

UNIVERSIDAD AUTONOMA DE NUEVO LEON
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL



**DISEÑO DE UNA PLANTA DE TRATAMIENTO PARA
EL DRENAJE ACIDO DE UNA MINA EN EL
ESTADO DE MEXICO**

PRESENTA
I.Q.I. MIGUEL ANGEL ESPINOSA RODRIGUEZ

**COMO REQUISITO PARCIAL PARA OBTENER EL GRADO
MAESTRIA EN CIENCIAS
ESPECIALIDAD EN INGENIERIA AMBIENTAL**

CD. UNIVERSITARIA

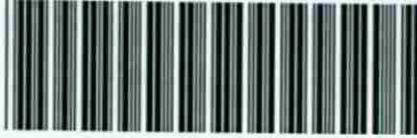
OCTUBRE, 1997

TM

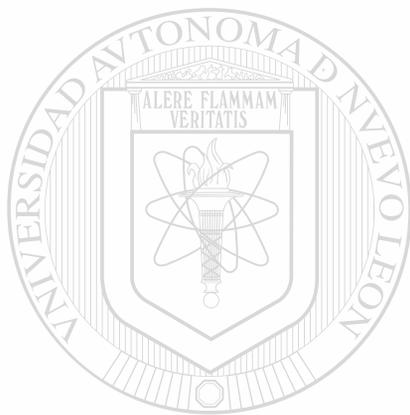
TN321

E8

c.1



1080072284



UANL

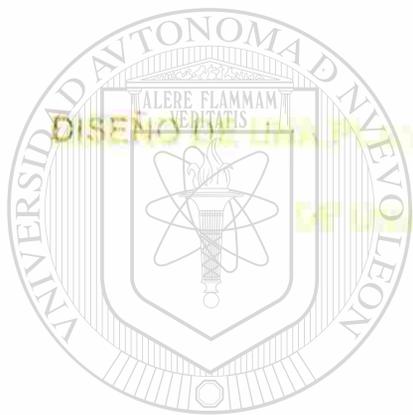
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL



DISEÑO DE UN PLAN DE TRATAMIENTO PARA EL UREA

EN UN MUNICIPIO EN EL ESTADO DE NUEVO LEÓN

UANL

Por

MIGUEL ÁNGEL ESPINOSA RODRÍGUEZ

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

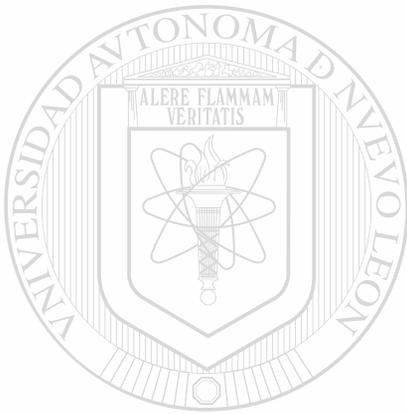
Como requisito parcial para obtener

MAESTRÍA EN CIENCIAS con Especialidad en

Ingeniería Ambiental

Octubre 1997

TP321
E8



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS





UNIVERSIDAD AUTONOMA DE NUEVO LEON
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL
 DIVISION DE ESTUDIOS DE POSTGRADO
COMPROBANTE DE CORRECCION.

Tesista: I.Q.I. MIGUEL ANGEL ESPINOSA RODRIGUEZ

Tema de la tesis: "DISEÑO DE UNA PLANTA DE TRATAMIENTO PARA EL DRENAJE ÁCIDO DE UNA MINA EN EL ESTADO DE MÉXICO"

Este documento certifica la corrección DEFINITIVA del trabajo de tesis arriba indentificado, en los aspectos : ortográfico, metodológico y estilístico.

Recomendaciones adicionales:

- FALTO INCLUIR LA HOJA DE "PORTADA", DONDE APARECE EL TEMA DE LA TESIS .
- FALTAN LAS LISTAS DE: FIGURAS, TABLAS, SIMBOLOS Y/O ABREVIATURAS, TAMBIEN DE ECUACIONES (SI ES EL CASO)
- CONVIENE AÑADIR UN GLOSARIO BREVE DE TÉRMINOS ®
- LOS NUMEROS DE PAGINA DEBEN LOCALIZARSE UNIFORMEMENTE EN LAS PAGINAS

Nombre y firma de quien corrigió :

ARQ. RAMÓN LONGOR

El Secretario de Postgrado :

Ing. Oscar M. Robles Sánchez.

Ciudad Universitaria, a 17 de SEPTIEMBRE de 1997

SECRETARIA DE ESTUDIOS DE POSTGRADO



Monterrey, N.L. a 23 de septiembre de 1997

ING. OSCAR MANUEL ROBLES SÁNCHEZ
SECRETARIO DE ESTUDIOS DE POSTGRADO
FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

Estimado Ing. Robles:

Por este conducto me permito comunicar a Usted, que el Sr. I.Q.I. Miguel Angel Espinosa Rodríguez, pasante de la Maestría en Ciencias con Especialidad en Ingeniería Ambiental, ha concluido con su tesis titulada "Diseño de una Planta de Tratamiento para el Drenaje Ácido de una Mina en el Estado de México", por lo que no hay ningún inconveniente para atender a su solicitud de Examen de Grado con los requisitos que exige el reglamento de exámenes profesionales de nuestra Institución. He de agradecerle pasar las instrucciones necesarias para que le de el trámite correspondiente en ese departamento a su digno cargo.

Sin más por el momento, quedo de Usted agradeciendo de antemano la atención.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Atentamente


DR. JUAN MANUEL BARBARÍN C.


SECRETARIA DE ESTUDIOS
DE POSTGRADO

Monterrey, N.L. a 23 de septiembre de 1997

**C. ING. OSCAR MANUEL ROBLES SÁNCHEZ
SECRETARIO DE ESTUDIOS DE POSTGRADO
FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN**

Presente:

Solicito a Usted, de la manera más atenta, la tramitación correspondiente para sustentar mi examen de grado, ya que he concluido con la elaboración de mi tesis titulada: "Diseño de una Planta de Tratamiento para el Drenaje Ácido de una Mina en el Estado de México".

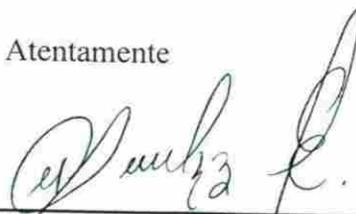
Mi tesis ya ha sido aprobada, en el aspecto técnico por mi asesor el Dr. Juan Manuel Barbarín Castillo, y en el aspecto metodológico de redacción y ortografía, por el Arq. Ramón Longoria Ramírez.

Sin más por el momento, quedo de Usted agradeciendo de antemano la atención.

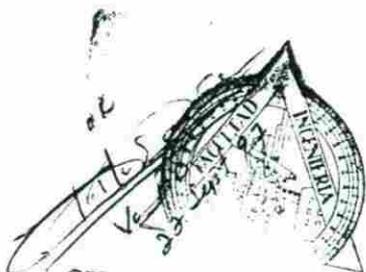
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Atentamente



I.Q.I. Miguel Ángel Espinosa Rodríguez



SECRETARIA DE ESTUDIOS
DE POSTGRADO



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL
DIVISION DE ESTUDIOS DE POSTGRADO

**“DISEÑO DE UNA PLANTA DE TRATAMIENTO PARA EL DRENAJE
ÁCIDO DE UNA MINA EN EL ESTADO DE MÈXICO”**



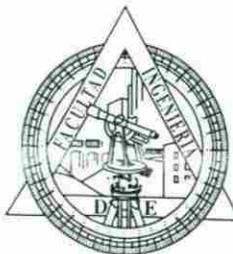
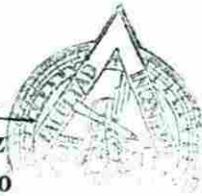
Aprobación de la Tesis:


Dr. Juan Manuel Barbarin Castillo
Asesor de la Tesis

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS


Ing. Osear Manuel Robles Sánchez
Secretario de Estudios de Postgrado
Facultad de Ingeniería Civil



RESUMEN

MIGUEL ANGEL ESPINOSA RODRÍGUEZ

OCTUBRE, 1997

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL

TÍTULO: DISEÑO DE UNA PLANTA DE TRATAMIENTO PARA EL

DRENAJE ÁCIDO DE UNA MINA EN EL ESTADO DE MÉXICO.

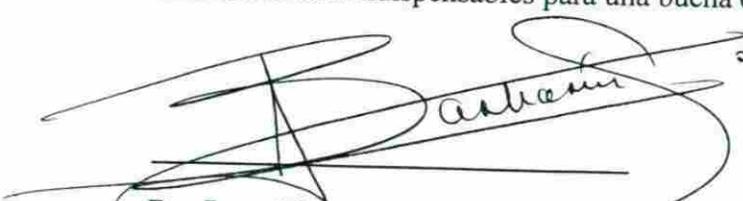
No. páginas. 219

Candidato al Grado de Maestría en
Ciencias con Especialidad en
Ingeniería Ambiental

Área de Estudio: Sistemas de Tratamiento de Drenaje Ácido de Mina

Propósito y Sistema de Tratamiento en Estudio: La explotación minera se ha ido desarrollando rápidamente en el territorio mexicano. Sin embargo, la exploración de nuevos sitios mineros originará un problema crítico de generación de drenaje ácido de mina. De acuerdo a ello, se necesitan sistemas de tratamiento que controlen dichas descargas que representan un impacto al medio ambiente. El propósito de este trabajo es el de presentar los diferentes sistemas de tratamiento y mediante un estudio analógico, deducir el más viable en cuanto a eficiencia y costos. Para nuestro caso, el sistema de alta densidad de lodos (HDS), es una opción a considerar por la mínima cantidad de equipo y reactivos a utilizar, además de producir pequeños volúmenes de lodos con un contenido mayor de sólidos. El mecanismo utilizado para el desarrollo del presente trabajo, se basó íntegramente en el análisis y ejecución de pruebas a nivel laboratorio.

Contribuciones y Conclusiones: El sistema de tratamiento propuesto, contribuirá en el control de los desechos ácidos generados en la mina. Se concluye que para asegurar el éxito de una buena selección del proceso de tratamiento, las pruebas y análisis a nivel laboratorio son indispensables para una buena operación de la planta de tratamiento.


Dr. Juan Manuel Barbarín Castillo
ASESOR



PRÓLOGO

La evolución de la opinión pública en cuanto a las preocupaciones ambientales modificó en el transcurso de los años la actitud de la industria frente a estos problemas. Originalmente la industria, muy preocupada por la productividad, consideró progresivamente cada fase de sus actividades en el ángulo de su impacto sobre el medio ambiente, y modificó tanto sus procedimientos como sus productos para adaptarse a esta nueva sensibilidad.

Paralelamente, los defensores del medio ambiente, representantes de gobiernos y, sobre todo, la opinión pública, tomaron conciencia del papel esencial que juegan las empresas dentro de la sociedad en el proceso de creación de riquezas. Así pudo establecerse un diálogo entre las diferentes partes para tratar de llegar, dentro de diversas instancias, a un acuerdo sobre los niveles de equilibrio que permitieran a las empresas brindar bienes y servicios indispensables al progreso, participando siempre en la preservación del medio ambiente.

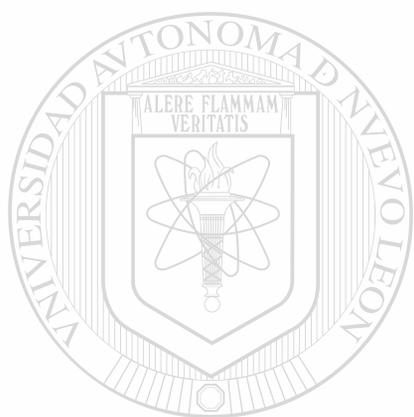
Muy pronto la industria minera adoptó esta actitud responsable, pero hasta ahora sin traducción evidente en el nivel de medios y, por lo tanto, hacia la opinión pública.

Sin buscar ser exhaustivo, el presente trabajo trata de mostrar uno de los muchos proyectos que la industria minera viene realizando para minimizar el impacto que las

tareas de exploración y de desarrollo de mina generan en las áreas con posibilidad minera.

El enfoque principal se dirige al control de los desechos ácidos generados en la mina, los que causan un gran impacto al medio ambiente.

Espero que este proyecto llame la atención sobre este real y potencial problema a fin de tender a reducir su impacto mediante un mejor control.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

AGRADECIMIENTOS

La realización de esta obra, es remembranza de horas y horas de estudio, motivo obligado de reflexión y de evaluación de vivencias pasadas y presentes que me llevan inevitablemente a cuestionarme, no solo sobre los conocimientos adquiridos hasta hoy, sino también de los valores morales que pienso yo, deben ser igualmente importantes en toda persona y en todo buen profesionalista que se precie de serlo.

Soy muy afortunado, Dios me dio su bendición aquel día en que me dio a mis padres y siento que Él me bautizó con las aguas de todo un río al inundar mi pueblo el día de mi nacimiento; Él ha puesto las más bellas personas en mi camino y me han brindado cada una de ellas una parte de sí para hacer de mí un hombre de provecho:

A mis queridos maestros, que generalmente han compartido conmigo sus conocimientos.

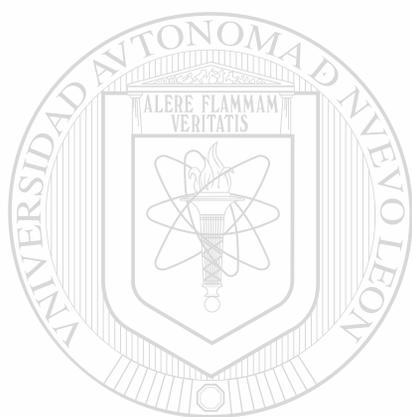
A mis mejores amigos, que me han dado alegrías y su amistad sincera

Al Ing. Luis H. Muruato Gámez y al Ing. Mario García Torres, de la Compañía Minas de San Luis S.A de C.V., que me han dado su apoyo, su consejo y su confianza que no defraudaré.

A mis hermanos y sobre todo a mis padres que con nada pago todos sus desvelos, sus lágrimas y todo ese gran amor que me tienen.

Hoy la gratitud adquiere para mí un valor especial que guardaré en lo más profundo de mi ser.

Para todos mi eterno agradecimiento.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

JUSTIFICACIÓN

La preocupación que existe, en nivel mundial, por el deterioro que ha venido sufriendo el medio ambiente es un hecho irrefutable.

El planteamiento de estos problemas, en diversos foros, sus consecuencias sociales, políticas y económicas, su efecto en la conciencia de las comunidades, su manejo durante el proceso político y su manipulación en los medios de difusión, imponen la exigencia al empresario minero de prestar cada día mayor atención a todos estos conceptos. Pero cabría preguntarse ¿cuáles son las causas de este deterioro ambiental? ¿por qué resultan tan preocupantes sus efectos?.

Las causas fundamentales del deterioro ambiental podrían ser resumidas en tres:

- a) La explotación irracional de los recursos naturales.
- b) El enfoque casi unilateral que se ha dado al desarrollo tecnológico.
- c) La explosión demográfica, agravada principalmente por la desigual distribución de la población.

Debido a la complejidad del problema planteado no podía darse un mayor o menor peso a cada una de las causas mencionadas, ni siquiera ordenarlas en forma secuencial. Resulta obvio que todas ellas interactúan y se mezclan en el tiempo y el espacio,

repetiéndose frecuentemente en un ciclo que resulta vicioso. Dichas causas producen efectos mediatos e inmediatos, entre estos últimos podrían enumerarse los siguientes:

- a) La ruptura del equilibrio en los ecosistemas, que no pueden llegar a asimilar el volumen y la calidad de los contaminantes recibidos, o que no pueden llegar a restaurar el daño que sufren en virtud de dichos contaminantes.
- b) La contaminación de las aguas, el aire y los suelos, elementos vitales para la especie humana y las demás especies.
- c) Los daños directos a la salud humana y a las especies vegetales y animales.

Los efectos mediatos del deterioro ambiental, pueden ser de carácter social, político y económico:

Los efectos físicos en el grupo social podrían resumirse básicamente en el concepto de deterioro de la calidad de vida; los de carácter psicológico van desde una conciencia o preocupación sana sobre el particular, hasta una verdadera psicosis colectiva de graves consecuencias.

En cuanto a los efectos de carácter político, resulta claro que se genera la acción gubernamental, traducida tanto en actividad legislativa como en programas de gobierno y, por otro lado, la actividad que llegan a desarrollar diversos grupos dentro de la sociedad, tanto con auténticos fines altruistas consistentes en acciones en favor de la protección del medio ambiente, como con finalidades específicas de beneficio individual o de grupo, para alcanzar ventajas políticas o económicas.

En cuanto a los efectos en el campo económico, estos problemas se reflejan en el nivel macro, en los conceptos de desarrollo económico nacional y en sus efectos en las finanzas públicas, que se ven obviamente afectadas por el costo económico de la restauración del medio ambiente.

En el nivel macro, se afectará a la viabilidad del negocio o de los proyectos específicos y a la competitividad comercial, especialmente en el nivel internacional.

Principales Problemas de la Industria Minera

En materia de protección al medio ambiente y equilibrio ecológico podríamos enumerar los siguientes temas como los de mayor importancia para la industria minera:

a) El Impacto Ambiental

Resulta claro que nuestras actividades ocasionan un impacto ambiental. La ubicación de las unidades mineras y las características de los trabajos que se llevan a cabo modifican inevitablemente al ecosistema, aunque a veces esto sucede en el nivel micro.

b) Los Jales y Terreros

Se trata de residuos de gran volumen que alteran la topografía y pueden llegar a generar escurrimientos, arrastres a ríos y vasos de agua, polvos etc. Independientemente de que en ciertos casos pudiera ser muy discutible su toxicidad, los jales y terreros deben ser tomados en cuenta.

c) El Ruido y el Polvo

Generalmente, en las áreas de quebrado y en los movimientos de materiales en la superficie se generan este tipo de problemas, aunque en el enfoque ambiental no consideramos que sea de carácter muy grave, tanto por la ubicación de la mayoría de las instalaciones, como por la posibilidad técnica y económica de manejarlos en forma adecuada.

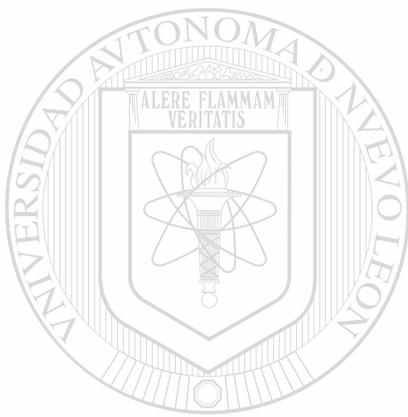
Por otra parte, podríamos decir respecto al ruido y los polvos, que es un problema cuyos efectos negativos desde hace tiempo la industria ha venido preocupándose por razones de higiene ocupacional.

d) El Drenaje de las Minas

Definitivamente, las tareas de exploración y de desarrollo de una mina generan perturbación de las áreas mineralizadas, conduciendo finalmente a exponer los diferentes componentes del yacimiento a los agentes de intemperismo. Igualmente sucede con los productos de la actividad minero-metalúrgica en sí, tales como desmontes de mina, relaves y soluciones que circulan en una mina húmeda, constituyéndose en zonas potencialmente peligrosas por la generación de drenaje ácido. Éste es uno de los problemas principales de la industria minera, y para el cual es necesaria una pronta solución.

El tema del deterioro ambiental, su consecuencia inmediata de la necesidad de proteger el medio ambiente y la ubicación específica que se ha dado en la legislación

nacional e internacional a la industria minero-metalúrgica, como una de las que generan problemas de contaminación, llevan a la necesidad de que el empresario minero ponga énfasis en todos estos aspectos y considere fundamental que desde ahora, ya no en el futuro, sino desde el presente, los aspectos relativos a la protección del medio ambiente se conviertan en vitales para las diferentes actividades de prospección, exploración y operación de unidades mineras, pudiendo deducirse que de ellos llegará a depender la viabilidad de un proyecto o de un negocio minero.



UANL

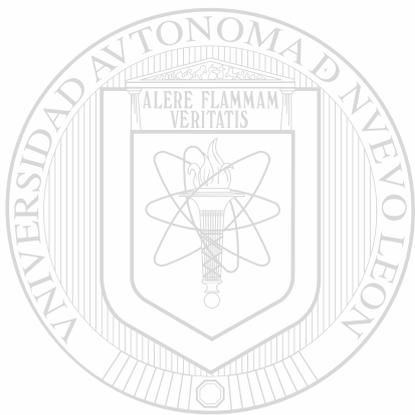
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

HIPÓTESIS

El diseño apropiado de un sistema de tratamiento de los desechos líquidos de la mina requerirá de la caracterización de las aguas ácidas, del análisis de la calidad del efluente, de las restricciones legislativas presentes y de otras condiciones ambientales; además, se tratará de reducir el volumen y la acidez de los lodos generados.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

OBJETIVOS

- **Controlar el impacto de los desechos ácidos generados en la mina, sobre el medio ambiente.**
- **Enfatizar las medidas preventivas que se pueden tomar.**
- **Seleccionar las efectivas tecnologías de control terciario adecuadas a los costos y a la realidad de la minería mexicana.**
- **Diseñar un sistema de tratamiento para el drenaje ácido de mina.**



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

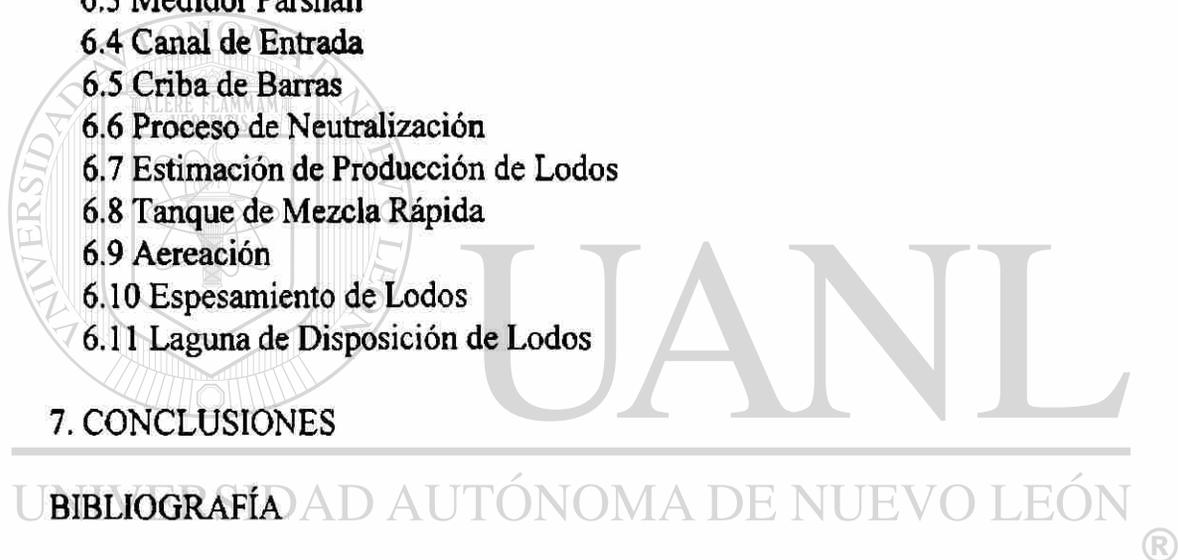
TABLA DE CONTENIDO

Capítulo	Página
1. INTRODUCCIÓN	2
2. GENERALIDADES DE LA UNIDAD	6
2.1 Generalidades	6
2.2 Geología Regional	9
2.3 Geología Local	12
2.4 Descripción General de Operación de la Unidad “La Guitarra”	14
2.5 Descripción del Proceso de Concentración por Flotación	15
3. DRENAJE ÁCIDO DE ROCA	17
3.1 Introducción	17
3.2 Oxidación de la Pirita	21
3.3 Rapidez de Oxidación de la Pirita	23
3.4 Otros Minerales Sulfurados que Producen Ácido	31
3.5 Minerales Sulfurados No Productores de Ácido	38
3.6 Minerales No Sulfurados Productores de Ácido	40
3.7 Minerales Neutralizantes	42
3.8 Predicciones de la Producción de Ácido / Pruebas de Movilidad	57
3.9 Pruebas Estáticas	59
3.10 Pruebas Cinéticas	65
3.11 Pruebas de Movilidad en Metales	70
3.12 Análisis Mineralógico	73
3.13 Principales Alternativas de Control y Mitigación del Drenaje Ácido	75
4. SISTEMAS DE TRATAMIENTO DE DRENAJE ÁCIDO DE MINA	88
4.1 Sistemas de Tratamiento de Drenaje Ácido de Mina	88
4.1.1 Proceso de Neutralización Convencional	88
4.1.2 Proceso de Lodos de Alta Densidad (HDS)	91
4.1.3 Otros Procesos de Tratamiento	93
4.1.3.1 Ósmosis Inversa	93
4.1.3.2 Intercambio Iónico	99
4.1.3.3 Ablandamiento Químico	111

5. PRUEBAS EXPERIMENTALES	119
5.1 Introducción	119
5.2 Análisis Físicoquímicos	123
5.3 Procedimiento de la Prueba de Jarras para el Tratamiento por Coagulación	128
5.4 Procedimiento Recomendado para Pruebas de Sedimentación de AMD	132
5.5 Determinación de la Recirculación Óptima de Lodos	137
5.6 Procedimiento para la Prueba de Velocidad de Oxidación	139
6. DISEÑO DE PLANTA DE TRATAMIENTO	141
6.1 Elección del Proceso de Tratamiento	141
6.2 Descripción del Sistema Propuesto	142
6.3 Medidor Parshall	144
6.4 Canal de Entrada	149
6.5 Criba de Barras	151
6.6 Proceso de Neutralización	155
6.7 Estimación de Producción de Lodos	171
6.8 Tanque de Mezcla Rápida	179
6.9 Aereación	188
6.10 Espesamiento de Lodos	194
6.11 Laguna de Disposición de Lodos	210
7. CONCLUSIONES	214

BIBLIOGRAFÍA

GLOSARIO



LISTA DE FIGURAS

Figura	Página
2.1 Plano de Localización General	8
2.2 Plano de Geología Regional	11
3.1 Proceso de Enriquecimiento Supergénico	18
3.2 Oxidación de la Pirita	20
3.3 Diagrama Eh-pH del Sistema Fe-S-CO ₃	21
3.4 Gráfica de la Rapidez de la Oxidación de la Pirita en Función del Inverso del Diámetro de Partícula	25
3.5 Rapidez de Producción de Ácido en una Pila de Desechos que Contienen Sulfuros	25
3.6 Efecto de la Concentración de Oxígeno Sobre la Rapidez de Oxidación de la Pirita	26
3.7 Rapidez de Oxidación de la Pirita y su Dependencia con la Relación Fe ³⁺ /Fe ²⁺	27
3.8 Constante de Rapidez k en Función de la Temperatura	28
3.9 Rapidez de Oxidación de la Pirita: Producción de Sulfato contra el Tiempo para un Desecho de Mina con Sulfuros a 21 ^o C y pH=3 en Presencia y Ausencia de Bacterias	29
3.10 Influencia de la Temperatura y pH sobre la Actividad Bacteriológica	30
3.11 Relación de la Pirrotita a Pirita en Mezclas contra la Rapidez de Oxidación: a pH=2 y 22 ^o C	34
3.12 Rapidez de Reacción: Varios Minerales Sulfurados en Función de las Concentraciones de Hierro a 25 ^o C y pH=2	36

3.13 Diagrama Esquemático del Enriquecimiento de Calcopirita	36
3.14 Actividades de las Diferentes Especies en el Sistema Carbonato en Función del pH, a 25 ⁰ C y Pco ₂ = 10 ⁻²	44
3.15 Líneas de Estabilidad Metal-Hidróxido Metálico a la Actividad Total del Metal igual a 10 ⁻²	46
3.16 Perfil de pH en un Penacho Móvil de Diferentes Minerales	48
3.17 Diagrama de Equilibrio para los Minerales de K-Al-Si	51
3.18 Rapidez de Disolución de la Albita en Función del pH	53
3.19 Rapidez de Disolución de los Feldespatos y de la Cuprita en Función del pH	54
3.20 Valores Estimados de Rapidez de Disolución de los Piroxenos y Anfiboles	55
3.21 Perfil de Valores de pH a Diferentes Tiempos de Reacción, Equivalentes a Diferentes Profundidades	57
3.22 Número Mínimo de Muestras en Relación con el Tamaño del Material a ser Caracterizado	59
<hr/>	
4.1 Diagrama de Flujo del Proceso de Tratamiento de Drenaje ácido de Mina	89
4.2 Proceso de Neutralización Convencional	91
4.3 Proceso de Lodos de Alta Densidad (HDS)	92
4.4 Proceso Continuo de Intercambio Iónico Sul-Bisul	104
4.5 Proceso Modificado Desal	107
4.6 Sistema de Intercambio Iónico de Dos Resinas	110
4.7 Proceso de Ablandamiento Cal-Sosa	114
4.8 Proceso de Ablandamiento Alúmina-Cal-Sosa	118
6.1 Canaleta Parshall Mostrando Planta, Elevación y Dimensionamiento	146

6.2 Curvas para la Determinación del Tirante Normal	150
6.3 Criba de Barras	154
6.4 Instalación del Silo para la Cal y Alimentación de la Lechada	158
6.5 Alimentación de Lechada con Circuito Controlado de pH	170
6.6 Comparación Ilustrada de los Parámetros de Flujo Axial y Radial	180
6.7 Posición de la Flecha en el Mezclador	181
6.8 Mezcladores de Turbina Axial Típicos	183
6.9 Características de un Tanque de Mezclado con Turbina Estándar	184
6.10 Tanque de Mezclado Rápido con Sensor de pH	188
6.11 Solubilidad del Hidróxido Férrico y Ferroso a Diferentes Valores de pH	189
6.12 Espesador de Lodos	209
6.13 Diseño de Laguna de Disposición de Lodos	213
7.1 Costo de Instalación Vs Gasto de Diseño	217

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS



LISTA DE TABLAS

Tabla	Página
3.1 Grupo de Minerales Como Parte de la Investigación Mineralógica y sus Efectos en la Calidad del Agua	74
3.2 Materiales Alternativos para Cubiertas	83
5.1 Resultados del Análisis de AMD Sin Ajuste de pH	124
5.2 Resultados del Análisis de AMD Ajustados a pH 6	125
5.3 Resultados del Análisis de AMD Ajustados a pH 7	126
5.4 Resultados del Análisis de AMD Ajustados a pH 8	127
5.5 Hoja de Registro de la Ejecución de la Prueba de Jarras (Sin Cal)	130
5.6 Hoja de Registro de la Ejecución de la Prueba de Jarras (Con Cal)	131
5.7 Pruebas de Sedimentación en Muestras de AMD de pH Ajustados	135
5.8 Sólidos Sedimentados Resultantes de las Pruebas de Sedimentación en Muestras de AMD de pH Ajustadas	136
5.9 Resultados de la Prueba de Recirculación de Lodos	138
6.1 Límites de Aplicación. Medidores Parshall con Descarga Libre	145
6.2 Dimensiones Típicas de Medidores Parshall	146
6.3 Propiedades de Lechada de Cal	162
6.4 Factores de Seguridad para Tiempos de Retención en Aereación	192

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

La industria minera presenta una posición significativa en relación a otros sectores de la economía mexicana, no sólo como un exportador nato sino también como un participante activo en nuevos proyectos de inversión, ayudando a solucionar los problemas de una economía deprimida.

Como objetivos económicos, esta actividad ayuda a la creación de fuentes de trabajo, especialmente en áreas donde no existen o son escasas otras alternativas; permite un aporte adecuado de materias primas a otras industrias, contribuye de manera importante a la generación de moneda extranjera y sostiene activa a la industria extractiva y de

refinación de metales.

Los datos de producción para 1997 indican que México continúa siendo uno de los líderes mundiales en la producción de plata y celestita (sulfato de estroncio), y el país está dentro de los diez principales productores mundiales en otros 17 productos minerales metálicos y no-metálicos.

El gobierno mexicano reconoce la importancia de esta industria, y tiene, por lo tanto, estrategias y programas desarrollados para promover y consolidar la actividad minera.

El territorio mexicano sólo se ha explorado suficientemente en un 20% de su superficie, por lo que el potencial de nuevos e importantes descubrimientos es enorme. Las políticas de exploración se están dirigiendo hacia la generación adecuada de información regional y conocimiento de las áreas con mayores posibilidades de contener depósitos minerales en México; esta información, cuando dirigida pronta y apropiadamente al sector privado, permitirá el diseño y ejecución de programas de exploración racionales y efectivos que, sin duda alguna, resultarán en nuevos descubrimientos y desarrollos, ayudando a mantener el crecimiento sustentable de esta industria.

De materializarse, como es nuestro deseo, todos los planes y programas que se vienen emprendiendo en el subsector minero-metalúrgico, se estarían dando pasos seguros para la reactivación de nuestro país, dada la trascendencia de este renglón en nuestra economía. Sin embargo, todo lo anterior representa una intensa actividad, primero en

exploración, luego en construcción, puesta en marcha y operación de las nuevas unidades que las compañías mineras nacionales y extranjeras han decidido instalar. Dadas estas características de la industria minera, así como teniendo en cuenta los complejos y variados depósitos minerales que posee México, aparte de otros factores condicionantes, podría originarse una situación crítica respecto a generación descontrolada e inevitable de drenajes ácidos en los emplazamientos mineros.

En este sentido, aprovechando las experiencias alcanzadas por otros países de particularidades mineras similares a México, las empresas deben tomar las acciones

preventivas y correctivas correspondientes para evitar o reducir el impacto que las soluciones ácidas pueden causar al medio ambiente en nuestro territorio.

El drenaje ácido de mina es uno de los más serios y costosos problemas ambientales de la industria minera en el presente.

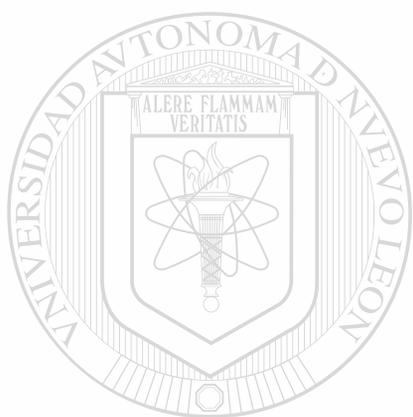
Desde un punto de vista técnico, la tendencia para que nuestros emplazamientos mineros puedan convertirse en focos potenciales de aguas ácidas se sustenta en los siguientes factores específicos:

- Yacimientos tipo vetas, generalmente de una geología y mineralogía muy complejas.
- Presencia de piritita como principal mineral de ganga.
- Íntima asociación entre sulfuros comunes de metales base que conduce a moliendas finas, dando lugar a la constitución de relaves muy reactivos.
- Otros: Climas con niveles variables de precipitaciones pluviales, suelos con significativa infiltración, zonas con temperaturas moderadas a altas y también aquellas cercanas a 0°C.
- Antigüedad de las operaciones minero-metalúrgicas específicas e intensidad con que determinadas áreas han soportado la actividad minera.

En concordancia con lo expresado previamente, el presente trabajo, incide básicamente en presentar de una manera fundamental la ocurrencia de drenaje ácido en las minas, pasando luego a plantear, en forma general, los distintos tipos de controles requeridos, dependiendo éstos de la etapa en que se encuentra la generación de drenaje y de factores específicos del lugar o emplazamiento minero, hasta llegar a proponer el

diseño de una planta de tratamiento de drenaje ácido de mina, para el cual se hicieron pruebas experimentales previas.

Finalmente se plantean conclusiones, enfatizando las medidas preventivas que se pueden tomar y la selección de efectivas tecnologías de control terciario.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

CAPÍTULO 2

GENERALIDADES DE LA UNIDAD

2.1 Generalidades

2.1.1. Localización

La unidad minera “ La Guitarra “ se localiza en la porción suroeste del Estado de México, a 6 km de la población de Temascaltepec.

Las coordenadas geográficas son: 19⁰ 02' 14” de latitud norte y 100⁰ 02' 47” longitud oeste; y se halla a 2200 metros sobre el nivel del mar.

Limita al norte con Valle de Bravo, Amanalco de Becerra y Zinacantepec; al sur con San Simón de Guerrero, Tejupilco y Texcaltitlán; al oriente con Zinacantepec y Coatepec Harinas y al poniente con Zacazonapan.

2.1.2. Acceso

El poblado de Temascaltepec está comunicado por la carretera federal No. 134 México, D.F. - Zihuatanejo, Gro. En el kilómetro 70 existe una desviación en donde entronca con la carretera 086 que conduce a Valle de Bravo. En el kilómetro 12 está el camino de terracería que lleva hasta la ranchería “ La Albarrada “, lugar donde se encuentran ubicadas las instalaciones de la mina.

2.1.3. Hidrografía

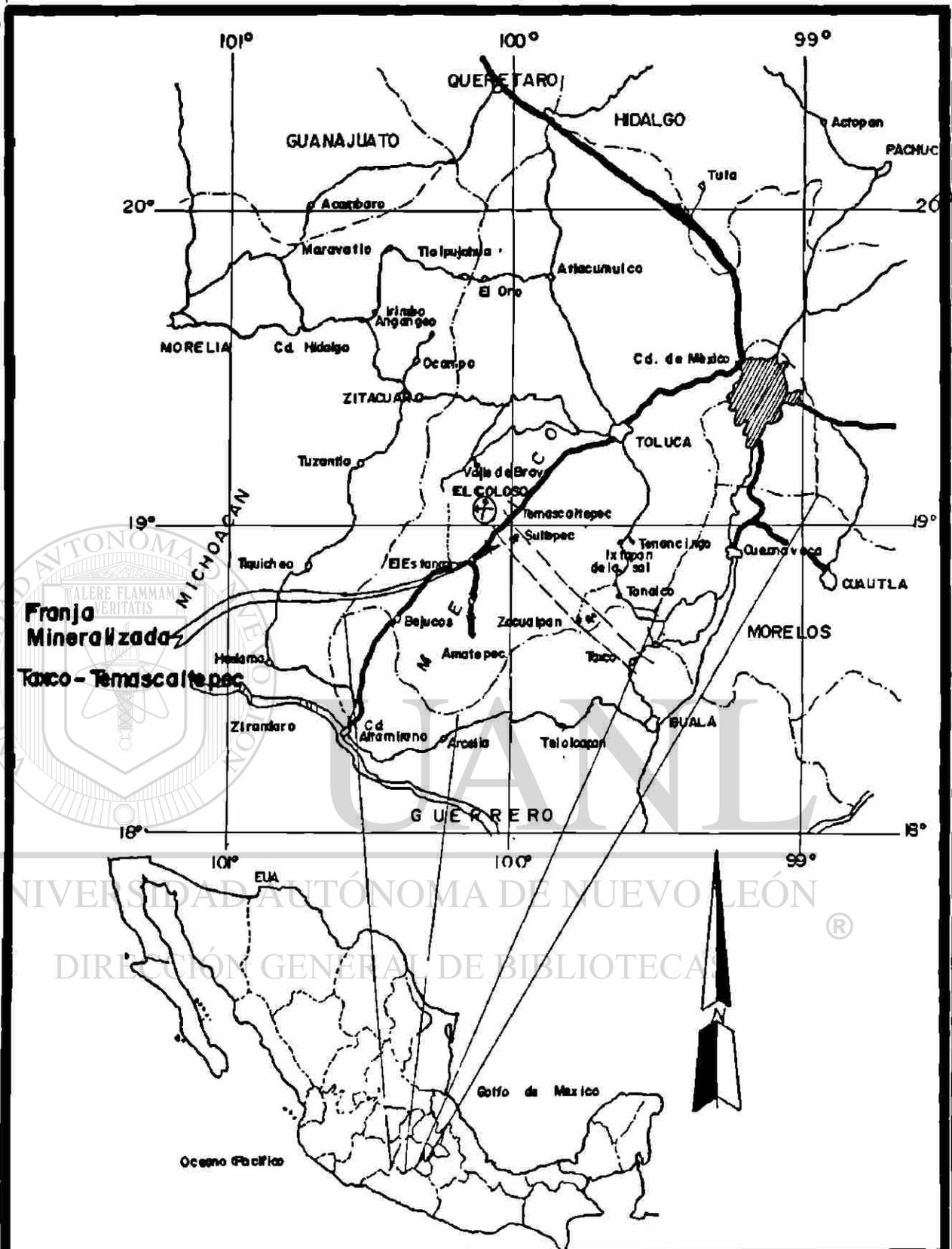
Los ríos corresponden a la cuenca hidrológica del Río Balsas y a la Vertiente del Pacífico y son tres: Río Verde o Río de la Presa, Río del Vado y Río Temascaltepec. A este último se unen los otros que haciendo uno sólo se convierte en afluente del Río Balsas.

2.1.4. Clima

Por las diferentes alturas existe diversidad de climas, desde el templado húmedo, al norte; semicálido húmedo al oeste y al sur, y al este predomina el templado subhúmedo. La precipitación media anual oscila entre los 800 y 1500 mm. La temperatura media anual oscila entre los 18⁰C y 22⁰C.

2.1.5. Orografía

El terreno es montañoso, abrupto, con profundas barrancas y hermosas cañadas, con abundante vegetación, siendo sus cerros más importantes: El Temeroso, la Soledad, el Peñón, los Tres Reyes, Juan Luis y la Sierra de Temascaltepec, la más importante.



EXPLICACION

Limite ESTATAL	-----	Ciudad O Poblado	
Carretera Pavimentada		Area de Estudio	
Camino de Terraceria	-----		

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN		
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL		
ESCUELA DE GRADUADOS		
LOCALIZACION		
PROSPECTO EL COLOSO		
Mpio. Temascaltepec, Estado de Mexico		
MIGUEL ANGEL ESPINOSA RODRIGUEZ		
MONTERREY, N. L.	ESCALA	FIG N° 2.1

2.2 Geología Regional

2.2.1. Fisiografía y Geomorfología

Fisiográficamente el área se encuentra ubicada en los límites de la provincia metalogénica, denominada Cinturón Volcánico Mexicano y la Subprovincia de la cuenca del Balsas-Mezcala, que pertenece a la provincia geológica de la Sierra Madre del Sur.

La región se caracteriza por una topografía abrupta, en etapa de madurez, surcada por barrancos profundos en la que se destacan algunos conos volcánicos y mesetas de basaltos recientes.

Geomorfológicamente los rasgos más característicos de esta región lo constituyen el Cerro del Peñón y la mesa riolítica de El Coloso que llegan a tener elevaciones hasta de 2620 m.s.n.m.

El sistema de drenaje principal es de tipo dendrítico, que consiste en una gran cantidad de pequeños arroyos intermitentes, algunos de los cuales tienen fuertes pendientes que en época de lluvia se vuelven torrenciales.

2.2.2. Geología del Distrito Minero de Temascaltepec

El marco geológico regional está formado por rocas ígneas (volcánicas y plutónicas) y rocas metamórficas de bajo grado.

Las rocas más antiguas son filitas grafitas medianamente compactas. Macroscópicamente las filitas muestran una textura esquistosa en donde se pueden reconocer varios minerales, como son, grafito, cuarzo, muscovita, etc. Se consideran de una Edad Jurásica Superior.

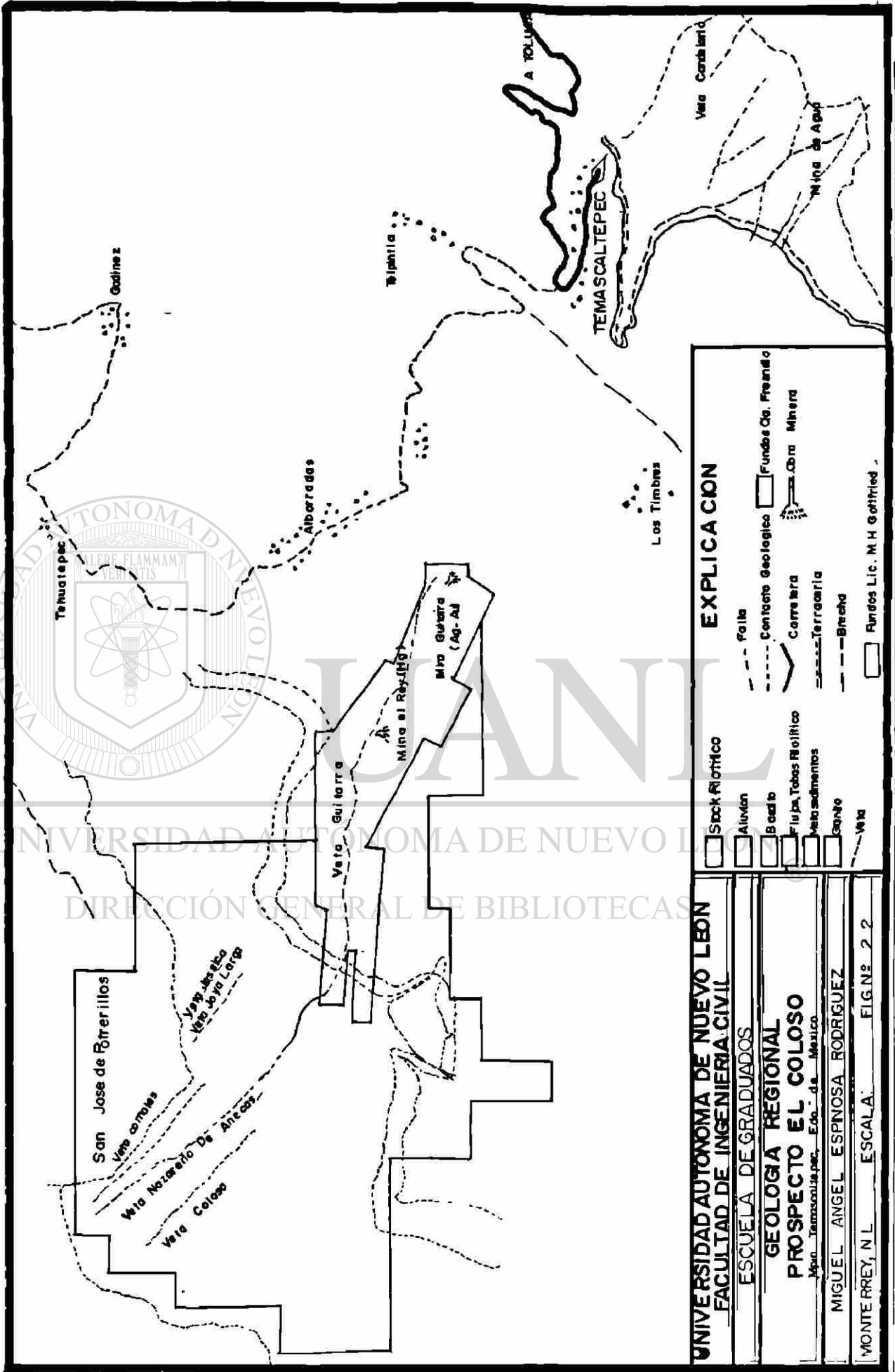
En contacto con las filitas se encuentran rocas de un batolito de composición granítica. Macroscópicamente el granito presenta una textura fanerítica con cuarzo, feldespatos y biotita. Se les asigna una probable Edad Pre-Oligoceno.

El batolito se encuentra ilustrado por un tronco de composición riolítica que aflora en la parte poniente del área, formando el Cerro del Peñón. Macroscópicamente presenta una textura porfirítica con fenocristales de cuarzo y feldespatos en una matriz. Su edad probable es Oligoceno-Mioceno.

Datos geocronológicos de algunos intrusivos de la región, entre los Estados de México, Guerrero y Morelos, proporcionan edades que varían del Eoceno temprano al Oligoceno tardío.

Cubriendo parcialmente el batolito, se tienen derrames andesíticos con zonas de brecha y derrames basálticos. Se les asigna una Edad Plío-Cuaternaria.

Cubriendo a todas las rocas mencionadas se encuentra una cubierta de material aluvión.



UNIVERSIDAD AUTONOMA DE NUEVO LEON
 FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL

ESCUELA DE GRADUADOS

GEOLOGIA REGIONAL

PROSPECTO EL COLOSO

México, Tamascaltepec, Edo. de México.

MIGUEL ANGEL ESPINOSA RODRIGUEZ

MONTE RREY, N L ESCALA FIG. 2.2

EXPLICACION

- Stock Riñítico
- Aluvión
- Balcón
- Faja de Tabas Riñítico
- Veta sedimentos
- Canchales
- Veta
- Falla
- Contacto Geológico
- Carretera
- Terracería
- Brecha
- Fundos Lic. M.H. Godínez
- Fundos Co. Frendio
- Mina
- Mina de Agua

2.3. Geología Local

2.3.1. Estratigrafía y Estructuras

En la mina “ La Guitarra “ afloran un granito rico en biotita, diques micrograníticos y doleríticos que intrusionan al granito, y derrames de lavas basálticas.

El granito de biotita constituye la roca más abundante en el área. Es la roca que encajona a las estructuras mineralizadas, principalmente en la porción NW del proyecto. Ésta a su vez se encuentra intrusionada por diques micrograníticos que afloran en el extremo SE de la mina.

Existen diques doleríticos que son posteriores a las estructuras mineralizadas y se localizan en la porción SE de la mina. Los derrames basálticos son las rocas más recientes y afloran en el extremo Oriente de la mina.

Las estructuras existentes en el área son de forma tabular (vetas) con rumbo NW y echado hacia el SW y NW. Estas estructuras se formaron antes de las doleritas y basaltos y se produjeron por los esfuerzos de tensión que dieron lugar a fracturas y fallas normales, con echados casi verticales, favorables al acceso de las soluciones hidrotermales que dieron forma a las estructuras mineralizadas. Existen afloramientos de importancia siendo “ La Guitarra “ la veta principal, la cual aflora a lo largo de 5 km y sus espesores varían de 2 a 15 m.

La veta “ La Guitarra “ tiene un rumbo general de 70° NW y echado de 70° - 80° SW, y es la que aloja los principales cuerpos mineralizados en la mina.

En la porción NW del área aflora la veta “ Jesús Nazareno “, que aparentemente es la continuación de la veta “ La Guitarra “, en la que existen varias obras mineras.

La veta “ Doncellas “ corresponde a un ramal situado por encima de la veta “La Guitarra“, teniendo un rumbo y echado similar a la anterior.

La veta “ El Salvador “ corresponde a un ramal situado abajo de la veta “La Guitarra“, tiene un rumbo similar al anterior pero su buzamiento es hacia el NE.

Así mismo, por encima de la veta “ La Guitarra “ como a 600 m, se encuentra la veta “ La Concepción “, la cual tiene una longitud de 1.5 km con rumbo al NW y echado hacia el SW. Esta estructura ha sido explorada muy poco, ya que a simple vista se aprecia estéril.

2.3.2. Tipo de Depósito

El área de la mina “ La Guitarra “, se encuentra dentro de la franja mineralizada con rumbo 50° NW, que va desde Taxco, Gro. hasta Tlalpujahua, Mich., tiene una longitud aproximada de 120 km y un ancho de 10 km.

Con mineralización de Oro, Plata, Plomo, Zinc y Cobre, el yacimiento de “ La Guitarra “ se considera de origen epigético del tipo Epitermal (Bonanza o Veta), habiéndose formado la veta principalmente por relleno de cavidades con ligero reemplazamiento.

2.3.3. Forma de los Cuerpos

Los cuerpos mineralizados de la mina “ La Guitarra “, se presentan en forma de clavos irregulares a lo largo de vetas de cuarzo. Sus dimensiones varían entre 11 m y 76 m longitudinalmente y hasta 140 m verticalmente. Longitudinalmente muestran una tendencia hacia el NW inclinándose 75° .

2.4 Descripción General de Operación de la Unidad “ La Guitarra “

En la unidad “ La Guitarra “ se explota un sistema hidrotermal de vetas, siendo la principal veta “ La Guitarra “. Esta veta tiene un ancho promedio de 10 m. Con matriz de cuarzo y una franja mineralizada con sulfuros de Oro y Plata, tiene un ancho promedio de 1.5 m, y se mueve del alto al bajo y viceversa dentro de la veta.

Actualmente, se está minando en cuatro niveles que son:

NIVEL SAN RAFAEL: Es el nivel inferior de la mina, en el cual se tiene un rebaje de tumbe sobre carga, una rampa de explotación descendente y es el nivel principal de acarreo.

