacobs, J. H. Lehr, & S. M. Testa, *Acide Mine Drainage, Rock Drainage and Acid Sulfate Soils: Causes, Assessment, Prediction, Prevention and Remediation* (págs. 15-51). Hoboken, New Jersey: John Wiley & Sons.
- Johnson, D. B., y Hallberg, K. B. (2005). Acid mine drainage remediation options: a review. *Science of the Total Environment*, 3-14.
- Kalin, M., Fyson, A., y Wheeler, W. N. (2006). The chemistry of conventional and alternative treatment systems for the neutralization of acide mine drainage. *Science of the Total Environment*, 395-408.
- Laurel, A. (2015). *Evaluación de la Neutralización de Drenaje Ácido de Mina con Rocas Carbonatadas en Celdas de Tratamiento*. México: UNAM.

- López, A. (2016). *Pruebas de Tratamiento de Drenaje Ácido en un Sistema continuo de celdas con Rocas Filita y Caliza*. Cd. Mx.: UNAM.
- López, E., Aduvire, O., y Baretino, D. (2002). Tratamientos pasivos de drenajes ácidos de mina: estado actual y perspectivas de futuro. *Boletín Geológico y Minero*, 113(1), 3-21.
- Lottermoser, B. G. (2010). *Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts*. Berlin: Springer Verlag.
- Neri, M. Á. (2014). *Medición del volumen de drenaje ácido generado en la mina Tizapa y propuesta de tratamiento para su posterior tratamiento*. México: Facultad de Ingeniería, UNAM.
- Nieto, J. M., Sarmiento, A. M., Olía, M., Canovas, C. R., Riba, I., Kalman, J., y Delvalls, T. Á. (2006). Acid mine drainage pollution in the Tinto and Odiel rivers (Iberian Pyrite Belt, SW Spain) and bioavailability of the transported metals to the Huelva Estuary. *Environ. Int.*
- Pearson, F. H., y McDonnell, A. J. (1975). Use of crushed limestone to neutralize acid wastes. *J. Environ. Eng. Div., Am. Soc. Civil Eng.* 101, 139-158.
- Salvador, N. (2016). *Caracterización de los precipitados de hierro generados en pruebas de agitación de drenaje ácido con rocas carbonatadas y su influencia en la retención de metales pesados*. México: Facultad de Ingeniería, UNAM.
- Secretaría de Desarrollo Urbano y Vivienda del Estado de México (SEDUV) (2003). *Plan Municipal de Desarrollo Urbano de Zacazonapan*. Toluca: Secretaria de Desarrollo Urbano y Vivienda.
- Simate, G. S., y Ndlovu, S. (2014). Acid mine drainage: Challenges and Opportunities. *Journal of Environmental Chemical Engineering* N°2, 1785-1803.
- Skousen, J. G., Sexstone, A., y Ziemkiewicz, P. F. (2000). Acid Mine Drainage Control and Treatment. *Agronomy* No. 41.
- Skousen, J., Rose, A., Geidel, G., Foreman, J., Evans, R., y Hellier, W. (1998). *Handbook of Technologies for Avoidance and Remediation of Acid Mine Drainage*. Morgantown, West Virginia: National Mine Land Reclamation Center.
- Talavera-Mendoza, O., Ruiz, J., Gehrels, G., Meza-Figueroa, D., Vega-Granillo, R., y Campa-Uranga, M. (2005). U-Pb geochronology of the Acatlán Complex and

- implications for the Paleozoic paleogeography and tectonic evolution of southern Mexico. *Earth Planet Sc.*, 682-699.
- Wolkersdorfer, C. (2008). *Water Management at Abandoned Flooded Underground Mines*. Berlin: Springer-Verlag.
- Younger, P. L., Banwart, S. A., y Hedin, R. S. (2002). *Mine Water: Hydrology, Pollution, Remediation*. Netherlands: Springer .
- Zamora, O., y Prol-Ledesma, R. M. (2002). Descripción Geológica y Mineralógica del Yacimiento de Sulfuros Masivos de Tizapa, Zacazonapan, Edo. de México. *Geos Vol. 22 N°2*, 411.
- Ziemkiewicz, P. F., Skousen, J. G., Brant, D. L., Sterner, P. L., y Lovett, R. J. (1997). Acid Mine Drainage Treatment with Aromred Limestone in Open Limestone Channels. *Journal of Environmental Quality* 26, 1017-1024.
- Ziemkiewicz, P., y Skousen, J. G. (2003). Long-term Performance of Passive Acid Mine Drainage Treatment Systems. *Mine Water and Environment N°23*, 118-129.
- Ziemkiewicz, P., Skousen, J., y Lovett, R. (1994). Open limestone channels for treating acid mine drainage: A new look to an old idea. *Green Lands*, 36-41.
- Zipper, C., y Skousen, J. (2014). Passive Treatment of Acid Mine Drainage. En J. A. Jacobs, J. H. Lehr, & S. M. Testa, *Acid Mine Drainage, Rock Drainage, and Acid Sulfate Soils* (págs. 339-353). New Jersey: John Wiley & Sons.