NIVEL AMELIA: Se encuentra a 60 m sobre el nivel San Rafael y se están minando dos rebajes, uno de corte y relleno y otro de tumbe sobre carga.

NIVEL SAN FRANCISCO: Se encuentra a 80 m sobre el nivel Amelia y se explota un rebaje con corte y relleno.

NIVEL LA CRUZ: Se encuentra a 85 m sobre el nivel San Francisco y se tiene un rebaje de tumbe sobre carga.

El mineral en todos los niveles se extrae con scoop de 2 yardas a los patios y se manda a la planta en camiones de volteo.

2.5 Descripción del Proceso de Concentración por Flotación

El proceso de concentración por flotación comprende cinco etapas principales:

TRITURACIÓN: El mineral extraído de mina es depositado en la tolva de gruesos que cuenta con una parrilla de 20 cm (8 pulgadas) para asegurar que todo el mineral que vaya ha ser procesado se encuentre por debajo de dicho tamaño; el producto que se encuentra a mayor tamaño es quebrado sobre los rieles con marro.

El mineral se descarga a una quebradora de quijada, donde recibe su primera reducción de tamaño de 20 a 5 cm (8 a 2 pulgadas), luego se envía por transportadores de banda a una criba vibratoria de doble cama con aberturas de 2 cm (3/4 pulgadas) para la primera y de 1 cm (3/8 pulgadas) para la inferior. El producto rechazado por la criba pasa a una quebradora de cono donde se reduce el tamaño del mineral hasta 1 cm (3/8 pulgadas), este producto se junta con la descarga de la quebradora primaria para alimentarse nuevamente a la criba vibratoria, formándose así un circuito cerrado de trituración.

MOLIENDA: El mineral triturado a menos de 1 cm (3/8 pulgadas) es alimentado a molinos de capacidad 1.5 x 2.7 m (5 x 9 pies) (Allis Chalmers) y 2.4 x 1.8 m (8 x 6 pies)

(Marcy). La descarga de los molinos es bombeada a un hidrociclón para que se lleve a cabo la clasificación de los tamaños teniendo un requerimiento en la flotación de 60% a menos 74 micras; las arenas de los ciclones retornan al molino creándose así un circuito cerrado de molienda.

Aquí se inicia también el proceso fisicoquímico, al adicionar los reactivos químicos que reaccionan únicamente con los sulfuros de oro y de plata que se van liberando dentro de los molinos.

FLOTACIÓN: Los minerales molidos y liberados de oro y de plata que vienen ya activados por los reactivos adicionados, son colectados con la adición de colectores y espumantes, formando una espuma ricamente cargada de partículas liberadas de sulfuros y desalojados del equipo de flotación. Esta separación se logra por que se forma en la superficie sulfuros de compuestos organometálicos de propiedades hidrofóbicas.

ESPEZAMIENTO: El concentrado es pasado a un espesador con la finalidad de separar el sólido del agua, ayudándose para ello de un polímero que actúa como floculante.

FILTRADO: El concentrado espesado se pasa a través de una bomba de diafragma a un filtro de discos. De aquí la torta de concentrado desprendida pasa a un secador rotatorio.

El concentrado seco se transporta en camiones hasta la fundición de Peñoles en Torreón, Coahuila.

Las colas del proceso consisten básicamente en arena sílica molida que se almacena en piletas. El agua decantada es mandada de nuevo al proceso.

CAPÍTULO 3

DRENAJE ÁCIDO DE ROCA

3.1 Introducción

El drenaje ácido de roca (Acid Rock Drainage, ARD), también referido como drenaje ácido de mina (Acid Mine Drainage, AMD), tiene su origen en el proceso mediante el cual los minerales sulfurados se oxidan por intemperización formando ácido sulfúrico. Otros procesos se presentan con la generación de ácido o simultáneamente con éste, los cuales son considerados parte del proceso ARD. Estos procesos pueden incrementar la solubilidad o disolución de los minerales y la movilidad de los metales.

La pirita (FeS_2) es el mineral sulfurado comúnmente generador del ácido sulfúrico. Con el ácido sulfúrico la movilidad de muchos metales se incrementa.

El proceso ARD ocurre en forma natural, el cual es conocido por geólogos desde hace tiempo como un proceso supergénico formado por aguas descendentes o por enriquecimiento descendente como se muestra en la Figura 3.1. En la superficie, trazas de ARD pueden ser percibidas por las manchas rojas de óxido férrico / hidróxido o de ocre (mezcla de arcilla con óxido férrico hidratado) a bajos valores de pH (Glader et al., 1996).

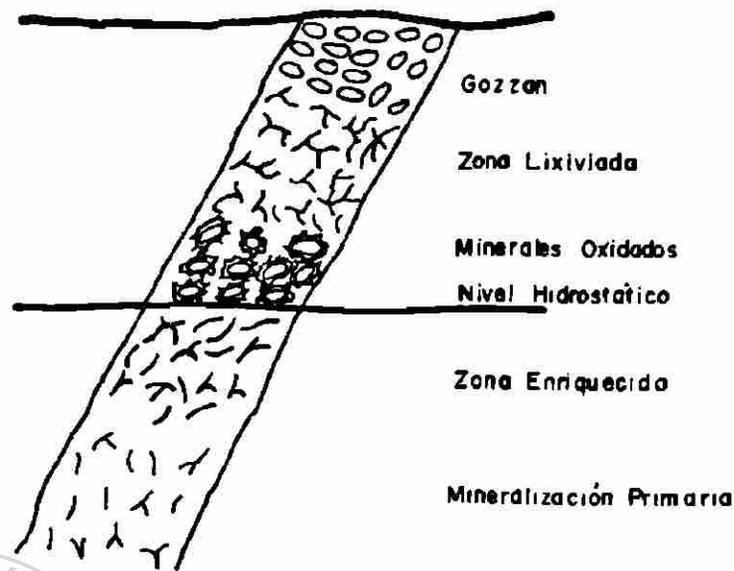


Figura 3.1. Proceso de Enriquecimiento Supergénico.

Como se indica en la figura 3.1, el enriquecimiento supergénico se da cuando el hierro es liberado de los sulfuros previamente ocupando la zona lixiviada. El hierro es transportado hacia arriba y precipitado en el gozzan (depósito ferruginoso de relleno de las partes superiores de las vetas o de cubierta superficial sobre masas de pirita, generalmente de óxido de hierro). Otros metales son transportados hacia abajo del nivel freático, en la zona enriquecida.

La exposición de los sulfuros se incrementa debido a los residuos de mina que se generan por las actividades normales de mina. La siguiente es una lista de los principales puntos generadores del ARD:

- Drenaje debido a obras subterráneas.
- Escurrimiento superficial por explotación a cielo abierto.

- Residuos de mineral depositados en terreros.
- Residuos debidos a la explotación de minas de carbón (alto contenido de azufre).
- Presas de jales.
- Lixiviados de desmontes de minas (terreros, depósitos, etc.)
- Exposición natural de las rocas conteniendo sulfuros.

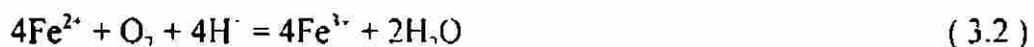
3.2 Oxidación de la Pirita

El disulfuro de hierro se presenta en dos formas. pirita y marcasita (FeS_2). La pirita es cristalográficamente isométrica, mientras que la marcasita es ortorrómbica. La marcasita es conocida a la intemperie más fácilmente que la pirita (Mason y Barry, 1968). Bajo condiciones de intemperismo la pirita se oxida para formar ácido sulfúrico, liberándose el ion ferroso:

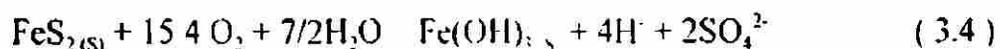


UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

El ion ferroso puede aún oxidarse para formar el ion férrico y precipitar[®] como hidróxido férrico (o guetita, jarosita) siguiendo estas reacciones:



La reacción de oxidación total de la pirita puede ser escrita como sigue:



Proceso:

Singer y Stumm (1970) propusieron el desarrollo de la reacción de oxidación total como se ve en la Figura 3.2, la cual puede ser descrita en las etapas, a, b, c y d:

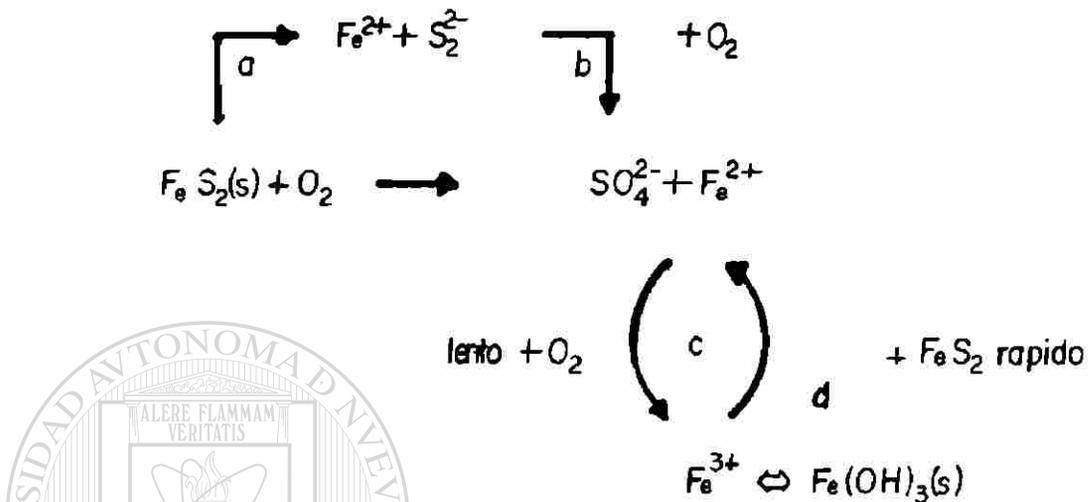


Figura 3.2. Oxidación de la Pirita.

Etapa a

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

La primera parte de la reacción puede ser vista como una reacción de disolución de la pirita formando el ion ferroso y el ion sulfuro. La pirita es estable bajo condiciones de reducción, mientras que el sulfuro de hidrógeno es estable bajo condiciones neutras y ciertas condiciones de alcalinidad, como lo señala la Figura 3.3. La reacción de disolución de la pirita no es bien entendida. Ésta es particularmente dependiente de las concentraciones de los iones hidrógeno y oxígeno. La presencia de cobalto es importante ya que actúa como un catalizador y puede incrementar la rapidez de reacción hasta cien mil veces (Stumm y Morgan, 1981).

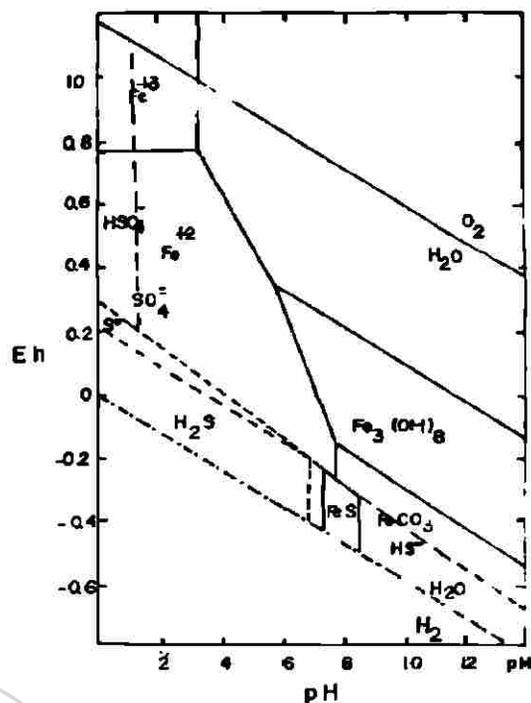


Figura 3.3. Diagrama Eh-pH del Sistema Fe-S-CO₂: S=10⁻⁶, Fe=10⁻⁶ y P_{CO₂}.

Etapa b

La segunda parte de la reacción implica la oxidación del ion sulfuro. Hay diferentes formas de azufre. El sulfuro es la forma más reducida, representada por S_2^{2-} . En forma natural se encuentra como H_2S bajo condiciones de neutro a ácido y como HS^- en condiciones básicas. Si el bisulfuro de hidrógeno es sujeto a oxidación, se forma el ion sulfato (SO_4^{2-}). Hay, no obstante, pasos intermedios antes de la formación del sulfato: S_8 , S_2 , S_2O_3 , SO_3^{2-} , $S_4O_6^{2-}$, S_4^{2-} , S_5^{2-} (Stumm y Morgan, 1981; Goldhaber, 1983; Luther, 1987; Moses et al., 1987). Todas estas formas, excepto el azufre natural, se presentan en condiciones metastables es decir, aparentemente estables. El azufre natural puede volverse estable bajo condiciones ácidas débiles a fuertes en reacciones de oxidación intermedias.

Etapa c

El ion ferroso se oxida a ion férrico en condiciones aeróbicas como se indica en la Figura 3.3. La rapidez de oxidación del ion ferroso se incrementa con el aumento del pH (Singer y Stumm, 1970; Millero e Izaguirre, 1989). La estabilidad del hidróxido férrico se incrementa con el aumento del pH, resultando en una baja disponibilidad del ion férrico por la oxidación de la pirita a altos pH. La presencia de complejos orgánicos solubles con Fe^{3+} incrementa la disponibilidad del ion férrico (Luther et al., 1992).

La concentración del ion férrico es considerable a bajos valores de pH. debido a la baja estabilidad del hidróxido férrico y guetita. El ion férrico también puede ser usado como oxidante reemplazando al oxígeno. A $pH < 2.5$, un ciclo de estado estable del hierro puede darse vía oxidación a Fe^3 del sulfuro primario. La oxidación del ion ferroso a férrico es debida a la acción bacteriológica (Kleinman et al., 1981). La oxidación de la pirita con el ion férrico como oxidante puede ser descrita como sigue:



Etapa d

El hidróxido férrico precipita a $pH < 2.5$, como se indica en la Figura 3.3. El hidróxido férrico puede deshidratarse formando la guetita y ésta a su vez deshidratarse para formar la hematita. La rapidez de la deshidratación se incrementa con el aumento de la temperatura.



La hematita no precipita a bajas temperaturas (Langmuir, 1969 y 1971). La magnetita se conoce de forma directa en soluciones a baja temperatura como resultado de la actividad bacterial (Towe y Moench, 1981). Se ha reportado que el óxido de hierro hematítico tiende a ser el mineral dominante después de la oxidación de la calcocita (sulfuro de cobre, Cu_2S , que contiene 79.8% de Cu). La goetita y la jarosita dominan después de la oxidación del mineral con alto contenido de pirita/calcocita (Loghry, 1972; Alpers y Brimhall, 1989).

3.3 Rapidez de Oxidación de la Pirita

Como se vio en la Figura 3.2 , hay dos agentes disponibles conocidos en forma natural para la oxidación de la pirita: ion férrico y oxígeno. Si el pH es menor que 3.5, cantidades significantes de ion férrico (Fe^{3+}) pueden existir en solución. A pH más altos, el precipitado de hidróxido férrico se remueve de la solución. Si la concentración de sulfatos es suficientemente alta, el ion férrico puede también ser removido de la solución ácida por precipitación de minerales de hierro sulfatados como jarosita (sulfato hidratado de hierro y potasio), y coquimbita (sulfato férrico hidratado). Sin embargo, estos minerales sulfatados tienen altas solubilidades.

Hay varios factores que afectan la rapidez de oxidación de la pirita y por tanto el control de la generación ácida:

- Área superficial de exposición
- pH y concentración de oxígeno (en agua y fase gas)
- Concentración del ion férrico
- Temperatura y energía de activación química (requerida para iniciar la generación ácida)
- Actividad bacteriológica

Área Superficial de Exposición

El área superficial de exposición de la pirita es una de las variables más importantes que controlan la rapidez de oxidación (Nicholson, 1994). Al disminuir el tamaño de partícula por unidad de peso se incrementa la velocidad de reacción. Hay una relación lineal entre el tamaño de partícula y la velocidad de reacción como se ve en la Figura 3.4. Es importante por ello conocer el tamaño de partícula investigando en la bibliografía la velocidad de reacción de la pirita o estableciendo a través de pruebas la cinética del material de mina. El mineral usado para pruebas cinéticas debe ser de pequeño tamaño de partícula (triturados), que es el material normalmente de desperdicio de minas.

La velocidad de reacción (moles producidos por tiempo y por unidad de volumen) se incrementa con la disminución del tamaño del grano. Sin embargo, en forma natural los productos de reacción del ion férrico e hidróxido férrico no pueden ser transportados realmente lejos. Esto resulta si la superficie de la pirita es revestida y entonces la difusión de oxígeno es nula, disminuyendo así la velocidad de reacción. Una serie de experimentos con pirrotita, pirita magnética (Elberling et al., 1993), deja de manifiesto

lo anteriormente expuesto, ya que se tomaron como muestra cilindros de roca producidos mediante perforadora de diamante (núcleos consolidados).

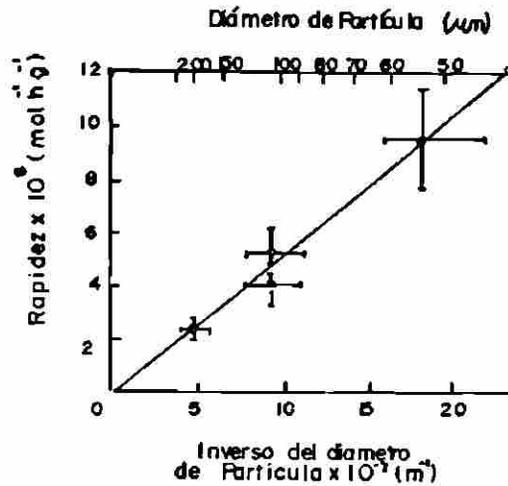


Figura 3.4. Gráfica de la Rapidez de la Oxidación de Pirita en Función del Inverso del Diámetro de Partícula.

En la Figura 3.4 puede verse que entre más pequeña sea la partícula, la velocidad aumenta. La gráfica está basada en tamaños variables del grano en diferentes muestras. Por ejemplo, a medida que un apilamiento de residuos conteniendo sulfuros se oxida, la producción de ácido se irá desacelerando a medida que el tamaño del grano disminuye, como se ilustra en la Figura 3.5.

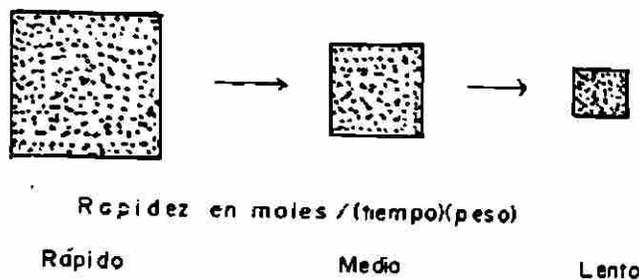


Figura 3.5. Rapidez de Producción de Ácido en una Pila de Desechos que Contienen Sulfuros.

pH y Concentración de Oxígeno

La concentración de oxígeno afecta la oxidación de la pirita. Williamson y Rimstidt (1992) sugirieron la siguiente relación empírica para la velocidad de oxidación de la pirita:

$$\text{Velocidad} = 10^{-8.19} (\text{O}_2)^{0.5} / (\text{H}^+)^{0.11} \quad (3.8)$$

donde (O_2) y (H^+) son las concentraciones de los iones oxígeno e hidrógeno en la solución. La velocidad está dada en moles por área y por segundo. El efecto de el oxígeno en la velocidad de oxidación de la pirita se aprecia en la Figura 3.6.

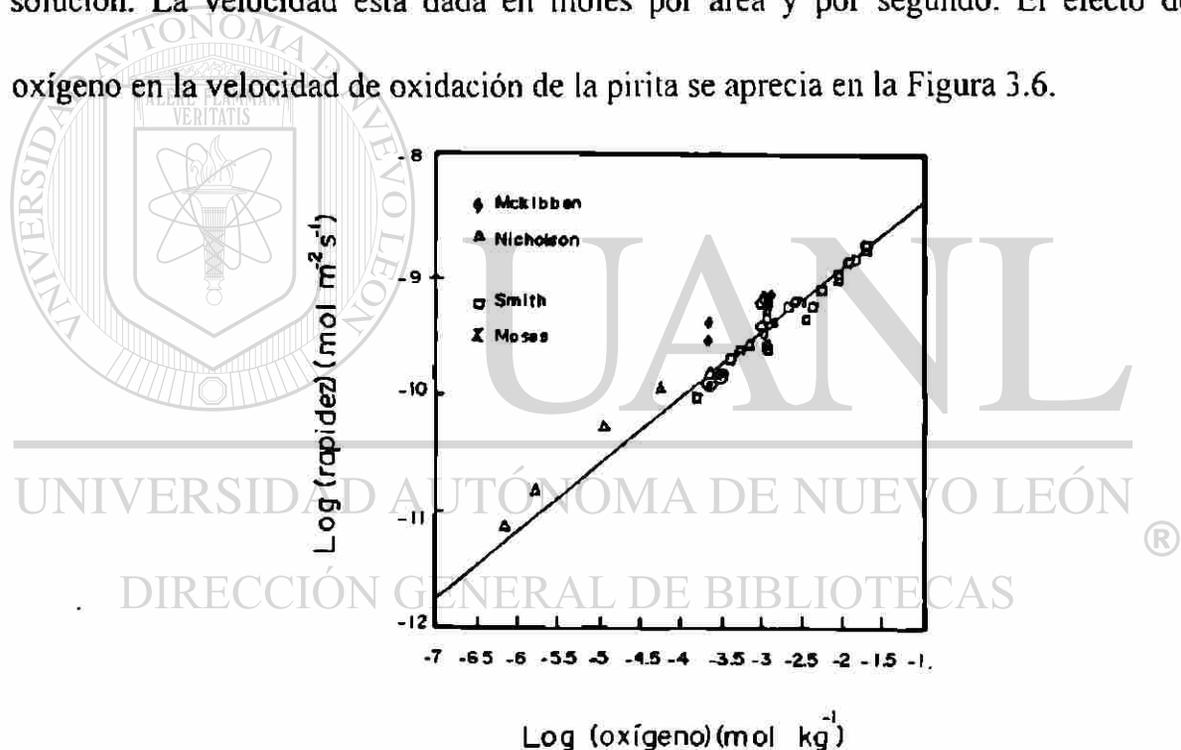


Figura 3.6. Efecto de la Concentración de Oxígeno Sobre la Rapidez de Oxidación de la Pirita.

Concentración del Ión Férrico

La velocidad de oxidación de la pirita por Fe^{3+} depende de la presencia de oxígeno en la solución. Con una alta relación $\text{Fe}^{3+} / \text{Fe}^{2+}$ y en presencia de oxígeno la velocidad de

oxidación se incrementa (Williamson y Rimstidt. 1992). Sin embargo, con bajas concentraciones de Fe^{3+}/Fe^{2+} las velocidades son más rápidas siempre y cuando las concentraciones de oxígeno sean más bajas que las alcanzadas cuando la concentración de Fe^{3+} / Fe^{2+} es alta. El ion férrico es más efectivo en la oxidación de la pirita que el oxígeno según indica la Figura 3.7. Esto puede ser debido a que el ion férrico puede unirse directamente a la superficie de la pirita realizándose más fácilmente la transferencia de electrones (Luther. 1987). Además, las especies intermedias oxidantes del azufre, ion sulfoxilo ($S_2O_3^{2-}$) es más fácilmente oxidado por el ion férrico que por el oxígeno (Luther, 1987).

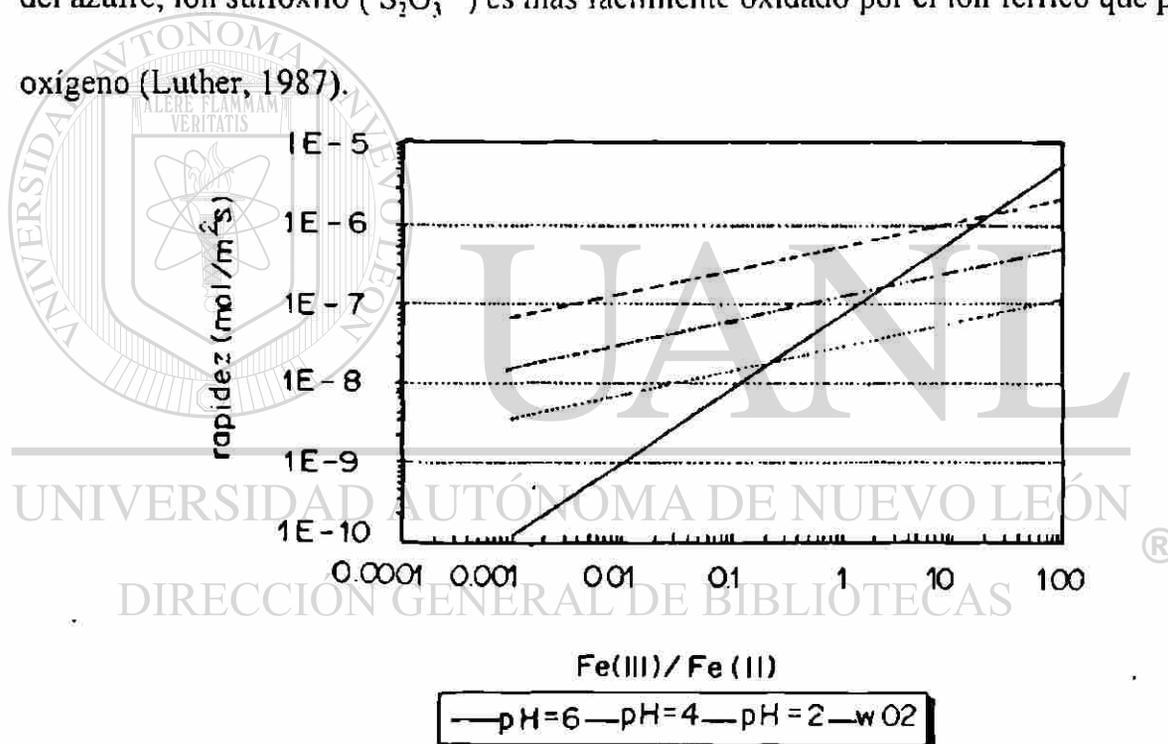


Figura 3.7. Rapidez de Oxidación y su Dependencia con la Relación Fe^{3+}/Fe^{2+} : Las Líneas Corresponden a Diferentes Valores de pH, Tres de Ellos sin Oxígeno Presente y una Donde Existe Oxígeno pero es Independiente del pH.

Temperatura y Energía de Activación Química

La constante de velocidad de reacción (k) está relacionada exponencialmente con la temperatura como sigue:

$$k = A \exp(-E_a / RT) \quad (3.9)$$

donde E_a es la energía de activación, A es el factor de Arrhenius (unidades de k), R es la constante universal de los gases y T es la temperatura en Kelvin. La relación de la constante de velocidad en función de la temperatura, se ilustra en la Figura 3.8. La energía de activación para la oxidación de la pirita con oxígeno es entre 60-80 kJ / mol. Es importante recordar que la oxidación de la pirita produce una fuerte reacción exotérmica.

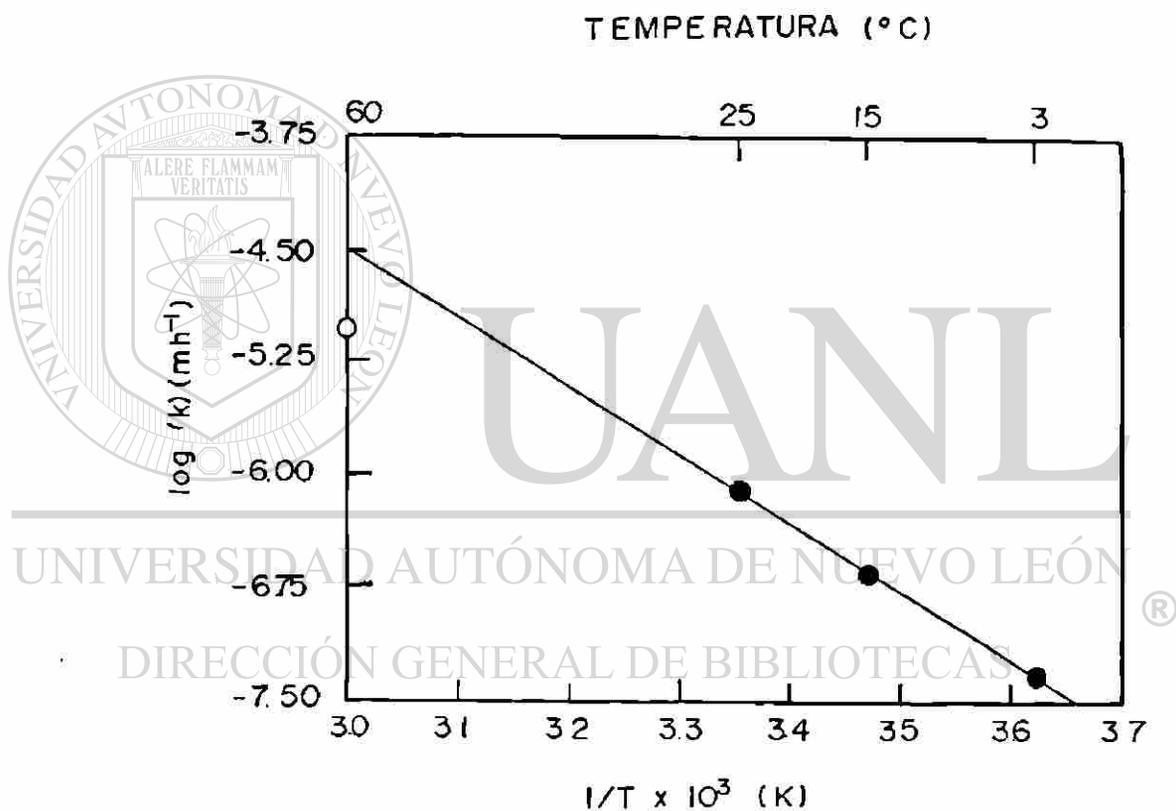


Figura 3.8. Constante de Rapidez k en Función de la Temperatura.

Actividad Bacteriológica

Las bacterias *Thiobacillus ferrooxidans* y *Ferrobacillus ferrooxidans* utilizan la energía de la oxidación de sulfuro a sulfato y del ion ferroso a ion férrico para su

metabolismo. La oxidación del sulfuro y el ion ferroso incrementa la velocidad de oxidación de la pirita considerablemente, como se muestra en la Figura 3.9.

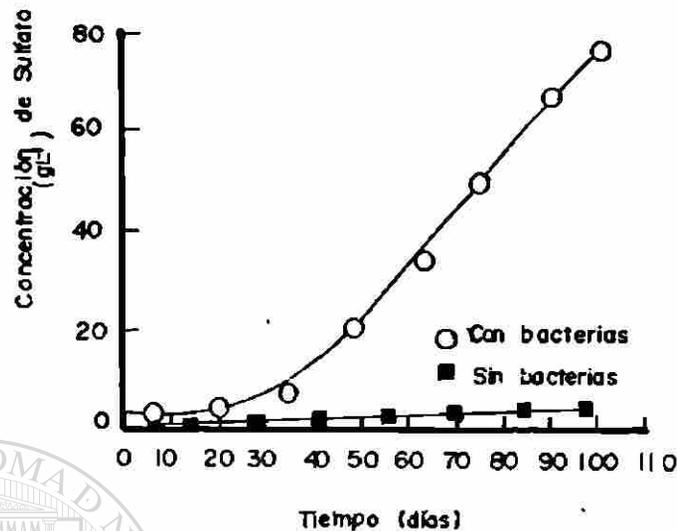


Figura 3.9. Rapidez de Oxidación de Pirita: Producción de Sulfato Contra el Tiempo Para un Desecho de Mina con Sulfuros a 21°C y pH = 3 en Presencia y Ausencia de Bacterias.

De acuerdo con Stumm y Morgan (1981), las bacterias no oxidan la pirita directamente, pero remueven las especies reducidas de sulfuros y al ion ferroso para la oxidación. La reacción de oxidación del sulfuro, bacteriológicamente, ha sido representada como sigue (Torma, 1988; Silver, 1978):



La velocidad de oxidación del ion ferroso es directamente proporcional a la concentración de bacterias, (C_{bact}), Fe^{2+} , O_2 (P_{O_2}) y H^+ a un pH = 2.2, como se ve a continuación (Pesci et al., 1989):

$$-d(\text{Fe}^{2+})/dt = 1.62 \times 10^{11} (C_{\text{bact}})(\text{H}^+)(\text{Fe}^{2+})P_{\text{O}_2} e^{-158.77/RT} \quad (3.11)$$

Bajo condiciones de $\text{pH} > 2.2$, la oxidación sigue el mismo tipo de expresión, pero sin la concentración del ion hidrógeno (independiente de la concentración del ion hidrógeno). Recientes estudios (Mustin et al., 1992; Konishi et al., 1990) indican que las bacterias pueden oxidar la piritita directamente y no solamente a las especies en disolución.

Jaynes et al., (1984) encontró que el *Thiobacillus ferrooxidans* alcanza su máxima actividad alrededor de los 30°C (90°F). Algunas pueden permanecer activas hasta los 65°C (Cathles, 1994). Jaynes et al. (1984) también mostró que el *Thiobacillus ferrooxidans* tiene su máxima actividad alrededor de un $\text{pH} = 3$ y con actividades mínimas a valores de pH de 1.5 y 5 aproximadamente, como se vé en la Figura 3.10. Otras bacterias que oxidan el sulfuro a sulfato pueden operar en ambientes de neutro a básico.

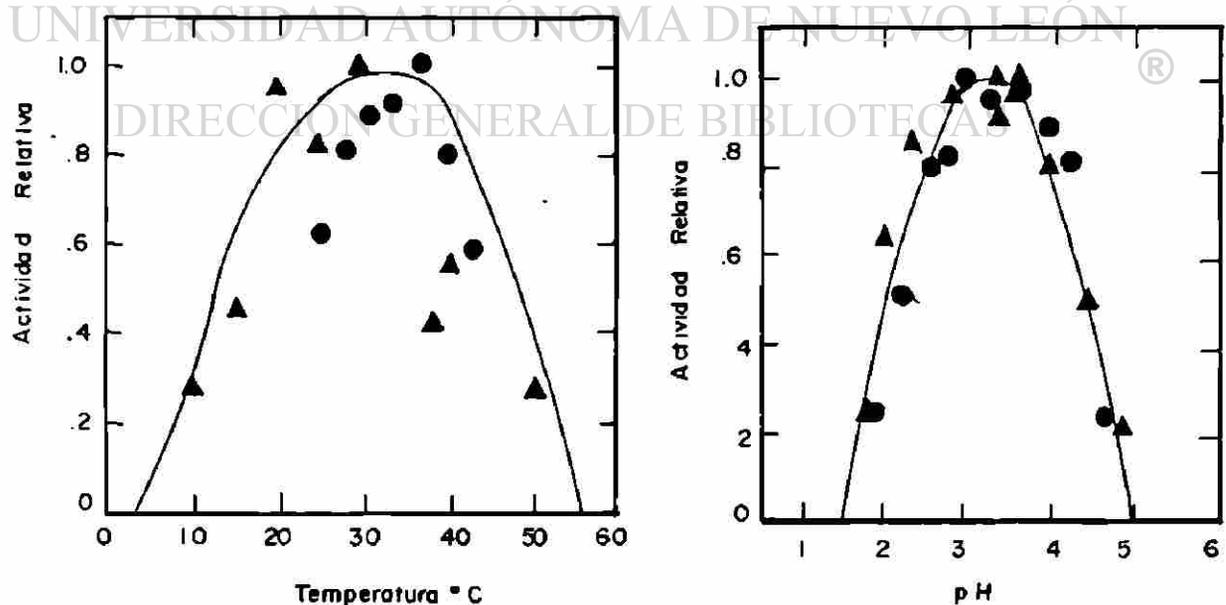


Figura 3.10. Influencia de la Temperatura y pH sobre la Actividad Bacteriológica.

El *Thiobacillus ferrooxidans* requiere de oxígeno. Esta bacteria acelera la oxidación de los sulfuros de antimonio, galio, molibdeno, arsénico, cobre, cobalto, níquel y zinc. La bacteria puede también reducir los sulfatos a sulfuros, minimizando la generación de ácido. La población bacteriana depende de la concentración de nutrientes como fosfatos y nitratos, dióxido de carbono y también de diversos contaminantes (como metales pesados).

3.4 Otros Minerales Sulfurados que Producen Ácido

Los minerales sulfurados expuestos a condiciones superficiales son termodinámicamente inestables y pueden con el tiempo disolverse y oxidarse. Las velocidades de oxidación varía de mineral a mineral. Plumlee, G., sugirió la siguiente tabla de resistencia de oxidación relativa para minerales sulfurado

Mineral	Tamaño de grano	Textura	Trazas del elemento
Pirrotita ($Fe_{(1-x)}S$)	Fino	framboidal	
Calcocita (Cu_2S)		concooidal	Alto
Galena (PbS)			
Esfalerita (ZnS)			
Pirita (FeS_2)	Medio		
Enargita (Cu_3AsS_4)			
Marcasita (FeS_2)			
Calcopirita ($CuFeS_2$)			
Molibdenita (MoS_2)	Grueso	Euhedral**	Bajo



***Textura:** Término que se aplica a las características de una roca cuando se estudia detalladamente. Se refiere a la composición de los ejemplares más que a las masas grandes.

****Concooidal:** Masas compactas, masivo, granular.

*****Euhedral:** Limitado por sus propias caras de cristal: automórfico.

Con la pirita están otros minerales sulfurados que tienen potencial para producir ácido sulfúrico debido a la oxidación. Sin embargo, no todos los minerales sulfurados tienen potencial para producir ácido sulfúrico. La cantidad de ácido producido depende del metal sulfurado, relación de azufre, tipo de oxidante y minerales precipitantes (Plumlee, G.). La siguiente es una lista de algunos minerales sulfurados que producen ácido sulfúrico:

- Pirita, marcasita FeS_2
 - Pirrotita, troilita $\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$, FeS
 - Calcopirita CuFeS_2
 - Arsenopirita FeAsS
-
- Enargita Cu_3AsS_4
 - Tenantita $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$

La cantidad de acidez que teóricamente puede ser originada por la oxidación de los minerales sulfurados es calculada a partir de relaciones estequiométricas.

Usando las ecuaciones generales vistas anteriormente, los moles de acidez (H^+ equivalentes) producidos por mol de mineral oxidado son los siguientes:

Mineral	Moles H ⁻ / Mol de Mineral	%W, relativo
Pirita, marcasita	4	0.03
Calcopirita	3	0.016
Arsenopirita	3	0.018
Pirrotita, troilita	2	0.022
Enargita	1	0.002

Existen diferentes factores que controlan la velocidad de reacción de los diferentes minerales sulfurados, una lista de esas velocidades no ha sido todavía establecida. Lo antes leído está referido a documentos establecidos por los diferentes autores para cada mineral. Nicholson (1994) integró estudios sobre la oxidación de la pirita. Lo siguiente es una corta descripción de las reacciones de oxidación de algunos minerales sulfurados.

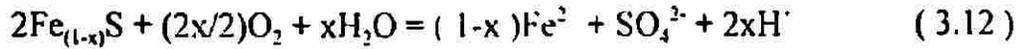
Marcasita

Las ecuaciones de reacción de la marcasita son las mismas que para la pirita (ver ecuaciones 3.1 y 3.4). La marcasita tiene en general una más alta velocidad de oxidación que la pirita (Berry et al., 1983), posiblemente debido a su gran área superficial. ®

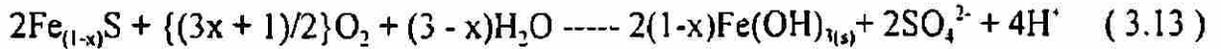
DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Pirrotita y troilita

Químicamente la pirrotita es complicada en su estructura cristalizada por la deficiencia de hierro. La fórmula general es $Fe_{(1-x)}S$, donde "x" puede variar de 0.0 a 0.125. La variedad equimolecular FeS es conocida como troilita. La deficiencia de hierro afecta la oxidación de la pirrotita (Nicholson y Scharer, 1994). Cuando el oxígeno es el oxidante primario, la reacción es (Nicholson y Scharer, 1994):



Combinando esta ecuación con la (3.2 y 3.3) la reacción de oxidación completa de la pirrotita está dada por:



Estudios de oxidación de la pirrotita hechos por Nicholson y Scharer (1994) muestran que la velocidad de oxidación de ésta. puede ser 100 veces más grande que la de la pirita a presión atmosférica baja y a 22°C como se muestra en la Figura 3.11. Ellos lo atribuyen a la deficiencia de hierro de la pirrotita. La pirrotita puede ser una fuente de selenio. El selenio puede substituirse por sulfuro (Berry et al., 1983).

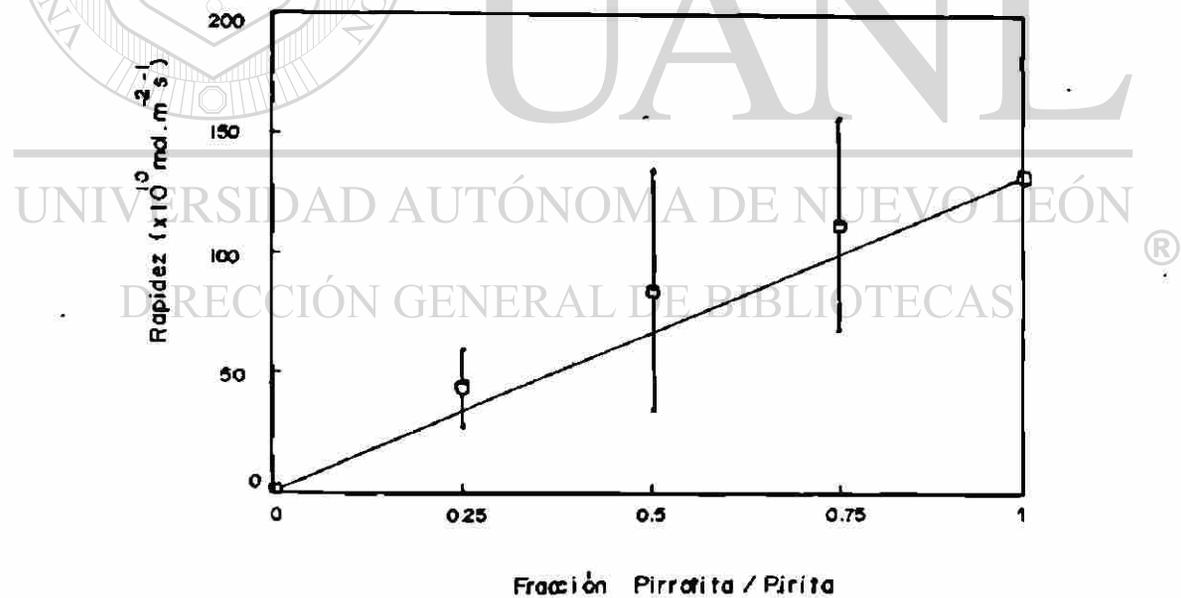
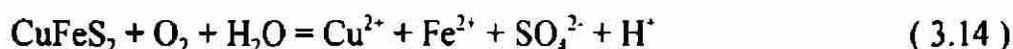


Figura 3.11. Relación de Pirrotita a Pirita en Mezclas Contra la Rapidez de Oxidación: a pH=2 y 22°C.

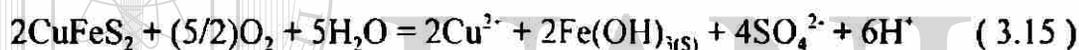
Estudios de oxidación de la pirita y pirrotita realizados por Bhatti et al. (1994) indican que el azufre elemental puede ser formado en la oxidación de la pirrotita, en presencia o ausencia de bacterias, lo cual no es observado en la oxidación de la pirita.

Calcopirita

La oxidación de la calcopirita puede verse en esta reacción:



Combinando ésta con las ecuaciones (3.2) y (3.3), la reacción de oxidación completa de la calcopirita es dada por:



La calcopirita resulta de la lixiviación del cobre en una reacción lenta. En experimentos de lixiviación Hiskey (1993) reportó que la calcopirita en un ensayo de mineral de cobre (crisocola, calcocita, covelita, bornita y calcopirita) fue la más refractaria (resistente al calor y a reactivos químicos), en donde solamente un 2% del producto se obtuvo después de 43 días usando ácido sulfúrico a un pH = 2. El producto de cobre se incrementó a un 30% usando solución de sulfato de hierro a 35°C. Rimstidt et al. (1994) reportó que la velocidad de oxidación de la calcopirita se incrementa al aumentar la concentración del ion férrico, pero con una rapidez de oxidación de 1 a 2 órdenes de magnitud menor que la pirita, como se ilustra en la Figura 3.12.

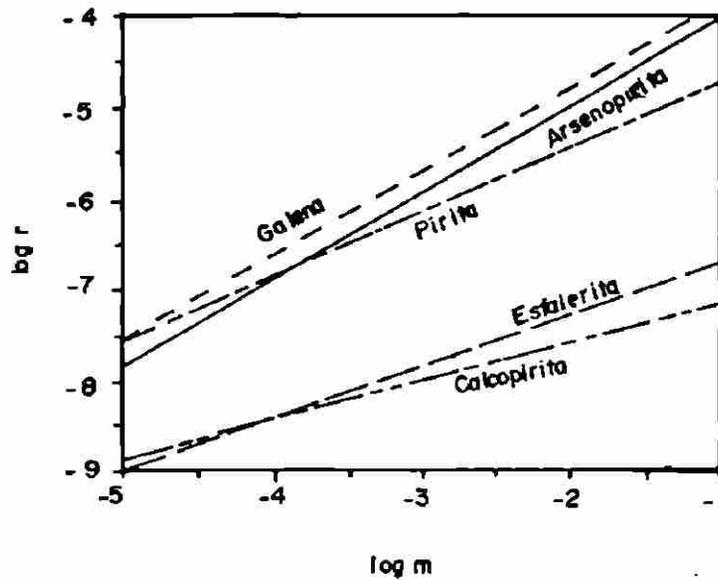


Figura 3.12. Rapidez de Reacción: Varios Minerales Sulfurados en Función de las Concentraciones de Hierro a 25^oC y pH=2.

Jang y Wadsworth (1994) estudiaron la velocidad de oxidación de la calcopirita a elevadas temperaturas (150 - 200^oC) en soluciones saturadas de oxígeno. Sus resultados indican que la oxidación de la calcopirita conlleva un enriquecimiento (acción de agentes naturales que aumenta el contenido metálico de un mineral) de cobre similar al que ha sido descrito como enriquecimiento supergénico. Bordes de digenita y covelita formados sobre los granos de calcopirita, sugieren que este proceso puede también darse en terreros conteniendo calcopirita, ésto, es mostrado en la Figura 3.13.

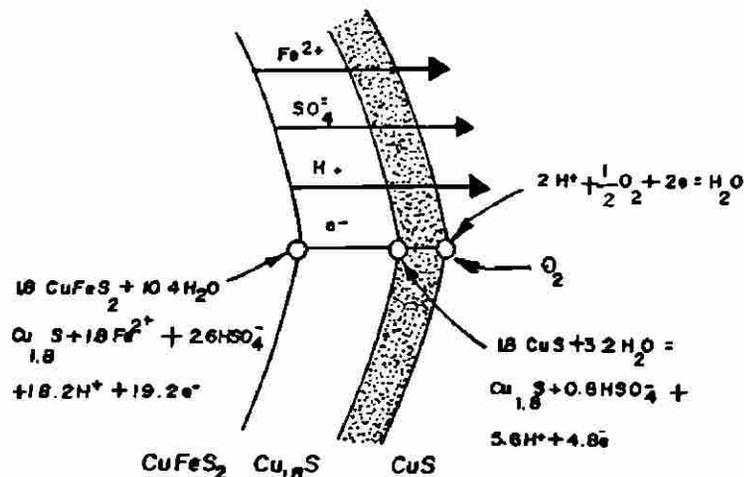


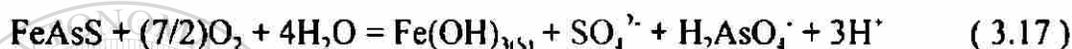
Figura 3.13. Diagrama Esquemático del Enriquecimiento de Calcopirita.

Arsenopirita

La arsenopirita puede ser oxidada como se muestra en la siguiente ecuación (Mok y Wai, 1994):



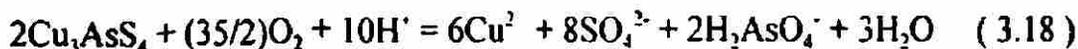
Combinando ésta con las ecuaciones (3.2) y (3.3) la reacción de oxidación completa de la arsenopirita está dada por:



La velocidad de oxidación de la arsenopirita es similar a la de la pirita cuando el ion férrico es el oxidante como lo señala la Figura 3.12. Sin embargo, la velocidad de oxidación de la arsenopirita es algunas veces más lenta que la de la pirita, sobretodo cuando el oxígeno es el agente oxidante (Rimstidt et al., 1994). El cobalto puede substituir al hierro usando una composición en proporción de sulfoarseniuro de cobalto y hierro (Co, Fe)AsS (Berry et al., 1983).

Enargita

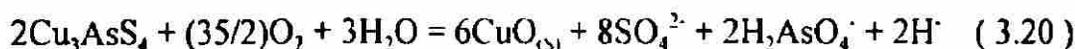
Para evaluar la extensión generadora de ácido de la enargita es algo difícil. Suponiendo que el cobre tiene un número de oxidación de +1, el arsénico de +3, el azufre con dos diferentes números de oxidación: un azufre tiene cero y tres azufres tienen -2, y si se utiliza lo anterior como base para la reacción de oxidación, la reacción redox puede ser escrita como sigue:



Esta reacción consume ácido durante la oxidación. Si el cobre precipita como tenorita, la reacción es:



y la reacción general puede escribirse así:



La tenorita, no obstante, se disuelve fácilmente en soluciones ácidas débiles.

De acuerdo a Plumlee, G., la enargita tiene una reacción más lenta que la pirita. El antimonio puede substituir al arsénico con concentraciones arriba del 6% en peso (Berry et al., 1983), y de esa manera ambos, el arsénico y el antimonio, pueden ser liberados durante la oxidación de la enargita.

3.5 Minerales Sulfurados No Productores de Ácido

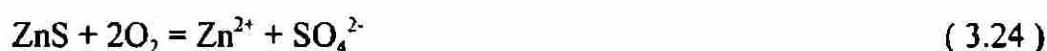
Hay muchos minerales sulfurados que no producen ácido sulfúrico con la oxidación. De hecho estos minerales consumen ácido durante su disolución/oxidación y dan un total neto de cero iones de hidrógeno. La esfalerita y la galena son dos minerales que pueden disolverse como lo indica la siguiente reacción:



Si bajo condiciones oxidantes el sulfuro de hidrógeno se oxida a sulfato, la reacción sería:



La oxidación completa de la esfalerita, ecuación (3.21) y ecuación (3.23) y la galena, ecuación (3.22) y ecuación (3.23), puede verse ahora de la siguiente forma:



La oxidación de estos minerales sulfurados puede llevarse a cabo con el ion férrico como agente oxidante en vez del oxígeno, como se ve a continuación:



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

El efecto de la concentración del ion férrico sobre la velocidad de reacción fue vista en la Figura 3.12. La galena tiene una más alta velocidad de reacción que la pirita, mientras que en la esfalerita la velocidad es más lenta en comparación con la pirita (Plumlee; Rimstidt, et al., 1994).

La solubilidad de estos minerales sulfurados es importante para el proceso ARD debido a que por su solubilidad se puede incrementar el ambiente ácido. además de contener grandes cantidades de trazas de elementos. La galena, por ejemplo, se ha reportado que contiene plata, arsénico y antimonio. La esfalerita se ha reportado que

contiene cadmio y mercurio (Mason y Berry, 1968). El hierro puede substituir al zinc, con arriba de un 50% mol en la esfalerita. Si el hierro substituye al zinc, la esfalerita puede ser un generador de ácido similar a la pirrotita.

3.6 Minerales No Sulfurados Productores de Ácido

Existe otra serie de minerales no sulfurados que producen ácido. El ion carbonato del mineral siderita, FeCO_3 , y algunos minerales de hierro que contienen sulfatos producen ácido durante su disolución.

Siderita

Bajo ciertas condiciones la siderita puede actuar como un neutralizante, y bajo otras como un productor de ácido. La reacción de disolución es:



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

Combinando ésta con las ecuaciones (3.2) y (3.3), la reacción de oxidación completa de la siderita es dada por:



En estas condiciones el bicarbonato es estable, la reacción de disolución total de la siderita produce un precipitado de hidróxido férrico por cada mol de ion hidrógeno y por cada mol de siderita disuelta. Sin embargo, en condiciones más ácidas el ácido carbónico es estable y no habrá una producción neta de ácido. Si el ion férrico es estable en la solución, la siderita puede actuar como un neutralizante.

Minerales de Hierro Sulfatados

Hay muchos minerales de hierro sulfatados que contienen ya sea al ion férrico o al ion ferroso. La siguiente es una lista de algunos de ellos:

Jarosita $\text{KFe}_3^{\text{III}}(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$

Coquimbita $\text{Fe}_2^{\text{III}}(\text{SO}_4)_3 \cdot 9 \text{H}_2\text{O}$

Römerita $\text{Fe}^{\text{II}}\text{Fe}_2^{\text{III}}(\text{SO}_4)_4 \cdot 14 \text{H}_2\text{O}$

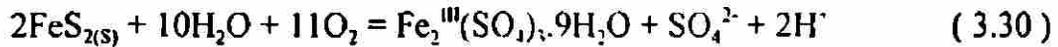
Copiapita $\text{Fe}^{\text{II}}\text{Fe}_4^{\text{III}}(\text{SO}_4)_6 \cdot 20 \text{H}_2\text{O}$

Melanterita $\text{Fe}^{\text{II}}\text{SO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$

La jarosita es un mineral relativamente estable. Ésta puede liberar lentamente el hierro y el sulfato en condiciones naturales solamente cuando está fuera del campo de estabilidad. La jarosita forma condiciones ácidas y es común encontrarla en áreas ácidas que presentan el fenómeno de enriquecimiento supergénico. Sin embargo, la jarosita tiende a formar ácido en terreros debido a la lixiviación. La jarosita puede tener velocidades de disolución mayores que las producidas por acción supergénica (Alpers, pers.com., 1996)

Los minerales de hierro sulfatados e hidratados son altamente solubles y precipitan en condiciones ácidas fuertes, o por evaporación de la solución que contiene al mineral (Alpers et al., 1994). Hay una gran cantidad de minerales de hierro sulfatados similares conteniendo ya sea al ion férrico, al ferroso o a ambos, que tienen un gran potencial para producir ácido. Ellos se pueden formar sobre la superficie de los minerales de hierro sulfurados, en pilas de estancamiento de AMD y en depósitos con lixiviación.

Cuando la oxidación del hierro sulfurado se desarrolla en un ambiente fuertemente ácido, el hierro sulfatado puede formarse como se muestra a continuación:



Solamente de 1/3 a 1/4 de los iones sulfato e hidrógeno que se producen según la ecuación 3.3 (oxidación de la pirita) son liberados, si la reacción se combina con la ecuación 3.30. El resto de la acidez es almacenada en la sal del sulfato de hierro (Cathles, 1994). Esta sal puede formarse por evaporación de estanques con residuos de mina, presas de jales, pilas de oxidación y desagües de minas. Éstas, son altamente solubles y generan ácido debido a la precipitación del hidróxido de hierro. Además, el ion férrico puede actuar como un oxidante para la oxidación de la pirita, formando así ácido sulfúrico.

Cathels (1994) estimó que en pilas con residuos de carbón mineral es posible, después de un año de oxidación de la pirita, producir sales sulfatadas que pueden acidificar 20 pulgadas por año de precipitación pluvial a un pH 2 por los próximos 108 años después de que los residuos han sido enterrados. Por ello, es importante identificar la presencia de minerales sulfatados para seleccionar la alternativa de control, ya sea remediación o recuperación.

3.7 Minerales Neutralizantes

Existen diferentes minerales que consumen al ion hidrógeno. Algunas de las reacciones son simples, congruentes y reversibles tal como la disolución del hidróxido

férrico. Otras reacciones, por el contrario, son incongruentes, como la temperización del feldespato (nombre genérico de un grupo abundante de minerales formadores de rocas) a caolinita (silicato hidratado de aluminio, $H_4Al_2Si_2O_9$). La efectividad del ion hidrógeno puede variar sustancialmente dependiendo de la estructura del mineral. Los carbonatos pueden reaccionar y neutralizar ácidos rápidamente (de minutos a segundos), y pueden ser importantes para la neutralización de infiltraciones de jales y depósitos de residuos de mina. Los feldespatos tienen velocidades de reacción lentas, pero son importantes en la neutralización de drenaje ácido.

Carbonatos

La capacidad de los carbonatos para reaccionar y neutralizar ácidos rápidamente es una parte esencial de la evaluación del proceso ARD.

Calcita

La calcita es el mineral carbonatado más común y es solo moderadamente soluble en agua pura. De acuerdo a la siguiente reacción:



la constante de solubilidad del $CaCO_3$ es $k_{sp} = 10^{-8.48}$ a $20^{\circ}C$ (Plummer y Bussenberg., 1982).

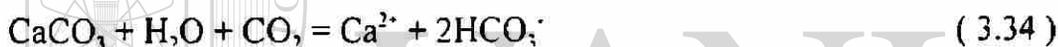
Sin embargo, la solubilidad de la calcita aumenta marcadamente con la concentración del ion hidrógeno, como se muestra en la siguiente reacción:



Esta reacción se produce a un pH alrededor de 6.5 - 7.0. En condiciones más ácidas, la reacción es :



Si el agua ácida contiene hierro disuelto, el hidróxido férrico será estable y puede formar un recubrimiento sobre la calcita. Este revestimiento de la calcita reduce su capacidad de neutralización. La siguiente reacción puede ser más apropiada para describir la disolución de la calcita:



La disolución de la calcita incrementa el contenido de carbonato en la solución, y así se incrementa su capacidad de neutralización. Los diferentes tipos de carbonatos en solución dependen del pH, como se ilustra en la Figura 3.14.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

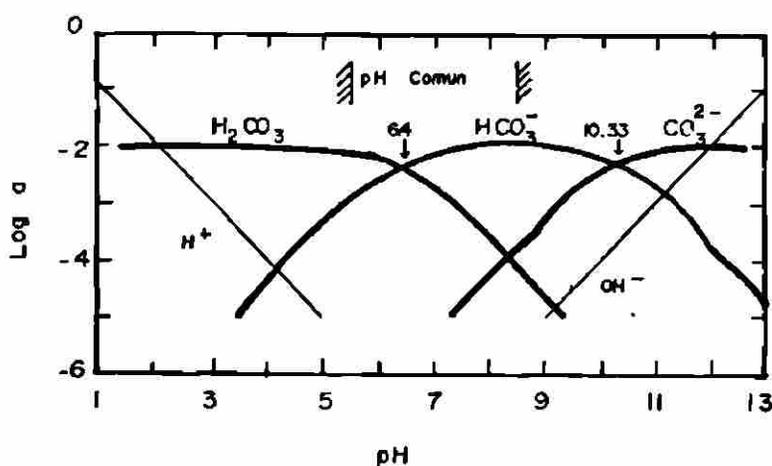


Figura 3.14. Actividades de las Diferentes Especies en el Sistema Carbonato en Función del pH, a 25°C y P_{CO2} = 10⁻².

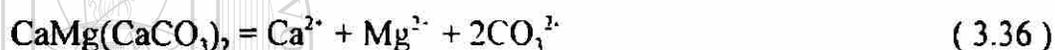
Si la oxidación de la pirita toma lugar en agua que contiene bicarbonato, el ion ferroso puede reaccionar con el carbonato formando siderita, como se ve a continuación:



Esta reacción se lleva a cabo a un pH entre 5.0 - 5.5.

Dolomita

La disolución de la dolomita, $\text{CaMg}(\text{CaCO}_3)_2$, puede ser representada por la reacción siguiente:



La velocidad de disolución de la dolomita es muy baja. Este hecho dificulta establecer una constante de solubilidad. El valor más aceptado es de 10^{-17} (Hsú, 1967).

La dolomita es atacada débilmente por diluciones frías aciduladas, pero se disuelve fácilmente en ácidos templados (Mason y Berry, 1968).

Cal

La cal es un aditivo común en procesos de flotación para evitar que la pirita flote junto con otros minerales sulfurados. La cal actúa como un neutralizador en equilibrio con el agua a un pH cercano a 11 en estos tipos de procesos. Cuando los jales son desechados, la cal forma parte del material depositado. Sin embargo, la cal es muy soluble en agua y puede con el tiempo ser lavada y enviada fuera de la presa. La cal

puede ser útil en presas de jales y tratamientos de residuos en climas secos. Ésta puede ser también usada en tratamientos cortos de alcalinidad de aguas residuales.

La reacción de disolución y neutralización de la cal puede ser escrita de la siguiente manera:



Hidróxidos

La disolución de óxidos e hidróxidos de metales puede lograrse a diferentes niveles de pH. Los niveles específicos de algunos de ellos se ven en la Figura 3.15.

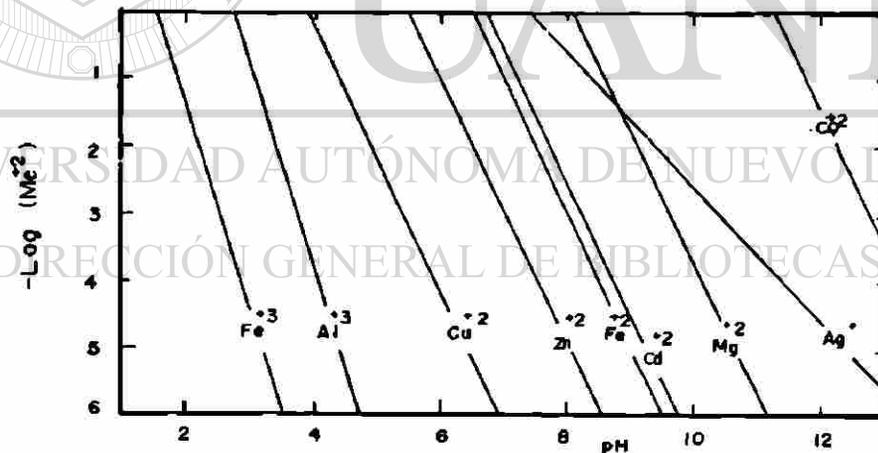


Figura 3.15. Líneas de Estabilidad Metal-Hidróxido Metálico a la Actividad Total del Metal Igual a 10^{-2} .

Las reacciones correspondientes para cada mineral son:

Disolución de la gibsita:



Disolución del hidróxido férrico:



Disolución de la guetita/limonita:



El hierro del $\text{Fe}(\text{OH})_3$ puede actuar como un neutralizante, contribuyendo con iones hidroxilo cuando se disuelve:



La disolución de la gibsita se realiza a un pH entre 4.3 y 4.7, mientras que los del hidróxido férrico y la guetita/limonita son entre 2.0 y 2.5. Reacciones similares ocurren para otros óxidos e hidróxidos de metales.

Si en una solución ácida se agrega carbonato de calcio durante el tiempo de reacción, el ácido disolverá lentamente los carbonatos. Durante la disolución de la calcita, siderita, gibsita y guetita el perfil del pH resulta ser progresivo, produciéndose continuamente ácido como lo señala la Figura 3.16. El perfil es controlado por los diferentes minerales que se disuelven. Cuando el mineral amortiguador es consumido, el pH bajará solo con la disolución de un nuevo mineral en la serie de progresión.

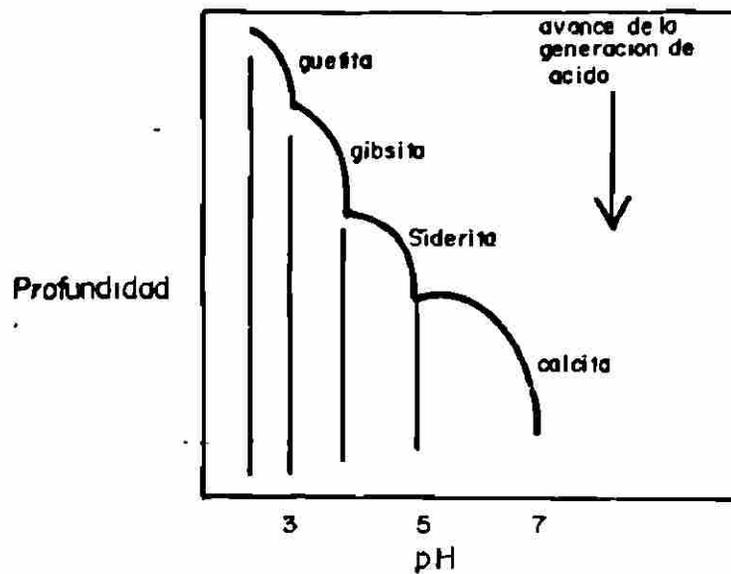


Figura 3.16. Perfil de pH en un Penacho Móvil. En Diferentes Etapas, diferentes Minerales Controlan el pH hasta ser Consumidos. En cada Etapa el pH Aumenta hasta que el Siguiente Mineral Amortigua la Solución a un pH Menor.

Silicatos

Los silicatos son una fuente importante de elementos en una solución (Si, K, Na, Mg, Ca). La ganga (término que se aplica a minerales térreos o no metálicos que ocurren en depósitos minerales) son silicatos que comúnmente complementan alrededor del 95% del cobre porfirítico (mineral de cobre de baja ley). Algunos silicatos importantes incluyen (Beane y Titley, 1981):

- Ortoclasa (feldespato monoclinico de potasio; silicato de aluminio y potasio, $KAlSi_3O_8$).
- Plagioclasa (feldespatos de sodio y calcio. nombre genérico de los feldespatos triclinicos, albita, anortita, labradorita y oligoclasa; $NaAlSi_3O_8 - CaAl_2Si_2O_8$).

- Biotita (silicato de potasio, magnesio, hierro y aluminio; $K_2Fe_2(AlSi)_4O_{10}(OH)$).
- Clorita (silicato de aluminio con hierro ferroso, magnesio y agua en combinación química; $Mg_5(AlFe)(AlSi)_4O_{10}(OH)_8$).
- Sericita (mica hidratada, variedad de muscovita; $KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$).
- Montmorillonita ($(Mg,Ca,Fe)(Al,Mg,Fe)_4(SiAl)_8O_{20}(OH)_4.nH_2O$).
- Vermiculita $(Mg,Ca)(Al,Mg,Fe)_6(SiAl)_8O_{20}(OH)_4.8H_2O$.
- Caolinita (silicato hidratado de aluminio: $Al_4Si_4O_{10}(OH)_8$).
- Cuarzo (bióxido de silicio cristalizado; SiO_2).
- Pirofilita (silicato hidratado de aluminio; $Al_2Si_2O_7(OH)_2$).

En un skarn (son silicatos de calcio ricos en hierro que se forman en condiciones pirometasomáticas) de cobre porfírico, la ganga de silicatos ocupa una menor parte de la roca que en otros sistemas porfíricos. Entre esos minerales se mencionan los siguientes:

- Andradita-Grosularita (granate de hierro y calcio-granate de calcio y aluminio; $Ca_3Fe_2Si_3O_{12} - Ca_3Al_2Si_3O_{12}$).
- Wollastonita (silicato de calcio; $CaSiO_3$).
- Actinolita - Tremolita (silicato hidratado de calcio, magnesio y hierro - silicato de calcio y magnesio; $Ca_3Fe_5Si_8O_{22}(OH)_2 - Ca_3Mg_5Si_8O_{22}(OH)_2$).
- Epidota (ortosilicato básico de calcio, aluminio y hierro: $Ca_2(Fe,Al)Al_2Si_4O_{12}(OH)$).
- Hedenbergita -Diopsida (variedad del piroxeno, con calcio y hierro - silicato de calcio y magnesio: $CaFeSi_2O_6 - CaMgSi_2O_6$).

- Prenita (ortosilicato hidratado de calcio y aluminio: $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_{10}(\text{OH})_2$).

Para considerar impactos ambientales futuros es esencial evaluar la composición de la roca que se tira como residuo (jales, terreros y material lixiviado). Los diferentes tipos de silicatos pueden presentarse como cationes o aniones en la solución. Los minerales químicamente estables, formados por intemperización del material residual, pueden ser menos estables físicamente. Lo siguiente es un resumen de las reacciones que pueden presentarse por la acción del medio sobre los silicatos. Estos minerales pueden tomar de meses a años para reaccionar dependiendo de las condiciones fisicoquímicas del material residual.

Feldespatos

Cuando los feldespatos se disuelven por acción del medio ambiente pueden presentar reacciones incongruentes antes de que sean totalmente disueltos. En ambientes tropicales, los óxidos/hidróxidos de hierro y aluminio, bauxita y laterita, suelen presentarse como productos finales.

Una reacción de feldespatos por intemperismo puede ser:



La gibsita, $\text{Al}(\text{OH})_3$, puede formar por envejecimiento a la bohemita, AlOOH , y a la diaspora, HAIO_2 (Kittrick. 1969), donde la diaspora es el mineral de aluminio más estable en esta secuencia.

Las reacciones (feldespato a gibsita) son principalmente controladas por el pH y concentraciones de Na, K y Ca. Una de estas reacciones se ilustra en la Figura 3.17. Este tipo de diagrama es más útil que un diagrama Eh-pH, debido a que éste puede tomar todas las variables en las reacciones, las que por cierto son independientes del Eh.

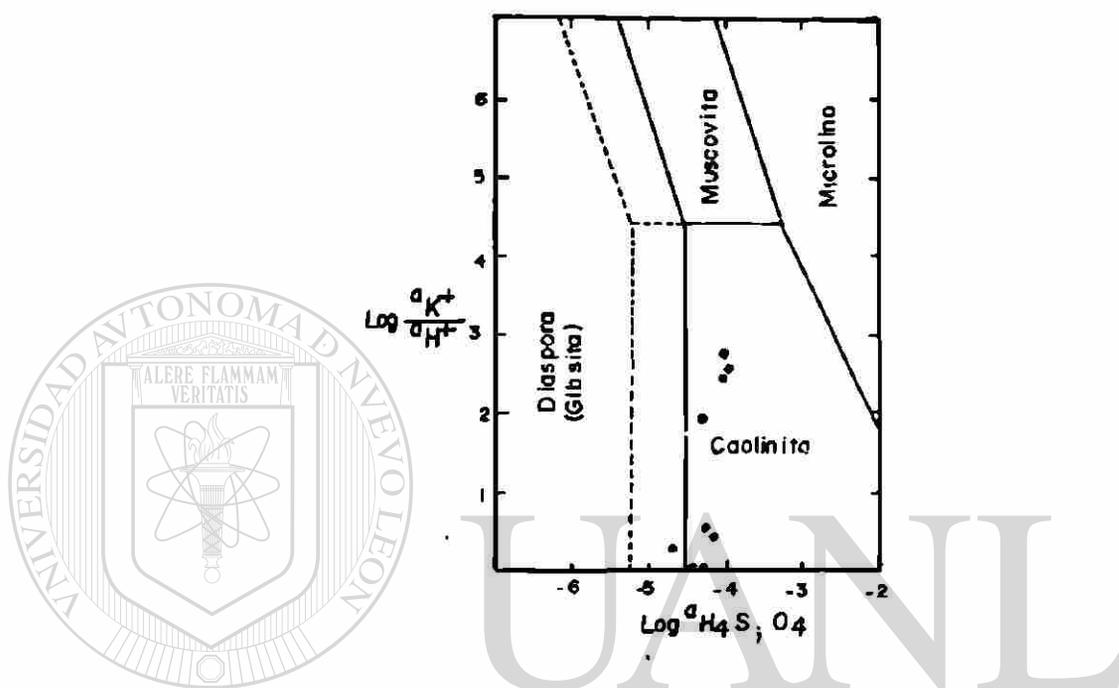
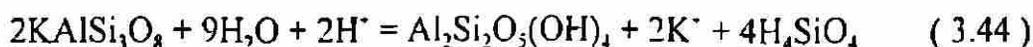


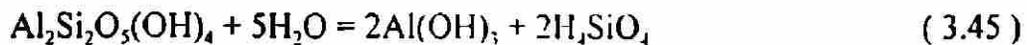
Figura 3.17. Diagrama de Equilibrio para los Minerales de K-Al-Si. En una Solución Ácida (a) Generada por la Oxidación de Sulfuro o Lixiviado Ácido, el Microlino (silicato de Al y K) se Disuelve formando Caolinita. Al Aumentar la Presencia de Potasio, la Muscovita (sericita) puede ser el Mineral Estable en Lugar de la Caolinita.

Un feldespato potásico reacciona para formar caolinita como se ve en la siguiente reacción:



En esta reacción, el potasio y la sílice pasan a la solución, mientras los iones hidrógeno son consumidos. Los feldespatos son más solubles si la actividad del ion hidrógeno se incrementa o si la remoción del potasio y la sílice es más rápida.

Con un intemperismo continuo la caolinita puede disolverse incongruentemente formando gibsita. Esta reacción no consume iones hidrógeno como se ve a continuación:



En un ambiente con altos valores de pH y de concentración de potasio, el feldespato potásico forma sericita en lugar de caolinita, como lo ilustra la siguiente ecuación:

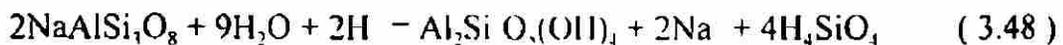


y la sericita reacciona formando gibsita:



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

La plagioclasa presenta una similar reacción que el feldespato potásico, liberándose en este caso sodio y calcio. Ésta puede formar caolinita en un ambiente muy ácido o al mineral arcilloso esmectita en un ambiente menos ácido, como se ve a continuación:



Estos silicatos arcillosos secundarios tienen una alta relación superficie/volumen. Ellos también tienen capacidad de adsorción e intercambio iónico.

La Figura 3.18 nos muestra la velocidad de reacción de la albita (silicato de aluminio y sodio, miembro final de la serie plagiocasa de los feldespatos, feldespato de sodio) a ciertos pH (Wollast y Chou, 1985). La velocidad es más baja alrededor de condiciones neutras. Cuando los silicatos reaccionan y se disuelven, liberan cationes (K, Na, Ca y en menor cantidad Al) y otros minerales pueden estabilizarse. Estos minerales incluyen diferentes sulfatos: jarosita, natrón jarosita, yeso y alunita. La precipitación de estos minerales secundarios puede generar un cambio de conductividad hidráulica y también, un cambio en la dirección del flujo. Cuando esto sucede se forma el llamado "tepetate" (material superficial del suelo, capas de material superficial compuestas de grava, guijas, arcilla, etc., más o menos cementadas y endurecidas). Los hidróxidos de hierro pueden también ser parte de este tepetate.

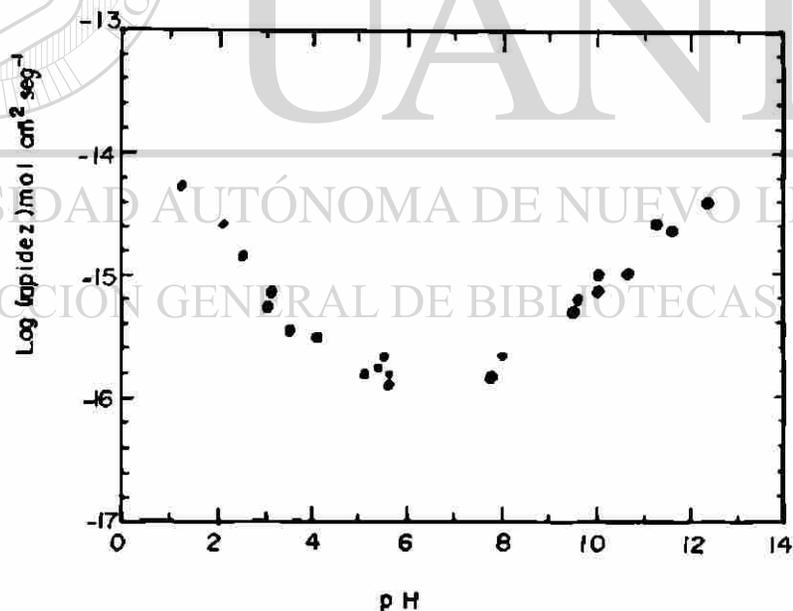


Figura 3.18. Rapidez de Disolución de la Albita en Función del pH.

La velocidad de disolución de los feldespatos ha sido estimada por Lasaga (1984) a un pH=5 y a 25°C:

Feldespato Potásico	4.1×10^{-14} moles / m ² s
Albita	1.7×10^{-12} moles / m ² s
Anortita	6.6×10^{-9} moles / m ² s

La velocidad de disolución de los feldespatos observados en el laboratorio es comúnmente mayor que la observada en forma natural, como lo describe Paces (1993) y Velbel (1985). Ambos autores concluyen que la velocidad observada en forma natural es del orden de 2 a 3 magnitudes más lenta que la obtenida en estudios de laboratorio.

La velocidad de disolución de la plagioclasa es algunas veces más alta que la de los feldespatos potásicos, pero considerablemente más baja (6-8 órdenes de magnitud) que el mineral de cobre, cuprita (óxido de cobre, Cu₂O), como se muestra en la Figura 3.19.

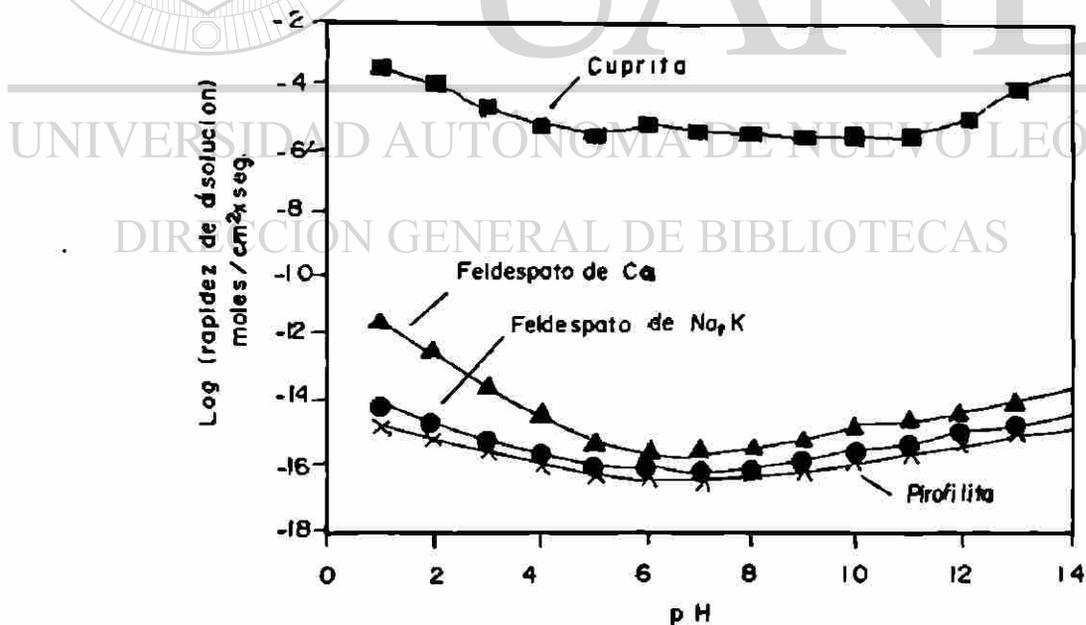


Figura 3.19. Rapidez de Disolución de los Feldespatos y de la Cuprita en Función del pH.

Minerales Félsicos

El término félsico se aplica al grupo de minerales feldespáticos, cuarzo y rocas compuestas predominantemente de estos minerales. Muscovita, piroxeno y anfíbol forman clorita. La clorita se transforma a sericita, caolinita o Mg-montmorillonita. Estas reacciones son similares a la de los feldespatos. La Figura 3.20 nos muestra la velocidad de reacción de piroxenos y anfíboles. Empezando en un ambiente neutro, muchos minerales incrementan la solubilidad al incrementar el pH. Se ha reportado en trabajos de laboratorio, que la velocidad de disolución de los feldespatos es de 1 a 4 órdenes de magnitud mayor que la estimada en campo (Brantley y Chen, 1995).

La estabilidad de los ortopiroxenos disminuye con el incremento en el contenido de Mg (Gislason y Arnorson, 1993).

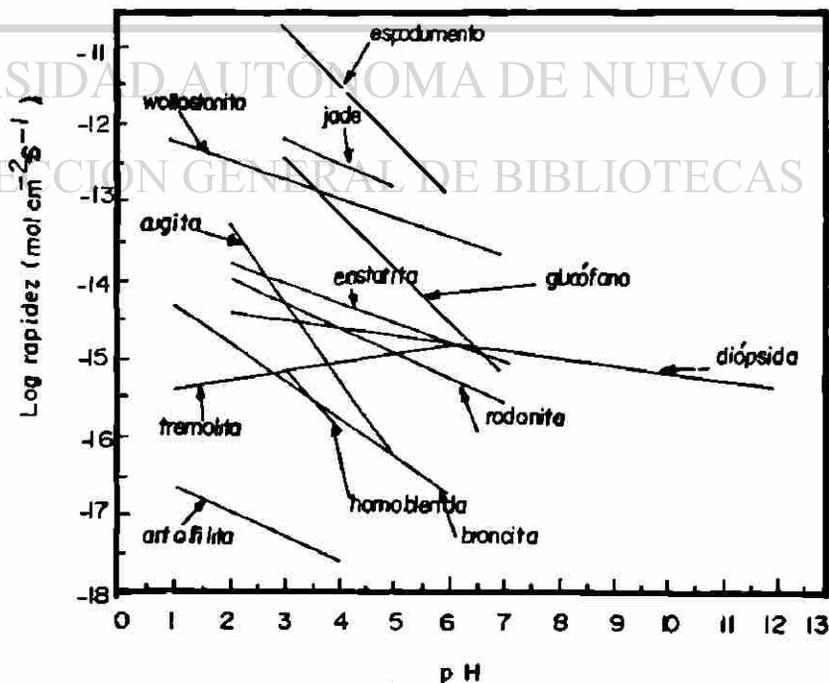


Figura 3.20. Valores Estimados de Rapidez de Disolución de los Piroxenos y Anfíboles.

Otras Reacciones

Reducción de sulfatos por bacterias:



La adsorción del ion hidrogeno ocurre en la superficie de los minerales.

Proceso de Reacción

Lichtner (1996) modeló un sistema de infiltración en depósitos residuales de cuarzo-caolinita-feldespato potásico-pirita, con una velocidad de infiltración de 0.1 m/año de oxígeno, una presión parcial de 0.2 bars y una presión parcial de CO_2 de 10^{-2} . Las constantes efectivas de velocidad usadas para el cálculo son las de los minerales primarios y secundarios formados durante la alteración:

Cuarzo 10^{-14} moles cm^{-1} s

K-feldespato 10^{-14} moles cm^{-1} s

Caolinita prim. 10^{-13} moles/ cm^2 s

Caolinita sec. 10^{-1} moles cm^2 s

Siderita 10^{-10} moles cm^{-1} s

Hidróxido férrico 10^{-10} moles cm^2 s

KAISO_4 10^{-10} moles cm^{-1} s

La Figura 3.21 nos muestra los valores de pH a diferentes tiempos de reacción: 1, 5, 10 y 25 años, para una tortuosidad de 0.5 y 0.005. A alta tortuosidad se alcanzó un

estado estable después de los 25 años con $\text{pH} = 0.5$. Para baja tortuosidad, la oxidación y la generación de ácido se lleva a cabo. Los silicatos consumen iones hidrógeno a pH igual a 6.5.

La tortuosidad es la relación de la longitud media del trayecto en que una especie se disuelve y la distancia en línea recta del promedio de la trayectoria, lo que físicamente se interpreta como la mayor o menor dificultad que encuentra el agua para atravesar la matriz sólida, (Oelkers, 1996).

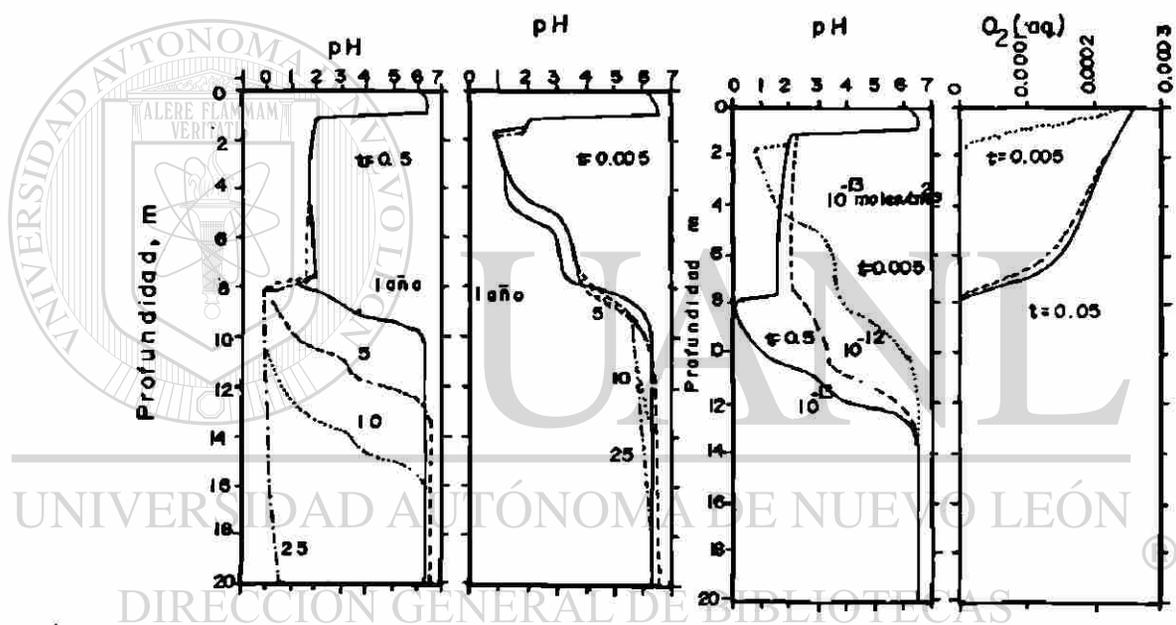


Figura 3.21. Perfil de Valores de pH a Diferentes Tiempos de Reacción, Equivalentes a Diferentes Profundidades.

3.8 Predicciones de la Producción de Ácido / Pruebas de Movilidad

Las predicciones de ARD se pueden hacer usando pruebas estáticas y/o cinéticas. Las pruebas estáticas nos indicarán la cantidad de ácido producido y el potencial de neutralización, mientras que las pruebas cinéticas nos presentarán una evaluación de la

velocidad de neutralización y producción de ácido. Estos exámenes son a menudo estandarizados y pueden no ser siempre aplicables a un sitio específico. Las pruebas de movilidad de los metales son usadas para evaluar la calidad del material residual que ha sido infiltrado y lixiviado. La siguiente sección nos mostrará los procedimientos de muestreo y pruebas usadas para evaluaciones geoquímicas.

3.8.1. Procedimientos de muestreo

Para las evaluaciones geoquímicas de depósitos minerales, rocas encajonantes de tajo abierto, labores subterráneas y residuos de mina, es importante tener un buen plan de muestreo. En la exploración, el muestreo geológico es unitario y la cantidad mínima de muestras depende de la cantidad de material que habrá de ser caracterizado como lo sugiere BC ARD Task Force (1989) en la Figura 3.22. Si hay gran variación dentro de cada unidad, ésta puede ser dividida. El uso de unidades geológicas regulares puede no ser correcto en la división de un depósito mineral, debido a que los minerales secundarios formados a través de la alteración hidrotermal y el proceso supergénico pueden no seguir el límite de las unidades geológicas. Estos minerales secundarios incluyen calcita y pirita, que pueden producir un efecto en la neutralización y en el potencial de producción de ácido.

Una recopilación completa de los registros de minas debe ser establecida muestreando los jales y los residuos de minas (terreros). Este registro debe incluir la geología y mineralogía del material minado relativo a los volúmenes de cada unidad geológica y mineralógica, y donde aquél material fué colocado. Basado en registros de

mina, puede ser posible establecer una ilustración geológica de los terreros y jales. Éste puede ayudar a localizar las áreas con posibles problemas (en el presente o futuro) de ARD, que es a lo que se enfoca la investigación.

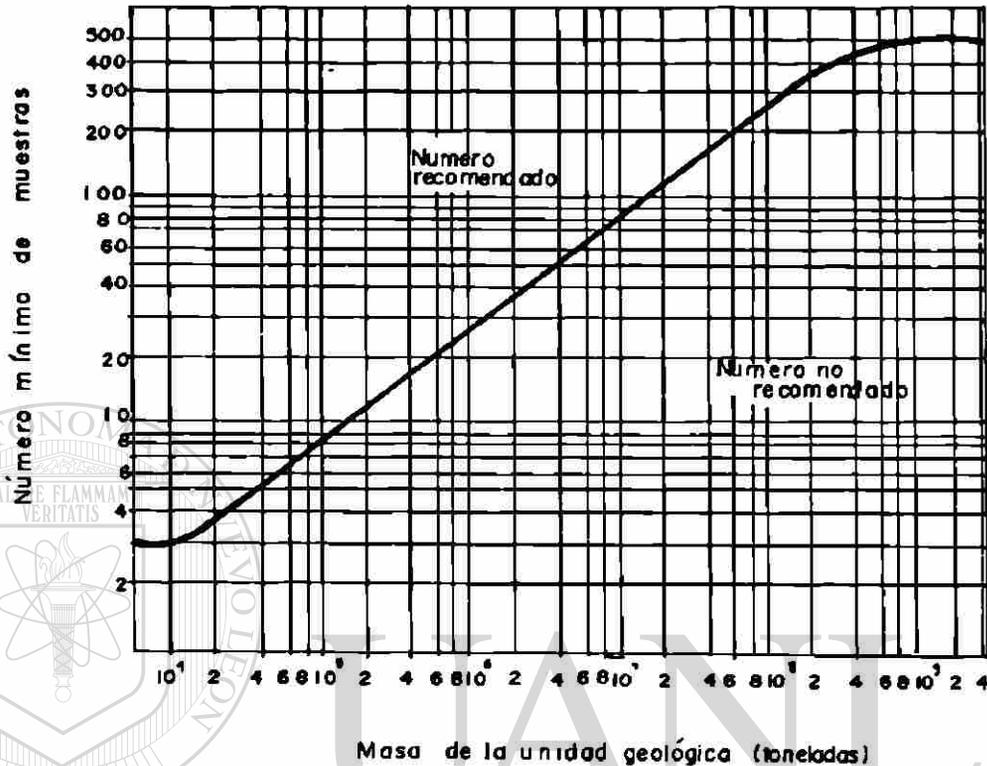


Figura 3.22. Número Mínimo de Muestras en Relación con el Tamaño del Material a ser Caracterizado.

3.9 Pruebas Estáticas

Las pruebas estáticas dan una indicación del potencial de neutralización del ácido (Acid Neutralizing Potential, ANP) o el potencial de producción de ácido (Acid Producing Potential, APP). Sin embargo, estas pruebas no indican la velocidad de producción o neutralización. Las pruebas estáticas son rápidas y de bajo costo, y por esta razón, son usadas para la predicción de ARD. Si los resultados de las pruebas indican una relación de ANP:APP de menos de 2, se recomienda hacer pruebas cinéticas. Los resultados de las pruebas estáticas son usadas para informes ácido-base (Acid Base

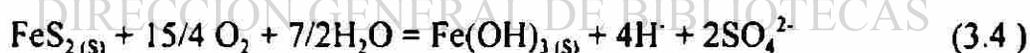
Accounting, ABA). Hay diferentes técnicas para realizar pruebas estáticas que pueden usarse para ABA.

3.9.1 Método del Azufre Total

El método del azufre total es rápido y no costoso, obteniéndose una estimación posible del potencial de producción de ácido. La prueba puede sobreestimar el APP porque ésta considera todo el azufre como pirita.

En el método del azufre total las muestras son calentadas a 1600°C con una corriente de oxígeno. El sulfuro de hidrógeno se oxida a dióxido de azufre, el cual es absorbido en el agua. El sulfato colectado en la solución es analizado y dará un valor de azufre total como %wt. El %wt de azufre es multiplicado por 31.25 para dar partes por millón de producción de ácido como equivalente de CaCO₃.

Basado en las ecuaciones 3.4 y 3.32:



Un mol de S es neutralizado por un mol de CaCO₃. Un gramo de S en 100 gramos de material (1 %wt de S) es equivalente a 0.03125 moles de azufre, el cual puede neutralizar 0.03125 moles de CaCO₃ ó 3.125 %wt de CaCO₃ (peso atómico de CaCO₃ = 100 g). Éste es convencionalmente expresado como toneladas de CaCO₃ / 1000 toneladas de material, dando un factor de 31.25.

La desventaja de este método es que incluye al azufre de ambos tipos de minerales , los que producen ácido y los que no lo producen. La pirita es con mucho el mineral de azufre dominante y este método muchas veces sobreestimaré el APP.

La ventaja de este método es que predice la producción de ácido teórico máximo. En la práctica, la producción de ácido no puede ser peor que el máximo predicho. El método es ampliamente usado y probado, y puede ser usado para confirmar análisis acumulativos.

3.9.2 Especies Azufradas (Método del Azufre Pirítico)

Este método ha sido desarrollado para distinguir al azufre contenido en el ácido producido por lixiviación en minerales sulfurados o sulfatados, del azufre contenido en los minerales no lixiviados. El método consiste en:

- 1). La muestra se divide. Una porción de ella se hace reaccionar con ácido clorhídrico. El sulfato producido se hace reaccionar con bario para formar el sulfato de bario sólido. La cantidad retenida de sulfato de bario da un lixiviado ácido de sulfato.
- 2). Otra porción de la muestra se hace reaccionar con ácido nítrico y el azufre se analiza como en 1).

La diferencia entre 1) y 2) es el sulfuro lixiviado. El azufre remanente en 2) representa el azufre no lixiviado, el cual tiene el potencial para producir ácido. Los resultados se dan como %wt de S y es multiplicado por el factor 31.25 (descrito anteriormente) para dar APP como toneladas de CaCO_3 / 1000 toneladas equivalentes.

La desventaja de este método es que algo del azufre puede no ser contabilizado, como en la barita (no generador de ácido) y el azufre elemental (generador de ácido); como el azufre es altamente reactivo puede ser disuelto con el ácido clorhídrico y hacer lenta la oxidación del sulfuro y no ser disuelto en el ácido nítrico. La extracción aislada del sulfato y el sulfuro con ácido clorhídrico y nítrico, respectivamente, puede ser cuestionable.

La ventaja del método es que explica y da cuenta de la rapidez de oxidación del sulfuro y excluye la generación no ácida de algunas formas de azufre.

3.9.3 Azufre Reactivo

El propósito del método es el de determinar la cantidad del azufre reactivo generador de ácido. El procedimiento es el siguiente:

Los sulfatos altamente solubles son lavados con agua. La muestra se divide. Una porción se hace reaccionar con peróxido de hidrógeno por un día y otra se hace reaccionar por siete días. El agua es analizada para cuantificar azufre y sulfato total. El azufre total como %wt S es multiplicado por el factor 31.25.

La desventaja del método es que no predice la velocidad de producción de ácido. El sulfuro no reactivo puede producir ácido con el tiempo. El método no ha sido completamente verificado.

Una ventaja del método es que predice el potencial de ácido, basado en lo altamente reactivo del azufre.

3.9.4 Potencial de Neutralización Total

El procedimiento está basado en el tratamiento de la muestra con una cantidad conocida de ácido clorhídrico, calentando y entonces se titula la solución con hidróxido de sodio hasta $\text{pH} = 7$, calculando la cantidad de ácido consumida por la muestra. El resultado se da como toneladas de CaCO_3 / 1000 toneladas equivalentes.

La desventaja del método es que la velocidad y el punto de neutralización no se puede predecir, ya que los minerales comúnmente no neutralizan a $\text{pH} = 7$. Además, no se puede predecir a qué nivel la neutralización toma lugar.

La ventaja de este procedimiento es que predice el máximo intervalo o valor del potencial de neutralización disponible.

3.9.5 Análisis por Carbonato

Este método está diseñado para determinar la cantidad de minerales carbonatados fuertemente neutralizantes. Las muestras son digeridas en ácido nítrico en una cámara de vacío, la reacción produce monóxido de carbono gas el cual es llevado a una solución básica. La solución es entonces analizada por concentraciones de carbonato y bicarbonato.

La desventaja del método es que la detección límite es de 2 partes por millón de CaCO_3 . El método no puede ser utilizado con material de alto contenido de pirrotita. La pirrotita produce gas de dióxido de azufre el cual interfiere con el CO_2 en el analizador.

Además, la velocidad y el punto de neutralización no pueden ser predichas por este método.

La ventaja del método es que es ampliamente usado en problemas de no-ARD. El método también está enfocado para su uso con minerales neutralizantes a un pH de 5-9.

3.9.6 Análisis de Carbonatos con Límites Bajos de Detección

El método está diseñado para analizar contenidos de carbonato en bajas concentraciones. Las muestras son digeridas en ácido nítrico en un ambiente con gas nitrógeno. El gas es analizado en un cromatógrafo de gases.

La desventaja del método es que la velocidad y el punto de neutralización no son determinados y el método no funciona rutinariamente.

La ventaja del método es que puede detectar bajas concentraciones de carbonatos y se analiza para minerales neutralizantes a pH de 5-9.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

3.9.7 pH de Suelos

Este método descrito por Hoffman (1986), fue diseñado para exploración geoquímica tras evaluar el pH del agua infiltrada a través del suelo. Una cantidad medida de agua es adicionada a la muestra y agitada durante un periodo de treinta minutos. Entonces, se mide el pH del agua.

Los resultados indican si el carbonato de calcio es disuelto inmediatamente y si la generación de ácido ocurrió anteriormente o durante el análisis.

La desventaja del método es que la duración de la acidez o alcalinidad es desconocida, al igual que la velocidad de reacción.

La ventaja de este método es que es rápido, fácil y no costoso. El método puede desarrollarse rápidamente en el campo. Además, este método nos indica fácilmente si la muestra es ácida o alcalina.

3.10 PRUEBAS CINÉTICAS

Las pruebas cinéticas nos dan una indicación del potencial de neutralización y del potencial de producción de ácido, además de la velocidad de oxidación y disolución del mineral.

3.10.1 Pruebas de Confirmación B.C.

Las pruebas de confirmación de cultivo bacterial (Bacterial Culture, B.C.) fueron diseñadas para confirmar los resultados de las pruebas estáticas. El método está basado en mantener bajos valores de pH (2.5-2.8) en el material de prueba, adicionando cultivos de *Thiobacillus ferrooxidans*. El sistema debe ser mantenido húmedo, adicionando agua para ello. Durante la prueba el pH es monitoreado y el análisis de algún metal es ejecutado hasta que la actividad microbiológica cese. Si la bacteria permanece por sí misma activa, esto sugiere que el drenaje ácido ocurre.

Las desventajas del método son: la velocidad de generación o de neutralización del ácido no se pueden predecir y el control de técnicas para la generación ácida no pueden desarrollarse. Además, la prueba no está científicamente bien fundada.

La ventaja de la prueba es que es sencilla para usar.

3.10.2 Reactor Soxhelet

Las pruebas con el reactor soxhelet fueron diseñadas también para confirmar los resultados de las pruebas estáticas. El método está basado en una columna donde el fluido lixiviado es recirculado por evaporación y condensación. El pH puede ser medido sobre una base consistente entre 64 ó 192 horas. Los resultados son interpretados como sigue:

pH<3, generación fuertemente ácida

pH 3-5, un poco de generación ácida con neutralización

pH>5, no generación ácida

La desventaja con la prueba es que no pueden simularse condiciones naturales, no es frecuentemente usado y el efecto de las bacterias no es conocido. Además, la evaporación y condensación del agua puede cambiar su geoquímica.

La ventaja con el uso de este método es que la operación es simple, con resultados rápidos y con varias opciones de control.

3.10.3 Matraz con Agitación

Esta prueba está diseñada para determinar la velocidad, variación temporal de generación de ácido y la variación temporal en la calidad del agua. Además, la prueba

puede ser usada para confirmar los resultados de pruebas estáticas y algunas pruebas con opciones de control propuestas.

La prueba se desarrolla en un matraz donde se pone la muestra y se adiciona agua hasta que quede sumergida. El matraz se agita continuamente y de manera periódica se miden el pH y la química del agua.

Los datos de pH en el Reactor Soxhlet son evaluados en alguna parte de éste. La producción potencial de ácido y la velocidad de oxidación de sulfuros pueden ser calculados a partir de los resultados de la prueba. Sin embargo, las pruebas en el matraz con agitación están basadas en la suposición de que el sulfato es un subproducto directo de la oxidación de los sulfuros y de que además la velocidad de producción de sulfato es indicativo de la velocidad de oxidación de sulfuro, y por tanto de la generación ácida. Esta suposición es sostenida si:

- 1) Toda la oxidación del azufre se liberó en el agua en la forma de compuestos solubles.
- 2) Todo el azufre en el agua está oxidado.
- 3) El mineral precipitado (yeso, jarosita) no limita la concentración del sulfato acuoso.

La desventaja del método es que las bacterias que catalizan la reacción de oxidación de la piritita no tienen un tiempo de aclimatación, y el alto contenido de agua puede inhibir la producción de ácido debido a la limitación de suministro de oxígeno para la oxidación. Además, la duración de la prueba es larga, resultando en un alto costo, y los resultados son difíciles de interpretar.

La ventaja del método es que nos da una indicación de la velocidad de oxidación y una variación temporal de la generación y neutralización de ácido. Es posible evaluar el sistema de tratamiento y sus efectos sobre varios factores ambientales, tal como el pH y la temperatura. Si la prueba es corrida durante largo tiempo, los efectos bacteriológicos pueden ser evaluados. Finalmente, la prueba es fácil de llevar a cabo.

3.10.4 Pruebas en Celdas Húmedas

La prueba en celdas húmedas está diseñada para determinar la producción de ácido y el potencial de neutralización, la velocidad de oxidación y para confirmar resultados en pruebas estáticas.

Comúnmente la prueba es llevada a cabo quebrando y moliendo la muestra hasta reducirla a aproximadamente a malla 60; después se cubre el material con una capa delgada de arena en un recipiente cubierto con tapa. El aire húmedo se hace pasar a través del recipiente. A la semana, la muestra es lavada con agua y drenada. El agua es analizada para medir pH, conductividad y concentración de iones y aniones. Las pruebas son corridas comúnmente entre 10 a 20 semanas.

El pH resultante es interpretado como en el método del Reactor Soxhelet. La velocidad de generación y neutralización de ácido pueden ser estimadas usando las mismas suposiciones que en las pruebas del matraz con agitación.

La desventaja de las pruebas en celdas húmedas es que por estar el material molido, el área superficial se incrementa, de tal modo que la velocidad de oxidación también.

Además, las bacterias que catalizan la oxidación de la pirita no tienen un tiempo para la aclimatación. La extensa duración de las pruebas las hacen costosas. Los resultados de estas pruebas también son difíciles de interpretar. La alta estandarización del método lo hace menos aplicable para usarlo en sitios específicos, pero no obstante las pruebas son útiles para comparación entre diferentes lugares.

La ventaja del método es que da una indicación de la velocidad de oxidación y de las variaciones temporales en la generación y neutralización de ácido. Es posible evaluar el sistema de tratamiento y sus efectos con varios factores ambientales como el pH y la temperatura. Si la prueba es corrida durante largo tiempo, los efectos bacteriológicos pueden ser evaluados. Las pruebas en celdas húmedas son más aplicables para materiales de jales de minas localizados en climas húmedos.

3.10.5 Pruebas en Columnas

Las pruebas en columnas son diseñadas para uso en sitios específicos. Éstas pueden simular un sistema natural de gran extensión, a diferencia de otros métodos. Las columnas pueden ser dispuestas para que haya recirculación, el flujo pasará a través de una columna de rocas, jales o material molido. El material puede estar parcial o totalmente sumergido. La velocidad del flujo puede ser ajustado. El tamaño de las columnas varía dependiendo del material usado.

Las pruebas en columnas son sencillas pero costosas dependiendo de lo que va a ser evaluado. Puesto que las pruebas no son estandarizadas los resultados son poco

aceptables por agencias reguladoras, por lo cual es necesario correr alguna de las pruebas estandarizadas en combinación con las pruebas en columnas.

Las pruebas en columnas pueden ser útiles en diferentes evaluaciones de remediación, como en el mezclado de desperdicios, tratamientos con cal y en sistemas cubiertos. El material en las columnas es evaluado siguiendo la prueba. De estas evaluaciones, el sistema de tratamiento puede ser improvisado o diseñado.

3.11 Pruebas de Movilidad en Metales

Hay diferentes pruebas que pueden ser usadas para analizar la movilidad del metal. Estas pruebas fueron diseñadas para lixiviados y originalmente usadas para categorizar rellenos sanitarios y/o rellenos con material peligroso. Más tarde se usaron en material de mina. Sin embargo, la aplicación de las pruebas en residuos de mina es limitado. Las pruebas en columnas o las celdas húmedas son más aplicables.

3.11.1 EP-Tox (1310)

La caracterización de toxicidad EP (EP-Tox) está diseñada para evaluar el potencial del material lixiviado (mezclado) en rellenos municipales con constituyentes en concentraciones peligrosas en aguas subterráneas. El fluido lixiviado usado en la prueba se ajusta a un pH de 5 con ácido acético.

La evaluación de los resultados de la prueba se hace en base a concentraciones máximas permitidas de la EPA (Environmental Protection Agency, USA):

Procedimiento de EP-Tox:

La muestra se fija a $\text{pH} = 5.0$ con ácido acético 0.5N

La relación líquido sólido debe ser de 16:1

Duración de la prueba: 24 horas

La prueba está diseñada para residuos municipales y no es recomendada para residuos de mina.

3.11.2 TCLP (1311)

El procedimiento característico de la toxicidad de lixiviados (Toxicity Characteristic Leaching Procedure, TCLP) es muy similar al EP-Tox. El TCLP fue desarrollado de las pruebas de EP-Tox. En una prueba TCLP, un frasco rodante es usado en lugar de una columna. Aquí la relación líquido / sólido es más alta (20:1) y con una duración menor (18 horas). En la prueba TCLP el material reacciona con la solución sin un pH fijo. La solución por lo tanto puede ser más ácida o hasta alcalina.

Procedimiento TCLP:

Ácido acético iniciando a un $\text{pH} = 4.9$

La relación líquido sólido debe ser de 20:1

Duración de la prueba: 18 horas

La prueba no es recomendada para ser usada en residuos de mina.

3.11.3 MWMT (NDEP)

Las pruebas de movilidad en agua meteórica (Meteoric Water Mobility Tests, MWMT) fue desarrollado por el Departamento de Protección Ambiental en Nevada (Nevada Department of Environmental Protection, NDEP). El método ha sido diseñado para evaluar la movilidad de metales en residuos de mina. El método difiere de otras pruebas de movilidad por tener mucho mayor volumen de muestra (aproximadamente 50 veces). El fluido lixiviado, usando una relación líquido-sólido de 1:1, es acidificado a pH de 5.5 a 6.0 para simular lluvia ácida.

Procedimiento de MWMT (NDEP):

Agua meteórica inicial a un pH = 5.5

La relación líquido sólido debe ser de 1:1

Duración de la prueba: 24 horas o más

3.11.4 SPLP (1312)

El procedimiento de lixiviación en precipitación sintética (Synthetic Precipitation Leaching Procedure, SPLP) fue diseñado para material de rellenos, pero ha sido adoptado para evaluar la lixiviación potencial de residuos de mina. El procedimiento utiliza una relación líquido-sólido de 20:1, pero es común usar una relación más baja para crear una condición más severa de lixiviación. La prueba es menos costosa y más rápida que la MWMT (NDEP).

Procedimiento del SPLP:

Ácido nítrico y sulfúrico iniciando a pH = 5

La relación líquido sólido debe ser de 20:1

Duración de la prueba: 18 horas

3.12 Análisis Mineralógico

Es necesaria una investigación mineralógica para identificar la concentración de metales del material de mina a fin de planear la recuperación de ellos, o la remediación. La difracción de rayos-x (X-Ray Diffraction, XRD), la microscopía y análisis a nivel micro, son métodos utilizados para la caracterización de los residuos mineralógicos.

La XRD da una identificación semicuantitativa de las fases principales del mineral (límite de detección 2-5 %wt). El análisis microscópico puede identificar minerales de silicatos, óxidos, sulfatos, sulfuros, carbonatos y productos de oxidación, como se ilustra en la Tabla 3.1. Estas observaciones, combinadas con observaciones microscópicas del tamaño de grano, proporciona información acerca del potencial de ARD.

Los análisis a nivel micro son importantes para evaluar y modelar la calidad del agua y cuantificar también a los elementos traza que no forman minerales individuales. Si el selenio, por ejemplo, está presente en el material de mina, probablemente no formará un mineral por separado, pero algo puede estar en forma impura o substituirse por otros elementos en el mineral. La solubilidad del mineral en el cual este elemento ocurre puede ser el factor controlante del selenio. La tabla 3.1 presenta un grupo de minerales que deben ser incluidos como parte de la investigación mineralógica y sus efectos en la calidad del agua.

Tabla 3.1 Grupo de Minerales y sus Efectos en la Calidad del Agua

Grupo de Minerales	Efectos Comunes en la Calidad del Agua
Sulfuros	Oxidación, generación de ácido, metal liberado
Carbonatos	Neutralización (reacción rápida), adsorción
Silicatos (feldespatos, anfíbol)	Neutralizador (reacción lenta), origen de metales alcalinos
Minerales arcillosos	Neutralizador, adsorción de metal
Óxidos Hidróxidos	Indicador de acidez, adsorción de metal
Sulfatos	Indicador de acidez, generador de ácido (baja y alta solubilidad)

3.12.1 Otros Análisis

Las pruebas químicas anteriormente descritas son sólo una parte de la evaluación del ARD. Dependiendo del sitio que habrá de ser evaluado, alguno o todos de los siguientes análisis son tan importantes como las pruebas estáticas, cinéticas y las de movilidad:

- Química del agua de poros
- Química del gas de poros
- Conductividad hidráulica
- Flujo de gas
- Dirección del flujo de agua

El resultado de estos modelos hidrogeoquímicos, cuando son disponibles, son muy útiles.

3.13 Principales Alternativas de Control y Mitigación del Drenaje Ácido

El término control se utiliza para referirse a las medidas para prevenir o limitar la generación o transporte (mitigación) del drenaje contaminado que podría resultar en un impacto negativo para el ambiente.

Se conocen tres enfoques para el control de drenaje ácido:

- Control primario: Control de las reacciones de generación de acidez (prevención).
- Control secundario. Control del transporte de contaminantes (mitigación).
- Control terciario: Colección y tratamiento (mitigación).

La opción más favorable es la prevención de las reacciones de oxidación, eliminando uno o más de los componentes esenciales, o controlando el ambiente para limitar la velocidad de generación de ácido a nivel insignificante. Esto implica que de resultar exitosas las medidas de prevención, los controles secundarios y terciarios no serían necesarios. Sin embargo, en muchos emplazamientos el potencial de drenaje ácido[®] es inicialmente reconocido. Una vez que se desencadenan las reacciones de oxidación, el control preferido es limitar la migración o transporte de los productos de oxidación al medio ambiente receptor. A menudo la opción práctica es una combinación de estas dos medidas. La idea es tratar de reducir al máximo el volumen de drenaje ácido, controlando el flujo de agua a fin de tratar sólo una mínima porción de estos efluentes.

3.13.1 Medidas de Control Primario

El objetivo del control de generación de ácido es prevenir o reducir la formación de ácido en la fuente, inhibiendo la oxidación de los sulfuros. Esto puede ser alcanzado controlando uno de los factores primarios en la oxidación (Sulfuros, oxígeno o agua). Por otro lado, el control de los factores secundarios (actividad bacteriana, temperatura y pH) se emplea para limitar la velocidad o inicio del drenaje ácido.

Con el propósito de sistematizar las medidas de control primario, a continuación se presenta el bosquejo siguiente:

Control de factores primarios:

- a. Eliminación de sulfuros: flotación o separación.
- b. Exclusión de oxígeno: deposición subacuática y uso de cubiertas (naturales o sintéticas).
- c. Exclusión de agua: uso de cubiertas (naturales o sintéticas).

Control de los factores secundarios:

- a. Actividad bacteriana: uso de bactericidas y control efectivo de temperatura.
- b. pH: empleo de aditivos alcalinos (caliza, fosfato).

En el caso de eliminación de sulfuros es posible utilizar la flotación de un concentrado de pirita cuando se trata de relaves. En tal sentido, se debe buscar una alternativa de disposición de este producto. En algunas minas este concentrado de pirita

se combina con cemento y es usado como relleno subterráneo. A pesar de que el cemento y la cal proporcionan una capacidad de neutralización, todavía puede existir un cierto potencial para la oxidación de sulfuros y disolución de metales, particularmente aquéllos estables en solución a valores de pH alcalinos.

Si se produjese oxidación, la estabilidad física del relleno puede resentirse. Por lo tanto se requiere de pruebas de evaluación de la estabilidad física y química del relleno a fin de cuantificar la potencialidad de este método a largo plazo. Para los desmontes de mina, la segregación o aislamiento de materiales sulfurados sólo es posible si existe una zona geológicamente distinta o si se permite una identificación relativamente fácil de este mineral. Las medidas incluirían encapsulamiento de este material, conjuntamente con los aditivos alcalinos que puedan ser necesarios para evitar generación futura de ácido.

En relación a la exclusión de oxígeno, uno de los métodos más efectivos es el cubrimiento o inundación del material sulfurado con una cubierta de agua o en un tipo de deposición subacuática. La baja solubilidad del oxígeno en el agua (10 - 12 mg/l) y su reducida velocidad de difusión, que es aproximadamente 4 órdenes de magnitud inferior que en el aire, sustentan la factibilidad de este procedimiento que puede ser aplicado a diferentes tipos de materiales o componentes de un emplazamiento minero. Actualmente se dispone de resultados obtenidos de la aplicación de este método en países como Noruega y Canadá. Algunos puntos que deben evaluarse cuidadosamente respecto a este procedimiento de control de generación de ácido son:

- **Mantenimiento de la cubierta acuática:** Se acepta generalmente que para limitar la difusión de oxígeno se requiere una cubierta de agua de aproximadamente 0.5 m.
- **Movimiento del agua en la cubierta:** Para prevenir el arrastre de finos, se suele colocar un estrato de roca gruesa sobre el material que se requiere aislar, con lo cual también se evita el efecto del movimiento y eventual turbulencia de esta cubierta de agua en el arrastre de finos.
- **Contaminantes solubles:** Esto puede ser especialmente problemático si se trata de materiales oxidados que se requiere aislar. En este sentido, la mezcla de estos materiales con cal o caliza finamente molida puede proporcionar el suficiente control químico sobre los productos solubles.
- **Impacto en el medio ambiente:** Es necesario evaluar cuidadosamente el efecto de disposición de relaves o desmonte de mina sobre agua limpia o sobre el mar, comparado con alternativas de disposición en tierra.

Las cubiertas y sellos impermeabilizantes pueden ser colocados en la superficie y lados de una poza reactiva de relaves o desmonte, con el propósito de restringir el acceso del oxígeno y del agua, e inhibir, por lo tanto, la generación de ácido. Para lograr este objetivo, la cubierta o sello debe tener una baja permeabilidad al aire y al agua y evitar durante su manejo y acomodo que se produzcan rasgaduras o imperfecciones que alteren significativamente su funcionamiento.

Experiencias han mostrado que el suministro de oxígeno puede ser reducido a niveles muy bajos, del orden de $< 2\% \text{O}_2$, con una cubierta bien diseñada y colocada. Definitivamente las cubiertas no eliminan por completo el flujo de oxígeno por los

mecanismos conocidos y naturales de transporte de oxígeno como son la convección por diferencia de temperaturas en una pila o botadero, advección causada por diferencia de presiones en el flujo afuera de una pila y por el flujo difusivo dentro de una pila.

Respecto a la exclusión de agua del sistema de intemperización, ésta se materializa fundamentalmente mediante las cubiertas que impiden o reducen significativamente el flujo de agua dentro de los materiales sulfurados.

3.13.2 Medidas de Control Secundario

En gran parte de las áreas mineras, a nivel mundial, el potencial de drenaje ácido no fue identificado sino hasta después de varios años de operación. En este sentido, la medida de control más efectiva es prevenir la migración de los contaminantes, los cuales son transportados al ambiente receptor, que son las aguas superficiales y subterráneas. Concretamente, se plantea lo siguiente:

- Control de migración de contaminantes
- Desviación de las aguas superficiales
- Interccepción del agua subterránea.
- Cubiertas y sellos para reducir la infiltración.
- Colocacion o ubreacion adecuada para reducir infiltración.

El control de la migracion es alcanzado vigilando el flujo aguas arriba de las aguas superficiales y subterráneas y tambien la infiltración, o por combinación de ambos.

Respecto a la desviación de las aguas superficiales, esto se lleva a cabo mediante la utilización de zanjas, bermas o superficies con contornos. La desviación de los flujos superficiales, que es establecida fácilmente, a menudo resulta difícil de mantener en un largo plazo sin un mantenimiento adecuado. Las zanjas y bermas requieren usualmente un mantenimiento anual. Para el largo plazo la medida más efectiva resulta ser una apropiada selección del sitio a fin de evitar canales naturales de drenaje y minimizar el contacto con el agua de escorrentía superficial.

La intercepción de agua subterránea puede ser una alternativa técnicamente desafiante para el control del drenaje ácido, pero se requiere una detallada investigación para definir los sistemas de flujo local y regional, los efectos aguas abajo del uso de cualquier intercepción en este sistema y la propuesta de alternativas técnicamente adecuadas para el control.

La principal fuente de agua que contribuye al transporte de contaminantes es generalmente la infiltración de la precipitación. Las cubiertas y sellos de baja permeabilidad son los métodos más prácticos para controlar la infiltración de las precipitaciones y pueden considerarse desde simples cubiertas de tierra con diferentes permeabilidades, hasta cubiertas sintéticas y de agua. Los materiales y la complejidad de una cubierta deben ser balanceados con la reducción requerida en el flujo de agua y el tiempo en el cual este control debe ser establecido.

Las cubiertas simples son construidas de una sola capa de tierra y pueden ser instaladas a un costo de entre US \$2 a 6 por metro cuadrado; así mismo, es posible utilizar arcilla o tierra morrenica para reducir la infiltración.

Se requiere tener un elevado contenido de humedad en una cubierta, a fin de reducir o limitar el transporte de oxígeno a través de ella. La principal desventaja de este tipo de cubierta simple es su resquebrajamiento como resultado de las variaciones estacionales en el contenido de humedad.

La efectividad de una cubierta puede ser muy mejorada incorporando varias capas o estratos con diferentes características que permitan ajustar la permeabilidad de la cubierta al agua y al aire, evitando que ambos se infiltren dentro del material sulfurado. Cada estrato cumple una determinada función a fin de obtener un resultado integral óptimo. Se recomienda que la evaluación de diseños alternativos de cubiertas sea efectuada con pruebas de campo y con ayuda de trabajos en el laboratorio, empleando modelos computacionales. Los costos involucrados en la instalación de estas cubiertas complejas estarían en el orden de US \$20 a 30 por metro cuadrado.

Respecto a los denominados materiales sintéticos, el tipo más común es la llamada "geomembrana", que presenta una permeabilidad muy baja. Así mismo, existen otros tipos tales como los selladores asfálticos y los geopolímeros, siendo estos últimos materiales de tipo cerámico, conformados por sílice, fósforo y oxígeno, que actúa como ligante.

El concreto lanzado (torcreto) es otro relleno relativamente barato que se utiliza para cubrir pendientes empinadas de roca u otras superficies que son difíciles de aislar con otros procedimientos. El uso efectivo de esta cubierta depende de la estabilidad del material cubriente.

En general, la colocación de estas cubiertas puede ser una tarea complicada principalmente por las condiciones de la superficie, tales como acceso y estabilidad. A menudo esto puede conducir a que una determinada clase de cubierta pueda ser impráctica o excesivamente cara, debido al costo de reacomodar los desechos, al tener que efectuar trabajos de nivelación a fin de lograr cotas más seguras para ellos. Respecto a depósitos de relaves, la colocación de cubiertas está limitada por el grado de saturación, tamaño de partícula y estabilidad física resultante en la superficie de los sólidos.

Todos los tipos de cubiertas requieren de un mantenimiento y monitoreo a largo plazo, reconociendo que la magnitud de éstos puede diferir sustancialmente entre las diferentes clases.

En general, es posible afirmar que la selección de cubiertas depende fundamentalmente del objetivo de haber decidido por esta alternativa (qué grado de reducción se requiere, tanto en concentración de oxígeno como en infiltración de agua) y de la disponibilidad de los distintos materiales en lugares aledaños al emplazamiento. En la Tabla 3.2 es posible apreciar un resumen de los diferentes tipos de cubiertas con sus características más destacadas, así como sus desventajas específicas.

Por otro lado, en el caso de nuevos proyectos, los métodos de disposición de roca, desechos y relaves a fin de minimizar la infiltración, deben ser considerados como parte de la planeación de las operaciones de manejo de desmonte.

Tabla 3.2 Materiales Alternativos Para Cubiertas

Material de cubierta	Permeabilidad al agua	Ventajas/desventajas
Arcilla compactada	10^{-9} a 10^{-11}	<ul style="list-style-type: none"> - Disponibilidad de grandes cantidades. - Sujeto a erosión, resquebraadura y penetración de raíces. - Buen sellado si se protege y mantiene.
Morrena compactada	10^{-7} a 10^{-7}	<ul style="list-style-type: none"> - Igualmente que el anterior, pero generalmente más permeable.
Suelo superficial Compactado	10^{-4} a 10^{-8}	<ul style="list-style-type: none"> - Como el anterior, pero menos robusto, más permeable.
Ciénaga carbonosa	10^{-5} a 10^{-6}	<ul style="list-style-type: none"> - Debe mantener saturación. - Impráctico para botaderos y pendientes laterales elevadas.
Concreto	10^{-16} a 10^{-12}	<ul style="list-style-type: none"> - Sujeto a resquebrajaduras y daño mecánico.
Asfalto	10^{-2}	<ul style="list-style-type: none"> - Como el anterior.
HDPE sintético	Impermeable	<ul style="list-style-type: none"> - Requiere un área adecuada y una cubierta protectora. - Altamente impermeable. - Tiempo de vida <100 años. - Sujeto a penetración mecánica

3.13.3 Medidas de Control Terciario

Hay dos tipos de sistemas de tratamiento para drenaje ácido:

- Sistemas activos
- Sistemas pasivos

Los primeros son aquellos que requieren de una operación y mantenimiento continuos, mientras que los segundos se sustentan en un tratamiento natural que intenta funcionar sin cuidado ni mantenimiento.

El éxito de cualquier sistema de tratamiento depende de la habilidad para identificar, coleccionar y controlar el flujo de toda agua contaminada, a fin de minimizar el volumen para el proceso de tratamiento, al separar los flujos o corrientes relativamente limpios.

El diseño de un sistema de colección de aguas superficiales y subterráneas contaminadas es extremadamente específico del lugar y debe depender del flujo contaminado, topografía, cantidad y forma de precipitación, así como de la geología e hidrología del emplazamiento. Debe incluir cierta capacidad de almacenamiento para regular los flujos a la planta de tratamiento, así como poder contener ciertos eventos de inundación que podrían producirse en la zona.

La tecnología probada para el tratamiento químico de drenaje ácido es la llamada neutralización, la cual permite alcanzar tres objetivos: neutralizar la acidez, precipitar e hidrolizar metales pesados y eliminar otros contaminantes tales como sólidos suspendidos, arsenico y antimonio, mediante precipitación y complejación.

Uno de los aspectos más difíciles del tratamiento químico es la disposición del lodo precipitado, ya que éste constituye un residuo de características muy finas, cuya filtración o sedimentación es muy complicada, aparte de constituir pulpas muy diluidas (10 a 15% de sólidos por peso). Además la estabilidad química del lodo debe ser mantenida para prevenir la redisolución de los componentes metálicos. Generalmente los lodos deben ser dispuestos en un área preparada a fin de limitar el lixiviado de éstos por el agua de precipitaciones y mantener las condiciones apropiadas de alcalinidad. Una práctica común en muchos lugares es la de mezclar los lodos de la planta de tratamiento con relaves sólidos alcalinos en el lugar donde se van a depositar.

La tecnología de tratamiento pasivo surge como una alternativa potencial, con un costo relativamente bajo de mantenimiento, que puede ser aplicada con éxito a labores subterráneas abandonadas. El fundamento de esta técnica se basa en reconocer el rol de los procesos naturales en la generación de acidez, iones sulfato y metales a partir de drenajes ácidos.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

La reducción biológica del sulfato ha sido identificada como una de las mayores contribuyentes a los procesos de mitigación de la calidad del agua en los denominados humedales. Todas las reacciones que se desarrollan en estos sitios conducen a la producción de alcalinidad, reducen los iones sulfato y promueven la precipitación de los metales en solución como sulfuros. La reducción directa del sulfato a hidrógeno sulfurado es llevada a cabo por una bacteria específica, estrictamente anaeróbica, la cual es un organismo de tipo heterotrófico y posee un metabolismo respiratorio en el cual los sulfatos, sulfitos y otros compuestos oxidados de azufre pueden servir como aceptadores

de electrones, con la producción resultante de H_2S . Las condiciones reductoras bajo las cuales se depositan los compuestos sulfurados metálicos proporcionan una capacidad de almacenamiento ideal para el largo plazo, principalmente en la preservación y estabilización de los lodos de tratamiento.

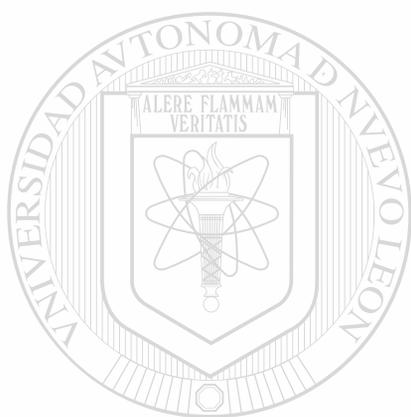
3.13.4 Evaluación de Medidas de Control

La selección de las opciones de control, técnico y económicamente más factibles, es obtenida después de un balance entre los beneficios técnicos de la alternativa comparada frente al incremento de la mejora en la calidad de agua. La evaluación de opciones de control debe considerar los siguientes puntos: efectividad, riesgo de falla, estabilidad en el largo plazo y costo.

Para situaciones más prácticas es posible llevar a cabo una evaluación cualitativa, la cual debe considerar los siguientes factores:

- Practicabilidad o factibilidad técnica.
- Durabilidad o longevidad.
- Seguridad o riesgo de falla.
- Impactos ambientales como resultado de la construcción y operación.
- Requerimientos de construcción y tiempo.
- Requerimientos para inspección y mantenimiento.
- Efectividad.

La importancia relativa de los factores debe ser ponderada, debiendo compararse éstos con los costos de cada alternativa para seleccionar la opción que proporcione el mayor beneficio al más razonable costo.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

CAPÍTULO 4

SISTEMAS DE TRATAMIENTO DE DRENAJE ÁCIDO DE MINA

4.1 Sistemas de Tratamiento de Drenaje Ácido de Mina.

Como previa descripción, el drenaje ácido de mina (AMD) es una solución diluida de ácido sulfúrico, sulfato de hierro y iones en forma férrica y/o ferrosa. El tratamiento consiste de una neutralización mediante la adición de un álcali, oxidando el ion ferroso a la forma férrica soluble, y la remoción de metales precipitantes por el proceso de sedimentación. Este proceso es básico para el tratamiento de AMD, sin embargo, hay varias opciones para el diseño en las que se pueden integrar subprocesos al sistema general, como indica la Figura 4.1.

4.1.1 Proceso de Neutralización Convencional. [®]

El proceso de neutralización convencional involucra cinco etapas: homogenización, neutralización (mezclado), aereación, sedimentación y disposición de lodos. El sistema empleado es de flujo continuo y por gravedad, como se ilustra en la Figura 4.2.

Para simplificar el sistema de control y minimizar la mano de obra, se necesita un flujo constante con variaciones pequeñas. Para realizar esto, el drenaje de mina se colecta en grandes depósitos de homogenización o en piletas. Estos depósitos deben

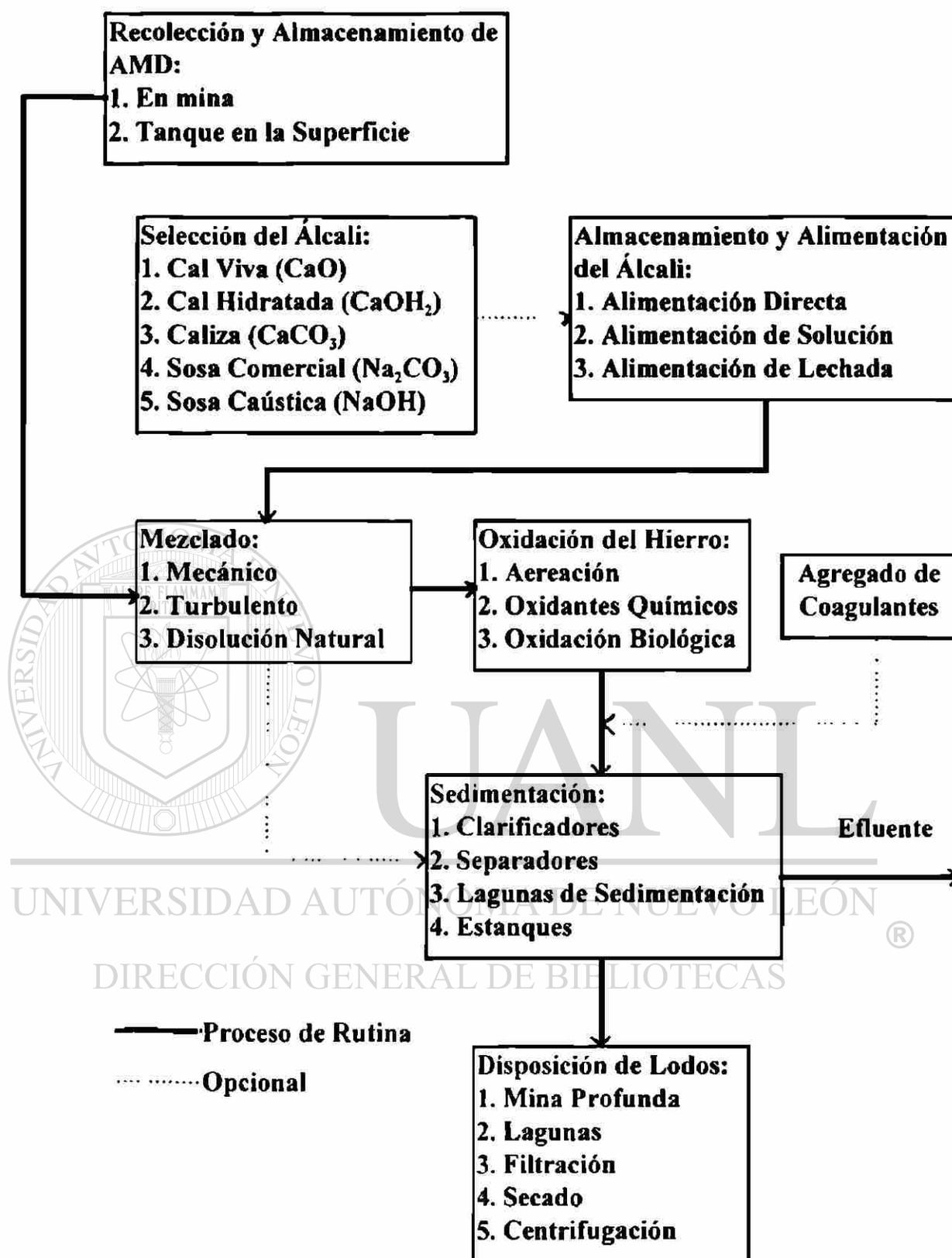


Figura 4.1. Diagrama de Flujo del Proceso de Tratamiento de Drenaje Ácido de Mina.

tener una capacidad de almacenamiento de 2 ó 3 días, para el caso de periodos de suspensión de caudal.

Normalmente el drenaje es mantenido en el tanque de 12 a 24 horas para su homogenización y para asegurar que el tratamiento sea de calidad en las siguientes etapas. Después de este tiempo de retención el drenaje ácido pasa por gravedad a la planta de tratamiento. La cal es usada como álcali a lo largo del tratamiento y la selección entre usar cal viva o lechada de cal es determinada por disponibilidad, costo, o hasta preferencia del personal responsable del proceso.

La aereación es el proceso directo de oxidación del ion ferroso a la forma férrica menos soluble. El ion ferroso es mucho más soluble que el ion férrico, con una solubilidad mínima en el intervalo de pH de 9.3 a 12.0. El ion férrico es poco soluble y precipita como hidróxido a pH de 4.0. Obviamente hay una ventaja económica en la remoción del hierro en forma férrica a bajos valores de pH. Menos cal es requerida para la neutralización al pH necesario manteniendo una solubilidad mínima de hierro.

La oxidación forzada del ion ferroso es incluida en el tratamiento de AMD. Esta oxidación es dependiente del pH y de la disponibilidad de oxígeno también. La reacción de oxidación está expresada en la ecuación (3.2) y el oxígeno teórico requerido es de una unidad en peso por cada 7 del ion ferroso oxidado.

Ya que el drenaje ha sido neutralizado y el ion ferroso oxidado, la etapa siguiente es la sedimentación, en la cual son removidos los lodos generados.

Una parte esencial del proceso de tratamiento es la planeación adecuada para la disposición de los lodos. Esta puede ser una parte significativa en cuanto a construcción y costos del sistema. Sin embargo, sin una planeación y selección del proceso en esta área, esto puede resultar aún más costoso.

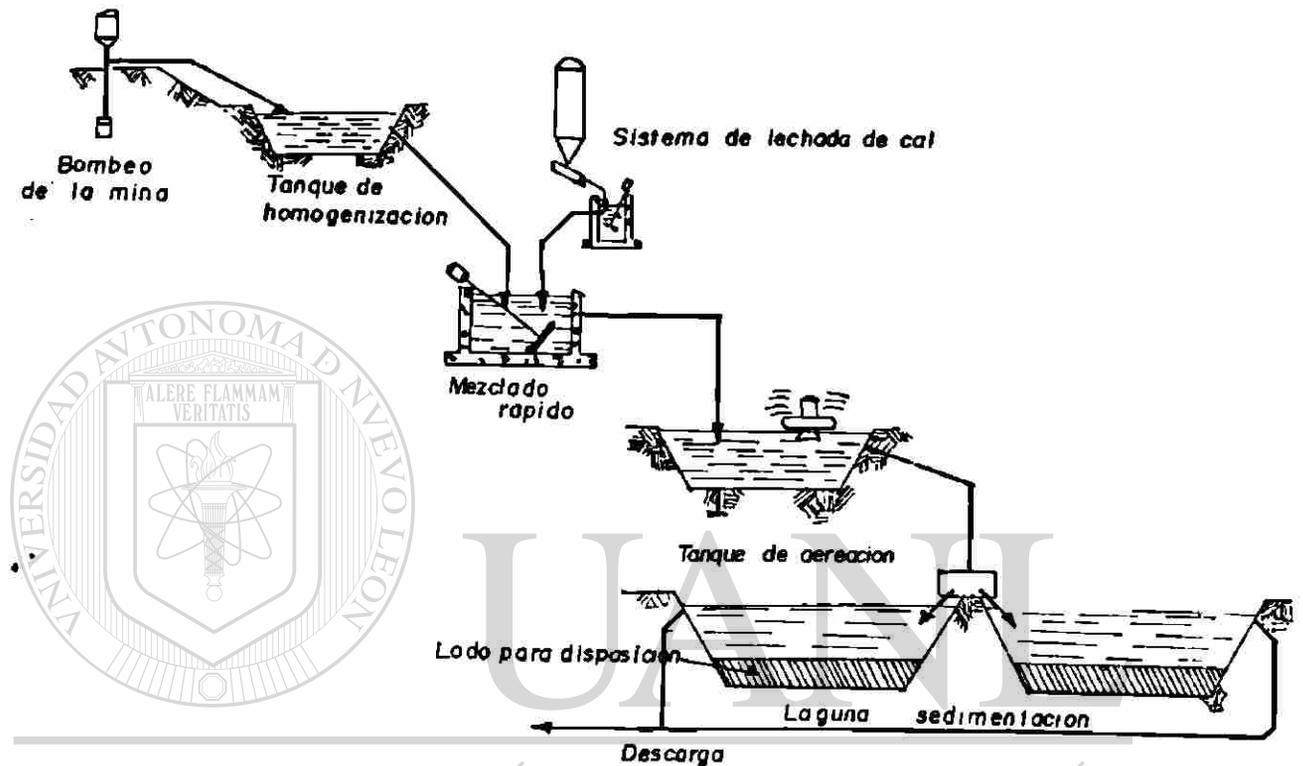


Figura 4.2. Proceso de Neutralización Convencional

4.1.2 Proceso de Lodos de Alta Densidad (HDS)

El proceso HDS conlleva una modificación del proceso de neutralización convencional y consiste simplemente en la recirculación de lodos, la que se utiliza para llevar a cabo una reactividad mayor de la cal y producir pequeños volúmenes de lodos con un contenido mayor de sólidos. Este procedimiento se desarrolló en 1970 por La Bethlehem Steel Corporation. Este proceso utiliza cal para la neutralización y produce

una densificación de lodos que reduce su volumen aún más que en el proceso convencional.

Los lodos son retornados a un reactor, donde se adiciona cal hidratada. Este punto de adición del álcali es peculiar del Sistema Bethlehem. La cal y el lodo se mezclan con el AMD en el tanque de neutralización, donde se provee aire para la oxidación del ion ferroso, como se muestra en la Figura 4.3.

La remoción de los lodos es realizada en espesadores. Se ha reportado por Bethlehem que la densidad de lodos puede ser tan grande como el 50%, dependiendo de la relación ion ferroso/férrico. Si el ion férrico domina, la densidad de lodos puede ser limitada a 20% de sólidos.

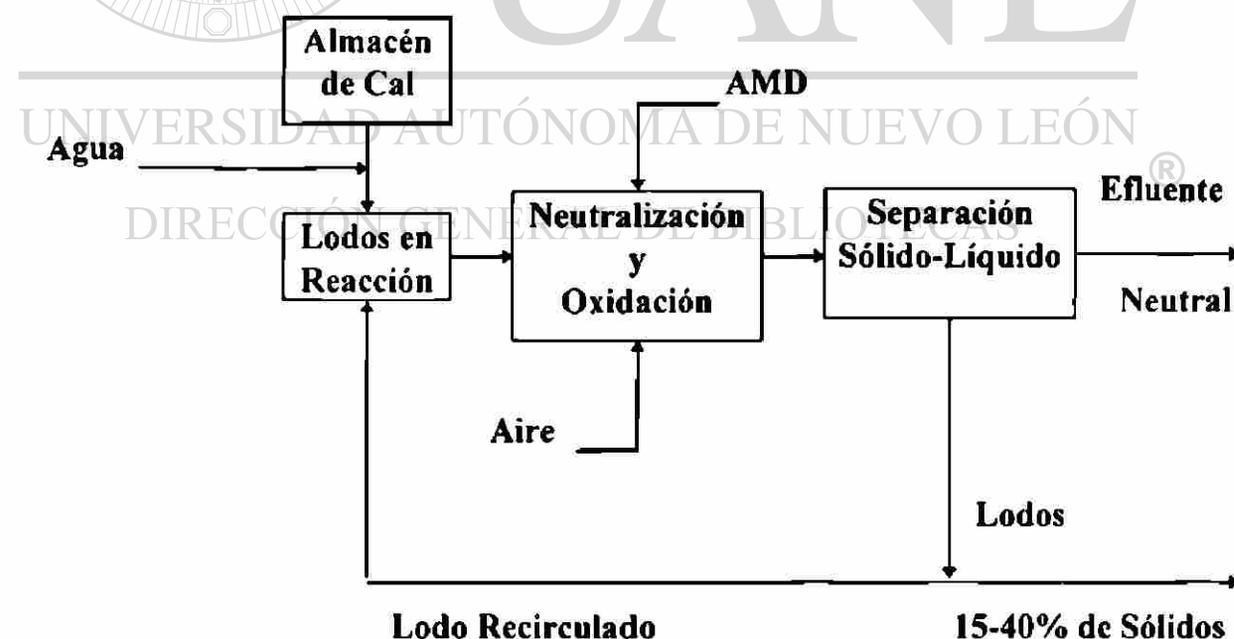


Figura 4.3. Proceso de Lodos de Alta Densidad (HDS).

4.1.3 Otros Procesos de Tratamiento

Hay numerosas variaciones del proceso convencional para el tratamiento de AMD. Cuando la acidez es el principal problema y el caudal es bajo, otros álcalis como el carbonato de sodio (Na_2CO_3), el hidróxido de sodio (NaOH) o el carbonato de calcio (CaCO_3) pueden ser usados.

El tratamiento con hidróxido de sodio es común en operaciones superficiales de mina. El carbonato de calcio ha sido usado en diversos tratamientos *in situ*.

En adición al tratamiento de AMD, otros métodos de tratamiento están disponibles para producir agua de alta calidad. Estos incluyen ósmosis inversa, intercambio iónico y ablandamiento químico.

4.1.3.1 Ósmosis Inversa

La aplicación de la ósmosis inversa (RO) para el tratamiento de AMD ha sido extensamente estudiada por la U.S. Environmental Protection Agency en la última década. Estos estudios han demostrado que la RO puede ser altamente efectiva en la remoción de los sólidos disueltos en el drenaje ácido de mina. El producto tendrá baja concentración de sólidos disueltos, usualmente menor que 100 mg/L. pero puede contener constituyentes químicos o bacterias que exceden los límites permisibles en agua para consumo humano o de animales.

La ósmosis inversa produce agua que no es aceptable como agua potable, pero es de excelente calidad y puede ser considerada para otros usos, incluyendo alimentación de calderas, agua de enfriamiento, agua de baño, o para varios usos en la industria.

La RO es un proceso complicado y costoso comparado con otros métodos de tratamiento, por lo que se deben desarrollar pruebas en planta piloto para establecer los parámetros de diseño.

La ósmosis ocurre si dos soluciones de diferentes concentraciones son separadas con el mismo solvente una de la otra mediante una membrana. Si la membrana es semipermeable (permeable al solvente y no a los solutos), entonces el solvente puede fluir de la solución más diluida a la solución más concentrada hasta que la concentración se iguale en ambas soluciones. En la RO, la dirección del solvente es revertida por la aplicación de presión a la solución más concentrada.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

4.1.3.1.1 Tipo de Membrana y Configuración

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Los tipos de membrana tubular, fibra hueca y devanado en espiral son usadas en el tratamiento de drenaje ácido de mina. Estudios desarrollados por Wilmoth en 1972 indican que la membrana de devanado en espiral configurada con una modificación de acetato celulósico o de celulosa fue ligeramente superior a otros con respecto al flujo promedio (relación de flujo penetrado), a la estabilidad del flujo y a los sólidos disueltos removidos. Debido a esto, la nueva membrana ha sido recomendada en la aplicación de RO y ya está comercialmente disponible.

4.1.3.1.2 Pretratamiento

Los problemas con las membranas es que se ensucian por el incremento en las concentraciones de varios componentes durante el proceso. El más importante es el potencial de hierro y sulfato de calcio formado. El ensuciamiento por hierro se minimiza manteniendo bajo el pH del agua de alimentación, o lavando la membrana a bajas presiones por cortos periodos. Cuando el agua cruda contiene altas concentraciones de sulfatos, el yeso puede formarse si su solubilidad es excedida. En este caso, el proceso no puede ser aplicable.

4.1.3.1.3 Prefiltración

Los filtros de bolsa pueden ser usados para minimizar el ensuciamiento por sólidos suspendidos en el agua alimentada. Esto incrementa la vida de la membrana y mejora los niveles de remoción. Los filtros deben ser capaces de remover partículas más grandes que 20 μm . Los filtros son instalados en la succión de las bombas que alimentan al sistema de ósmosis inversa. Unidades dobles pueden ser provistas en paralelo para eliminar la necesidad de paros en el sistema RO cuando se limpien o reemplacen los filtros.

4.1.3.1.4 Control de pH

En el tratamiento de AMD el pH de alimentación debe ser mantenido entre 2.8 y 3.0. El ajuste de pH de alimentación es requerido para prevenir la precipitación de sales inorgánicas ligeramente solubles como el calcio y el hierro. A pH menor de 3.0, el ion

férrico (Fe^{3+}) permanece disuelto. Cuando el pH excede el valor de 3.0 el hidróxido férrico precipitará sobre la superficie de la membrana.

Aunque un pH bajo es necesario para mejorar las condiciones de operación, el rango óptimo para las membranas de acetato celulósico es de 5.0 - 6.5.

4.1.3.1.5 Desinfección

Un método usado para reducir los problemas de suciedad por hierro es la desinfección, la cual inhibe la actividad microbiana en el agua cruda. La luz ultravioleta es un efectivo bactericida y es recomendado para prevenir la acumulación de bacterias oxidantes del hierro sobre la superficie de la membrana.

4.1.3.1.6 Requerimiento de Espacio

En el diseño de algún sistema puede ser requerido suficiente espacio para acomodar el proceso entero, incluyendo equipo mecánico y eléctrico, equipo auxiliar y depósitos de almacenamiento. En el diseño inicial debe considerarse la facilidad de instalación y modelación, o la capacidad de añadir módulos, etapas, o el armado del sistema como sea necesario.

4.1.3.1.7 Capacidad de Diseño

Una pérdida en el flujo o relación de flujo penetrado debido a la compactación de suciedad sobre la superficie de la membrana, reducirá gradualmente la capacidad de producción del sistema. Esto puede ser compensado por un apropiado cálculo en el

diseño inicial. El sistema RO puede ser diseñado para operar durante 20 horas diarias a una relación de flujo promedio apropiado. Esto provee un adecuado margen de seguridad para el procesamiento efectivo del flujo y suficiente tiempo para el mantenimiento y limpieza de la membrana diariamente. El diseño debe también considerar una capacidad de almacenaje para el caso de que el sistema esté fuera de servicio por periodos prolongados. No hay valores de capacidades específicas de almacenamiento, pero un volumen para varios días puede ser adecuado.

4.1.3.1.8 Relación de Flujo, Producto y Concentrado

Uno de los factores críticos de diseño para una operación exitosa RO, es una exacta relación de penetración (relación de flujo, $L/m^2/d$) concluida la vida de las membranas. Esto es esencial para estimar la cantidad de área superficial instalada, ciclos de limpieza y reemplazamiento de membranas. Inicialmente, con una alimentación constante, una baja penetración del flujo ocurre debido a la suciedad de la membrana. Fuera de esto, el flujo declina ligeramente también, por una compactación de la membrana. ®

El sistema puede ser diseñado para producir una constante penetración basado en el rendimiento sobre el diseño de flujo diario. Esto normalmente es realizado, usando presión compensada con controles de flujo automático. La válvula de control automático ajusta la presión, manteniendo la relación de penetración a su flujo prediseñado.

Es difícil establecer una relación de flujo para fines de diseño, debido a que varía con la presión de operación, la concentración de la alimentación y la recuperación total. Uno de los mejores métodos para determinar la relación de flujo es extrapolar los valores de

flujo anuales de las pruebas en planta piloto y aplicar estos al diseño del sistema a escala completa.

4.1.3.1.9 Presión de Operación

El sistema puede ser diseñado para operar a 28.1 kg/cm^2 (400 lb/in^2). A esta presión de operación, la compactación de la membrana es mínima manteniendo relaciones adecuadas de flujo y se asegura una alta calidad del efluente. La calidad del efluente puede disminuir, al decrecer la presión de operación.

4.1.3.1.10 Tratamiento del Concentrado y Disposición

Como el sistema RO remueve sólidos disueltos, el proceso genera un alto concentrado de residuos que requieren tratamiento y disposición. El volumen exacto y el contenido de sal del concentrado depende de la calidad del influente y del porcentaje de recuperación. El concentrado debe ser tratado y/o dispuesto de una manera ambientalmente aceptable. El tratamiento posible y los métodos de disposición incluyen:

1. Neutralización con cal;
2. Evaporación mecánica y/o atmosférica;
3. Disposición por contrato.

La neutralización con cal de los residuos generados en el proceso RO, es un método de tratamiento práctico. La evaporación mecánica es capaz de reducir el volumen en un 75% ó más. El transporte y la disposición por contrato de los residuos es una alternativa viable.

4.1.3.2 Intercambio Iónico

El intercambio iónico, al igual que la ósmosis inversa, se utiliza en el tratamiento de AMD para la remoción de iones disueltos y producir agua de excelente calidad para usos industriales. El intercambio iónico puede también producir agua con un grado de potabilización pero el sistema debe ser seguido de una filtración y desinfección para cumplir con las regulaciones de salud pública.

El intercambio iónico en el tratamiento de agua está definido como el intercambio reversible de iones entre un medio sólido y la solución acuosa. Para ser efectivo el intercambio iónico, el medio sólido deberá contener iones propios, ser insoluble en agua y tener estructura porosa para el libre paso de las moléculas de agua. Entre la solución y el medio de intercambio se mantiene un balance de cargas, es decir, la electroneutralidad; el número de cargas, no el número de iones, debe permanecer constante. Los materiales para intercambio iónico usualmente tienen preferencia por iones multivalentes; sin embargo, esos materiales tienden también a intercambiar iones monovalentes. Esta reacción puede revertirse incrementando la concentración de iones monovalentes, con lo cual se regenera el material de intercambio iónico y su capacidad para intercambiar iones se reestablece hasta agotarse de nuevo al término del siguiente ciclo.

El uso más común de intercambio iónico es el ablandamiento de agua dura para uso doméstico o propósitos comerciales. La dureza en el agua es atribuida al contenido de calcio y magnesio. Inicialmente el material de intercambio (resina) es cargado con

cationes monovalentes, usualmente sodio (cloruro de sodio). El agua dura es pasada a través de una cama de intercambio iónico y los cationes de calcio y magnesio divalentes son reemplazados por iones de sodio, como sigue:



El material intercambiado tiende a formar un compuesto estable a través de este principio. Cuando está disponible un sólo tipo de catión el material puede tener afinidad con otros presentes. En aplicaciones comerciales e industriales el intercambio iónico con resinas es usualmente operado con el protón (H^+) o en ambiente ácido. Aquí, el sodio es reemplazado con el protón (H^+) y la resina agotada es regenerada con ácido sulfúrico o clorhídrico.

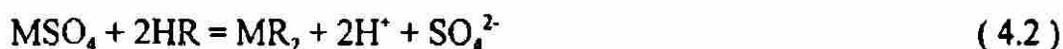
Los materiales de intercambio iónico son de origen natural y también sintéticos como las zeolitas y los materiales producidos a partir de mezclas de sales de aluminio y silicatos. En los años 1930's, fueron desarrollados unos materiales plásticos llamados resinas y se aplicaron en el intercambio catiónico. El intercambio aniónico con resinas fue desarrollado en 1949 y con ello se facilitó el proceso de desmineralización de agua. En el presente la tecnología de intercambio iónico desarrolla resinas que pueden ser clasificadas como catiónicas fuertemente ácidas, catiónicas débilmente ácidas, aniónicas fuertemente básicas y aniónicas débilmente básicas. Combinaciones de este tipo de resinas han sido usadas para propósitos específicos en sistemas de tratamiento de aguas.

La aplicación de estos sistemas de intercambio iónico para el tratamiento de AMD ha sido estudiada principalmente para producir agua potable removiendo los sólidos

disueltos totalmente. Los procesos desarrollados incluyen el proceso Sul-bisul, el proceso modificado Desal y el proceso de Dos Resinas. La operación y funcionamiento de los primeros dos procesos han sido demostrados en plantas piloto y en procesos más grandes, concluyéndose que pueden ser usados para la desmineralización del drenaje de mina y producir agua con calidad aceptable para uso potable o industrial. Sin embargo, los costos de operación no parecen competir con otros métodos.

4.1.3.2.1 Proceso Sul-Bisul

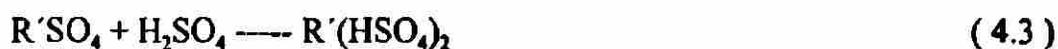
El proceso Sul-Bisul fue desarrollado por la Nalco Chemical Company, pero ahora es diseñado por la Dow Chemical Company. El proceso emplea dos ó tres camas en la columna o sistema, dependiendo de la calidad del drenaje de mina. Los cationes son removidos por una resina fuertemente ácida en forma de hidrógeno, o por combinación de resinas débil y fuertemente ácidas. El AMD primero pasa a través del intercambiador de cationes, el cual remueve los cationes metálicos y los cambia por protones, o iones (H^+). Esta reacción es expresada a continuación:



donde R representa los grupos fuertemente ácidos sobre la resina y M representa un catión metálico divalente, como el hierro, calcio o manganeso.

El producto de agua del primer intercambio contiene al ácido sulfúrico adicional del protón (H^+) desplazado. Luego el agua es descarbonatada para remover el dióxido de carbono formado durante el proceso de intercambio de cationes. Entonces, una resina

aniónica fuertemente básica (R') operando en el ciclo sulfato-a-bisulfato, remueve los iones sulfato e hidrógeno durante la reacción:

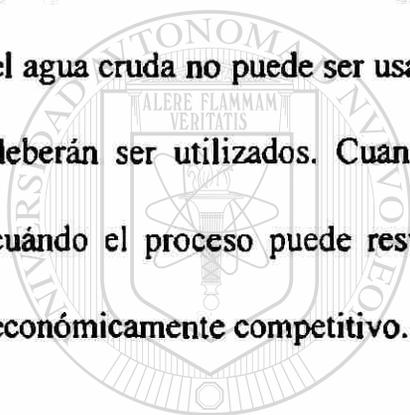


Los iones sulfato en solución y sobre la resina son convertidos a la forma bisulfato. Esta conversión de sulfato bivalente a monovalente, provee el doble de cantidad del sulfato que va a almacenarse sobre la resina. La remoción de los sulfatos resulta en una buena calidad del agua. La regeneración en la cama de cationes es realizada con ácido clorhídrico o sulfúrico. En la regeneración de la cama de aniones, los iones bisulfato son convertidos a la forma sulfato revirtiendo la reacción de la ecuación (4.2). La adición de lechada de cal en la regeneración aumentará la velocidad de esta reacción. La inusual característica de este proceso es la remoción del sulfato en el agua alimentada por intercambio aniónico, usando solamente agua o agua con un poco de álcali como regenerante. El agua producida debe ser filtrada y clorada de acuerdo a las regulaciones de salud pública para su uso como agua potable. Los residuos del proceso de regeneración pueden tener un tratamiento antes de la descarga como se ilustra en la Figura 4.4.

El proceso Sul-Bisul puede ser usado para desmineralizar agua salobre conteniendo predominantemente aniones sulfato, con contenidos de sólidos disueltos arriba de 3000 mg/L. El agua cruda puede tener un contenido de alcalinidad cercana al 10% de la concentración total de aniones y una relación sulfato-a-cloruro de 10:1.

Las limitaciones de este proceso se centran en la baja capacidad de intercambio por la resina aniónica y su ineficiente método de regeneración. El anión de la resina puede ser regenerado por el agua cruda misma; sin embargo, esto requiere un volumen considerable de agua y toma un largo tiempo si el contenido de sulfato es bajo. La adición de un álcali barato como la cal se ha reportado que mejora la regeneración.

Uno de los problemas principales de este sistema es la disposición de estos grandes volúmenes de regenerantes. El agua debe ser suficientemente alcalina y abundante para que pueda ser usada como regenerante y entonces poder ser descargada a la corriente. Si el agua cruda no puede ser usada como un regenerante en la cama aniónica, otros álcalis deberán ser utilizados. Cuando esto se hace necesario, existen pruebas que indican cuándo el proceso puede resultar negativo en producción neta y si el proceso no es económicamente competitivo.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

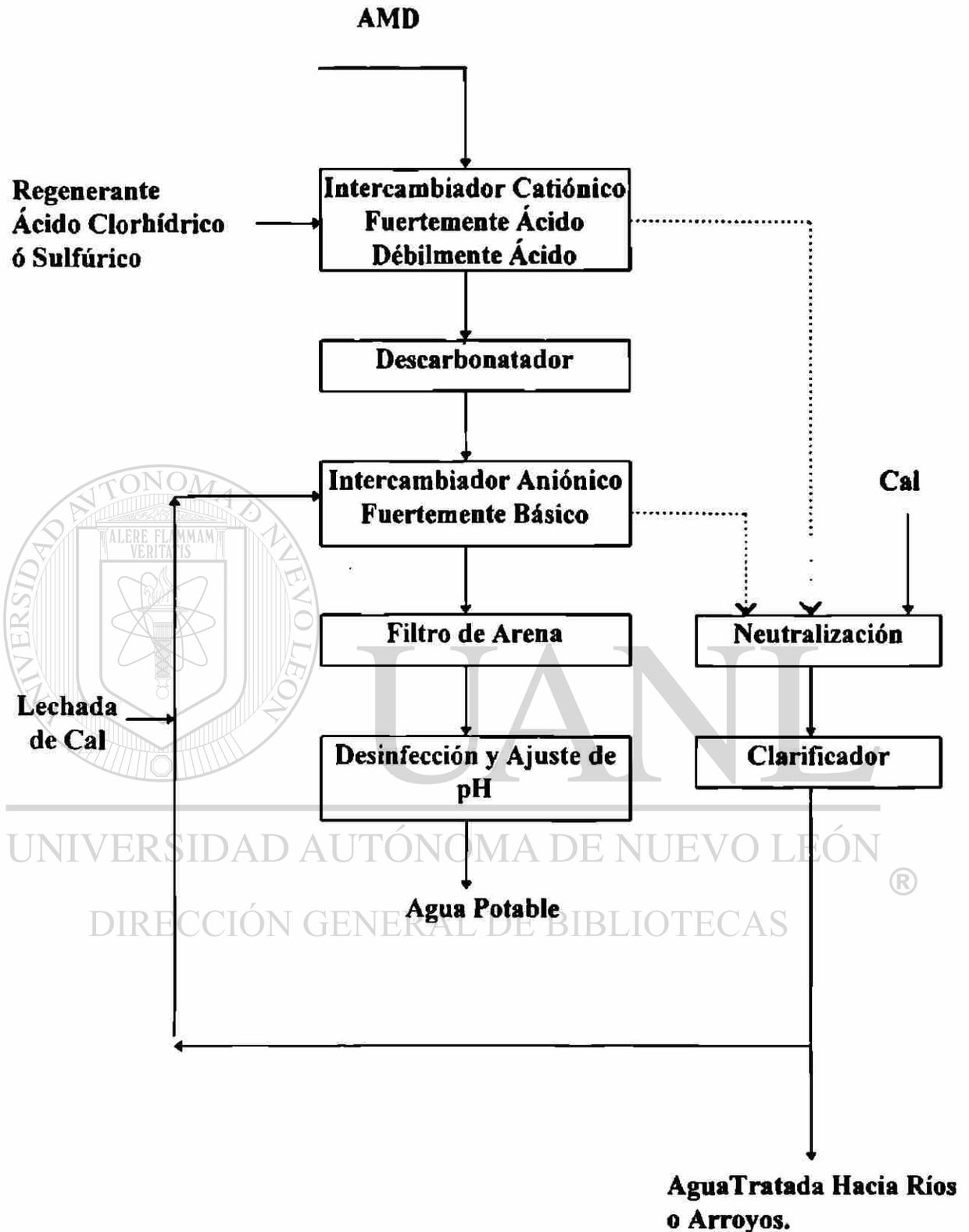


Figura 4.4. Proceso Continuo de Intercambio Iónico Sul-Bisul.

4.1.3.2.2 Proceso Modificado Desal

El proceso modificado Desal es otro proceso de intercambio iónico que ha sido investigado para el tratamiento de AMD y producir agua potable. Este proceso usa una resina aniónica débilmente básica, la cual es convertida a la forma bicarbonato para tratar el agua cruda. La resina de base débil cambia sulfatos (u otros aniones) por bicarbonatos permitiendo que los cationes pasen a través de la cama de acuerdo a la siguiente reacción:



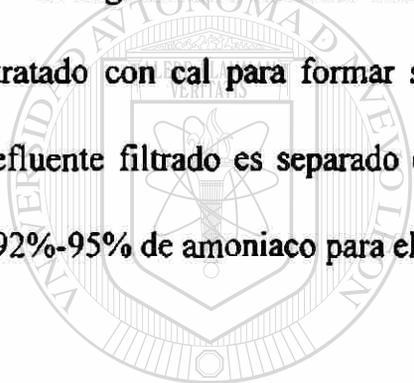
donde R'', es el grupo de la base débil en la matriz de la resina y M es el ion metálico divalente.

La solución de metal-bicarbonato es aereada para oxidar el ion ferroso a ion férrico y purgar el dióxido de carbono gaseoso. El efluente es entonces tratado con cal para precipitar los hidróxidos de metal, sedimentándose a la vez los sólidos suspendidos, para luego filtrarse y clorarse si el agua va a ser usada como potable, como se muestra en la Figura 4.5.

El amoniaco es usado como regenerante alcalino para desplazar los sulfatos de la resina agotada. En este caso, el amoniaco es reciclado en el proceso. Es posible recuperar el CO₂ y la cal usada en el proceso por calcinación de los lodos residuales en un horno. Si esto se hiciera, los principales químicos usados en el proceso pueden ser reciclados.

El proceso modificado Desal no está limitado por sólidos disueltos o por niveles de pH. Sin embargo, grandes cantidades de dióxido de carbono son requeridos para una efectiva utilización de la resina para altos contenidos de sólidos disueltos. El proceso está limitado para aguas conteniendo concentraciones menores que 2200 mg/L de sulfatos. La limitación es que las aguas de mina contienen hierro en la forma férrica y pueden causar ensuciamiento en la cama aniónica por la precipitación del hidróxido férrico.

El regenerante residual está compuesto de una solución de sulfato de amonio. Éste es tratado con cal para formar sulfato de calcio, el cual es eliminado por filtración. El efluente filtrado es separado en un proceso de destilación donde se recupera entre un 92%-95% de amoniaco para el reuso como regenerante en la primera etapa.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

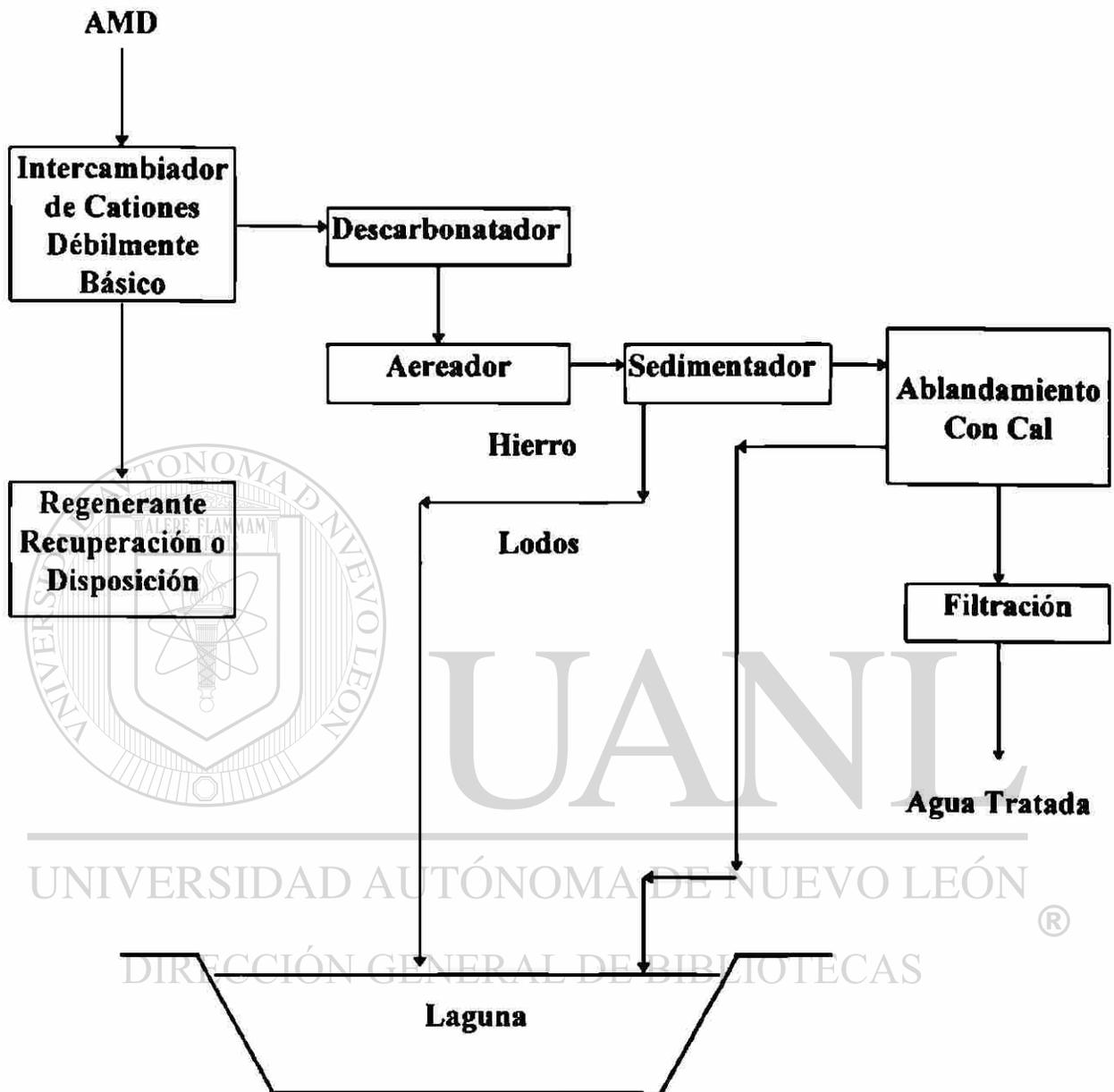


Figura 4.5. Proceso Modificado Desal.

4.1.3.2.3 Proceso de Dos Resinas

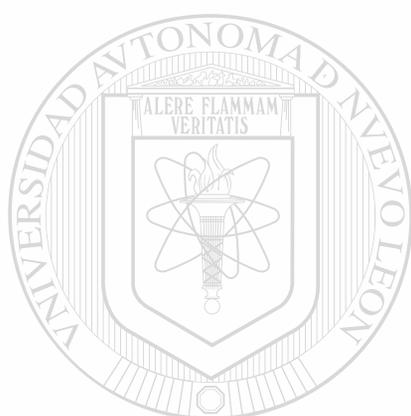
En 1972, La Culligan International Company investigó el Sistema de Dos Resinas. Este proceso ha sido investigado además por la U.S.Environmental Protection Agency.

El proceso de Dos Resinas involucra el uso de un intercambiador catiónico fuertemente ácido en la forma (H^+), siguiendo con un intercambiador aniónico débilmente básico en la forma (OH^-). En la columna catiónica los protones (H^+) son cambiados por los iones metálicos en el AMD, como se ve en la Figura 4.6.

El catión metálico removido incrementa la dosis de regenerante y los costos de operación del sistema. Se ha demostrado que se pueden reducir los costos operando el sistema consistentemente de acuerdo al uso final del producto. La concentración de metales residuales en el efluente del intercambiador catiónico puede optimizarse controlando la dosis del regenerante.

La alimentación en el intercambiador aniónico es predominantemente ácido sulfúrico, el cual es totalmente absorbido por la resina. Un intercambiador aniónico débilmente básico solamente absorbe ácidos; éste no puede separar sales neutras. El efluente del intercambiador aniónico es alcalino, y algunos precipitados de iones de hierro y aluminio sedimentan. El efecto de la eficiencia y capacidad de esta acumulación sobre la resina aniónica puede ser controlada; Wilmoth observó que esto no tiene efectos significativos adversos en el ciclo de regeneración.

El ácido sulfúrico o el ácido clorhídrico pueden ser usados para la regeneración del intercambiador catiónico. El ácido sulfúrico se prefiere porque es el de menor costo; sin embargo, puede formarse yeso con el uso de este reactivo. La concentración de H_2SO_4 debe ser limitada a un 2% en peso. El tratamiento para la disposición de ambos regenerantes es necesario.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

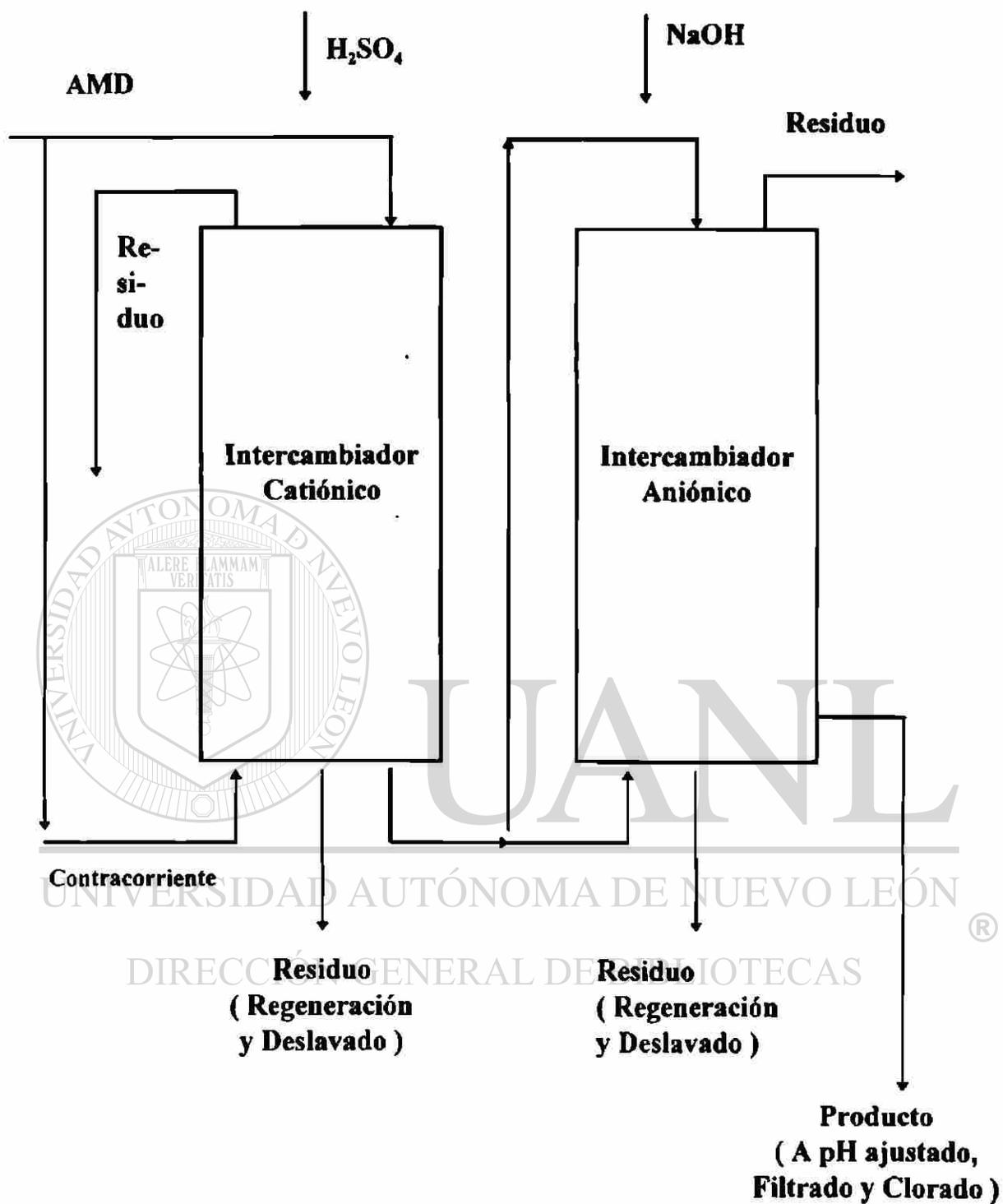


Figura 4.6. Sistema de Intercambio Iónico de Dos Resinas.

4.1.3.3 Ablandamiento Químico

El ablandamiento químico es empleado como un proceso de tratamiento para remover iones disueltos en el AMD, considerando al efluente para algún uso industrial o posiblemente como agua potable. El proceso de ablandamiento ha sido usado para disminuir la dureza (calcio, magnesio, hierro, manganeso y aluminio) de aguas municipales y puede ser adaptado para tratar drenaje ácido de mina.

Dos procesos que se consideran para potabilizar agua, son, el de cal-sosa y alúmina-cal-sosa.

4.1.3.3.1 Proceso de Ablandamiento Cal-Sosa

El proceso de ablandamiento cal-sosa ha sido ampliamente usado para remover dureza, hierro y manganeso de aguas municipales. Este proceso tiene ventajas debido a las bajas solubilidades del calcio y del magnesio, removiéndose estos cationes por sedimentación. El calcio es precipitado como carbonato de calcio gracias al incremento en la concentración del ion carbonato en el agua. El magnesio es precipitado como hidróxido de magnesio gracias al incremento en la concentración del ion hidroxilo. La cal y el carbonato de sodio son los compuestos químicos más usados para llevar a cabo estas reacciones.

Los sólidos disueltos totales en el agua no son muy afectados en este proceso. Los iones calcio y magnesio son reemplazados por los iones sodio, mientras que la concentración de sulfato permanece constante. Este proceso depende de las

concentraciones de cationes divalentes en el AMD y de la concentración final deseada en el efluente.

Para la aplicación del sistema de ablandamiento cal-sosa en drenaje ácido de mina, son utilizados los primeros cuatro procesos de la neutralización convencional con cal. Estos son; homogenización, neutralización, oxidación del hierro y remoción de sólidos. Luego, el efluente entra a un tanque de mezcla rápida para la adición de químicos en el primer proceso de ablandamiento. Esta etapa es seguida por la floculación, sedimentación, recarbonatación, filtración y cloración como se observa en la Figura 4.7.

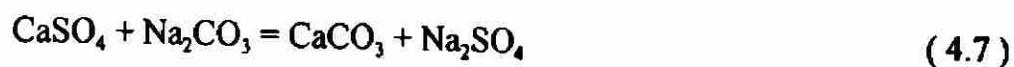
Las funciones de neutralización y oxidación son las mismas que en el sistema típico de tratamiento de AMD: el pH es ajustado y el hierro y manganeso son removidos. La cal es adicionada para la neutralización de la acidez del drenaje de mina propiciándose la precipitación del hierro, manganeso y aluminio como hidróxidos.

La cal es adicionada también al efluente del tanque de sedimentación, como en la primera etapa de ablandamiento químico. La cal es requerida para la remoción de manganeso y magnesio, ambos en forma de hidróxidos, como se ve a continuación:

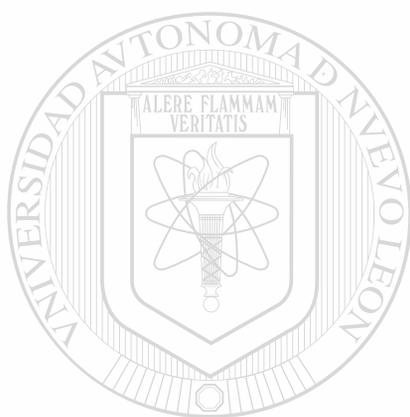


La alimentación de dióxido de carbono ejerce una demanda adicional de cal en esa etapa. El carbonato de sodio se utiliza para remover la dureza de calcio o sulfato de

calcio, como se ilustra en las ecuaciones 4.5, 4.6 y 4.7. El ion de calcio es precipitado como carbonato de calcio y el sulfato permanece en la solución.



El pH debe ser mantenido a 9.5 o más alto para que la precipitación ocurra.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

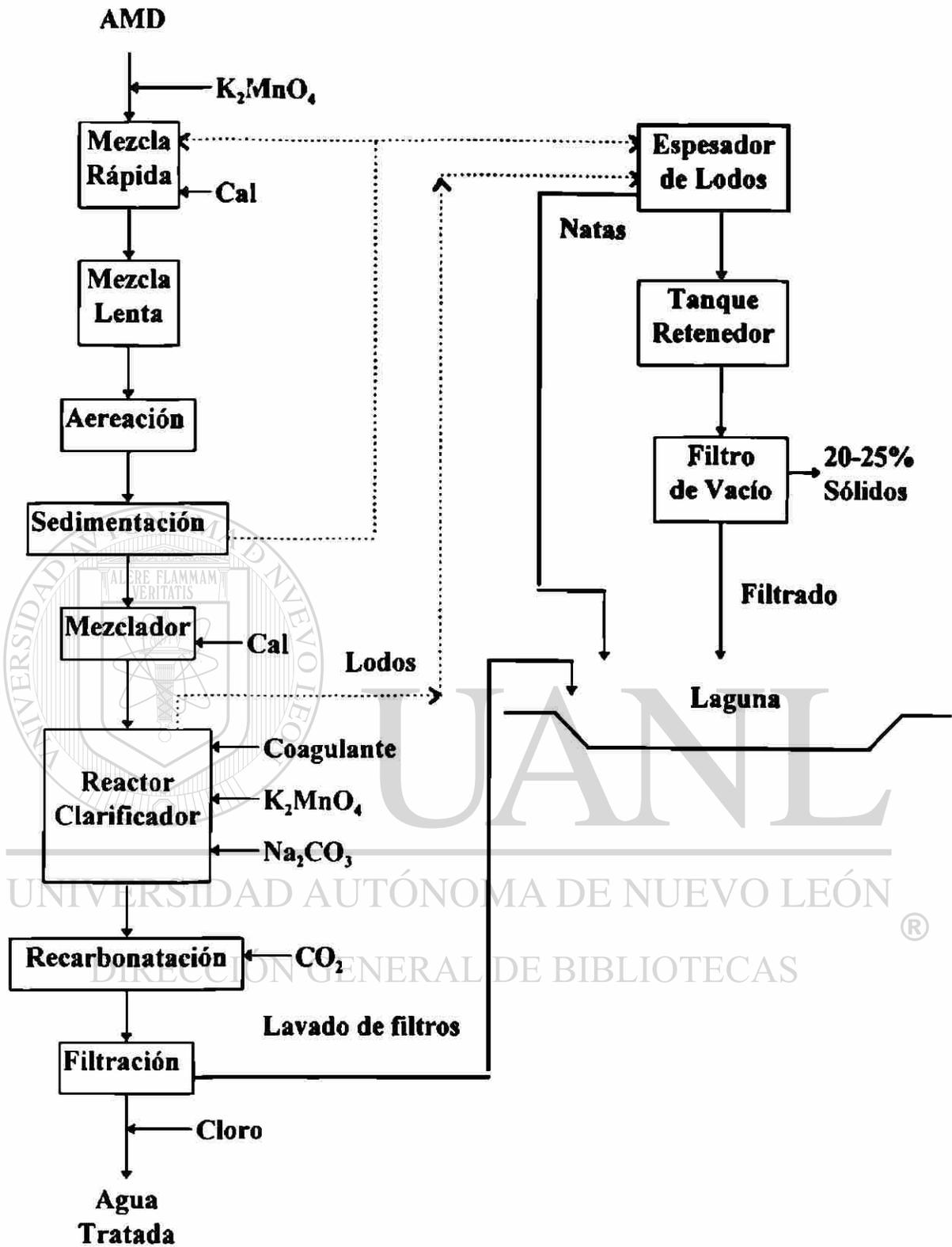


Figura 4.7. Proceso de Ablandamiento Cal-Sosa.

4.1.3.3.2 Proceso Alúmina-Cal-Sosa

El proceso alúmina-cal-sosa fue originalmente desarrollado como un método de desalinización de agua salobre para producir agua potable. Este es específicamente apropiado para aguas en las que la principal fuente de salinidad es debida a sulfato. El proceso es capaz de remover metales pesados y dureza. Consideraciones económicas indican que es útil para el tratamiento de AMD con concentraciones de sulfato entre 400 y 1200 mg/L. Prácticamente el límite más bajo es de 100 mg/L , donde la remoción de sulfato no es económicamente factible.

El proceso alúmina-cal-sosa está dividido en dos etapas como lo ilustra la Figura 4.8. El AMD es dividida en dos porciones, la cantidad mayor es tratada con aluminato de sodio (NaAlO_2) (Etapa I). La otra porción es pasada a la Etapa II dependiendo de la concentración de sulfatos deseado en el efluente total de la planta. El efluente de la Etapa I puede contener aproximadamente 100 mg/L de sulfato, con lo que la concentración en la segunda etapa prácticamente permanece constante. La concentración de sulfato en el flujo final puede ser calculado por simple balance de materia. El efluente de la primera etapa es mezclado con cantidades menores de AMD y se adiciona CO_2 para el control de pH (Etapa II). Ambas etapas producen sólidos, los cuales son removidos por filtración.

La clave del proceso ocurre en la primera etapa. El aluminato de sodio y la cal neutralizan el agua ácida, precipitan los metales pesados y magnesio, y se remueve el sulfato de calcio.

El sulfato es removido por el aluminato de sodio y en menor medida por el hierro y aluminio presentes en el AMD. La reacción entre el aluminato de sodio, cal y AMD produce sulfoaluminatos de calcio insolubles ($3\text{CaSO}_4 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{CaO} \cdot \text{H}_2\text{O}$ y $\text{CaSO}_4 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{CaO} \cdot \text{H}_2\text{O}$). La última forma parece dominar en los lodos resultantes. Cada mol de aluminato de sodio remueve un mol de sulfato. El hierro presente en el AMD forma sulfoferritas de calcio insolubles. La cal estabiliza los precipitados manteniendo la reacción a un pH de 12.

En la primera etapa, los sólidos precipitados son removidos en un sedimentador. Los lodos resultantes contienen usualmente menos de 2% de sólidos en peso y pueden ser concentrados mediante un filtro de vacío. Los lodos deshidratados presentan normalmente del 10% al 12% de sólidos en peso.

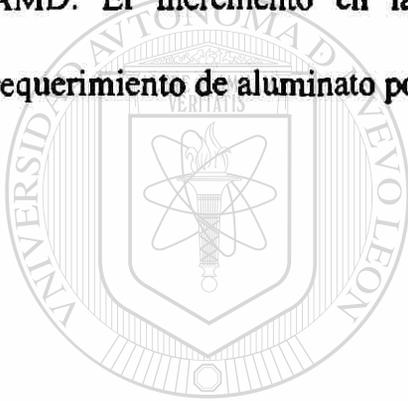
El agua en la primera etapa contiene un exceso de cal, la cual es removida en la segunda etapa por mezclado con pequeñas cantidades de AMD. Este exceso de cal debe neutralizar la acidez en la segunda etapa. El CO_2 es adicionado para bajar el pH a 10.3, la mínima solubilidad del carbonato de calcio. El carbonato de calcio es formado por la reacción:



Un exceso de dióxido de carbono puede redissolver el calcio a la forma de bicarbonato. El carbonato de calcio y los precipitados de hidróxidos metálicos son removidos en filtros de arena. El filtrado resultante tendrá un pH de 10.3 y puede

contener cerca de 35 mg/L de carbonato de calcio disuelto. La carbonatación adicional puede bajar el pH a valores aceptables para agua potable.

Los costos del proceso alúmina-cal-sosa dependen principalmente del costo del aluminato de sodio. Este reactivo se encuentra en dos formas: el comercial en forma seca y el calcinado producido con una mezcla de carbonato de sodio y bauxita. Este último es más caro, y requiere de la instalación de un agitador especial. La cantidad de aluminato de sodio necesario depende de las concentraciones de sulfato, hierro y aluminio en el AMD. El incremento en la concentración de los dos últimos tiende a bajar el requerimiento de aluminato por su capacidad para precipitar sulfatos.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

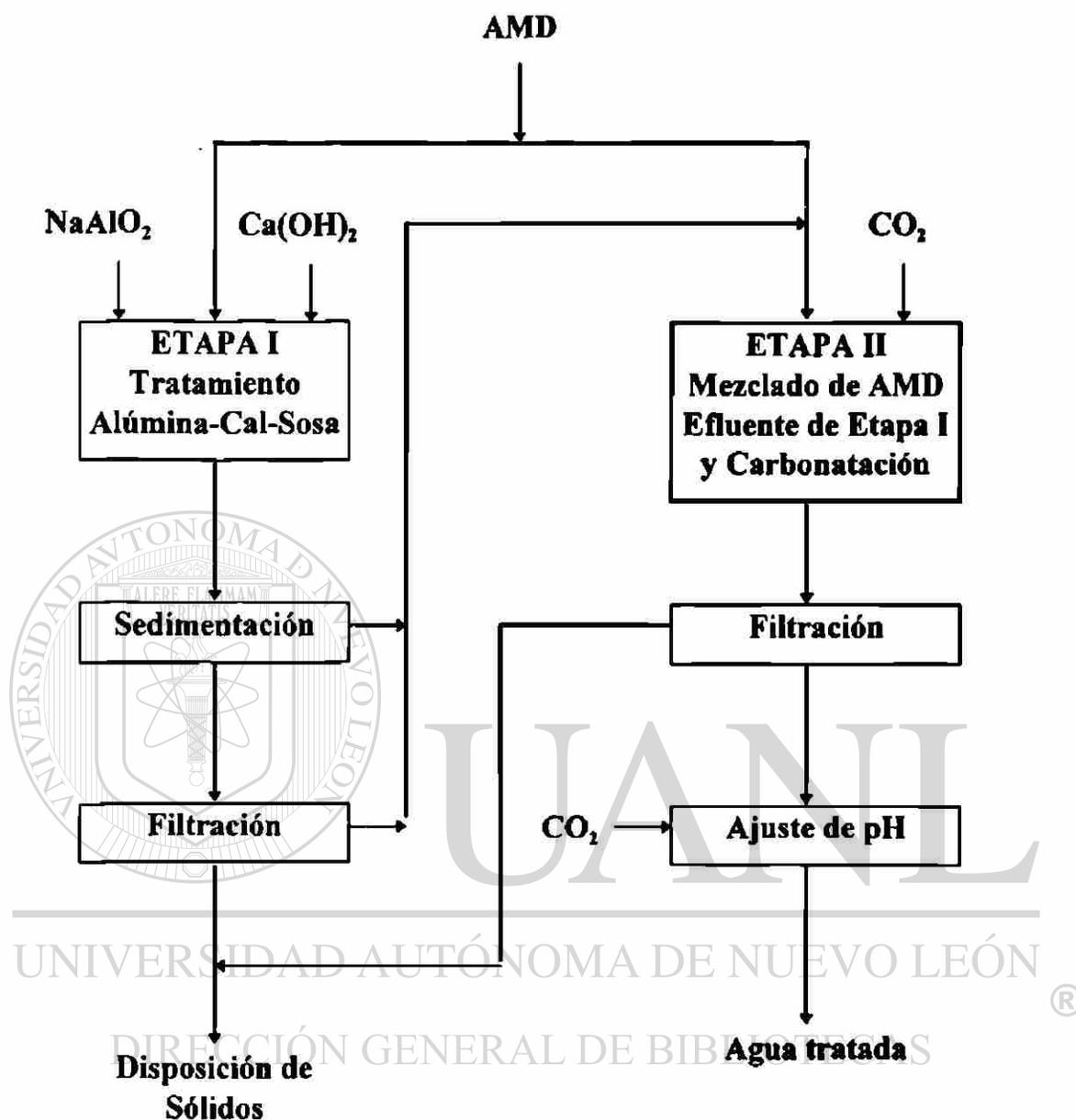


Figura 4.8. Proceso de Ablandamiento Alúmina-Cal-Sosa.

CAPÍTULO 5

PRUEBAS EXPERIMENTALES

5.1 Introducción

La calidad del agua depende tanto de la fuente de la que proviene como del uso a que se destine. La calidad de una corriente dada se establece de acuerdo con los requisitos de los sistemas en los que se recibe, o de donde se descarga como agua de desecho. El agua de desecho de un proceso industrial puede ser la fuente de abastecimiento de otro. Antes de poder controlar la calidad del agua, se deben conocer los diferentes aspectos que caracterizan a las propiedades químicas y físicas de las posibles fuentes de agua, así como los requisitos exactos que debe satisfacer el líquido que se utilizará en un determinado proceso. En consecuencia, es necesario elaborar un programa detallado para la evaluación de los constituyentes que se encuentran en el agua de abastecimiento. Una vez conocidas las características específicas que requieren puede desarrollarse el programa de tratamiento adecuado, y ya en marcha, éste debe contar con datos analíticos que permitan determinar su efectividad. El tratamiento excesivo produce un gasto innecesario, mientras que el subtratamiento también cuesta dinero debido a la baja eficiencia o a las fallas que se presenten en el equipo, además de que origina tiempos improductivos, eleva los costos de mantenimiento y es causa de calidad deficiente del

producto. Por lo tanto, es obvio que se requieren métodos de prueba tanto para el programa analítico como para el programa de control subsecuente.

Existen cuatro factores primordiales que influyen en la planeación de un programa de análisis: 1) determinar cuáles etapas del sistema requieren control, y por lo tanto análisis; 2) determinar, en cada etapa, los constituyentes que deben controlarse y , por ende, el grado de exactitud que se requiere en el análisis; 3) especificar el método que se usará para cuantificar un constituyente en particular y 4) determinar la frecuencia de los análisis para dicho constituyente.

En general, un programa adecuado establece que deberán realizarse análisis periódicos del abastecimiento de agua y de cualquier agua reutilizada, análisis de aguas tratadas, análisis de descargas de agua de desecho (los resultados de este último se compararán con las normas estipuladas por las agencias encargadas) y la comprobación periódica del funcionamiento de todo el sistema. La planeación debe incluir los procedimientos aprobados y la localización de los puntos de muestreo; esta previsión dará como resultado un muestreo eficiente y representativo.

La selección de los constituyentes que se deben medir y, por lo tanto la minuciosidad del análisis de una muestra en particular, estarán determinados por los requisitos del sistema. Cuando se necesite un conocimiento total de los diferentes constituyentes deberá hacerse un análisis completo. Al analizar un agua de abastecimiento es importante buscar aquellas sustancias que puedan interferir o perjudicar al proceso, así como las que puedan originar interferencias con el tratamiento. No obstante, cuando sólo

existen unos constituyentes críticos puede emplearse un programa abreviado de análisis. Es muy común combinar un análisis inicial completo seguido de análisis abreviados. Las variaciones que se observen en los valores de algunos constituyentes claves pueden utilizarse para indicar que es necesario hacer una comprobación más minuciosa del sistema.

Una vez que se determinan los constituyentes que es necesario cuantificar se debe seleccionar el método analítico apropiado. En este caso los factores de selección son la sensibilidad, la exactitud y la precisión deseadas, así como las interferencias presentes y la rapidez y costo de los análisis. Cuando la exactitud y precisión son elementos importantes y cuando se deban tomar en cuenta muchas interferencias, se utilizan métodos de alta precisión. Sin embargo, éstos casi siempre son complicados y requieren de mucho tiempo en comparación con otros que pueden aplicarse y la exactitud obtenida puede no justificar el tiempo consumido. En muchos casos los métodos de alta precisión pueden no proporcionar la sensibilidad necesaria. Existen métodos más simplificados que son apropiados para casos específicos y que permiten un ahorro considerable de tiempo y esfuerzo cuando no se presentan ciertas interferencias. También existen otros métodos analíticos que proporcionan procedimientos alternos que satisfacen los requisitos de sensibilidad. En muchos casos la exactitud no es el factor importante.

Para asegurar el éxito de un programa analítico es necesario seguir ciertos procedimientos dentro del laboratorio, que deben convertirse en parte de una rutina indispensable. Los métodos analíticos pueden apoyarse en principios científicos firmes y ser resultado de muchos años de investigación, pero si se aplican mal o se abusa de ellos

todo el esfuerzo se pierde. De igual manera, las instalaciones y el equipo más modernos deben usarse de un modo adecuado con objeto de obtener una información útil y aprovechable.

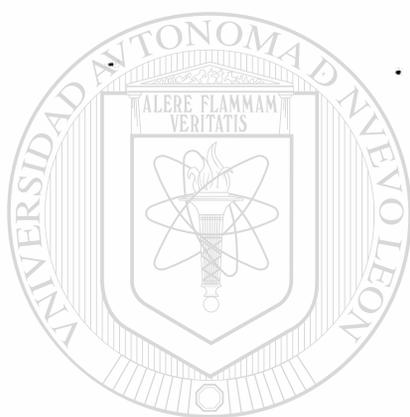
Los recipientes para muestras y reactivos deben seleccionarse con sumo cuidado; la elección de recipientes claros o coloreados de utensilios de vidrio común o de borosilicatos, de recipientes de plástico y el tipo de tapones o tapas, tiene una gran influencia en la exactitud. Por lo general un método o procedimiento de muestreo indicará el tipo de recipiente necesario y es obligatorio apearse rígidamente a estos requisitos. La limpieza de los utensilios de vidrio y los recipientes tiene una importancia primordial en los análisis de aguas, puesto que las concentraciones de algunos de los constituyentes que se analizan tienen valores de microgramos por litro. La presencia de materiales extraños, incluso en ínfimas cantidades, pueden producir errores apreciables. Los utensilios de vidrio pueden clasificarse de acuerdo con sus usos específicos pero es mejor considerar que todo el grupo deberá cumplir los requisitos aplicables al caso más severo.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

De acuerdo a lo anteriormente mencionado, se hicieron los análisis específicos del AMD de acuerdo a los métodos normalizados para el análisis de aguas potables y residuales (APHA, AWWA, WPCF) y la prueba de jarras para el tratamiento por coagulación, la prueba de sedimentación, la determinación de la recirculación óptima de lodos y la prueba de velocidad de oxidación, son todas ellas establecidas por la Agencia de Protección Ambiental (EPA) de los Estados Unidos de América.

5.2 Análisis Físicoquímicos

Los análisis físicoquímicos del drenaje ácido de mina y con diferentes valores ajustados de pH, son presentados en las Tablas 5.1, 5.2, 5.3 y 5.4.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

TABLA 5.1 RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE AMD SIN AJUSTE DE PH

DETERMINACIÓN DE AMD	NORMA NOM 6 NMX AA	RESULTADO	UNIDADES
pH en Lab. a 17.5°C	008-1980	1.84	Adimensional
CARBONATOS	036-1980	N.D	mg/L CaCO ₃
Sol. TOTALES	034-1981	5135	mg/L
Sol. DISUELTOS Totales	020-1981	980	mg/L
Sol. SUSPENDIDOS Totales	034-1981	4155	mg/L
Sol SEDIMENTABLES.	004-1981	14	mg/L
SULFATOS	074-1981	199.6	mg/L
ARSÉNICO	051-1981	0.0178	mg/L
BARIO	051-1981	0.152	mg/L
CADMIO	051-1981	0.636	mg/L
COBRE	051-1981	0.634	mg/L
FIERRO	051-1981	72.6	mg/L
MERCURIO	051-1981	0.0036	mg/L
PLATA	051-1981	N.D	mg/L
PLOMO	051-1981	1.112	mg/L
ZINC	051-1981	3.22	mg/L
ALUMINIO	051-1981	21.8	mg/L
<hr/>			
LODOS			
LODOS SECOS	GRAVIMÉTRICO	10.65	g/L
BARIO	051-1981	37.75	mg/kg
CADMIO	051-1981	8.43	mg/kg
COBRE	051-1981	N.D	mg/kg
FIERRO	051-1981	N.D	mg/kg
PLATA	051-1981	18.93	mg/kg
PLOMO	051-1981	N.D	mg/kg
ZINC	051-1981	189.38	mg/kg
ARSÉNICO	051-1981	0.075	mg/kg
MERCURIO	051-1981	menos de 0.94	mg/kg

TABLA 5.2 RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE AMD AJUSTADOS A pH 6

DETERMINACIÓN DE AMD	NORMA NOM 6 NMX AA	RESULTADO	UNIDADES
pH en Lab. a 17.5°C	008-1980	1.71	Adimensional
CARBONATOS	036-1980	N.D	mg/L CaCO ₃
Sol. TOTALES	034-1981	3950	mg/L
Sol. DISUELTOS Totales	020-1981	920	mg/L
Sol. SUSPENDIDOS Totales	034-1981	3030	mg/L
Sol SEDIMENTABLES.	004-1981	29	mg/L
SULFATOS	074-1981	193.3	mg/L
ARSÉNICO	051-1981	0.003	mg/L
BARIO	051-1981	0.184	mg/L
COBRE	051-1981	N.D	mg/L
FIERRO	051-1981	3.40	mg/L
MERCURIO	051-1981	0.0012	mg/L
PLATA	051-1981	0.008	mg/L
PLOMO	051-1981	N.D	mg/L
ZINC	051-1981	5.75	mg/L
LODOS			
LODOS SECOS	GRAVIMÉTRICO	19.49	g/L
BARIO	051-1981	47.8	mg/kg
COBRE	051-1981	N.D	mg/kg
FIERRO	051-1981	N.D	mg/kg
PLATA	051-1981	41.20	mg/kg
PLOMO	051-1981	N.D	mg/kg
ZINC	051-1981	69.0	mg/kg
ARSÉNICO	051-1981	0.200	mg/kg
MERCURIO	051-1981	menos de 1	mg/kg

TABLA 5.3 RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE AMD AJUSTADOS A pH 7

DETERMINACIÓN DE AMD	NORMA NOM 6 NMX AA	RESULTADO	UNIDADES
pH en Lab. a 17.5°C	008-1980	1.71	Adimensional
CARBONATOS	036-1980	N.D	mg/L CaCO ₃
Sol. TOTALES	034-1981	4100	mg/L
Sol. DISUELTOS Totales	020-1981	1910	mg/L
Sol. SUSPENDIDOS Totales	034-1981	2190	mg/L
Sol SEDIMENTABLES.	004-1981	33	mg/L
SULFATOS	074-1981	196.7	mg/L
ARSÉNICO	051-1981	0.0014	mg/L
BARIO	051-1981	0.221	mg/L
COBRE	051-1981	N.D	mg/L
FIERRO	051-1981	0.405	mg/L
MERCURIO	051-1981	0.0014	mg/L
PLATA	051-1981	N.D	mg/L
PLOMO	051-1981	N.D	mg/L
ZINC	051-1981	2.22	mg/L
LODOS			
LODOS SECOS	GRAVIMÉTRICO	10.68	g/L
BARIO	051-1981	56.57	mg/kg
COBRE	051-1981	N.D	mg/kg
FIERRO	051-1981	N.D	mg/kg
PLATA	051-1981	13.4	mg/kg
PLOMO	051-1981	N.D	mg/kg
ZINC	051-1981	93.14	mg/kg
ARSÉNICO	051-1981	0.0788	mg/kg
MERCURIO	051-1981	menos de 0.98	mg/kg

TABLA 5.4 RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE AMD AJUSTADOS A pH 8

DETERMINACIÓN DE AMD	NORMA NOM 6 NMX AA	RESULTADO	UNIDADES
pH en Lab. a 17.5°C	008-1980	1.71	Adimensional
CARBONATOS	036-1980	N.D	mg/L CaCO ₃
Sol. TOTALES	034-1981	3320	mg/L
Sol. DISUELTOS Totales	020-1981	1330	mg/L
Sol. SUSPENDIDOS Totales	034-1981	1990	mg/L
Sol SEDIMENTABLES.	004-1981	33	mg/L
SULFATOS	074-1981	198.7	mg/L
ARSÉNICO	051-1981	0.0006	mg/L
BARIO	051-1981	0.267	mg/L
COBRE	051-1981	N.D	mg/L
FIERRO	051-1981	N.D	mg/L
MERCURIO	051-1981	menos de 0.006	mg/L
PLATA	051-1981	N.D	mg/L
PLOMO	051-1981	N.D	mg/L
ZINC	051-1981	0.198	mg/L
LODOS			
LODOS SECOS	GRAVIMÉTRICO	9.72	g/L
BARIO	051-1981	63.23	mg/kg
COBRE	051-1981	N.D	mg/kg
FIERRO	051-1981	N.D	mg/kg
PLATA	051-1981	14.51	mg/kg
PLOMO	051-1981	N.D	mg/kg
ZINC	051-1981	21.27	mg/kg
ARSÉNICO	051-1981	0.02	mg/kg
MERCURIO	051-1981	menos de 0.99	mg/kg

5.3 Procedimiento de la Prueba de Jarras Para el Tratamiento por Coagulación

Se requirió de un agitador de laboratorio de 6 plazas, así como también de 6 vasos de 1000 mL.

El procedimiento para llevar a cabo la prueba es:

1. Colocar el vaso debajo de cada una de las paletas de agitación.
2. Colocar en cada vaso exactamente 1L, de una muestra fresca del agua cruda medido en una probeta graduada.
3. Anotar en la hoja de datos la cantidad de coagulante que se debe añadir a cada vaso. Esta cantidad variará de vaso a vaso.
4. Con una pipeta añadir el coagulante en cantidades crecientes en vasos sucesivos.
5. Colocar las paletas de agitación dentro de los vasos, arrancar el agitador y operarlo durante 1 minuto a una velocidad de 60 a 80 rpm.
6. Reducir la velocidad al grado seleccionado de agitación (normalmente 30 rpm aproximadamente y permitir que la agitación continúe durante unos 15 minutos). Se debe procurar que el grado y tiempo de agitación iguallen las condiciones de operación de la planta de floculación.
7. Anotar cuánto tiempo transcurre antes de que se empiece a formar un flóculo.
8. Observar qué tan bien resiste éste una agitación moderada sin fragmentarse.
9. Una vez que transcurre el periodo de agitación, detener el agitador y anotar cuánto tiempo transcurre para que el flóculo se sedimente en el fondo del vaso.

10. Después de permitir que el floculo se asiente durante 20 minutos, determinar el color y la turbiedad del sobrenadante (el líquido por encima de los floculos).

11. Determinar la turbiedad, pH y color. Anotar en la hoja de registro.

12. La jarra que proporcione los mejores resultados indica la dosis adecuada para la planta en cuestión.

NOTA:

Polímero utilizado:

**MAFLOC 900 (CQT900)
(JORDAFLOC 999)**

Los floculantes sintéticos, generalmente pueden ser usados más eficientemente como soluciones diluidas (0.01 - 0.05%), (CYANAMID).

Se preparó polímero al 0.01%.

1mL de polímero al 1% añadido a 1L de agua = 10 mg / L

1mL de polímero al 0.1% añadido a 1L de agua = 0.1 mg / L

Se pesó 0.1 g del polímero y se agregó a 100 mL de agua = 0.01%

10 mL de polímero preparado al 0.01% = 1 mg / L

Las Tablas 5.5 y 5.6 resumen los resultados de esta prueba efectuada en un caso sin cal y en el otro con cal.

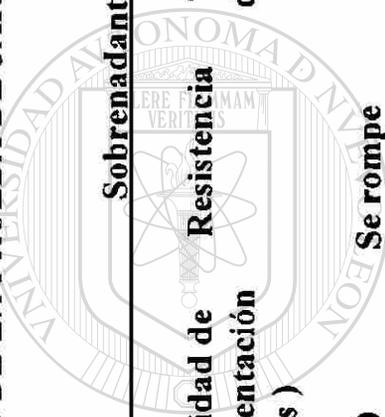
TABLA 5.5 HOJA DE REGISTRO DE LA EJECUCIÓN DE LA PRUEBA DE JARRAS (SIN CAL)

Reactivos Químicos		Flóculos		Sobrenadante			pH	
Vaso	Cal (mg / L)	Polímero (mg / L)	Tiempo de formación de flóculos	Velocidad de sedimentación (minutos)	Resistencia	Turbiedad sedimentada durante 20 min. (UTN)		Color
1	Sin	1	1.02 min	>20	Se rompe	10	Café	3.5
2	Sin	2	40 seg	>20	Se rompe	4	Café	3.5
3	Sin	3	35 seg	>20	Se rompe	4	Café	3.6
4	Sin	4	29 seg	>20	Se rompe	3	Café	3.6
5	Sin	5	25 seg	>20	Se rompe	0.5	Claro	3.6
6	Sin	6	20 seg	>20	Se rompe	0.5	Claro	3.7

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



®

TABLA 5.6 HOJA DE REGISTRO DE LA EJECUCIÓN DE LA PRUEBA DE JARRAS (CON CAL)

Pureza de la cal = 93%

Se preparó la cal al 2% (20 gramos de cal en 1 litro de agua)
1 mililitro de cal preparada al 2% = 20 mg / L

pH inicial = 3.2

Reactivos Químicos			Sobrenadante				
Vaso	Cal mL (mg / L)	Polímero Tiempo de formación de flocúlos	Velocidad de sedimentación (minutos)	Resistencia	Turbiedad sedimentada durante 20 min. (UTN)	Color	pH
1	2.5 (50)	1	5 seg	Se rompe	0.4	Claro	6.0
2	2.6 (52)	1	Instantaneo	No se rompe	0.3	Claro	6.5
3	2.8 (56)	1	Instantaneo	No se rompe	0.3	Claro	7.0
4	5.0 (100)	1	Instantaneo	No se rompe	0.2	Claro	8.0

Nota:

Se hicieron las pruebas para los diferentes pH con los 6 vasos y después se promediaron los resultados, que son los aquí enlistados.
Cabe mencionar que no hubo mucha variación de vaso a vaso.

Agregando 2 mg / L de polímero los resultados fueron obvios, por lo que ya no se realizó la prueba para 3, 4, 5 y 6 mg / L.

5.4 Procedimiento Recomendado Para Pruebas de Sedimentación de AMD

- 1. Colocar 1L de muestra fresca (máximo 24 horas después de haber sido recolectada) del drenaje ácido de mina en cada uno de 5 vasos de 1500 mL. (Si el laboratorio no cuenta con el equipo suficiente, se puede hacer la prueba con un sólo vaso a tiempos diferentes).**
- 2. Colocar los vasos en un equipo con paletas de agitación y arrancar el agitador por 5 minutos entre 60 - 80 rpm.**
- 3. Tomar un “blanco” para comparación y adicionar cantidades de agente neutralizante a los demás vasos, ajustando el pH a 6, 7, 8 y 9. El objetivo principal es remover el mineral ferroso a un pH de 8 (recomendado). Agitar la muestra continuamente durante la adición del álcali por aproximadamente 5 minutos entre 80 - 90 rpm.**
- 4. Aerear cada muestra aproximadamente por 30 minutos mecánicamente o con difusor de aire. Remover de cada muestra una alícuota para el análisis de los sólidos suspendidos.**
- 5. Poner cada muestra en una probeta (cilindro graduado) de 1000 mL y verificar la sedimentación de las partículas.**
- 6. Anotar la altura sedimentada de las partículas a intervalos de 2 minutos y así por 30 minutos. Continuar verificando esta altura por los próximos 60 minutos a intervalos de 10 minutos.**
- 7. Llevar los datos a un gráfico de interfase líquido-sólido Vs tiempo para cada muestra.**
- 8. Anotar al final el volumen de lodos. Después analizar la concentración de sólidos suspendidos (punto 4); la densidad de lodos puede ser calculado como sigue:**

$$V_i S_i = V_s S_s$$

$$S_s = V_i S_i / V_s$$

V_i = Volumen de muestra (1000 mL).

S_i = Concentración de sólidos suspendidos antes de la sedimentación (mg / L).

V_s = Volumen de lodos sedimentados al final de la prueba.

S_s = Contenido de sólidos del sólido sedimentado.

El cálculo supone un 100% de remoción de los sólidos, lo cual no es real. El sobrenadante tiene una cierta cantidad de sólidos suspendidos; No obstante, el procedimiento es válido para una aproximación ajustada de la densidad de los lodos.

Otro método utilizado que ignora la densidad de los lodos es considerando el volumen de lodos producidos por volumen de agua tratada. Esta relación es:

$$\text{Relación de volumen de lodos} = \frac{(\text{Volumen de lodos sedimentados, mL})}{(\text{Volumen de muestra, mL})}$$

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

La relación de volumen de lodos para una cantidad de AMD tratado por día produce una aproximación ajustada de la producción de lodos por día. Este método puede ser usado si el análisis del drenaje ácido de mina se hace en el laboratorio.

La producción de lodos puede ser estimada sumando los sólidos suspendidos y la concentración de hierro.

$$\{ \text{Conc. de sól. susp.} + \text{Conc. de Fe disuelto} \} (\text{mg/L}) \times \text{Gasto (L/d)} \times 1 \text{ kg}/10^6 \text{ mg} = \text{Lodos producidos (kg/d)}$$

Suponer un 15% del agente neutralizante residual y considerársele sedimentado en los lodos.

$$\text{Lodos producidos (kg/d) + 0.15 de agente neutralizante adicionado (kg/d) = Sólidos Totales Sedimentados (kg/d)}$$

Suponer un promedio del 1% de sólidos contenidos en los lodos resultantes del punto 8.

$$\frac{\text{Sól. Tot. Sed.}}{0.01} = \text{Lodos producidos (kg/d)} \times 1\text{L/1kg} \times 10^{-3} \text{ m}^3 / 1\text{L} = \text{Lodos producidos (m}^3\text{/d)}$$

9. La calidad del sobrenadante es determinado tomando por decantación porciones de cada muestra y analizando los parámetros (Fe, pH, Sólidos Suspendidos, Mn). Si la calidad del sobrenadante no cumple los estándares de la EPA y los estándares del estado, una extensión de tiempo de retención, el uso de un agente neutralizante alternativo, o la adición de un polímero pueden ser consideradas.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

Si la calidad del sobrenadante para los diferentes pH no cumple los límites permisibles (EPA), entonces es necesaria la adición de un polímero. Para este punto la recomendación del uso de un cierto polímero puede ser alcanzada por medio del fabricante (tipo y dosis del floculante requerido).

Las Tablas 5.7 y 5.8 resumen los resultados de la ejecución de las pruebas de sedimentación de AMD.

TABLA 5.7 PRUEBAS DE SEDIMENTACIÓN EN MUESTRAS DE AMD DE PH AJUSTADOS

TIEMPO DE SEDIMENTACIÓN = 1 HORA

Cal - 93% de pureza

Volumen de muestra = 1000 mL

Muestra Ajustada	pH inicial (17.5°C)	pH final (17.5°C)	Cal agregada al 2% mL (mg / L)	S.Susp. Tot. (mg / L)	Fe total (mg / L)	Turbiedad (UTN)
Blanco	1.84			4155	72.6	14
pH = 6	2.90	6.21	2.6 (52)	3030	3.40	6
pH = 7	2.02	7.04	3.0 (60)	2190	0.405	7
pH = 8	1.98	8.30	5.4 (108)	2290	N.D	7

N.D = NO DISPONIBLE

TABLA 5.8 SÓLIDOS SEDIMENTADOS RESULTANTES DE LAS PRUEBAS DE SEDIMENTACIÓN EN MUESTRA DE AMD DE PH AJUSTADAS

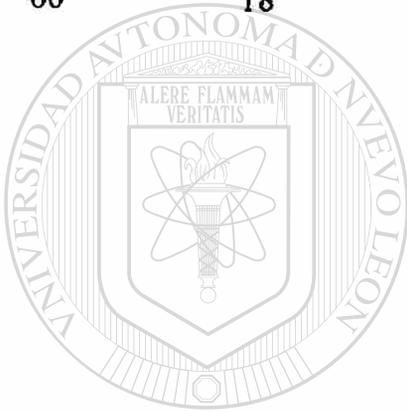
VOLUMEN = 1000 mL

BLANCO

Tiempo (min)	Concentración (mL / L)
10	900
20	700
30	400
40	250
50	50
60	18

pH = 6.0

Tiempo (min)	Concentración (mL / L)
10	800
20	500
30	210
40	120
50	40
60	32



UANL

pH = 7.0

Tiempo (min)	Concentración (mL / L)
10	750
20	520
30	230
40	128
50	50
60	36

pH = 8.0

Tiempo (min)	Concentración (mL / L)
10	740
20	510
30	210
40	130
50	56
60	38

5.5 Determinación de la Recirculación Óptima de Lodos

Procedimiento:

1. Un volumen de agua ácida se neutraliza con una cantidad de cal hasta un pH de 7.4 a 7.7.
2. A continuación, después de la adición de un polielectrolito (AS-24) se realiza la floculación según la técnica de prueba de jarras.
3. En una hora se determina el volumen de lodo resultante y se comienza un nuevo ciclo o etapa.
4. Se transfiere el lodo sedimentado a un vaso de precipitados y se añade una cantidad de cal igual a la anterior.
5. Posteriormente se une a otro volumen de agua ácida.
6. El procedimiento se repite hasta que no se observa aumento en el volumen de lodo obtenido tras la recirculación.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

Nota:

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Polímero utilizado: **MAFLOC 900 (CQT900)**
JORDAFLOC 999

Este polímero tiene las mismas características que el AS-24, inclusive el fabricante lo considera de mejor calidad y para una más eficiente operación de floculación.

Los resultados de la prueba se mencionan en la Tabla 5.9.

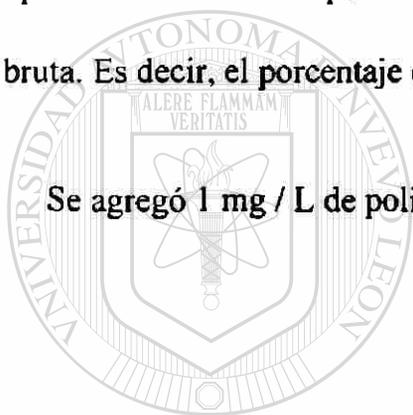
TABLA 5.9 RESULTADOS DE LA PRUEBA DE RECIRCULACIÓN DE LODOS

Parámetro	Etapa 1	Etapa 2	Etapa 3	Etapa 4	Etapa 5
Cal / ciclo mg/L	64	56	52	60	48
pH operación	7.5	7.6	7.5	7.7	7.6
Recirculación (mL/L agua)	50	49	47	45	45

Nota:

Se establece que la relación de recirculación en la cual se produce la densificación óptima de lodos corresponde a un valor entre 45 a 50 mL de lodo por cada litro de agua bruta. Es decir, el porcentaje de lodo recirculado se establece en 5%.

Se agregó 1 mg / L de polielectrolito, porque es la cantidad óptima según Jar Test.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN



DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

5.6 PROCEDIMIENTO PARA LA PRUEBA DE VELOCIDAD DE OXIDACIÓN

La oxidación del ion ferroso es una reacción de primer orden con respecto a la concentración del mismo. Esta velocidad de reacción puede ser expresada como:

$$-d(\text{Fe}^{2+}) / dt = k (\text{Fe})$$

donde (Fe^{2+}) es la concentración del ion ferroso y “k” es la constante de velocidad de oxidación. La forma integrada de la ecuación es:

$$\text{Fe} = \text{Fe}_0 e^{-kt}$$

donde Fe_0 es la concentración inicial del ion ferroso y Fe es la concentración del ion ferroso a un tiempo cualquiera t.

La constante “k” puede ser determinada a partir de una gráfica de Log Fe Vs tiempo.

Los datos de oxidación del ion ferroso frente al tiempo nos da una línea recta trazada sobre papel semilogarítmico. La pendiente de la línea multiplicada, por 2.303, nos da la constante de velocidad, k:

$$-k = \text{pendiente} \times 2.303$$

Una vez determinada la constante “k”, el tiempo de retención requerido para la oxidación, es determinado por:

$$t = (1/k) \times 2.303 \text{ Log } (\text{Fe}_i) / (\text{Fe}_r)$$

donde Fe_i y Fe_f son las concentraciones del ion ferroso inicial y final respectivamente.

La prueba puede ser desarrollada con muestras frescas de drenaje de mina para minimizar algo de la oxidación natural del ion ferroso. Una cantidad de muestra de 4L (1gal) puede usarse.

Inicialmente, la muestra tomada es preservada para el análisis con ácido clorhídrico para prevenir la oxidación.

A la muestra se le agrega el álcali hasta alcanzar el pH requerido y al mismo tiempo se adiciona aire a través de un difusor. Las muestras son removidas periódicamente para el análisis del ion ferroso. El pH se verifica frecuentemente para mantenerlo al nivel deseado. Una hora de prueba es suficiente para generar suficientes datos para la constante de velocidad de oxidación. La prueba puede efectuarse varias veces para tener resultados más confiables.

CAPÍTULO 6

DISEÑO DE PLANTA DE TRATAMIENTO

6.1 Elección del Proceso de Tratamiento

La amplia variedad de alternativas disponibles, hace posible obtener virtualmente cualquier calidad de agua tratada a partir de cualquier fuente; por consiguiente, las consideraciones económicas y operacionales se convierten en los factores restrictivos al seleccionar las unidades de tratamiento.

Las especificaciones del agua tratada, la calidad del agua cruda y sus variaciones, las restricciones locales y los costos relativos de los diferentes procesos de tratamiento, son factores que se consideran en la selección del sistema a emplear.

De los sistemas de tratamiento analizados en el Capítulo 4 podemos hacer el siguiente razonamiento:

La ósmosis inversa continúa siendo una opción cara en inversión inicial (el equipo es caro) y en operación (se invierte gran energía “comprimiendo” el agua ácida a las elevadísimas presiones necesarias para la separación). Además, el residuo es una solución todavía más concentrada a la que los sólidos no se les afecta en lo absoluto.

Las resinas de intercambio son una opción no económica pues además del costo de adquisición del equipo deben considerarse los costos de consumo de reactivos químicos para la regeneración de las columnas. Además aquí también los sólidos suspendidos siguen siendo un problema al igual que los regenerantes para su disposición por su gran volumen.

En el ablandamiento químico los elevados costos de equipo y de reactivos químicos hacen de este sistema un proceso demasiado costoso.

Refiriéndonos al proceso de neutralización convencional puede ser una opción viable, sin embargo, el alto volumen de lodos de baja densidad que se producen lo presentan en desventaja con el proceso de neutralización de lodos de alta densidad.

El proceso de lodos de alta densidad (HDS) nos ofrece varias ventajas como son, una producción de lodos de bajo volumen y alta densidad, costos más económicos de operación, equipo y de materia prima (cal).

6.2 Descripción del Sistema Propuesto

Para nuestro diseño utilizaremos el sistema HDS por las ventajas que proporciona y por la gran producción de lodos que se generarán, como ya se ha visto en pruebas experimentales en el Capítulo 5.

Nota:

Todos los parámetros utilizados en el sistema HDS son establecidos por la Agencia de Protección Ambiental de los Estados Unidos de América (EPA).

6.2.1 Tratamiento Preliminar

Este tratamiento consistirá únicamente en una operación de separación para la eliminación de sólidos gruesos mediante cribado utilizando para ello, una criba de barras. El drenaje ácido de mina (AMD) será conducido a través de un canal hacia esta criba, posteriormente el gasto será conducido a un medidor Parshall, para luego entrar al proceso HDS. Como se notará el sistema no involucra un tanque de homogenización, debido a que los sólidos sedimentables que lleva el AMD precipitarían y esto produciría acumulación en el fondo del tanque y la necesidad de estar limpiando el depósito continuamente.

6.2.2 Proceso HDS

Como se vio anteriormente el proceso HDS es una versión modificada del proceso de neutralización, en el cual se elimina el tanque de homogenización y el sedimentador es reemplazado por un espesador, lo cual es lógico debido a la gran cantidad de lodos que se manejarán. Además, es significativo del proceso la recirculación de lodos. En sí el proceso tiene la siguiente secuencia:

El AMD entrará al tanque de mezclado rápido donde hará contacto con los lodos de recirculación y la cal en lechada. En esta etapa se alcanzará el pH deseado, el que por pruebas y por conveniencia estará en el intervalo de 6.0 a 6.5. Gran parte del ion ferroso será oxidado por efecto de la aereación en la siguiente etapa.

De esta etapa pasará a la de floculación, con el fin de aumentar la velocidad de sedimentación de las partículas minerales mediante un polímero orgánico de alto peso molecular (floculante), el que sirve para agrupar a las partículas suspendidas causando una separación más eficiente de los sólidos del medio acuoso.

Por último es necesario separar las suspensiones acuosas de minerales en sus fases componentes, líquida y sólida; para ello se utilizará un espesador. El efluente neutralizado pasará al proceso de beneficio de mineral y los lodos serán enviados a una laguna de disposición. Cada etapa será analizada a fondo posteriormente.1

6.3 Medidor Parshall

6.3.1 Cálculo del Gasto

De acuerdo a las condiciones medias de los aforos efectuados, se estima que el gasto medio que se descarga de AMD es de 4.0 LPS. Al gasto se añadirá un 35% como factor de seguridad de diseño para tomar en cuenta el efecto de infiltración y por escurrimientos de origen pluvial; esto debido a que el área donde está ubicada la mina, el subsuelo es de alta porosidad.

El gasto de diseño es:

$$Q_{\text{diseño}} = 4.0 \times 1.35 = 5.4 \text{ Ls}^{-1} = 466.6 \text{ m}^3/\text{d}$$

Para un gasto de 5.4 L/s (0.191 ft³/s), según la Tabla 6.1 le corresponde un medidor con ancho de garganta W de 3 pulgadas.

W (pulg y cm)		Capacidad L s ⁻¹	
		Mínima	Máxima
3	7.6	0.85	53.8
6	15.2	1.52	110.4
9	22.9	2.55	251.9
1'	30.5	3.11	455.6
1.5'	45.7	4.25	696.2
2'	61.0	11.89	936.7
3'	91.5	17.26	1426.3
4'	122.0	36.79	1921.5
5'	152.5	62.8	2422
6'	183.0	74.4	2929
7'	213.5	115.4	3440
8'	244.0	130.7	3950
10'	305.0	200.0	5660

Tabla 6.1. Límites de Aplicación. Medidores Parshall con Descarga Libre.

De ahí que las dimensiones típicas que aplican en la figura 6.1 son:

W (pulg)	W (cm)	A	B	C	D	E	F	G	K	N
3	7.6	46.6	45.7	17.8	25.9	38.1	15.2	30.5	2.5	5.7

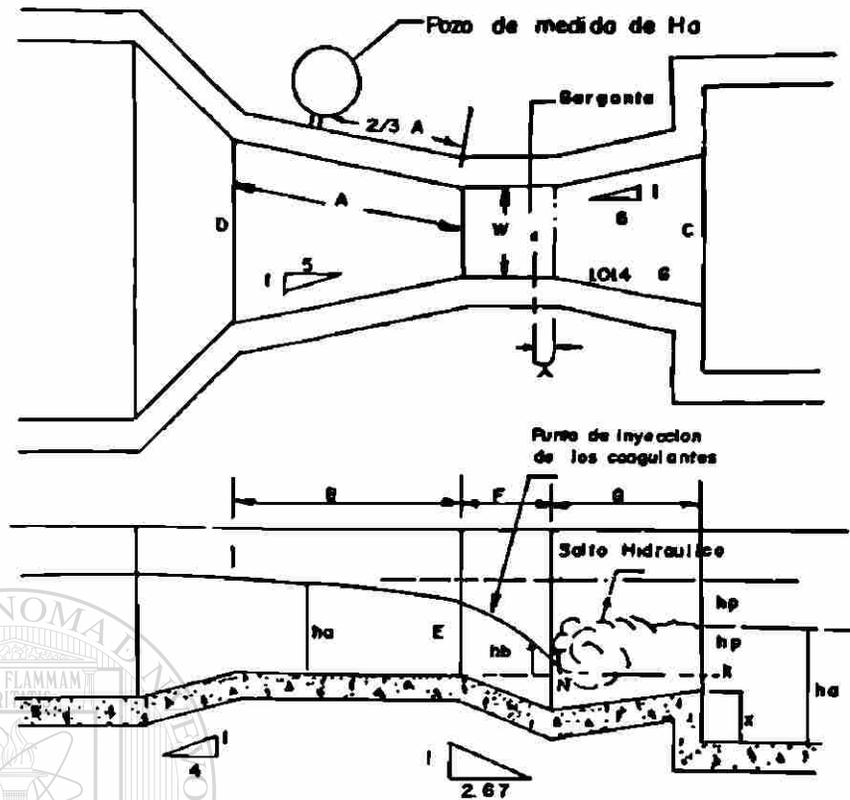


Figura 6.1. Canaleta Parshall Mostrando Planta, Elevación y Dimensionamiento.

W	A	B	C	D	E	F	G	K	N	
1"	25	36,3	35,6	9,3	16,8	22,9	7,6	20,3	1,9	2,9
3"	76	46,6	46,7	17,8	25,9	38,1	15,2	30,5	2,5	5,7
6"	152	62,1	61,0	39,4	40,3	45,7	30,5	61,0	7,6	11,4
9"	229	88,0	86,4	38,0	57,5	61,0	30,5	45,7	7,6	11,4
1'	305	137,2	134,4	61,0	84,5	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
1 1/2'	457	144,9	142,0	76,2	102,6	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
2'	610	152,5	149,6	91,5	120,7	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
3'	91,5	167,7	164,5	122,0	157,2	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
4'	122,0	183,0	179,5	152,5	193,8	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
5'	152,5	198,3	194,1	183,0	230,3	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
6'	183,0	213,5	209,0	213,5	266,7	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
7'	213,5	228,8	224,0	244,0	303,0	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
8'	244,0	244,0	239,2	274,5	340,0	91,5	61,0	91,5	7,6	22,9
10'	305,0	274,5	427,0	366,0	475,9	122,0	91,5	183,0	15,3	34,3

Tabla 6.2. Dimensiones Típicas de Medidores Parshall (cm).

Para $W = 3$ pulgadas la ecuación para el gasto en un medidor Parshall con descarga libre es:

$$Q = 0.992 Ha^{1.55} \dots\dots\dots(6.1)$$

siendo Q el Caudal en $\text{ft}^3 \text{s}^{-1}$ y Ha es el tirante superior a $2/3$ de la longitud de A desde la garganta, en piés.

Para fines de diseño se tomará el intervalo de 0.85 a 53.8 L s^{-1} , por lo que los tirantes mínimo y máximo que se tendrán son:

$$Q \text{ máx} = 53.8 \text{ L s}^{-1} (1.89 \text{ ft}^3 \text{s}^{-1})$$

$$Q \text{ mín} = 0.85 \text{ L s}^{-1} (0.03 \text{ ft}^3 \text{s}^{-1})$$

Ahora de ecuación (6.1)

UANL

$$Ha = (Q / 0.992)^{1/1.55}$$

$$Ha \text{ máx} = (1.89 / 0.992)^{0.645} = 1.51 \text{ ft} = 46.0 \text{ cm}$$

$$Ha \text{ mín} = (0.03 / 0.992)^{0.645} = 0.105 \text{ ft} = 3.2 \text{ cm}$$

Se propone ubicar un escalón de bajada en la entrada de acceso del agua ácida a la canaleta Parshall, con el objeto de mantener una velocidad constante.

El grado de sumergencia (S) se determina mediante la relación Hb/Ha .

Para el ancho de garganta seleccionado, de acuerdo al caudal de operación manejado, se tiene que:

Ancho de Garganta	Máxima Sumergencia (Hb/Ha)
3 a 9 pulgadas (7.6 a 22.9 cm)	0.6
1 a 8 piés (0.305 a 2.44 m)	0.7
10 a 50 piés (3.05 a 15.24 m)	0.8

Para el valor de $w = 3$ pulgadas le corresponde el de máxima sumergencia S de 0.6.

Por tanto, para Q máx:



La pérdida de carga P será:

$$S = H_b/H_a \dots \dots \dots (6.2)$$

$$H_b = 0.6 \times 1.51 = 0.906 \text{ ft} = 27.61 \text{ cm}$$

$$P = H_a - H_b \dots \dots \dots (6.3)$$

$$P = 1.51 - 0.906 = 0.604 \text{ ft} = 18.4 \text{ cm}$$

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Para el cálculo del escalón o elevación de la cresta, z , se utilizan los siguientes términos:

S = Grado de sumergencia

H_a = Tirante superior en Parshall a $2/3$ de A

H_b = Tirante inferior en Parshall

P = Pérdida de carga

Z = Altura del escalón o elevación de la cresta

Y_n = Tirante normal después del salto para Q máx.

Si Y_n se toma como igual a 50 cm para Q máx; entonces:

$$Z + H_a = Y_n + P \dots \dots \dots (6.4)$$

y despejando de ahí a Z , resulta:

$$Z = (50 + 18.4) - 46$$

$$Z = 22.4 \text{ cm (0.735 ft)}$$

6.4 CANAL DE ENTRADA.

Se recomienda una velocidad en el canal de 0.6 a 0.9 m/s. El ancho del canal se calcula considerando el tirante máximo del medidor Parshall. Por lo tanto, de la definición de gasto (velocidad multiplicada por sección transversal), obtenemos el ancho del canal de entrada.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

$$\text{Ancho} = Q \text{ máx} / (\text{Velocidad} \times H_a \text{ máx})$$

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

$$\text{Ancho} = 0.0538 \text{ m}^3 \text{ s}^{-1} / (0.6 \text{ m s}^{-1} \times 0.46 \text{ m})$$

$$\text{Ancho} = 0.20 \text{ m}$$

De la Tabla 6.2 se obtiene que $D = 25.9$ cm, por lo que se propone un ancho de canal de 30 cm.

Del nomograma de Manning se calcula la pendiente hidráulica del canal (S), (con un coeficiente de rugosidad, $n = 0.013$):

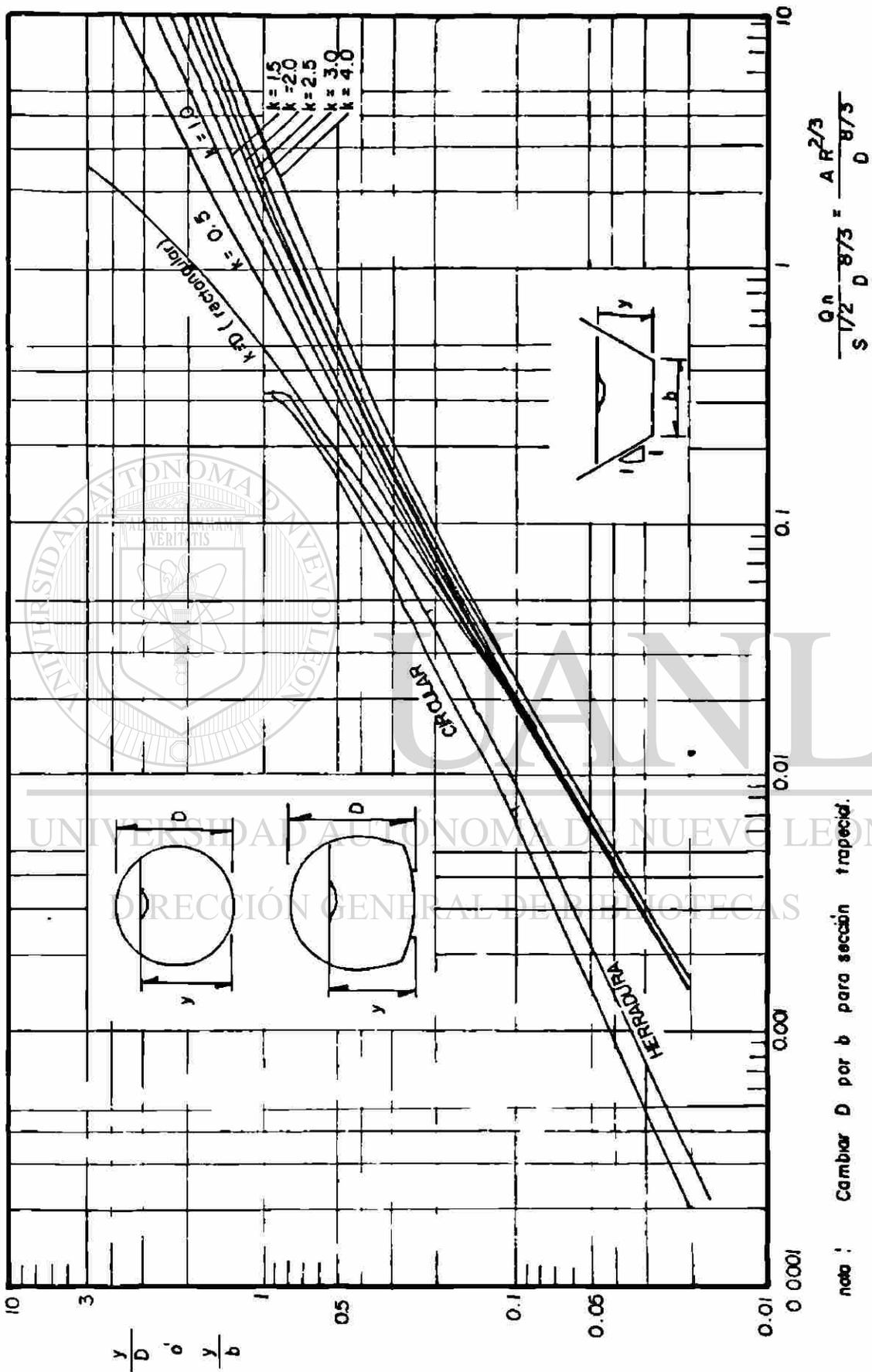


Figura 6.2. Curvas para la Determinación del Tirante Normal.

Teniendo como dato:

$$Y/b = 0.50 \text{ m} / 0.30 \text{ m} = 1.66$$

Del ábaco Y/b vs $Q_{\text{diseño}} n / S^{1/2} D^{8/3}$ y de la Figura 6.2, se obtiene para el canal rectangular que:

$$Q_{\text{dis.}} n / S^{1/2} D^{8/3} = 0.18$$

$$S = (Q_{\text{dis}} n / 0.15 D^{8/3})^2 = (0.0054 \text{ m}^3 \text{ s}^{-1} \times 0.013 / 0.18 (0.30)^{8/3})^2$$

$$S = 9.35 \times 10^{-5}$$

Si se considera una longitud de canal de entrada de 10 metros, entonces la pérdida de carga (hf) es:

$$S = hf/L$$

$$hf = S \times L$$

$$hf = 9.35 \times 10^{-5} \times 10 \text{ m}$$

$$hf = 9.35 \times 10^{-4} \text{ m}$$

6.5 CRIBA DE BARRAS.

Se recomienda para el diseño que el ancho del canal de la rejilla sea 2 veces el ancho del canal de entrada.

Los datos necesarios son:

La separación entre barras = SEB = 15.0 mm = 0.015 m

El espesor de las barras = EDB = 6.3 mm = 0.0063m

La inclinación de las barras (a escoger entre 45° y 60 °)

Estos datos son recomendados para sistemas de limpieza de tipo mecánico o automático.

El cálculo del ancho del canal es como sigue:

$$\text{Ancho} = 2.0 \times \text{ancho del canal de entrada}$$

$$\text{Ancho} = 2.0 \times 0.30\text{m} = 0.60 \text{ m}$$

La longitud de las barras (LDB) es:

$$\text{LDB} = \text{Ha máx} / \text{sen} (45^\circ) + \text{longitud para operación y mantenimiento}$$

$$\text{LDB} = 0.46 \text{ m} / \text{sen} (45^\circ) + 0.44 \text{ m}$$

$$\text{LDB} = 0.65 \text{ m} + 0.44\text{m}$$

$$\text{LDB} = 1.09 \text{ m}$$

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

El número de barras (NUB), se obtiene de la siguiente manera:

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

$$\text{NUB} = (\text{ancho del canal} / (\text{SEB} + \text{EDB}) + 1) \quad (6.5)$$

$$\text{NUB} = (0.60\text{m} / (0.015 + 0.0063) + 1)$$

$$\text{NUB} = 29 \text{ barras}$$

La pérdida de carga (hf) en las rejillas se calcula de la siguiente ecuación:

$$hf = \beta \times (w/b)^{1.333} \times (Q \text{ máx}/b \times D \text{ máx})^2 \times \text{Sen } \theta / 2g \quad (6.6)$$

Donde:

$\beta = 2.42$ (Factor de la forma de barra : rectangular con bordes agudos)

$\theta = 45^\circ$

w = Ancho del canal

b= Longitud que ocupan los claros

$g = 9.8 \text{ m s}^{-2}$

Sustituyendo valores:

$$hf = 2.42 (w / [(NUB - 1) \times SEB])^{1.333} [Q \text{ máx} / [(NUB - 1) \times SEB] \times H_a \text{ máx}]^2 \times \text{Sen } 45^\circ / 2 \times 9.8$$

$$hf = 2.42 [0.6 \text{ m} / [(29 - 1) \times 0.015 \text{ m}]]^{1.333} [0.0538 \text{ m}^3/\text{s} / [(29 - 1) \times 0.015 \text{ m}] \times 0.46 \text{ m}]^2 (0.03608)$$

$$hf = 0.0005 \text{ m}$$

Afectada por un factor de 1.5

$$hf = 0.001 \text{ m}$$

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

Se propone una longitud del canal de 2 m. El diseño de la criba se ilustra en la Figura

6.3.

CANAL DE REJILLAS

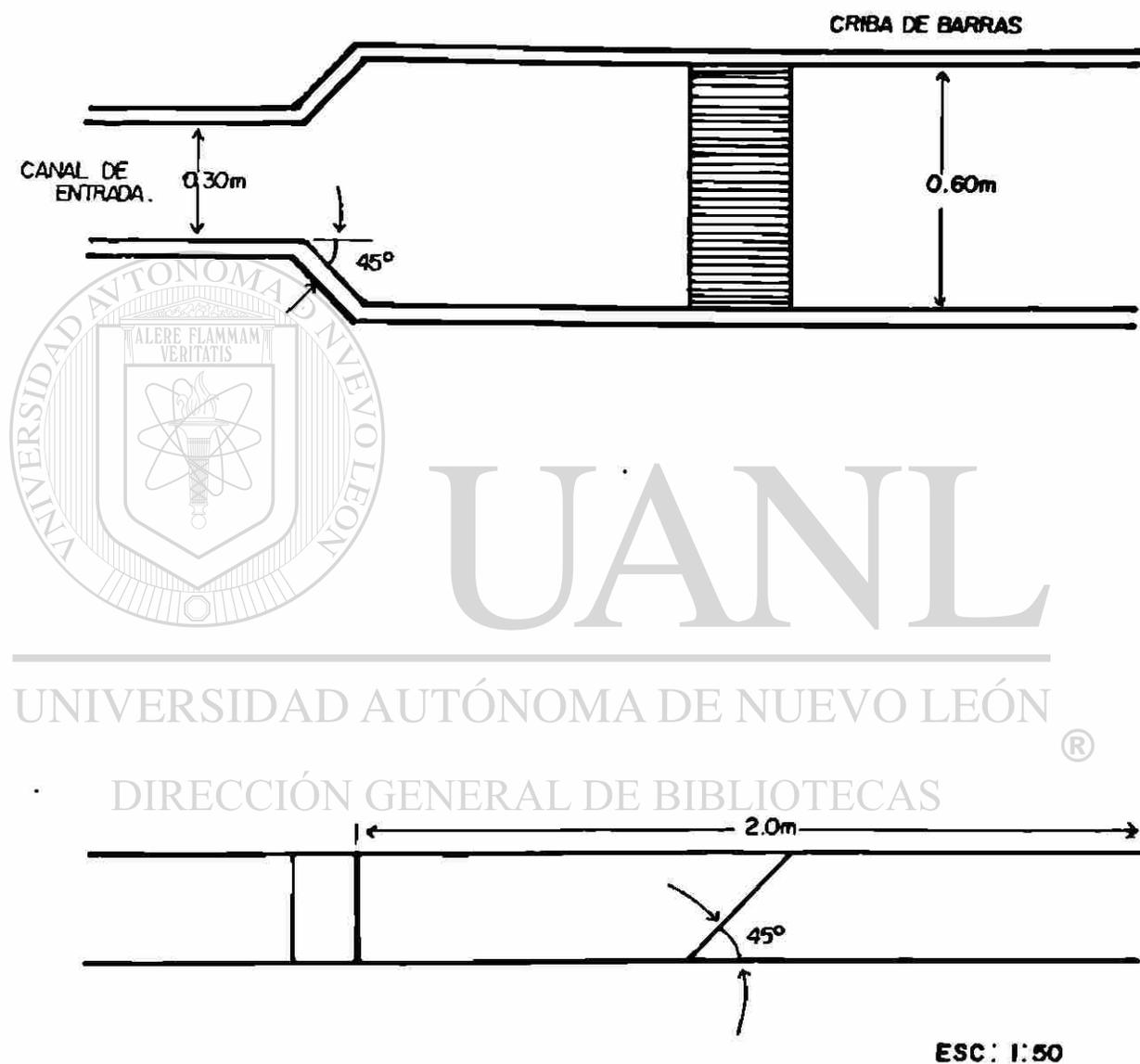


Figura 6.3. Criba de Barras.

6.6 Proceso de Neutralización

6.6.1 Requerimiento de Cal

De acuerdo a la prueba de jarras (Capítulo 5), se obtuvo que el pH óptimo es de 6.5, por lo que usaremos los parámetros establecidos para efectos de cálculo de diseño. Este es el mejor método para determinar el requerimiento de cal.

La prueba indica que se requieren 52 mg/L de cal para neutralizar el AMD y llevarlo hasta un pH de 6.5, por así convenir al proceso de beneficio del mineral, y porque el límite mínimo permisible de acuerdo a Normas Oficiales Mexicanas es de 6.5.

De acuerdo a un reporte de determinación de parámetros metalúrgicos realizado en el Laboratorio de Investigación Metalúrgica de la Compañía Minas de San Luis, para la Unidad “La Guitarra” se obtuvieron los siguientes resultados:

Granulometría = 50% - 200 mallas

pH flotación primaria = 6.0 (con el agua de operación)

Tiempo de retención = 7 minutos primarios, 4 minutos agotativos

Dilución primaria = 30% sólidos

Adición de Colector = Molino

Por lo tanto, el requerimiento diario de cal, Ca(OH)_2 , es:

$$52 \text{ mg/L} \times 466.6 \text{ m}^3/\text{d} \times 1000\text{L}/\text{m}^3 \times \text{kg}/10^6 \text{ mg} = 25 \text{ kg}$$

Debe recordarse que la cal utilizada en la prueba es del 93% de pureza y aún más la lechada se preparó al 2%, por lo que para usar cal comercial deben hacerse los ajustes necesarios. Se utilizó cal de laboratorio para que no hubiera tanta interferencia al momento de cuantificar la concentración de metales en la solución mediante espectrometría de absorción atómica.

Una operación con cal viva, CaO, requiere de una inversión de capital y mantenimiento difícil de justificar.

6.6.2 Dimensionamiento del Silo para la Cal

Considerando que la planta de tratamiento de AMD está en áreas rurales, el diseño para la capacidad de almacenaje de cal en el silo se hará en base a 30 días como mínimo, para volverse a proveer. En este caso la capacidad mínima del silo sería de 750 kg. Debe tenerse en consideración un exceso de la capacidad por factor de seguridad y por la relación flete-costos de los proveedores.

Así, con un factor de seguridad de 1.5 tenemos que el silo tendrá una capacidad para 1125 kg. Asumiendo, que la densidad de la cal hidratada es de 481 kg/m^3 (30 lb/ft^3), el volumen del silo es:

$$\text{Volumen del silo} = 1125 \text{ kg} / 481 \text{ kg m}^{-3} = 2.5 \text{ m}^3 (88 \text{ ft}^3)$$

Las especificaciones del silo son:

$$\text{Diámetro} = 1.2 \text{ m} (4 \text{ ft})$$

Altura = 2.1 m (7 ft)

Inclinación de la tolva en el fondo = 60°

Debido a que la cal hidratada no es corrosiva, se pueden usar silos de acero convencional y tolvas de concreto o acero. No obstante, las unidades de almacenamiento deben ser herméticas o impermeables. De todas las unidades de acopio usadas para la cal, el silo de acero con cono en el fondo es el más popular. La variedad de diseño de tolvas o silos incluyen formas rectangulares, cuadradas, hexagonales y circulares. Los tres primeros ocupan menor espacio en la planta porque utilizan comúnmente muros y son fáciles de limpiar, pero tienen la desventaja de que retienen material en las esquinas. Con los silos circulares esta acumulación no es común, aunque hay una gran tendencia de abovedar la cal, lo que en las tolvas rectangulares no sucede. En cada caso las unidades de almacenaje, siempre se diseñan con una base cónica para una fácil descarga.

—La decisión de instalar uno ó más depósitos de almacenaje grandes contra varios pequeños, depende de la planta y de algunos factores como requerimiento diario de cal, tipo de entrega (ferrocarril o camión) y tipo de operación (continua o intermitente). Muchas plantas de tratamiento de AMD tienen una demanda constante de cal y una operación continua. Es prudente proveer la capacidad de almacenamiento para 7 días y preferiblemente para 2 ó 3 semanas.

La importancia de una capacidad de almacenaje mayor es el bajo costo por unidad de volumen en el sistema de tratamiento total. También, la expansión de la planta a futuro puede fácilmente acomodarse. En diseños específicos para el tamaño de silos o tolvas, es

aconsejable usar una densidad de 481 kg/m^3 (30 lb/ft^3) para la cal hidratada y 881 kg/m^3 (55 lb/ft^3) para la cal viva. Para nuestro sistema usaremos el diseño ilustrado en la figura 6.4.

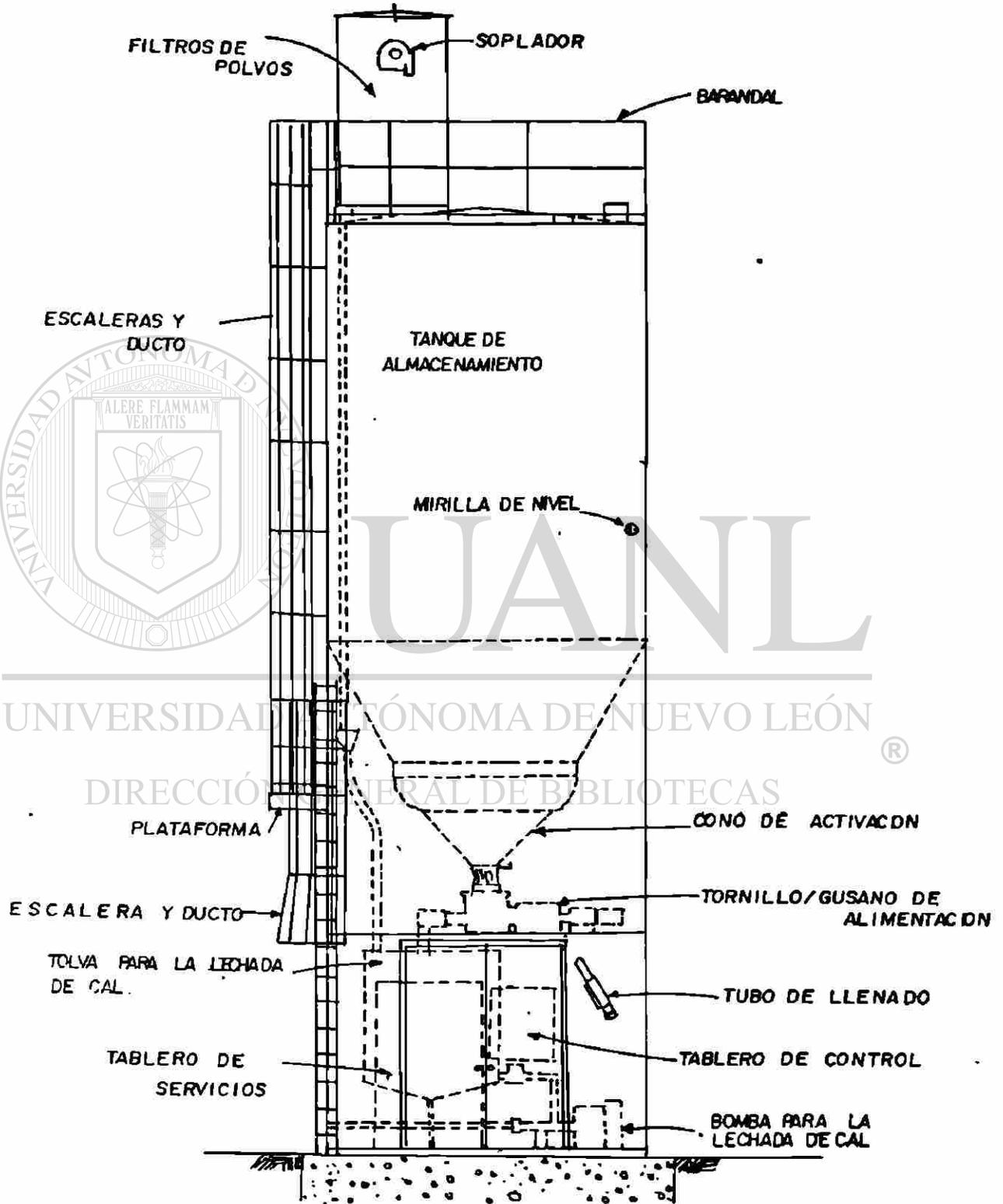


Figura 6.4. Instalación del Silo para la Cal y Alimentación de la Lechada.

6.6.3 Alimentador de Cal

La selección del alimentador de cal para una planta de tratamiento depende en gran parte del tipo y tamaño específico de la cal y del requerimiento diario (generalmente en kg/hr (Lb/hr) ó m³/hr (ft³/hr). El alimentador de cal usado puede ser volumétrico o gravimétrico, seleccionándose el que presente mayor flexibilidad, protección debido a la exposición de polvo de cal, menor mantenimiento, pocas partes móviles y una fácil limpieza. Algunos alimentadores son diseñados especialmente para materiales granulares como cal gruesa; otros son para operar con material fino como la cal hidratada.

Los alimentadores deben ser capaces de confinar polvos por motivos de limpieza, salud, economía y rendimiento. Esto es riguroso ante el incremento de la contaminación del aire y las regulaciones más exigentes. Los mecanismos de alimentación que no están convenientemente cerrados pueden crear problemas de escape de polvos. Actualmente muchos alimentadores son diseñados con esto en mente.

Otras consideraciones necesarias son los paros para reparación, mantenimiento y ajustes de velocidad. Las partes móviles del equipo deben ser lubricadas regularmente y el equipo eléctrico debe ser reemplazado regularmente también.

El promedio de velocidad de alimentación de la cal hidratada es:

$$(25 \text{ kg/d }) / (24 \text{ hr/d }) = 1.042 \text{ kg/hr}$$

La velocidad de alimentación volumétrica es:

$$(1.042 \text{ kg/hr}) / (481 \text{ kg/m}^3) = 0.0022 \text{ m}^3/\text{hr}$$

La selección del equipo se hace en base a la velocidad de alimentación volumétrica.

El fabricante diseña en base a intervalos de velocidad.

6.6.4 Diseño Opcional de Alimentación de Cal

6.6.4.1 Sistema de Lechada de Cal

Para el diseño se prefiere que la concentración de sólidos de cal en la lechada del proceso varíe de 5% a 20%. Muchos diseños presentan la dilución de la lechada hasta una concentración del 10% y no hay una relación fija. Sin embargo, se recomienda que el sistema de alimentación de lechada sea diseñada a un 10% de cal con cierta relación de peso de agua, porque una lechada más concentrada causa problemas adicionales de mantenimiento y operación. La concentración de cal puede ser verificada con un hidrómetro y luego usar los datos de la Tabla 6.3.

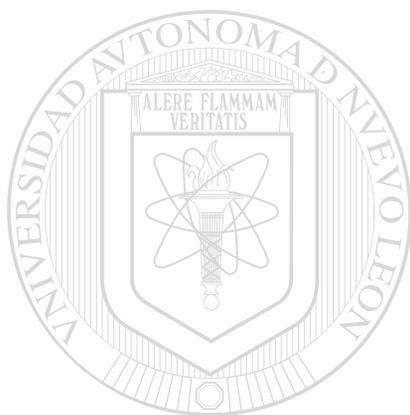
El uso de sistemas de control automático de pH para la solución en tanques de mezcla rápida ya son comunes en años recientes. Por lo tanto la fuerza neutralizante de la lechada no es tan importante como el volumen de alimentación de la misma. A pesar del enfoque usado en controlar la alimentación de cal, es necesario mantenerla en suspensión y prevenir la sedimentación produciendo una alimentación uniforme.

También es importante reconocer que el porcentaje de sólidos en la cal no es equivalente al porcentaje de óxido de calcio. El porcentaje de sólidos de cal se refiere estrictamente al hidróxido Ca(OH)_2 y no al óxido (CaO) de calcio. La tabla 6.3 muestra

el equivalente de Ca(OH)_2 como CaO . Para determinar qué concentración de sólidos existe en la cal se utiliza la siguiente ecuación:

$$\% \text{ Sólidos, Ca(OH)}_2 = \frac{\text{kg Ca(OH)}_2}{\text{kg Ca(OH)}_2 + (1.0 \text{ kg/L x Volumen de agua, L)}} \times 100$$

$$\% \text{ Sólidos, Ca(OH)}_2 = \frac{\text{Lb Ca(OH)}_2}{\text{Lb Ca(OH)}_2 + (8.345 \text{ Lb/gal x Volumen de agua, gal)}} \times 100$$



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

TABLA 6.3 PROPIEDADES DE LECHADA DE CAL

% Sólidos Ca(OH) ₂ , aprox. (por peso)	Gr. Específica a 15°C	Lb/gal	gr Cao / L	gr Ca(OH) ₂ / L	Lb CaO / gal	Lb Ca(OH) ₂ / gal	Lb Lechada / ft ³	Relación Peso de Agua a CaO	Relación Peso de Agua a Ca(OH) ₂
1.5	1.010	8.41	11.7	15.46	0.097	0.128	62.94	85.70:1	64.70:1
3.2	1.020	8.50	24.4	32.24	0.203	0.268	63.62	40.81:1	30.72:1
4.8	1.030	8.58	37.1	49.02	0.309	0.408	64.22	26.77:1	20.03:1
6.3	1.040	8.66	49.8	65.81	0.415	0.548	64.82	19.87:1	14.80:1
7.8	1.050	8.75	62.5	82.59	0.520	0.686	65.49	15.83:1	11.76:1
9.4	1.060	8.83	75.2	99.37	0.626	0.826	66.09	13.11:1	9.69:1
10.8	1.070	8.91	87.9	116.15	0.732	0.966	66.69	11.17:1	8.22:1
12.2	1.080	8.99	100.0	132.14	0.833	1.10	67.29	9.79:1	7.17:1
13.7	1.090	9.08	113	149.32	0.941	1.24	67.96	8.65:1	6.32:1
15.2	1.100	9.16	126	166.50	1.05	1.39	68.56	7.72:1	5.59:1
16.4	1.110	9.25	138	182.35	1.15	1.52	69.23	7.04:1	5.09:1
18.0	1.120	9.33	152	200.85	1.27	1.68	69.83	6.35:1	4.55:1

Tabla 6.3 (continuación)

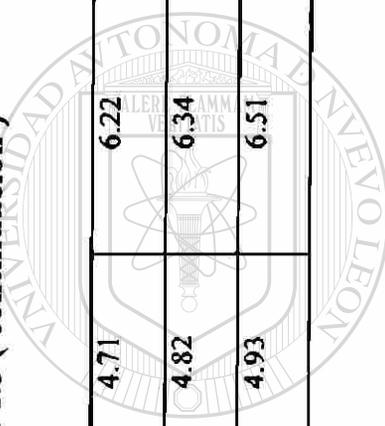
19.2	1.130	9.41	164	216.71	1.37	1.81	70.43	5.87:1	4.20:1
20.4	1.140	9.50	177	233.89	1.47	1.94	71.10	5.46:1	3.90:1
21.8	1.150	9.58	190	251.07	1.58	2.09	71.73	5.06:1	3.58:1
23.1	1.160	9.66	203	268.24	1.69	2.23	72.35	4.72:1	3.33:1
24.4	1.170	9.75	216	285.42	1.80	2.38	72.97	4.42:1	3.10:1
25.6	1.180	9.85	229	302.60	1.91	2.52	73.73	4.15:1	2.91:1
26.9	1.190	9.91	242	319.78	2.02	2.67	74.17	3.91:1	2.71:1
28.0	1.200	10.00	255	336.96	2.12	2.80	74.85	3.72:1	2.57:1
29.2	1.210	10.08	268	354.14	2.23	2.94	75.44	3.52:1	2.43:1
30.4	1.220	10.16	281	371.31	2.34	3.09	76.04	3.34:1	2.29:1
31.5	1.230	10.24	294	388.49	2.45	3.23	76.64	3.18:1	2.17:1
32.7	1.240	10.33	307	405.67	2.56	3.38	77.33	3.04:1	2.20:1
33.8	1.250	10.41	321	424.17	2.67	3.52	77.92	2.90:1	1.96:1
35.4	1.260	10.49	331	437.38	2.81	3.71	78.52	2.73:1	1.83:1
36.4	1.270	10.58	343	453.24	2.92	3.85	79.19	2.62:1	1.75:1

Tabla 6.3 (continuación)

37.5	1.280	10.66	356	470.42	3.03	4.00	79.79	2.52:1	1.67:1
38.5	1.290	10.74	370	488.92	3.14	4.14	80.38	2.42:1	1.59:1
39.6	1.300	10.83	382	504.77	3.25	4.29	81.06	2.33:1	1.52:1
40.8	1.310	10.91	396	523.27	3.37	4.45	81.66	2.24:1	1.45:1
41.7	1.320	11.00	410	541.77	3.48	4.59	82.33	2.16:1	1.40:1
42.7	1.330	11.08	422	557.63	3.58	4.73	82.93	2.09:1	1.34:1
43.7	1.340	11.16	435	574.81	3.70	4.88	83.53	2.02:1	1.29:1
44.7	1.350	11.25	448	591.99	3.81	5.03	84.20	1.95:1	1.24:1
45.7	1.360	11.33	460	607.84	3.92	5.18	84.80	1.89:1	1.19:1
46.6	1.370	11.41	472	623.70	4.03	5.32	85.40	1.83:1	1.14:1
47.7	1.380	11.50	484	639.56	4.15	5.48	86.07	1.77:1	1.10:1
48.4	1.390	11.58	496	655.41	4.25	5.61	86.67	1.72:1	1.06:1
49.5	1.400	11.66	510	673.91	4.37	5.77	87.27	1.67:1	1.02:1
50.6	1.410	11.75	524	692.41	4.50	5.94	87.95	1.61:1	0.98:1
51.5	1.420	11.83	538	710.91 [®]	4.61	6.09	88.54	1.57:1	0.94:1

Tabla 6.3 (continuación)

52.2	1.430	11.91	550	726.77	4.71	6.22	89.14	1.53:1	0.91:1
52.8	1.440	12.00	562	742.63	4.82	6.34	89.82	1.49:1	0.89:1
53.9	1.450	12.08	575	759.81	4.93	6.51	90.42	1.45:1	0.86:1



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

®

De la tabla 6.3, para un 10% de sólidos de Ca(OH)_2 , el peso de la lechada es 1.1 kg/L (8.8 Lb/gal). La concentración de Ca(OH)_2 es 0.10 kg/L (0.83 Lb/gal). Por lo tanto, el gasto requerido de lechada es:

$$(1.042 \text{ kg/hr }) / 0.10 \text{ kg/L } = 10.42 \text{ L/hr } = 0.174 \text{ L/min } (0.046 \text{ gal/min })$$

Sin embargo, la velocidad requerida de lechada para el sistema debe ser como mínimo 2 veces el requerido. Así la alimentación será:

$$\begin{aligned} 0.348 \text{ L/min } \times (0.1 \text{ kg Ca(OH)}_2 / \text{L}) \times 60 \text{ min/hr } &= 2.088 \text{ kg Ca(OH)}_2 / \text{hr } (4.6 \text{ Lb/hr }) \\ &= 0.0348 \text{ kg Ca(OH)}_2 / \text{min } (0.077 \text{ Lb/min }) \end{aligned}$$

La relación peso de agua-cal es de 9.7:1, por lo tanto la alimentación de agua es:

$$\begin{aligned} 0.0348 \text{ kg/min } \times 9.7 &= 0.3376 \text{ kg H}_2\text{O} / \text{min } (0.744 \text{ Lb/min }) \\ &= 0.3376 \text{ L H}_2\text{O} / \text{min } (0.089 \text{ gal/min }) \end{aligned}$$

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

6.6.4.2 Tanque Para la Lechada de Cal

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Se propone un tanque para la lechada de 0.5 m³ de capacidad, diseñándose con un diámetro igual a la altura, tenemos:

$$\text{Volumen} = \pi D^2 H / 4 = 0.785 D^2 H$$

$$0.5 \text{ m}^3 = 0.785 D^3$$

$$D = 0.86 \text{ m } (2.8 \text{ ft })$$

Tomando el $D = 0.9 \text{ m}$ (3.0 ft) y la altura de 1.22 m (4 ft) incluyendo 0.3 m (1ft) de bordo libre, el volumen total es de 592 L (160 gal). Considerando la figura 6.4, la inclinación de la tolva en el fondo será también de 60° . La alimentación de cal y agua puede ser efectuada cuando el nivel es bajo y detenerla cuando el nivel es alto.

El control del nivel con respecto al fondo del tanque, puede ser como sigue:

Bajo nivel (alimentación de cal y agua) a 0.46 m (1.5 ft)

Alto nivel (cortar alimentación de cal y agua) a 0.91 m (3 ft)

Emergencia de alto nivel (paro del sistema) a 1.07 m (3.5 ft)

6.6.4.3 Mezclador de Lechada

Una medida estándar del tamaño del mezclador es $0.2 \text{ kw} / \text{m}^3$ (1 hp/1000 gal). Esta medida da una buena aproximación del tamaño del mezclador, sin embargo la dimensión final puede ser determinada con la ayuda del fabricante.

Puesto que el volumen del tanque es de 0.592 m^3 (160 gal), la potencia requerida es:

$$0.592 \text{ m}^3 \times 0.2 \text{ kw}/\text{m}^3 = 0.11 \text{ kw} (0.15 \text{ hp})$$

La flecha de la propela debe ser extendida hasta abajo del nivel-bajo, para asegurar que los contenidos del fondo sean mezclados todo el tiempo.

6.6.4.4 Sistema de Alimentación de Lechada

El alimentador de la lechada puede ser programado en base a intervalos de velocidad de alimentación. Para este caso, con un intervalo de operación de 0.314 - 113.6 L/min (0.083 - 30 gal/min) se requiere un motor de 0.19 kw (0.25 hp) para el alimentador.

6.6.4.5 Tubería y Bombas

Idealmente, la velocidad lineal de alimentación de lechada está en el intervalo de 1.0 a 1.2 m/s (3 a 4 ft/s). El diámetro de la tubería requerida para mantener esta velocidad para un flujo de 0.174 L/min (0.046 gal/min) se calcula como sigue:

$$\text{Flujo} = 0.174 \text{ L/min} = 174 \text{ cm}^3/\text{min}$$

$$\text{Velocidad} = 1.2 \text{ m/s} = 7200 \text{ cm/min}$$

$$\text{Área de la sección transversal de la tubería} = \text{Flujo} / \text{velocidad} = (174 \text{ cm}^3/\text{min}) / (7200 \text{ cm/min}) = 0.024 \text{ cm}^2 (0.004 \text{ pulg}^2)$$

Esta sección transversal nos da un diámetro de tubo muy abajo del recomendado. Se recomienda que el diámetro no debe ser menor a 2.54 cm (1 pulg). Suponiendo un diámetro mínimo de tubería de 2.54 cm (1 pulg), y usando las tablas de pérdidas de carga estándar para agua, un flujo de 37.9 L/min (10 gal/min) nos produce una velocidad de 1.1 m/s (3.7 ft/s), con una pérdida de carga de 12m / 100m (12ft/100ft). Estos valores son aceptables para el diseño.

Suponiendo que el largo de la tubería es de solo 7.62 m (25 ft) y la cabeza estática es de 3.0 m (10 ft), la cabeza total de la bomba es:

$$\text{Cabeza Total} = 3.0 + (7.62 \times 12/100) = 3.91 \text{ m (12.8 ft)}$$

La potencia requerida de la bomba es:

$$kw = r Q H / 101.97$$

donde:

r = Densidad de la lechada (kg/m^3)

Q = Flujo de lechada (m^3/s)

H = Carga (m)

$$kw = (1060 \text{ kg/m}^3) (0.0007 \text{ m}^3/\text{s}) (3.91 \text{ m}) / 101.97$$

$$kw = 0.028 \text{ kw (0.04 hp)}$$

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

El fabricante puede proporcionar la potencia de la bomba necesaria de acuerdo a la eficiencia. Para bombas grandes la eficiencia está en el intervalo de 70% a 80% y para bombas pequeñas entre 40% y 50%.

El sistema de alimentación de lechada se ilustra en la Figura 6.5.

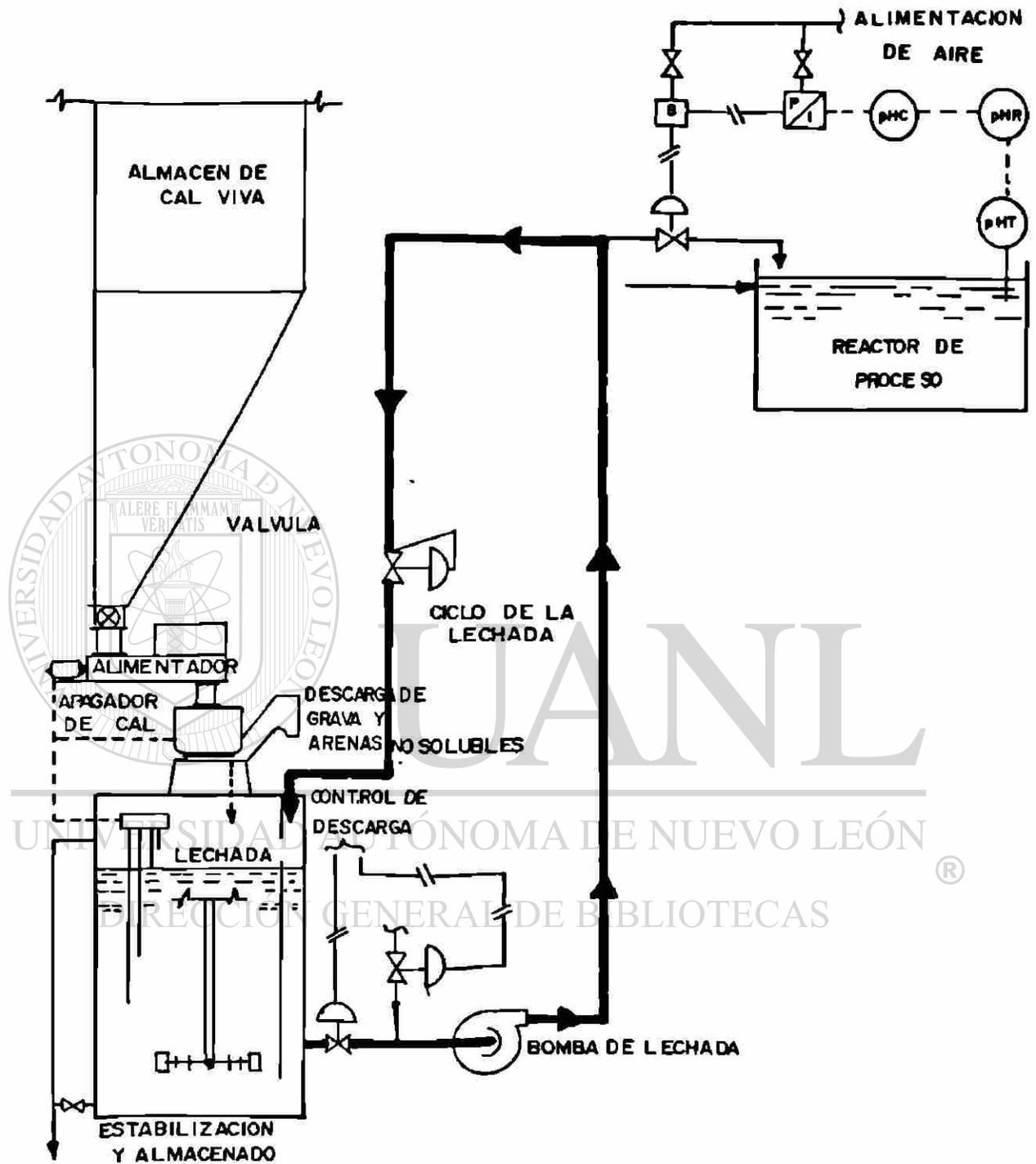


Figura 6.5. Alimentación de Lechada con Circuito Controlado de pH.

6.7 Estimación de Producción de Lodos

Antes de dimensionar el tanque de mezcla rápida es necesario conocer la cantidad de lodos que serán recirculados, para tomarlos en consideración en el diseño del reactor. La neutralización del AMD crea lodos que resultan costosos por el manejo, desecado y por último la disposición. Hoy, el manejo y disposición de los lodos demanda un problema para el diseñador y el operador de la planta de tratamiento.

Las regulaciones ambientales para la disposición de lodos categorizan a estos como contaminantes secundarios o contaminantes potenciales. En el diseño de la planta de tratamiento de AMD se realizan dos tratamientos; el de agua y el de lodos.

El volumen de lodos de este tipo de plantas varía con la composición del drenaje no tratado y con el neutralizado, de acuerdo al sistema empleado. Sin embargo, para el diseño se puede tomar de 5% a 10% del volumen de lodos del flujo diario en un tratamiento típico. Algunas instalaciones tienen volúmenes de lodos récord tan altos como el 33% del promedio de flujo diario. Por lo tanto, los métodos de manejo de lodos son extremadamente importantes para el diseño.

6.7.1 Lodos en Drenaje de Minas

Se hará una descripción de los lodos de drenaje de minas en cuanto a características químicas y propiedades físicas como sedimentabilidad, densidad, desecación, características de partícula y viscosidad.

6.7.1.1 Características Químicas

La composición de los lodos de AMD varía con el drenaje crudo y el método de tratamiento. Diversos reportes indican que los lodos están generalmente compuestos de hidróxido u óxidos de hierro, yeso (sulfato de calcio), hidróxido de aluminio, cantidades variables de sulfatos, calcio, carbonatos, bicarbonatos y cantidades traza de sílica, fosfatos, manganeso, titanio, cobre y zinc.

Puesto que los drenajes de mina pueden ser clasificados de acuerdo a la similitud de su composición química, los datos de las propiedades químicas de los lodos suponen una buena representatividad. Los consensos generales de investigación indican que la composición del agua cruda, juntamente con las unidades de operación y el tipo de agente para la neutralización, influyen grandemente la formación de lodos, su asociación química y características físicas.

6.7.1.2 Sedimentabilidad

La sedimentación densa de los lodos es la propiedad más importante con respecto al diseño. Los lodos que sedimentan pobremente requieren especial tratamiento (adición de polímero) y tienen una gran influencia en el diseño del proceso. La variedad de álcalis producen lodos con propiedades diferentes.

La cal hidratada es el agente neutralizante más usado en tratamientos de drenaje ácido. Los lodos generados usualmente sedimentan bien, pero la compactación es mala, produciendo altos volúmenes de lodo. Esto también ocurre en tratamientos con cal viva.

El carbonato de calcio produce lodos con buena sedimentabilidad y compactación, pero es limitado por la oxidación química del hierro. Los agentes neutralizantes de sodio (carbonato de sodio, hidróxido de sodio) producen lodos que son más esponjosos y voluminosos.

6.7.1.3 Densidad

La densidad de los lodos es generalmente reportada como porcentaje de sólidos por peso. Este parámetro es importante al inicio de la sedimentación del proceso y en la disposición final. Las densidades pueden variar desde 0.5% para lodos *in situ* a 63% en procesos de secado. Usualmente se espera una densidad de lodos en lagunas de sedimentación con descarga continua entre 0.5% y 4.5%. Los productos de los clarificadores, tienen intervalos de densidad de lodos de 1.0% a 7.0%, ligeramente más alto que en lagunas de sedimentación. Clarificadores grandes ofrecen un fácil manejo de sólidos.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

6.7.1.4 Viscosidad

Poco ha sido reportado en la literatura respecto a la viscosidad de lodos porque el contenido del porcentaje de sólidos es regularmente bajo (menor que 5%) y es fácilmente comparable al agua. La capacidad de flujo de un lodo es considerablemente importante, especialmente cuando se diseña un sistema de colección o una laguna de sedimentación.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Algunas de las propiedades y problemas encontrados cuando se transfieren los lodos se mencionan a continuación:

1. Un lodo movido satisfactoriamente hacia el fondo del sedimentador, por gravedad, tiende a resistirse al flujo por la pendiente en los fondos. Los lodos producidos por el carbonato de calcio son más difíciles de mover por su densidad. La baja velocidad de flujo son preferidas durante la transferencia.

2. La movilidad de un lodo sedimentado envejecido es pobre cuando es cubierto por una columna de agua. Este flujo no puede moverse libremente por las pendientes del fondo y de aquí a través de tuberías por gravedad o por bombeo. Este factor indica que el ángulo de reposo de los lodos sumergidos debe ser mayor de 30° , así, las pendientes cercanas a 45° son preferibles.

3. Lodos viejos estacionados sobre la pendiente del tanque pueden ser drenados utilizando agua a presión con mangueras, esto hace mover grandes bloques. El envejecimiento y la compresión, forman un lodo gelatinoso que tiene tendencias lixotrópicas (propiedad exhibida por ciertos geles de licuarse cuando son agitados, retornándose a una forma semisólida permanente). La solidificación se desarrolla en un lapso de 48 horas bajo la compresión de lodos y agua. No hay evidencias de que este fenómeno se presente en lodos sedimentados en un espesador. Aparentemente, el movimiento lento de los lodos en el espesador previene la solidificación. Entender el envejecimiento y la formación de gel, ayuda en el diseño de lagunas y en su operación. Los lodos sedimentados normalmente traen de un 5% a 15% de sólidos.

4. Los lodos se adecúan al flujo en líneas y a través de bombas cuando empieza el movimiento. Los lodos transferidos a través de líneas deben ir acompañados con un flujo de agua para prevenir taponamientos. Además, después de ser transferidos, se requiere de agregar agua para evitar solidificaciones posteriores.

5. Los lodos producidos con álcalis tipo hidróxido son los menos densos y no se adhieren en el fondo del tanque. Por contraste, las lechadas de carbonato de calcio sedimentados son densos, pegajosos y de carácter barroso y se adhieren tenazmente en el fondo del tanque.

Conocer este tipo de experiencias ayuda al diseñador y operador para hacer un buen manejo de lodos y presentar un buen diseño de tratamiento.

6.7.1.5 Tamaño de Partícula y Propiedades Superficiales

Ambas propiedades influyen en la floculación de los lodos. La capacidad de los lodos para aglomerarse y formar flóculos influye en la velocidad de sedimentación y, por tanto, en el tamaño del tanque. Las propiedades de los flóculos se refiere a las cargas electrostáticas sobre la partícula. Esta carga es la causante de la resistencia a la floculación, la cual puede ser contrarrestada con la adición de coagulantes o polímeros.

Se han hecho numerosos estudios sobre los diferentes tipos de polímeros. Se fundan en que los de carga neutra (no-iónicos) y los de carga negativa (aniónicos) son los más apropiados para el tratamiento de lodos en AMD. El mejor floculante y la dosis óptima

puede ser establecido experimentalmente. La dosis de polímero está en el intervalo de 0.5 y 2.0 mg/L; sin embargo, han sido usadas concentraciones más altas.

6.7.1.6 Desección

La facilidad de remoción del agua de los lodos del drenaje de mina es referida con su desecación. Otros lo definen como la facilidad con que los lodos pueden ser concentrados a una forma más manejable. Obviamente el objetivo de la desecación es reducir el volumen de la mezcla, incrementando el contenido de sólidos, lo cual minimiza el volumen de disposición. Algunos factores básicos que influyen en la desecación de lodos son:

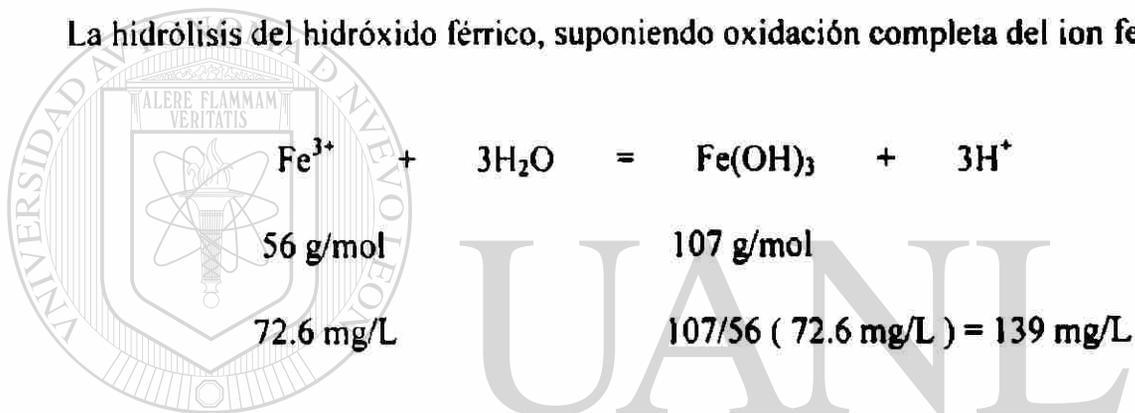
1. Concentración inicial de sólidos
2. Edad y temperatura
3. Viscosidad
4. Compresibilidad
5. Composición química
6. Características físicas

Estas variables son aplicadas mayormente a métodos mecánicos de secado. En muchos casos los lodos del drenaje de mina son desecados con aire y dispuestos en lagunas o dentro de las minas.

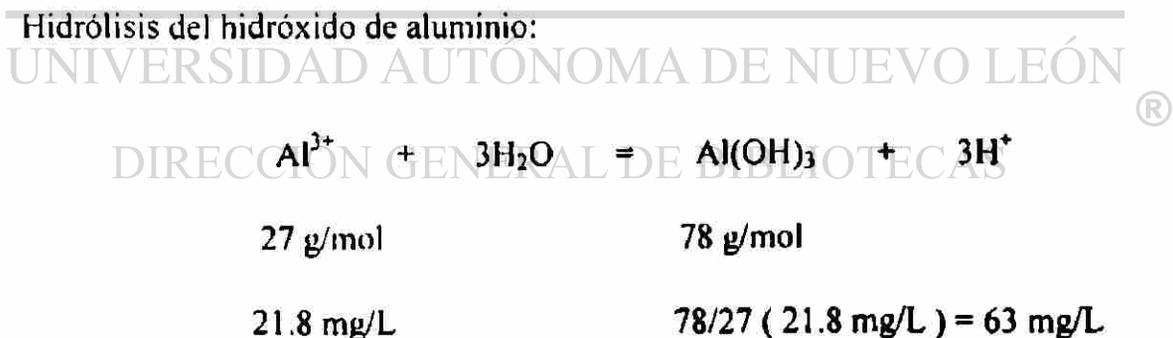
6.7.2 Cálculo de Producción de Lodos

La producción de lodos por el tratamiento del AMD se estima en base a la suma de los hidróxidos de metal removidos (Fe y Al), los sólidos suspendidos y la cal no utilizada en el proceso. Esta estimación supone un 100% de sólidos removidos. Sin embargo, para nuestro caso tomaremos un 70% ya que a un pH de 6.5 no hay una oxidación completa del ión ferroso, como se ve en la Figura 6.11 que ocurre a un pH igual a 8.

La hidrólisis del hidróxido férrico, suponiendo oxidación completa del ion ferroso es:



Hidrólisis del hidróxido de aluminio:



La producción teórica diaria de sólidos es:

Hidróxido férrico:

$$139 \text{ mg/L} \times 0.7 \times 466.6 \text{ m}^3 \text{ d} \times (1000\text{L}/\text{m}^3) \times (\text{kg}/10^6 \text{ mg}) = 45.4 \text{ kg/d} (100 \text{ Lb/d})$$

Hidróxido de Aluminio:

$$63 \text{ mg/L} \times 0.7 \times 466.6 \text{ m}^3/\text{d} \times (1000\text{L}/\text{m}^3) \times (\text{kg}/10^6 \text{ mg}) = 20.6 \text{ kg/d} (45.4 \text{ Lb/d})$$

Sólidos suspendidos:

$$4155 \text{ mg/L} \times 466.6 \text{ m}^3/\text{d} \times (1000\text{L}/\text{m}^3) \times (\text{kg}/10^6 \text{ mg}) = 1938.7 \text{ kg/d} (4270.3 \text{ Lb/d})$$

La cal no usada (suponer un 15% de cal, lo cual es debido prácticamente a la insolubilidad de la misma) es:

$$25 \text{ kg/d} \times 0.15 = 3.75 \text{ kg/d} (8.3 \text{ Lb/d})$$

Aduciendo que el contenido de sólidos en lodos es 1%, la producción de lodos por día es:

$$2004.7 \text{ kg sólidos/d} + 3.75 \text{ kg/d} = (2008.45 \text{ kg sólidos/d})/0.01$$

$$= 200\,845 \text{ kg lodo/d} (442\,390 \text{ Lb lodo/d})$$

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Por simplicidad, considérese que el peso de lodos es el mismo que el agua:

$$(200\,845 \text{ kg/d}) / 1 \text{ kg/L} = 200\,845 \text{ L lodo/d} (53\,063 \text{ gal lodo/d})$$

$$= 200.8 \text{ m}^3 \text{ lodo/d} (7093 \text{ ft}^3/\text{d})$$

Por lo tanto, el diseño puede considerarse de alto volumen de lodos y deberán hacerse los cálculos de acuerdo a ello.

6.8 Tanque de Mezcla Rápida

Este proceso involucra la dispersión uniforme de las partículas sólidas dentro del líquido. El diseño del agitador, la velocidad rotacional y el requerimiento de potencia, varían de acuerdo a la aplicación del mezclado y a las propiedades de los reactivos.

El mezclado rápido es usualmente empleado en tratamientos de AMD para la adición del agente neutralizante al agua cruda. El mezclado es también requerido para la preparación de lechadas de cal y soluciones de polímero. El mezclado lento o suave es asociado con la floculación y en tanques de almacenamiento de grandes cantidades de lechada de cal, así como en el espesamiento de lodos.

6.8.1 Tipos de Mezcladores

Los mezcladores son clasificados de acuerdo a dos categorías según el modelo de flujo que producen. Los modelos axial y radial son términos generales de la clase de mezclado en que los dispositivos impulsan o mueven las partículas en suspensión. El modelo de flujo axial incluye mezcladores de propela, turbina axial, ventilador de turbina y paletas de paso. El mezclador de propela y el de turbina axial son los más comunes. Estos dispositivos de mezclado inducen un flujo paralelo al empuje de la flecha.

El modelo de flujo radial induce una corriente perpendicular al empuje de la flecha e incluye mezcladores de turbina radial y de paletas de paso. La Figura 6.6 ilustra las diferencias de patrones típicos de flujo que producen estos dos modelos.

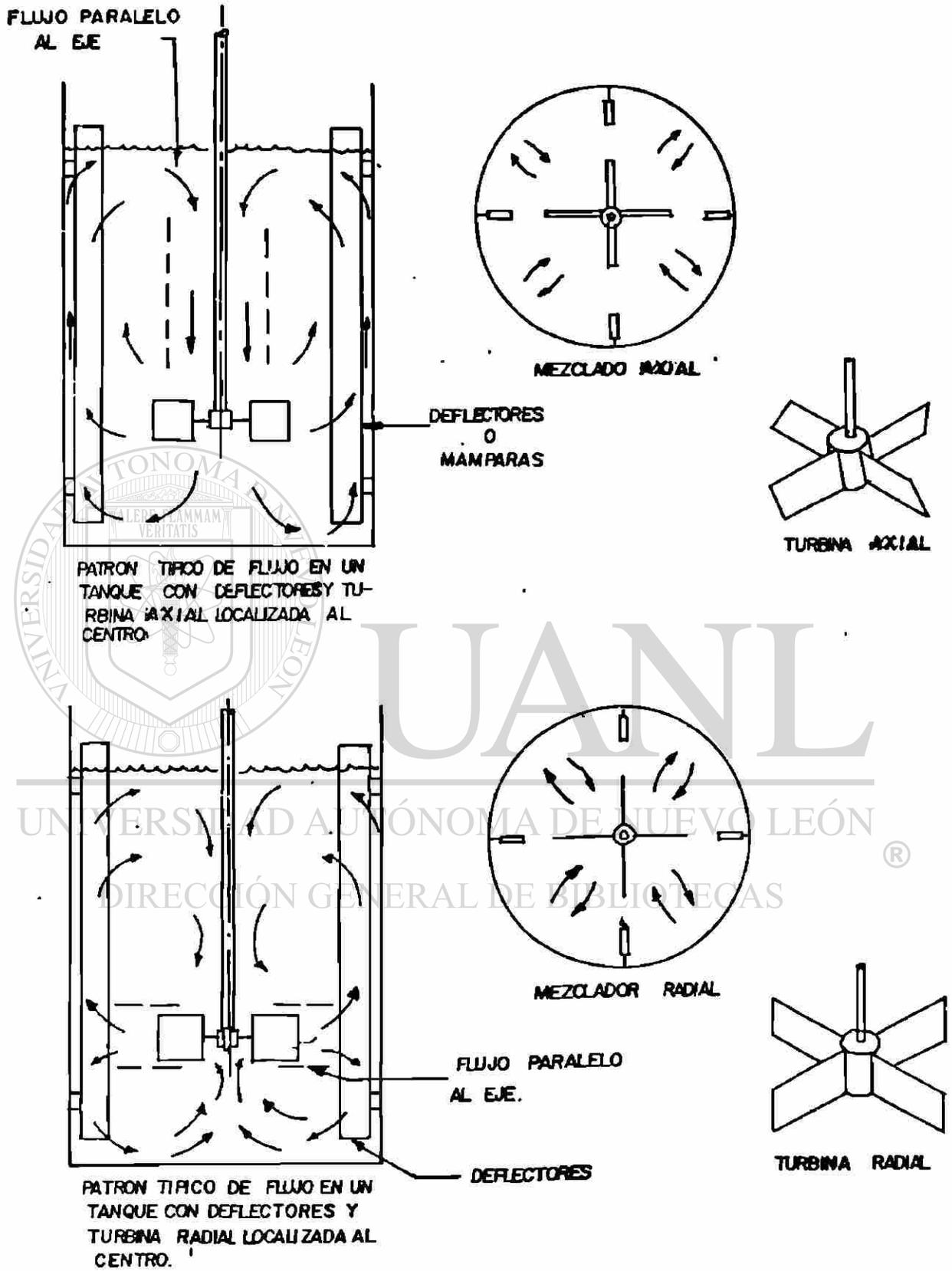


Figura 6.6. Comparación Ilustrada de los Parámetros de Flujo Axial y Radial.

6.8.2 Mezcladores de Propela

Los mezcladores de propela son usados principalmente para mezclado rápido. Los de flujo axial pueden ser portátiles o de montaje fijo, dependiendo del tamaño y su aplicación. Los portátiles son usualmente montados sobre un soporte del tanque. Generalmente la propela de entrada es angular y con un intervalo de agitación para 0.37 a 2.24 kw (0.5 a 3.0 hp), aunque muchos diseños limitan a 0.75 kw (1.0 hp); la máxima longitud de la flecha es de 1.83m (6.0 ft). Los mezcladores portátiles son montados angularmente para obtener un patrón de mezclado de la cima al fondo. Esto previene remolinos y también elimina la necesidad de instalar deflectores. Típicamente, el máximo volumen del tanque con mezcladores angulares es menor que 3.785 m³ (1000 galones), con 2.24 kw (3.0 hp), pero puede variar con la aplicación. La flecha del mezclador puede tener un ángulo de 15° de la vertical y si es posible a un punto medio de la línea central, como se ve en la Figura 6.7.

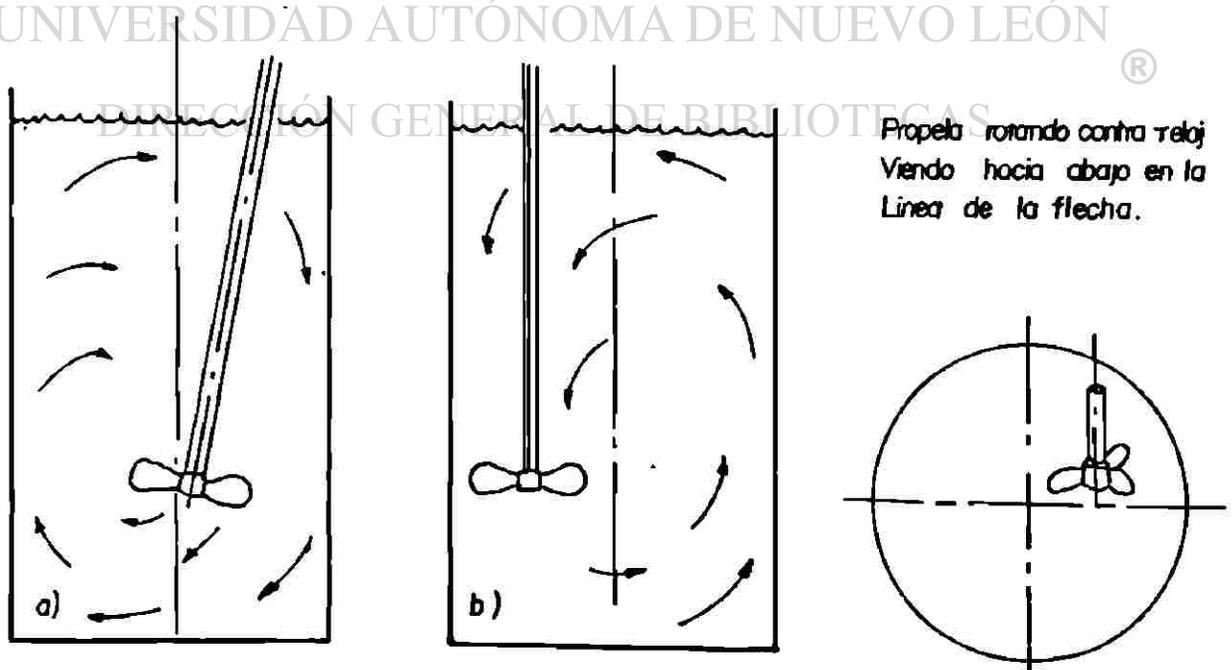


Figura 6.7. Posición de la Flecha en el Mezclador.

En el mezclador de montado fijo, las propelas pueden ser posicionadas verticalmente y también en el centro de un tanque con deflectores. Las propelas no son más grandes que 46 cm (18 pulgadas) de diámetro sin importar el tamaño del tanque. En tanques profundos con mezcladores sobre el centro, angulados a la derecha o verticales, se pueden instalar múltiples propelas sobre una flecha, dirigiéndose el líquido en alguna dirección.

Hay dos intervalos de velocidad básicos aplicados a ambos mezcladores (portátiles y de montado fijo). Las propelas de toma directa (alta velocidad) rotan entre 1150 y 1750 rpm, mientras que las propelas de engrane (baja velocidad) rotan entre 350 y 420 rpm.

6.8.3 Mezcladores de Turbina

Los mezcladores de turbina pueden ser de flujo axial o radial, dependiendo del diseño del agitador. Los mezcladores de turbina axial presentan dispositivos de agitación planos, curvos o en espiral, como se muestra en la Figura 6.8. Los curvos y los de espiral son usados solamente cuando hay alta viscosidad en el medio a ser agitado.

Los mezcladores de turbina son usualmente de montado fijo y verticales. Se usan en tanques con deflectores, configuración que da una completa mezcla de la superficie al fondo del tanque. El diámetro del agitador de turbina es de una tercera parte del diámetro del tanque, pero puede estar en el intervalo de 30% a 40%.

El número de paletas del agitador de turbina está entre 6 y 8, pero pueden estar algunas veces entre 4 y 16. La potencia se prevee entre 0.75 a 373 kw (1 a 500 hp). La

velocidad del agitador se desarrolla entre 50 y 150 rpm. pero se pueden obtener de 15 a 420 rpm.

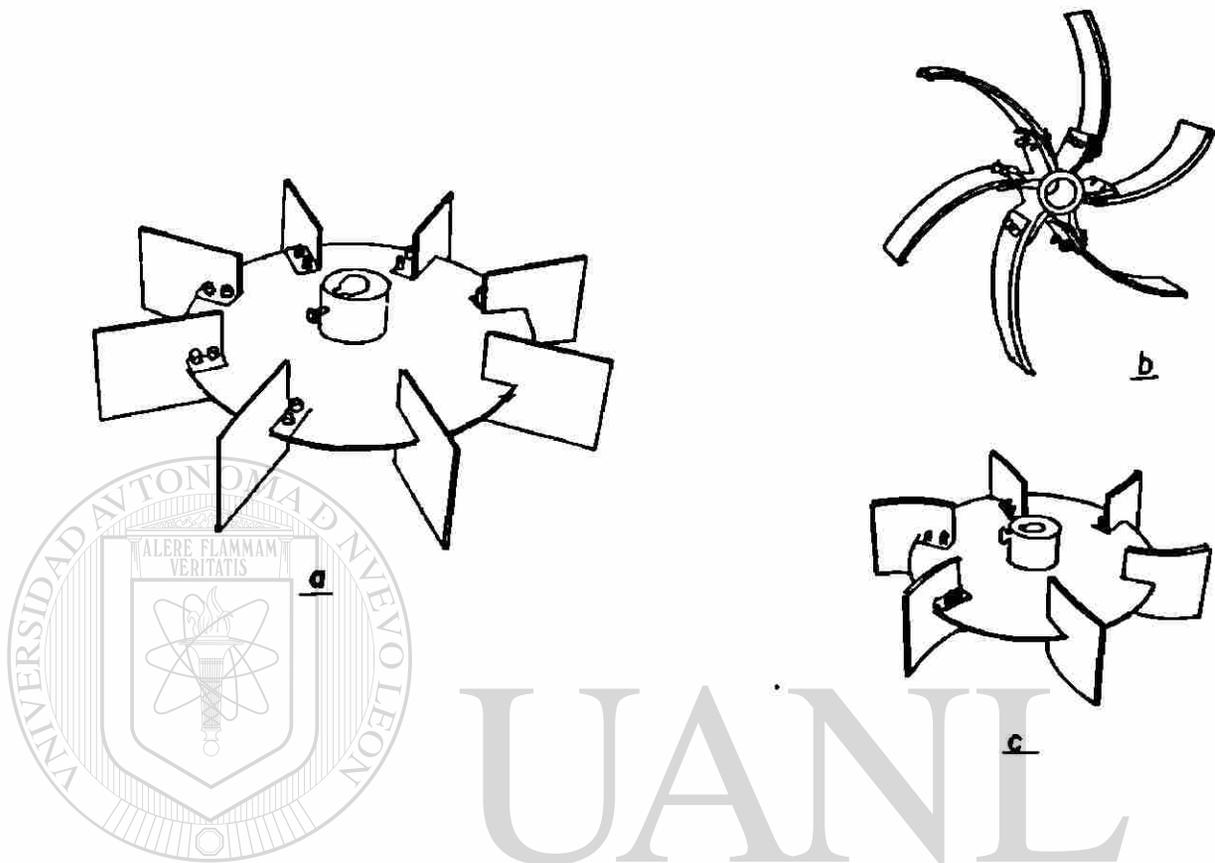


Figura 6.8. Mezcladores de Turbina Axial Típicos: (a) Aspa Plana, (b) Aspa en Espiral, (c) Aspa curva.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Cuando la altura del líquido en el tanque es igual o mayor que su diámetro. un solo agitador es suficiente. Si la relación de la altura del líquido y el diámetro es de 1:3. dos agitadores deben usarse. La parte superior de la turbina o agitador debe estar localizada de 0.5 a 1.0 el diámetro de la misma, abajo de la superficie del líquido (E). La parte baja de la turbina puede estar a un diámetro del fondo hacia arriba (C), como se ve en la Figura 6.9.

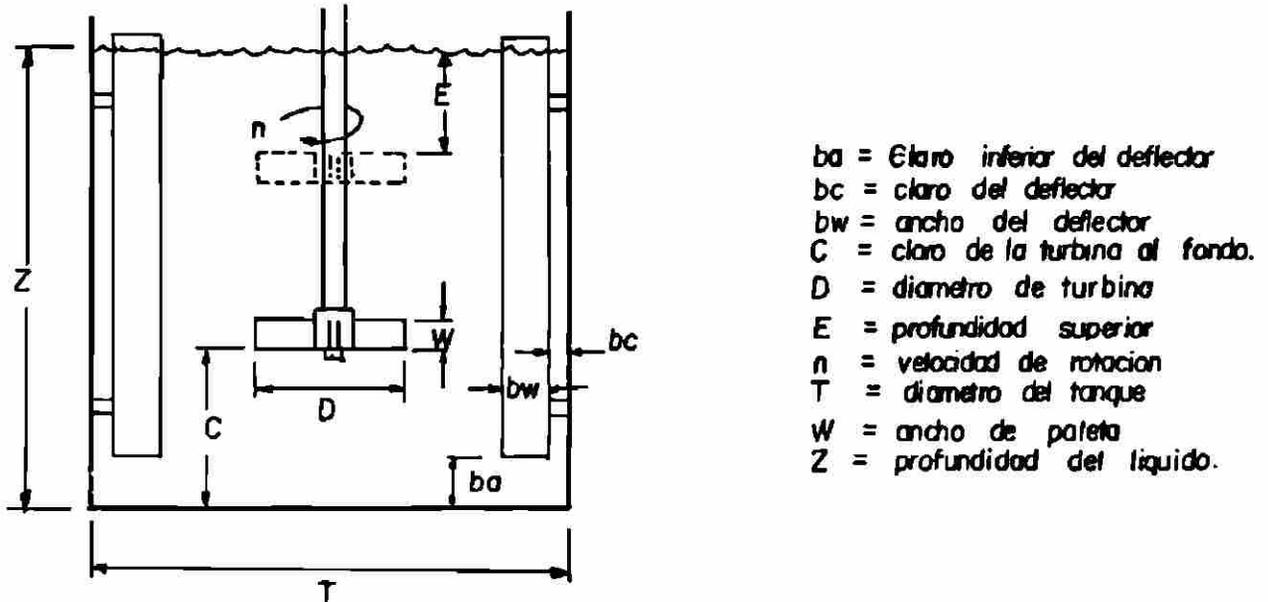


Figura 6.9. Características de un Tanque de Mezclado con Turbina Estándar.

6.8.4 Deflectores

Los deflectores son usados con los mezcladores de turbina y se montan verticalmente.

El ancho estándar de los deflectores (bw) es $1/12$ parte del diámetro del tanque, aunque a veces se usa $1/18$. El número estándar de deflectores es de 4 montados a 90° . Para prevenir la formación de espacios muertos se montan con espacios (claros) entre los deflectores y la pared del tanque (bc); este espacio puede ser del 10% al 15% del ancho del deflector. Sin embargo, este claro puede estar en el intervalo de 2.54 y 7.6 cm (1 y 3 pulgadas). Para tanques con fondos planos o ligeramente cónicos, los deflectores pueden tener un mínimo de distancia de la mitad del ancho del deflector del fondo hacia arriba (ba). También los deflectores pueden extenderse como mínimo a 15.2 cm (6 pulgadas) por encima del nivel del líquido.

6.8.5 Flechas

Las flechas usadas en mezcladores de turbina de alta velocidad y en mezcladores portátiles son conectadas directamente a la transmisión del motor. Los mezcladores de baja velocidad tienen la flecha acoplada directamente al reductor del motor. El largo de la flecha está en función de la altura del tanque. Las flechas cortas como de 4.57 m (15 pies) de longitud no necesitan soporte, pero flechas más largas deben apoyarse.

6.8.6 Requerimiento de Energía

Una regla general para la potencia del motor del mezclador es tomar como base 0.2 kw/m^3 (1 hp/1000 galones) del volumen del tanque. El diseño de un mezclador de turbina, su velocidad de agitación (n) y el diámetro de la turbina (D), pueden ser determinados para la mezcla en el tanque. Este procedimiento aplica un factor de corrección. La potencia disipada durante el mezclado es función del diámetro de la turbina, su forma, velocidad y gravedad específica del fluido. Si se incrementa el diámetro o la velocidad y/o la gravedad específica, el tamaño del motor se incrementa necesariamente.

6.8.7 Diseño del Mezclador

Para nuestro caso se diseñará un mezclador tipo turbina de flujo axial en el cual el volumen requerido incluye el AMD, la lechada de cal y la recirculación de lodos.

De acuerdo a los resultados obtenidos de la recirculación de lodos (ver capítulo 5), se retornará un 5% del volumen total de lodos. Cabe mencionarse al respecto que en el

proceso HDS la recirculación óptima se encuentra abajo del 20%. También, se tomará un tiempo de retención de 5 minutos para el diseño del volumen del tanque.

$$\text{Volumen de AMD} = 466.6 \text{ m}^3/\text{d} = 0.324 \text{ m}^3/\text{min} = 324 \text{ L/min}$$

$$\text{Lechada de cal} = 0.174 \text{ L/min} = 0.000174 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\text{Lodo} = 200\,845 \text{ L/d} \times 0.05 = 10\,042 \text{ L/d} = 7.0 \text{ L/min} = 0.007 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\text{Volumen del tanque} = 5 \text{ min} (324 \text{ L/min} + 0.174 \text{ L/min} + 7.0 \text{ L/min})$$

$$\text{Volumen del tanque} = 1656 \text{ L} (438 \text{ galones})$$

Utilizando un factor de seguridad de diseño de 1.5, tenemos:

$$\text{Volumen del tanque} = 1656 \times 1.5 = 2484 \text{ L} (656 \text{ galones})$$

Para un tanque circular con H:D aproximadamente igual a 1.0, obtenemos:

$$\text{Volumen} = 0.785 D^2 H$$

$$2.484 \text{ m}^3 = 0.785 D^3$$

$$D = 1.5 \text{ m}$$

Las dimensiones finales del mezclador son:

$$\text{Diámetro} = 1.52 \text{ m} (5 \text{ ft})$$

$$\text{Altura} = 1.52 \text{ m} + 0.61 \text{ m} (2 \text{ ft}) \text{ de bordo libre}$$

$$\text{Altura} = 2.13 \text{ m} (7 \text{ ft})$$

El diámetro de la tubería de salida se puede calcular tomando a la velocidad de salida entre 1.0 y 1.2 m/s (3 y 4 ft/s), como sigue:

$$\text{Área} = \text{Caudal} / \text{Velocidad}$$

$$\text{Área} = (0.324 \text{ m}^3/\text{min} + .000174 \text{ m}^3/\text{min} + .007 \text{ m}^3/\text{min}) / 1.0 \text{ m/s (60 s/min)}$$

$$\text{Área} = 0.006 \text{ m}^2$$

$$D = 0.1 \text{ m (4 pulgadas)}$$

El tanque tendrá 4 deflectores montados a 90° . Las especificaciones de los deflectores son:

$$\text{Ancho} = 1/12 \times 152 \text{ cm} = 12.6 \text{ cm (5 pulgadas)}$$

Claro = $12.6 \times 0.15 = 1.89 \text{ cm}$, Sin embargo, el espacio mínimo del claro es de 2.54 cm (1 pulgada).

$$\text{Fondo del Claro} = 0.5 \times 12.6 = 6.3 \text{ cm (2.54 pulgadas)}$$

La extensión de los deflectores tendrán como mínimo 15.2 cm (6 pulgadas) por encima del nivel del agua. La Figura 6.10 muestra un arreglo del tanque de mezclado rápido.

El cálculo de la potencia del motor del mezclador se basa en la relación 0.2 kw/m^3 (1hp/1000 galones), así:

$$2.484 \text{ m}^3 \times 0.2 \text{ kw/m}^3 = 0.5 \text{ kw (0.7 hp)}$$

El fabricante puede proporcionar la potencia del motor adecuado en relación al resultado obtenido.

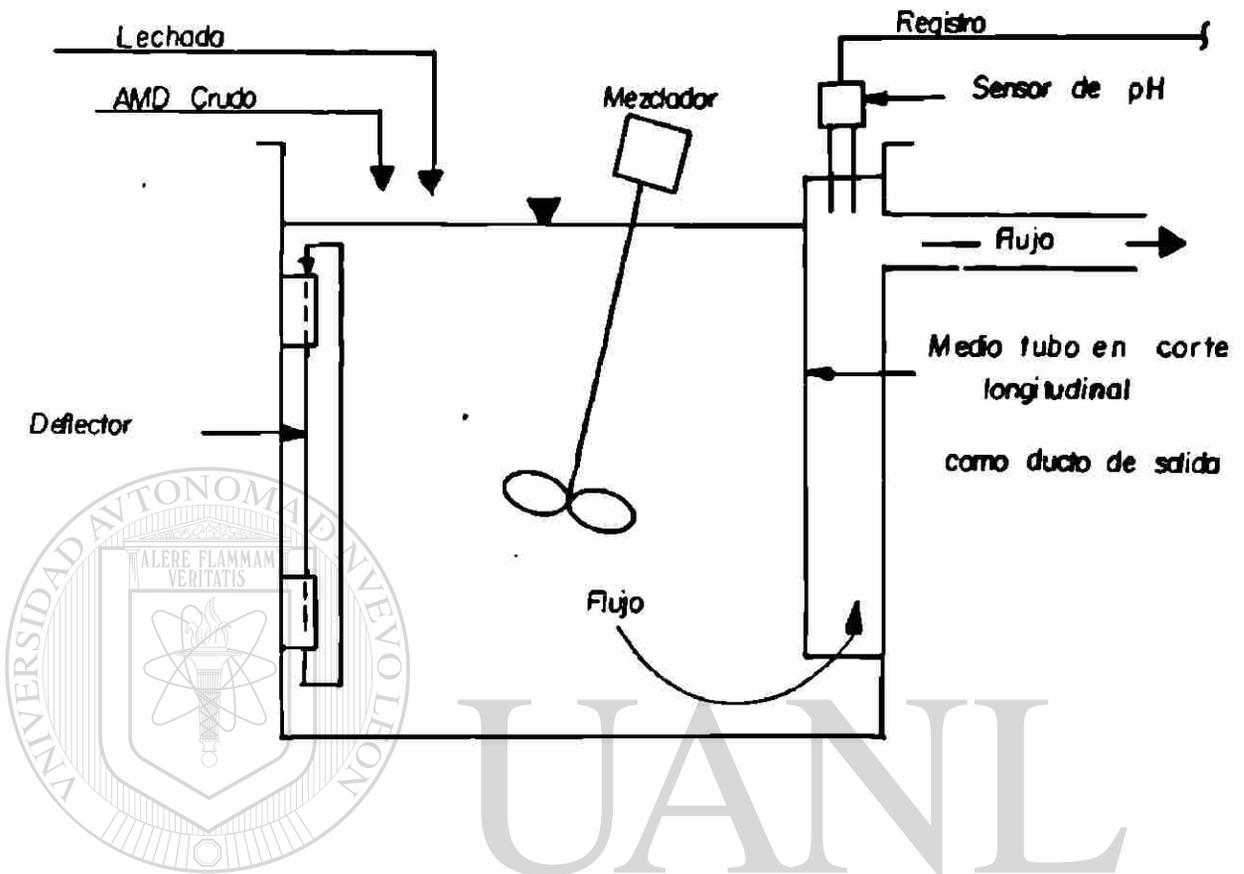


Figura 6.10. Tanque de Mezclado Rápido con Sensor de pH.

6.9 Aereación

Como se mencionó anteriormente, (capítulo 3), el ion férrico es mucho menos soluble que el ion ferroso y precipita como hidróxido como se indica en la Figura 6.11. La mínima solubilidad del ion férrico ocurre a un pH de 8. Los métodos disponibles para su oxidación son la aereación mecánica, oxidación química y los sistemas biológicos.

El ion ferroso, cuando es expuesto al oxígeno, se oxida a ion férrico a una velocidad determinada por la concentración del ion ferroso, la concentración de oxígeno disuelto y

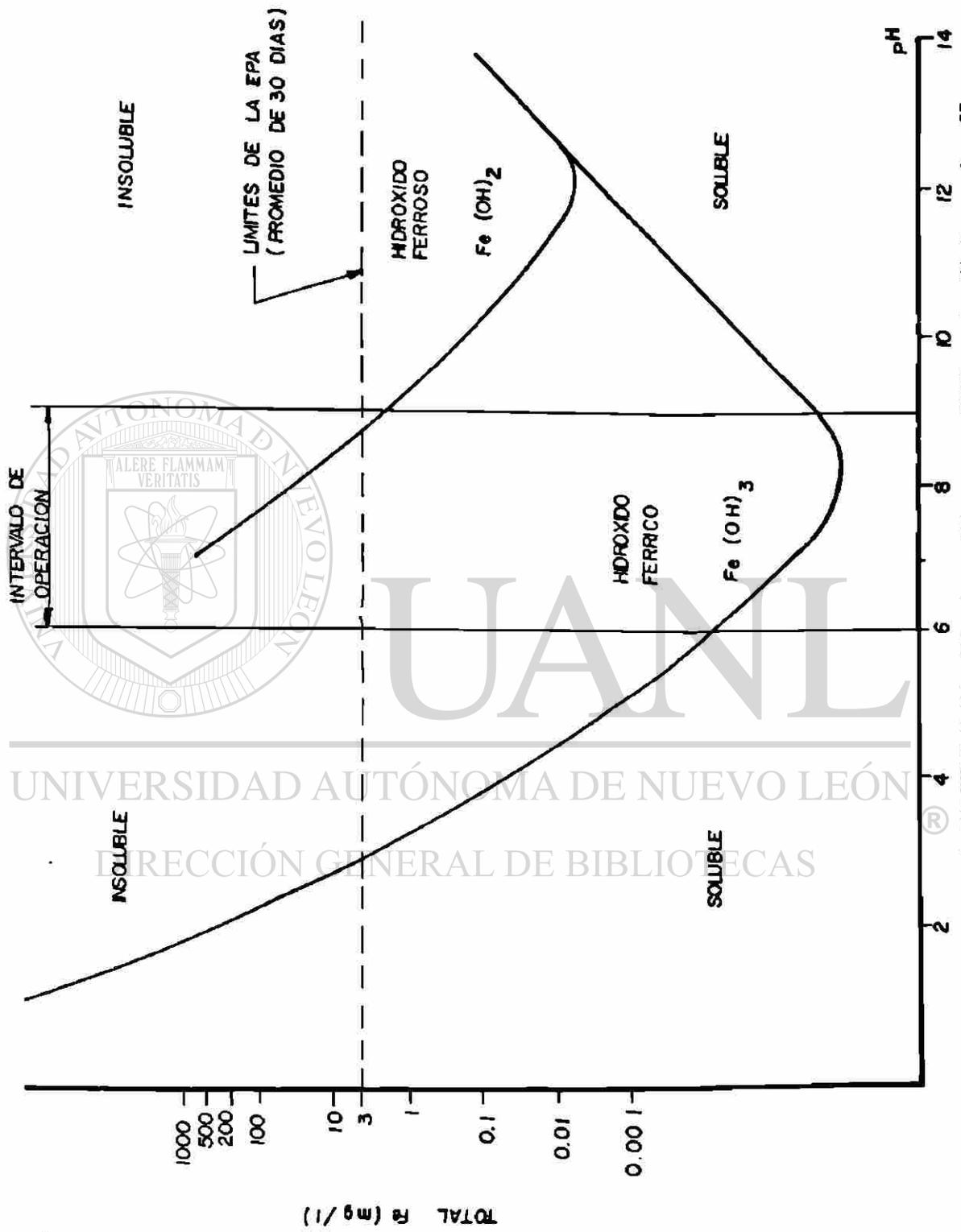


Figura 6.1.1. Solubilidad del Hidróxido Férrico y Ferroso a Diferentes Valores de pH.

el pH de la solución. A pH mayores que 6.0 la reacción ocurre de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$-d(\text{Fe}^{2+}) / dt = k (\text{Fe}^{2+}) (\text{O}_2) (\text{OH}^-)^2 \quad (6.7)$$

La reacción es de primer orden con respecto a las concentraciones del ion ferroso y el oxígeno disuelto. Esto indica que la velocidad de oxidación disminuye al disminuir cualquier concentración. La reacción es de segundo orden con respecto al ion (OH^-) . Así, la velocidad de reacción se incrementa 100 veces por cada unidad elevada del pH, arriba de pH 6.0. La velocidad de oxidación del ion ferroso puede ser clasificada como extremadamente lenta (días) a pH menores de 3.0, lenta en el intervalo de valores de pH de 3.0 a 6.0, moderadamente rápida a cualquier pH entre los valores de 6.0 y 8.0 y rápida arriba de pH 8.0.

6.9.1 Oxígeno Requerido

La cantidad de hierro oxidado en un tiempo dado es determinada por la capacidad del sistema de aereación. La velocidad de oxidación se incrementa con la concentración de oxígeno disuelto hasta el punto de saturación. Más allá de la saturación la aereación extra no beneficia la velocidad de oxidación del ion ferroso. Las ecuaciones químicas para la oxidación de ion ferroso a férrico y su subsecuente hidrólisis son las antes vistas en el capítulo 3:



La relación estequiométrica de la ecuación (3.2) indica que 1 kg de oxígeno oxida 7 kg de ion ferroso en condiciones ideales. Durante esta oxidación e hidrólisis, 1 mol de acidez (como ácido sulfúrico) es formado por cada mol de ion ferroso oxidado.

6.9.2 Diseño del Tanque de Aereación

Es necesario un diseño apropiado del tanque para la eficiente oxidación del ion ferroso. El dimensionamiento de esta unidad es importante para asegurar que la aereación sea la adecuada, pero no excesiva. Los modelos matemáticos han sido usados para determinar los tiempos de aereación para la oxidación del ion ferroso a diferentes valores de pH, sin embargo, debido a lo variable del drenaje de mina y los efectos que otros iones disueltos imponen a la reacción, las pruebas de laboratorio son más confiables para optimizar el diseño del sistema.

El tiempo de retención necesitado para oxidar el ion ferroso se multiplica por un factor de seguridad para el diseño del tanque. La Tabla 6.4 enlista los factores de seguridad para intervalos de tiempo de retención calculados:

La altura típica de los tanques de aereación estan en el intervalo de 1.5 a 4.6 m (5 a 15 piés).

Tabla 6.4 Factores de Seguridad para Tiempos de Retención en Aereación

Tiempo de Retención Calculado, (min)	Factor de Seguridad (mínimo)
≥ 16	2.0
11-15	3.0
6-10	4.0
3-5	8.0
1-2	10.0
< 1	≥ 10.0

6.9.3 Cálculo del Tanque de Aereación

Suponiendo que el 95% del hierro total es ion ferroso, debido en buena medida a que se trata de aguas subterráneas privada del contacto con el oxígeno del aire, su concentración es de 69 mg/L. La carga diaria del ion ferroso es por lo tanto:

$$69 \text{ mg/L} \times 466.6 \text{ m}^3/\text{d} \times (1000\text{L}/\text{m}^3) \times (\text{kg}/10^6\text{mg}) = 32.2 \text{ kg Fe}^{2+}/\text{d} \text{ (71 Lb Fe}^{2+}/\text{d})$$

Como la oxidación no es completa, sino un 70% del total deducido de la Figura 6.11, entonces solo se usará este porcentaje para el cálculo:

$$32.2 \text{ kg Fe}^{2+}/\text{d} \times 0.7 = 22.5 \text{ kg Fe}^{2+}/\text{d} \text{ (49.5 Lb Fe}^{2+}/\text{d})$$

El oxígeno teórico requerido es determinado mediante la relación:

7 kg (15.4 Lb) de hierro son oxidados por 1 kg (2.2 Lb) de oxígeno

3.2 kg (7 Lb) de hierro son oxidados por 0.457 kg (1 Lb) de oxígeno

$$(22.5 \text{ kg Fe}^{2+} / \text{d}) / (7 \text{ kg Fe}^{2+} / 1 \text{ kg O}_2) = 3.2 \text{ kg O}_2 / \text{d} (7.1 \text{ Lb O}_2 / \text{d}) = 0.14 \text{ kg O}_2 / \text{hr}$$

La potencia requerida para transferir el oxígeno se establece en base a la relación
2.13 kg O₂ / kw-hr (3.5 Lb O₂ / hp-hr):

$$(0.14 \text{ kg O}_2 / \text{hr}) \times (\text{kw-hr} / 2.13 \text{ kg O}_2) = 0.07 \text{ kw} (0.1 \text{ hp})$$

Para el tiempo de retención se usó el procedimiento basado en la velocidad de oxidación descrito en el capítulo 5.

Así:

pendiente = -0.44, por lo tanto,

$$-k = \text{pendiente} \times 2.303$$

$$k = 1.01$$

$$t = (1/k) \times 2.303 \text{ Log } \{ (\text{Fe}_i) / (\text{Fe}_f) \}$$

$$t = (1/1.01) \times 2.303 \text{ Log } \{ (69) / (1.8) \}$$

$$t = 4 \text{ minutos}$$

Este tiempo fue observado directamente con adición constante de lechada y los resultados experimentales son coincidentes con el anterior calculado. Experimentalmente para alcanzar un pH de 6 el tiempo fue de 3 minutos y para alcanzar el pH de 7 el tiempo fue de 4 minutos.

Ahora, aplicando el factor de seguridad, de la Tabla 6.4:

$$\text{Tiempo de retención} = 4 \times 8 = 32 \text{ minutos}$$

Las dimensiones del tanque son:

$$\text{Volumen} = Q \times t$$

$$\text{Volumen} = 32 \text{ min} \times (0.324 \text{ m}^3/\text{min} + .000174 \text{ m}^3/\text{min} + .007 \text{ m}^3/\text{min})$$

$$\text{Volumen} = 10.6 \text{ m}^3 (374 \text{ ft}^3)$$

donde Q = Flujo total (AMD + Lechada + Lodos recirculados)

t = tiempo de retención

Suponiendo una altura de 1.83 m (6 ft) y un tanque de geometría circular:

$$\text{Área} = 10.6 \text{ m}^3 / 1.83 \text{ m} = 5.8 \text{ m}^2 (62 \text{ ft}^2)$$

$$\text{Diámetro} = 2.7 \text{ m} (9 \text{ ft})$$

El tipo de aerador es proporcionado por el fabricante.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

6.10 Espesamiento de Lodos

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

El espesamiento de lodos es una operación cuyo propósito principal es reducir el volumen total de lodos por eliminación de agua. Es usualmente la operación más común para concentrar los sólidos de un lodo. Las ventajas son las siguientes:

- Reduce el flujo total de lodos para subsecuentes operaciones.
- Proporciona una mayor uniformidad de la alimentación de los sólidos a subsecuentes procesos de tratamiento.

6.10.1 Descripción de la Operación

Los espesadores de lodos son similares a los clarificadores en su construcción básica y en equipo instalado como los rastrillos del fondo. En general, los espesadores por gravedad son más profundos y tienen los fondos con más pendiente que los clarificadores. Unidos a los brazos del rastrillo van una serie de varillas, las cuales mueven el lodo lentamente y promueven un contacto entre las partículas de lodo incrementando el tamaño de las mismas y mejorando de esa manera las características de sedimentación.

Estas unidades son equipadas con mecanismos de arrastre para servicio pesado por el alto contenido de sólidos suspendidos del influente. Los espesadores han sido usados extensamente en tratamientos de drenaje de mina y desarrollan dos funciones:

1. Produce derrames dentro de los parámetros permisibles.

2. Produce lodos densos.

Los espesadores son parecidos en dimensiones a los clarificadores, pero los parámetros de diseño dependen del propósito pensado para la unidad. Si el espesador es la última unidad antes de la disposición final, el diseño puede considerar un tiempo de retención más alto que lo normal (12 horas), con el propósito de producir lodos más densos. La carga superficial basado en el flujo sobrenadante está en el intervalo de 600 a 800 gal/d-ft² (24.4 a 32.6 m³/d-m²). Usualmente son adicionados al tanque floculantes especiales o polímeros que ayudan en la sedimentación.

A pesar del propósito del diseño de los espesadores pueden usar un intervalo de velocidad entre 0.003 y 0.009 m/min (0.01 y 0.03 ft/min). Esta velocidad es más conservadora que la recomendada por el fabricante de 0.02 m/min (0.066 ft/min), pero puede variar con la técnica usada para la extracción de lodos (periódica o continua).

6.10.2 Floculación

En varias etapas del procesamiento de minerales es necesario separar las suspensiones acuosas de minerales en sus fases componentes, líquida y sólida. Ejemplos típicos de esto son el espesamiento de los concentrados de flotación, la recuperación de soluciones preñadas de lixiviación y el drenado de colas. En muchos casos las partículas minerales en suspensión se sedimentan muy lentamente, de tal manera que la separación líquido-sólido es lenta e incompleta. Para mejorar la velocidad de sedimentación se usan polímeros orgánicos de alto peso molecular (floculantes) para agrupar las partículas suspendidas, causando la separación eficiente de los sólidos del medio acuoso que los suspende.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

6.10.2.1 Estabilización de Suspensiones

En una suspensión mineral usualmente hay una gran diferencia en tamaños de partículas. Algunas partículas pueden ser lo suficientemente grandes para sedimentar rápidamente, mientras que partículas muy finas pueden no sedimentar. La velocidad de sedimentación de cualquier partícula dada depende de su tamaño, densidad relativa a la del medio que la suspende, la viscosidad del medio y las fuerzas que interactúan entre ésta y las otras partículas suspendidas.

Las fuerzas de mayor interacción entre los sólidos suspendidos son de dos tipos, de atracción y repulsión. Las primeras surgen de las fuerzas de van der waals de corto alcance y las segundas de la sobreposición de las partículas con similitud de cargas eléctricas en la doble capa. Si las fuerzas repelentes dominan, el agrupamiento de las partículas no puede ocurrir, mientras que si actúan las fuerzas de atracción el agrupamiento y el asentamiento de flóculos más grandes se lleva a cabo. Estas fuerzas de atracción solamente pueden operar cuando las partículas están cerca unas de otras. La distancia más corta de aproximación entre las partículas está en función directa de la magnitud de la doble capa eléctrica, la cual a su vez está en función directa de las cargas superficiales de las partículas. Esta carga superficial, por lo tanto, tiene un efecto profundo sobre la estabilidad de una suspensión acuosa de partículas sólidas.

En suspensiones acuosas de minerales las partículas llevan casi invariablemente una carga superficial, la cual generalmente es negativa excepto en pocos ejemplos donde el pH de la pulpa es muy bajo. Esta carga superficial es debida a uno o más de los siguientes factores:

- Distribución desigual de los iones constituyentes.
- Ionización de las superficies de los grupos.
- Adsorción específica de iones de la solución.
- Sustitución isomorfa del enrejado del mineral.
- Orientación dipolar.

Debido a esta carga de las superficies, los iones de carga opuesta en la solución serán atraídos hacia la superficie. Por lo tanto, habrá una mayor concentración de iones opuestos cerca de la superficie, que en el resto del líquido. Esta concentración disminuye al incrementarse la distancia entre las partículas, así que hay una capa de enlace de iones opuestos en la superficie de la partícula seguida por una capa más difusa. Más allá de la capa difusa está el resto de la solución en la cual la distribución iónica es al azar. La capa adyacente se mueve con las partículas cuando éstas viajan a través del medio, de tal manera que hay un plano de referencia entre la capa adyacente y la difusa. El potencial en el plano de referencia y el resto de la solución es el potencial zeta. El potencial zeta depende de la carga de la superficie de la partícula, y puesto que puede ser determinado más fácilmente que la carga de la superficie actual, éste se toma por eso más a menudo como una medida conveniente de carga.

6.10.2.2 Desestabilización de Suspensiones

La desestabilización de suspensiones puede ser lograda comúnmente por uno de los siguientes tres métodos:

- Adición de un electrolito.
- Adición de un ion metálico hidrolizable.
- Floculación con polímero.

La adición de un electrolito puede permitir la coagulación (previa a la floculación) por medio de dos mecanismos:

Primero, la adición de cualquier electrolito a la suspensión resultará en la compresión de la doble capa eléctrica y una disminución del potencial zeta. La magnitud de este efecto se incrementa con el aumento de iones contrarios, así que para suspensiones negativamente cargadas los cationes trivalentes (Fe^{3+} , Al^{3+}) son más efectivos que los cationes divalentes (Ca^{2+} , Mg^{2+}), los cuales a su vez son más efectivos que los cationes monovalentes (Na^+).

Segundo, los iones contrarios pueden reaccionar químicamente con la superficie de la partícula y ser adsorbidos por ella. Una adsorción específica de iones contrarios resultará en una disminución de la carga de la partícula y la puede reducir suficientemente hasta permitir una aproximación cercana de las partículas, permitiendo que se lleve a cabo la coagulación de la suspensión.

En aplicaciones de minería la coagulación por cualquiera de estos métodos generalmente resulta en la formación de flóculos muy pequeños y lentos para sedimentar. Sin embargo la adición de cal frecuentemente se practica, ya sea en la etapa de floculación o antes durante el proceso del tratamiento del mineral, puesto que esa coagulación reduce la dosificación de floculante sintético necesaria para dar la velocidad de sedimentación requerida.

Los iones metálicos hidrolizables (tales como Fe^{3+} , Al^{3+}) usualmente son agregados en el intervalo de pH usado y a unos niveles de concentración donde los hidróxidos de los metales se precipitan. Bajo las condiciones adecuadas los precipitados voluminosos de hidróxidos “barren las partículas suspendidas al ir cayendo al fondo del recipiente”.

Este procedimiento generalmente trabaja bien cuando hay un nivel muy bajo de sólidos suspendidos. Debido a esto, y por las restricciones del pH requerido para dar precipitados voluminosos, este método de floculación es raramente usado en aplicaciones mineras.

Los polímeros orgánicos altamente cargados y solubles en agua son polielectrolitos. Por lo tanto, si esta carga es opuesta en signo a la llevada por las partículas suspendidas, la adición de tal polímero a la suspensión resultará en una conglomeración por adsorción de iones específicos como se describió anteriormente. Sin embargo, la acción de floculación de los polímeros floculantes se lleva a cabo ya sea por “atracción de parches cargados”, o por “enlaces de polímeros.

La atracción de “parches cargados” ocurre cuando la superficie de la partícula está cargada negativamente y el polímero está cargado positivamente. El polímero debe tener una densidad de carga alta, generalmente una carga catiónica por cada 4 ó 5 átomos de carbono en la cadena del polímero.

Inicialmente estos polímeros adsorben sobre la superficie de la partícula por atracción electrostática. Sin embargo, como a menudo es el caso, si la densidad de la carga en el polímero es mucho mayor que la de la superficie de la partícula, el polímero neutralizará todas las cargas negativas dentro del área geométrica de la partícula en la cual es adsorbido y aun llevará un exceso de cargas catiónicas sin neutralizar. El resultado de este tipo de adsorción del polímero es la formación de parches positivamente cargados “rodeados de regiones de carga negativa”. Estos parches cargados positivamente pueden

llevar a la aglomeración a través de atracciones electrostáticas de áreas cargadas negativamente sobre la superficie de otras partículas.

El tipo más común de polímeros que operan por este mecanismo son las poliaminas. Estos son polímeros de condensación y son relativamente bajos en peso molecular, con el resultado que los flóculos formados de esta manera son bastante pequeños y lentos para sedimentar.

El enlace de polímeros probablemente se lleva a cabo en dos etapas. La primera involucra la adsorción de las moléculas del polímero sobre las partículas individuales suspendidas. El tamaño de las moléculas del polímero es tal que porciones considerables de la cadena del polímero no son adheribles a la partícula. Ésto dá como resultado que las terminaciones de la cadena sean dejadas oscilándose o que lazos de los segmentos no adsorbidos se introduzcan en el medio sin contacto con la superficie de la partícula en el medio. En esta segunda etapa del proceso las terminaciones libres o lazos de las cadenas del polímero se conectan y adsorben sobre otras partículas suspendidas, formando partículas, conglomeradas o flóculos. Si las cadenas del polímero son lo suficientemente largas estos enlaces pueden llevarse a cabo rápidamente sin neutralización de cargas entre las partículas concurrentes.

Claramente el enlace solo puede llevarse a cabo con polímeros de peso molecular muy alto, los cuales no necesitan llevar una carga opuesta en signo a la de las partículas suspendidas. La mayoría de los polímeros de este tipo están basados en acrilamida y sus derivados usados como monómeros. Esto incluye los copolímeros de amino alquil

acrilato de acrilamida cuaternaria (catiónicos), poliacrilamida (no-iónicos) y copolímeros de acrilamida y ácido acrílico (aniónicos). La forma inicial de adsorción de estos polímeros sobre las partículas suspendidas varía de acuerdo a las cargas respectivas del polímero y la partícula. Esto puede ser puramente electrostático si estas cargas son opuestas en signo. De no ser así, otras reacciones físico-químicas pueden tener lugar. En el caso de poliacrilamidas no iónicas el mecanismo más probable de adsorción es a través de enlaces de hidrógeno entre los átomos de oxígeno asociados con los iones de metales hidratados en la superficie de la partícula y átomos de hidrógeno del grupo amido en el polímero. En el caso de floculantes aniónicos y suspensiones cargadas negativamente, la adsorción también puede llevarse a cabo vía enlaces de hidrógeno. En las pulpas a las cuales se les ha agregado cal, la adsorción del polímero frecuentemente ocurre a través de puenteo de cationes. En esta forma los iones divalentes de calcio pueden formar un puente electrostático entre las superficies de la partícula negativamente cargada y los grupos carboxílicos negativamente cargados de los copolímeros de acrilamida y ácido acrílico.

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

Ambas poliacrilamidas, no-iónicas y aniónicas, son ampliamente usadas en aplicaciones mineras. Ellas pueden ser fabricadas con pesos moleculares muy altos ($5 \cdot 10^6$) y por lo tanto son capaces de formar flóculos largos de rápido asentamiento y de buena compactación. Las poliacrilamidas catiónicas son raramente usadas en el área minera. Ellas son usualmente de menor eficiencia efectiva que sus contratipos (no-iónicos y aniónicos) debido a su alto costo y bajos pesos moleculares ($2-6 \cdot 10^6$).

6.10.2.3 Pruebas de Floculación

Es imposible predecir a partir del conocimiento teórico cual floculante sintético es el más adecuado para una suspensión particular. La floculación puede ocurrir por todos los mecanismos antes mencionados y las suspensiones producidas por los minerales son inherentemente de carácter variable. La selección de floculantes es generalmente hecha en base empírica con alguna preselección basada en la experiencia. Todos los tipos de floculantes deben ser evaluados para su comportamiento frente a la suspensión bajo investigación

El criterio de evaluación incluye el costo, velocidad de sedimentación requerida, claridad del líquido y requerimientos de compactación. Estos criterios deben ser claramente establecidos antes de cualquier trabajo de prueba a realizar, puesto que son muy dependientes de los requerimientos de equipo y volumen de cada planta individual.

Las pruebas iniciales deben ser conducidas en el laboratorio. El objetivo principal de tales pruebas es el de evaluar el intervalo de operación de los floculantes, con la finalidad de determinar cual producto individual es más efectivo en costo para ese caso en particular. Sin embargo, estas pruebas también pueden producir información adicional como los valores aproximados de dosificaciones requeridos para obtener el comportamiento deseado en la planta, el contenido de sólidos en los lodos que pueden ser obtenidos y facilitar la estimación del área requerida del espesador

Pruebas subsecuentes con el floculante seleccionado deben ser producidas en la planta, teniendo en mente que los floculantes sintéticos generalmente pueden ser usados

más eficientemente como soluciones diluidas (0.01-0.05%) y en muchos casos funcionan aún mejor cuando son agregados simultáneamente en varios puntos a lo largo del canal o tubería de alimentación. Los flóculos formados por floculantes aniónicos y partículas suspendidas cargadas negativamente son frágiles y se rompen si el mezclado es muy vigoroso. Puesto que un adecuado mezclado es vital para el uso del floculante, la variación del punto o de los puntos de adición para obtener los resultados óptimos forma parte esencial en la prueba en planta.

6.10.2.4 Floculantes

Se fabrica gran diversidad de floculantes en plantas localizadas por todo el mundo, como por ejemplo las poliacrilamidas y copolímeros de acrilamida y ácido acrílico, que van desde no-iónicos hasta 100% de carga aniónica. Éstos son de pesos moleculares muy altos ($5-15 \times 10^6$) y son fabricados y vendidos como polvo seco y en forma de emulsión.

Los polímeros catiónicos cubren una amplia gama de tipos químicos, pesos moleculares y densidades de carga. Los polímeros de más bajo peso molecular ($10 \times 10^3 - 0.5 \times 10^6$), son tipificados por las poliaminas, las que son altamente cargadas y se proveen como soluciones concentradas (hasta un 50% activa). Los copolímeros de acrilamida catiónica están disponibles a diversos niveles de carga catiónica y a mucho mayores pesos moleculares ($2-6 \times 10^6$). Estos se producen como polvo o como emulsión.

A través de desarrollos e investigaciones, y de la flexibilidad inherente de los diversos procesos de manufactura, se hacen “a la medida” los floculantes para logros óptimos en muchos tipos de aplicaciones. Un caso típico de estos desarrollos es el perfeccionamiento de una variedad de floculantes sintéticos para la separación de los lodos de grandes caudales. Desarrollos adicionales han resultado en una segunda generación de floculantes para lodos rojos, los cuales pueden ser usados en los niveles cáusticos mas bajos, típicos de la última mitad del circuito de lavado en contracorriente. Esto ha introducido reducciones adicionales en costos de floculantes y mejorado la eficiencia del proceso.

6.10.2.4.1 Floculantes Aniónicos

Los floculantes aniónicos tienen una amplia aplicación en la industria minera. Son usados principalmente para el espesamiento de pulpas de minerales y concentrados, tales como colas de carbón, concentrados y colas de cobre, plomo y zinc, lamas de fosfatos y diamantes. Las dosificaciones normales para estas aplicaciones son el orden de 2.5 a 50 g/ton.

Los floculantes aniónicos también son usados como ayuda para la filtración (en vacío o a presión) de desperdicio de carbón o concentrados de minerales. Las dosificaciones generalmente van de 50 a 500 g/ton.

Los floculantes aniónicos se usan como ayuda de drenado en la centrifugación de pulpas y colas de minerales, generalmente con dosificaciones en el orden de 5 a 250 g/ton.

6.10.2.4.2 Floculantes No-Iónicos

Los floculantes no-iónicos se usan principalmente en el espesamiento de pulpas de minerales y concentrados, especialmente en lamas de mineral de hierro y colas de flotación de oro. Son particularmente efectivos en medio ácido como soluciones preñadas de lixiviación de uranio. Las dosificaciones típicas son de 1 a 50 g/ton.

Los floculantes no-iónicos también se usan como ayuda de drenado o filtrantes en la filtración en vacío (y a presión) y en la centrifugación, generalmente con dosificaciones de 5 a 250 g/ton.

6.10.2.4.3 Floculantes Catiónicos

Los floculantes cationicos se usan principalmente para el espesamiento de desperdicios de carbón, lamas de mineral de hierro y concentrados minerales. Las dosificaciones para estas aplicaciones generalmente son del orden de 25 a 250 g/ton.

Los floculantes cationicos son excelentes agentes clarificadores de agua extraída de la mina. En este caso, las dosificaciones típicas son del orden de 5 a 50 g/ton.

En las pruebas de sedimentación desarrolladas para nuestro diseño se utilizó un floculante cationico y los resultados obtenidos son mostrados en el capítulo 5.

6.10.3 Diseño del Espesador

Considerando una carga superficial de $32.6 \text{ m}^3/\text{d}\cdot\text{m}^2$ para almacenamiento de agua clara y un mínimo de 12 horas para el almacenamiento de lodos, el cálculo del volumen del tanque es:

$$\text{Volumen de almacenamiento de lodos} = (200.8 \text{ m}^3/\text{d}) (12 \text{ hr}) (1 \text{ d} / 24 \text{ hr}) = 100.4 \text{ m}^3$$

$$\text{Area de almacenamiento de agua clara} = (466.6 \text{ m}^3/\text{d}) / (32.6 \text{ m}^3/\text{d}\cdot\text{m}^2) = 14.3 \text{ m}^2$$

Suponiendo una altura del tanque de 3.05 m (10 ft), tenemos que el volumen de almacenamiento de agua clara es:

$$\text{Volumen de almacenamiento de agua clara} = 14.3 \text{ m}^2 \times 3.05 \text{ m} = 43.6 \text{ m}^3$$

Por lo tanto el volumen total del espesador es:

$$\text{Volumen total} = 144 \text{ m}^3 (5085 \text{ ft}^3)$$

El diámetro se calcula como sigue:

$$\text{Volumen} = 0.785 D^2 H$$

$$144 \text{ m}^3 = 0.785 D^2 (3.05 \text{ m})$$

$$\text{Diámetro} = 7.7 \text{ m} (25 \text{ ft})$$

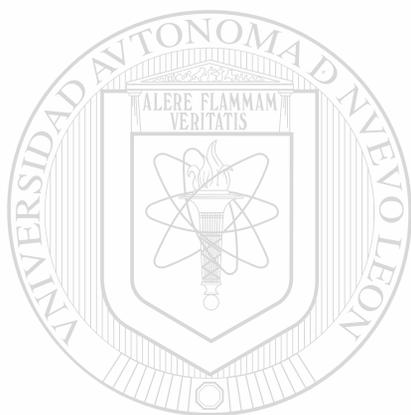
La profundidad es de 3.05 m (10 ft) en la periferia y la profundidad en el centro considerando una pendiente del 10% es:

$$\text{Profundidad} = \text{radio} \times (\%) + \text{profundidad (periferia)}$$

$$\text{Profundidad} = (3.85 \text{ m}) (0.10) + 3.05 \text{ m}$$

$$\text{Profundidad en el centro del tanque} = 3.435 \text{ m}$$

Los datos de canaletas de derrames, rastrillos, motoreductor de transmisión son proporcionados directamente del fabricante en base al diámetro del espesador. El diseño ilustrativo del espesador se muestra en la Figura 6.12.



UANL

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

®

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

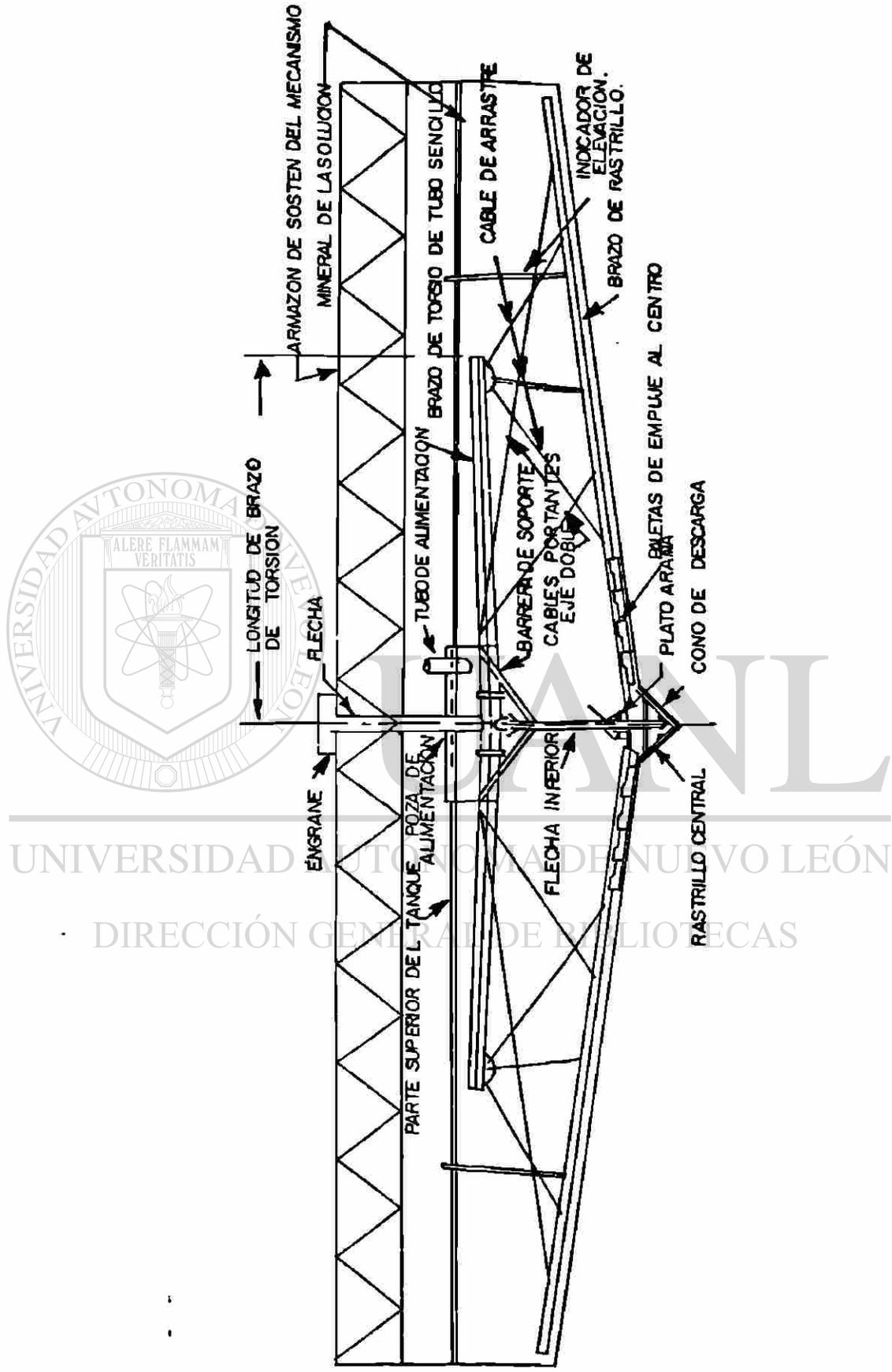


Figura 6.12. Espesador de Lodos.

6.11 Laguna de Disposición de Lodos

Considerando los siguientes datos para el diseño de la laguna tenemos:

- Vida útil de operación de la mina = 10 años
- Lodos descargados con 1% de sólidos.
- Los lodos secados al aire pueden alcanzar de 16% a 18% de sólidos, pero el 12% puede ser usado como base conservativa.
- El agua decantada será retornada a la planta de beneficio.

Los lodos producidos se calculan de la siguiente manera:

Lodos producidos por día = 200.8 m^3 (7093 ft^3) con 1% de sólidos.

Volumen final de lodos a 12% = 24.1 m^3 (851 ft^3)

6.11.1 Volumen y Área de la Laguna

$$(24.1 \text{ m}^3/\text{d}) (365 \text{ d/año}) (10 \text{ años}) = 87\,965 \text{ m}^3 (3\,106\,455 \text{ ft}^3)$$

Asumiendo una altura del agua clara de 1.52 m (5 ft), más 0.91 m (3 ft) de bordo libre de capacidad y una altura de la laguna de 10.7 m (35 ft), así tenemos una altura del lodo de 8.28 m (27 ft), por lo tanto:

$$\text{Área Requerida} = 87\,965 \text{ m}^3 / 8.28 \text{ m} = 10\,624 \text{ m}^2 (114\,356 \text{ ft}^2) = 1.1 \text{ ha} (2.75 \text{ ac})$$

6.11.2 Dimensionamiento de la Laguna de Lodos

Considerando los siguientes parámetros:

Pendiente de entrada de la laguna: 2.5:1

Pendiente de salida de la laguna: 3:1

Ancho de bordo: 4.6 m (15 ft)

Proponiendo dimensiones para la laguna con fondo cuadrado de 76.2 m x 76.2 m (301 ft x 301 ft), tenemos:

$$\text{Volumen efectivo} = \{ (76.2 \text{ m})^2 + (117.3 \text{ m})^2 \} (8.23 \text{ m}) (1/2)$$

$$\text{Volumen efectivo} = 80\,513 \text{ m}^3 (2\,843\,289 \text{ ft}^3)$$

Este valor es menor que el volumen requerido, 87 965 m³ (3 106 455 ft³), por lo que se hará el siguiente procedimiento, basado en la Figura 6.13:

$$\text{Volumen de excavación} = \text{Volumen de llenado}$$

$$\{ (76.2)^2 + (129 - 5h)^2 \} (10.7 - h) (1/2) = \{ 4.6 + (4.6 + 5.5h) \} (h) (1/2) \{ 4(129 - 5h) + 4(4.6 + 5.5h) \}$$

$$(22\,447 - 1290h + 25h^2) (10.7 - h) (1/2) = (9.2 + 5.5h) (h) (534 + 2h) (1/2)$$

$$240\,183 - 22\,447h - 13\,803h + 1290h^2 + 267.5h^2 - 25h^3 = 4913h + 2937h^2 + 18.4h^2 + 11h^3$$

$$240\,183 - 41\,163h - 1398h^2 - 36h^3 = 0$$

$$36h^3 + 1398h^2 + 41\,163h = 240\,183$$

Resolviendo por prueba y error:

h	f(h)
4.5m (14.7 ft)	216 824
5.0 m (16.4 ft)	245 265
4.9 m (16.1 ft)	239 500

Entonces:

$$h = 4.9 \text{ m (16.1 ft)}$$

$$\text{Volumen de excavación} = 48\,508 \text{ m}^3 \text{ (64\,678 yd}^3 \text{)}$$

$$\text{Volumen de llenado} = 48\,163 \text{ m}^3 \text{ (64\,217 yd}^3 \text{)}$$

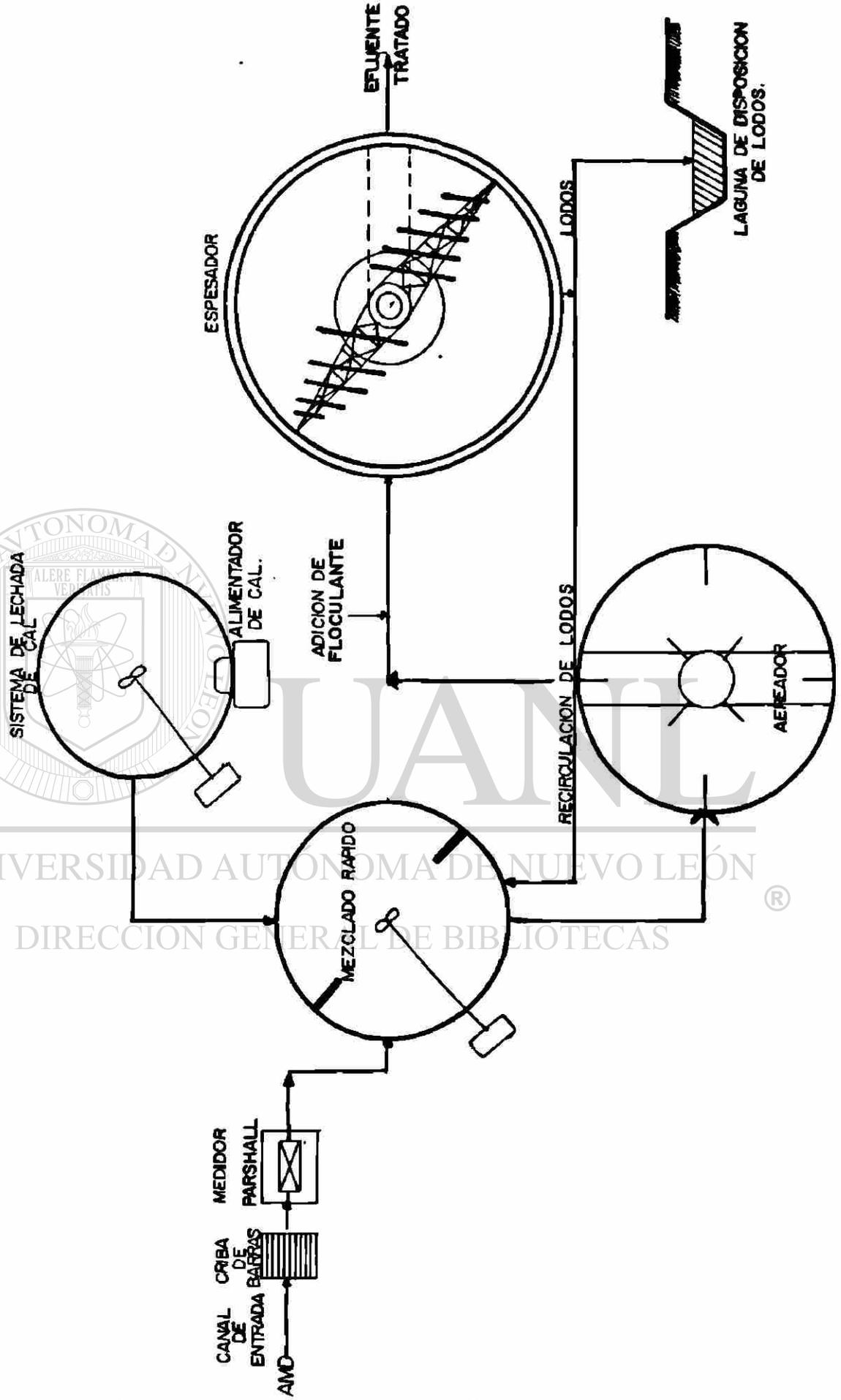
$$\text{Dimensiones extremas} = 138.2 + 6h = 138.2 + (6 \times 4.9) = 168 \text{ m (551 ft)}$$

$$\text{Área total requerida} = 168 \text{ m} \times 168 \text{ m} = 28\,224 \text{ m}^2 \text{ (2.8 ha) (7.0 ac)}$$

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

DIRECCIÓN GENERAL DE BIBLIOTECAS

DIAGRAMA ESQUEMATICO DE FLUJO PARA LA NEUTRALIZACION DEL DRENAJE ACIDO DE MINA, EN LA UNIDAD. LA "GUITARRA" EN EL ESTADO DE MEXICO.



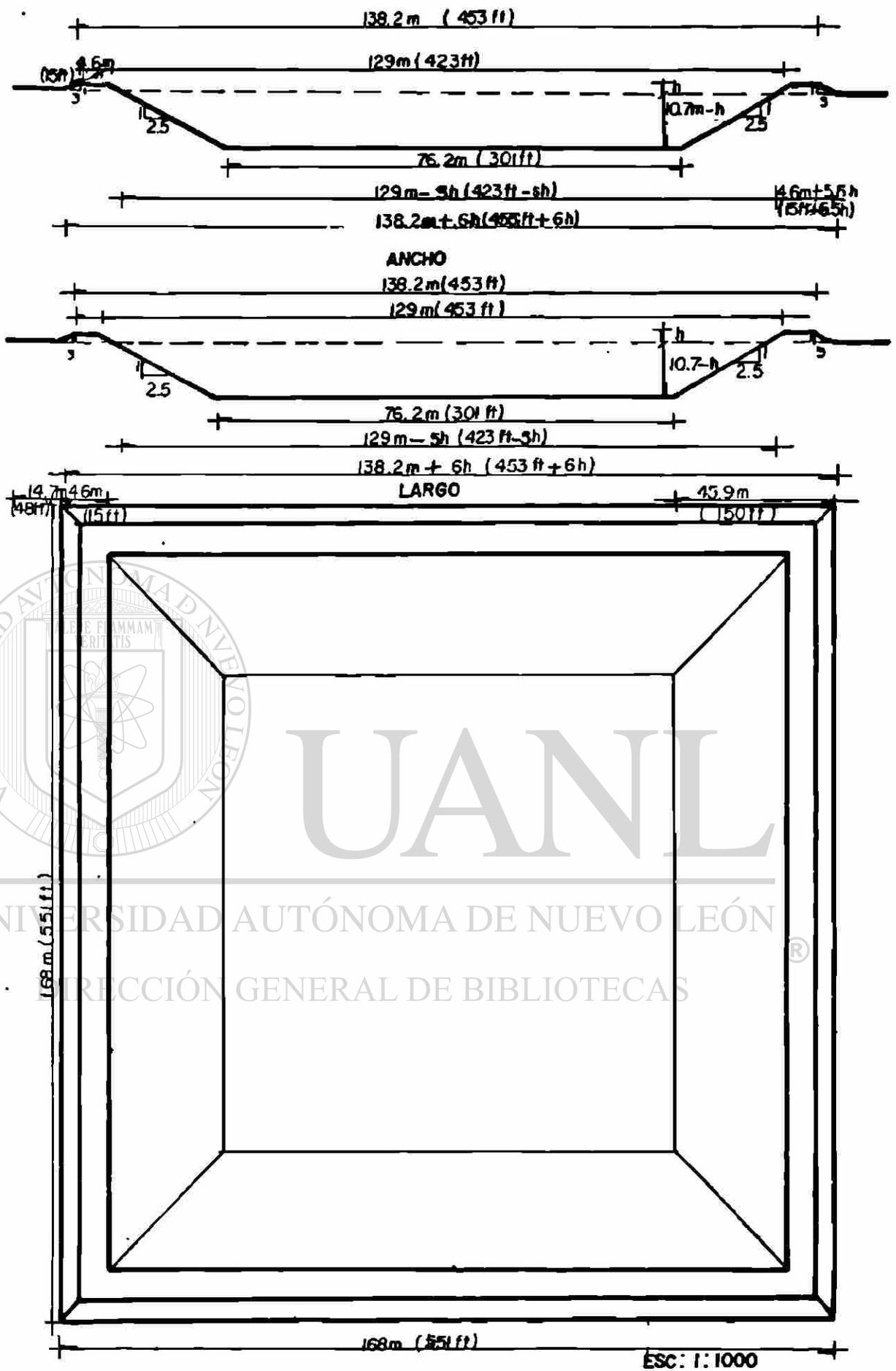


Figura 6.13. Diseño de Laguna de Disposición de Lodos.

CAPÍTULO 7

CONCLUSIONES

La extracción y el procesamiento del material de mina trae a la superficie residuos triturados y molidos. Cada material expuesto a la intemperie posee un potencial de peligro al medio ambiente. Las vetas mineralizadas de sulfuros, si se oxidan, producen el ácido sulfúrico conocido como drenaje ácido de mina, lo cual incrementa la movilidad de los metales pesados. Sin embargo, como se vio en este trabajo, no todos los minerales que contienen sulfuros presentan una amenaza al ambiente, aunque pueden contener pequeñas concentraciones de metales pesados.

A través de estudios mineralógicos y geoquímicos es posible evaluar y cuantificar el problema ambiental de los materiales de mina y los que van a ser minados. Basado en la estimación mineralógica y la termodinámica de los procesos geoquímicos que ocurren en el material, es posible tomar decisiones razonables para un buen tratamiento que resulte económico.

Tomando en consideración lo anterior podemos deducir las siguientes conclusiones:

1. La temprana identificación de materiales potencialmente generadores de acidez y el desarrollo de un apropiado plan de manejo de desechos puede reducir significativamente problemas ambientales de largo plazo y costos de remediación. Aún más, una

identificación oportuna del problema y la incorporación de las medidas de control correspondientes también deben reducir los costos financieros de mantener las facilidades de recolección y tratamiento a largo plazo, tal como una planta de neutralización a perpetuidad.

2. La tendencia en la mitigación de problemas de drenaje ácido es hacia la adopción de sistemas pasivos, esto es, aquellos que presenten los más bajos costos de mantenimiento en el futuro.

3. Es importante la evaluación experimental de parámetros requeridos para decidir sobre una u otra alternativa respecto a tópicos tales como:

- Determinación del potencial de generación de acidez de los distintos materiales presentes en un emplazamiento. Esto involucra lo que se conoce como pruebas estáticas.
-
- Determinación de la velocidad de generación de ácido, mediante pruebas cinéticas ya estandarizadas, principalmente para relaves y desmontes de mina.
 - Determinación de la calidad del drenaje contaminado que aparecería en diferentes periodos del proceso de intemperismo.
 - Evaluación de permeabilidad de cubiertas para cubrimiento de pilas de desmonte y canchas de relaves, mediante pruebas de laboratorio ya estandarizadas.

4. A fin de evaluar convenientemente cada una de las medidas de mitigación puestas en operación, es necesario diseñar un programa adecuado de monitoreo que permita

cuantificar los cambios o mejoras que se hayan producido, de modo de tomar las medidas correctivas en caso de que sea necesario.

La planificación preliminar de los proyectos de sistemas de tratamiento de AMD, incluyendo la selección final de los componentes del tratamiento y los arreglos del financiamiento, se deben basar en datos confiables de costos. Esta clase de datos son difíciles de obtener en los países en desarrollo, particularmente en aquellas regiones donde las instalaciones de tratamiento de AMD se están construyendo por primera vez. En estos casos la estimación razonable de costos para la construcción, operación y mantenimiento se pueden obtener indirectamente utilizando: 1) datos de costos para plantas similares construidas en otras regiones o en otro país en desarrollo con características semejantes, 2) curvas generales de costos basadas en los costos de una variedad de plantas construidas dentro del país, o 3) ecuaciones generales predictivas de costos desarrolladas para situaciones similares. Aunque los costos de un país usualmente no son aplicables directamente a otros países, las relaciones entre los costos observados en los varios tipos de tratamiento son útiles.

Las pruebas experimentales realizadas en el laboratorio nos dan un indicio del tamaño de equipo a utilizar y aún más, de los costos necesarios para el diseño del sistema de tratamiento requerido. De acuerdo a ello podemos decir que nuestro proceso propuesto resulta el más viable comparado con los demás expuestos, en cuanto a costos de equipo y desarrollo de pruebas y análisis de laboratorio.

• Sin necesitar profundizar en costos de equipo, operación y mantenimiento, la Figura 7.1 nos proporciona una rápida estimación de costo de tratamiento del drenaje ácido de mina. Esta figura, esta basada en costos de varios sistemas de tratamiento con variaciones en los niveles de equipo y automatización. Ésta cubre construcciones simples y complejas de los sistemas.

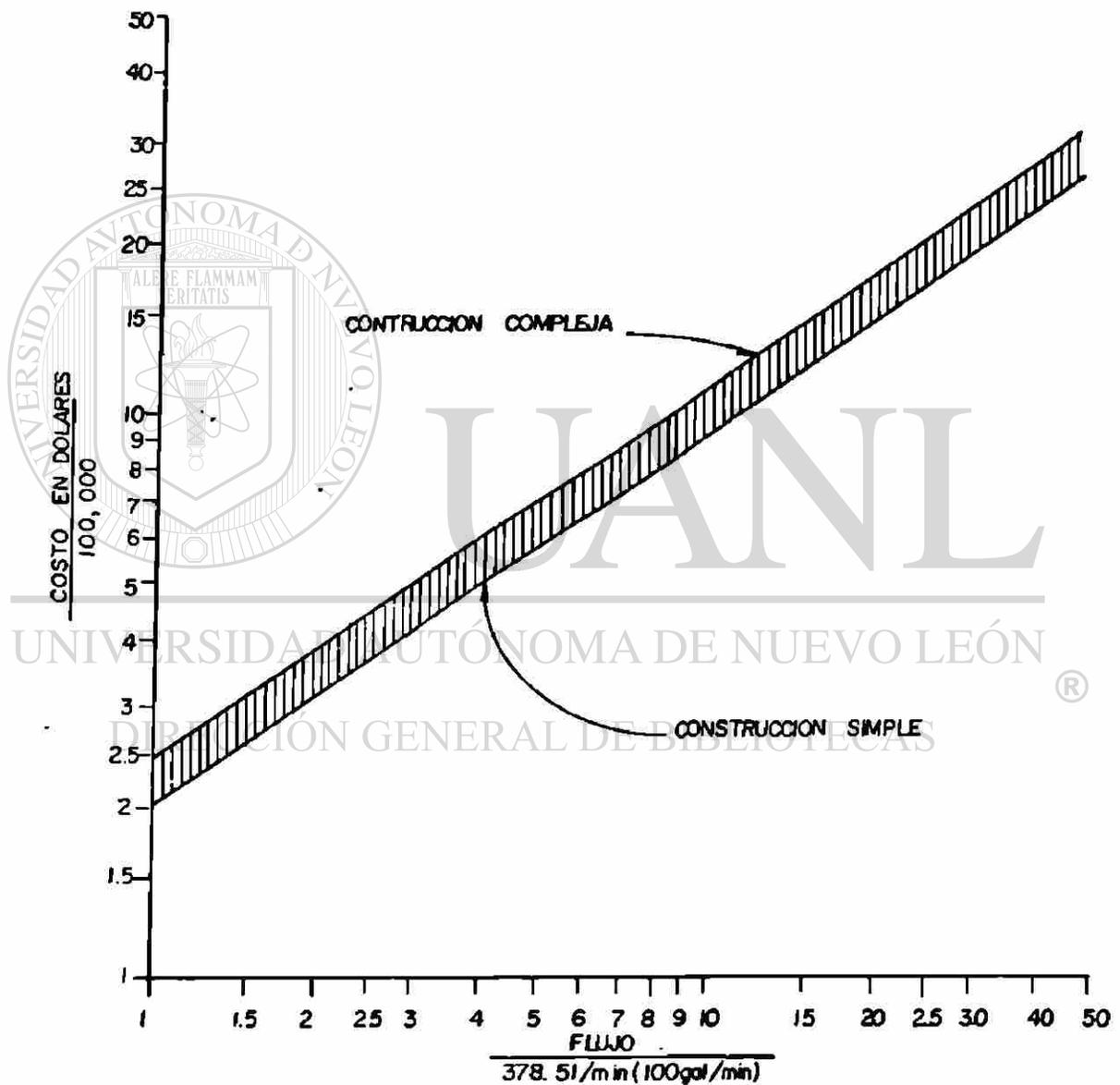


Figura 7.1. Costo de Instalación Vs Gasto de Diseño

Por otro lado, actualmente es mayor la dificultad para encontrar sitios adecuados de disposición final, por ello es urgente y necesario encontrar sistemas de tratamiento de lodos residuales que permitan el reuso, obtención y recuperación de productos útiles, convirtiendo al lodo en un recurso y no en un desecho.

Los lodos producidos por el sistema de tratamiento de AMD pueden ser tratados para obtener de ellos arena sílica. El elemento silicio combinado con oxígeno y uno o más iones metálicos forma al más grande componente de todas las rocas que contienen silicatos. Junto con los feldespatos, el cuarzo es el mineral más abundantemente conocido en una u otra forma. El cuarzo en cualesquiera de sus fases cristalinas no puede diferenciarse por sus propiedades físicas particulares. Sin embargo, el estudio térmico del cuarzo muestra que existen dos formas conocidas como cuarzo alfa (α) y cuarzo beta (β). El cuarzo alfa ocurre generalmente en vetas geodas y grandes pegmatitas, en tanto que el cuarzo beta se encuentra en granitos, pegmatitas graníticas y porfidos.

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

La arena sílica puede ser formada en la naturaleza por intemperismo de areniscas o cuarcitas y de otras rocas o bien sintéticamente por trituración y molienda de rocas areniscas, cuarzo o por los procesos de lavado o flotación en donde son separados varios constituyentes en una pegmatita o un caolín.

Las características de arenas sílicas producidas artificialmente por medios mecánicos de trituración y molienda, así como lavado y flotación, nos conducen a la producción de arenas sílicas de calidad controlada ya que la composición química de un yacimiento generalmente es muy uniforme. Sílicas con contenidos de SiO_2 hasta de 70% se pueden

llegar a utilizar en la fabricación de refractarios o cerámica. En la construcción se utiliza en acabados de superficies, en muros decorados y hasta en la fabricación del ladrillo sílico calcareo. La producción de artículos de asbesto cemento permite la aplicación de finos de arena sílica sin que tenga limitantes de consideración en cuanto a impurezas en el cuarzo.

La fabricación de silicato de sodio y de potasio se efectúa a partir de sílice, así como también la producción de fibra de vidrio.

En el tratamiento de aguas se han venido utilizando las gravas de cuarzo como medio filtrante burdo en diferentes granulometrías, ya que para filtros finos de preferencia se utilizan las tierras diatomáceas que están formadas de sílice amorfa.

Escapan a la aplicación de sílice molida artificialmente producida, las arenas de fundición y la aplicación en la craquelación de pozos petroleros y de agua, ya que en estas aplicaciones se requieren granos redondeados y no sería económico dar este acabado, puesto que la naturaleza se encarga de realizar este trabajo y es factible encontrar yacimientos sedimentarios que cubren estas necesidades.

Dentro de los proyectos de la Compañía Minas de San Luis S.A de C.V se tiene en mente el aprovechamiento de los jales del proceso de concentración por flotación para la obtención de arena sílica, en lo cual ya se han desarrollado investigaciones metalúrgicas que presentan resultados factibles. Por tanto, los lodos generados en el tratamiento de AMD de este proyecto pueden ser una opción viable para incluirlos en el proceso de obtención de arena sílica.

BIBLIOGRAFÍA

1. Alpers, C.N. and Brimhall, G.H., (1989): Paleohydrologic evolution and geochemical dynamics of cumulative supergene metal enrichment at La Escondida, Atacama desert, Northern Chile. *Econ. Geol.* 84, 229-255.
2. Alpers, C.N. and Nordstrom, D.K., In Prep.(1991): Geochemical modeling of water-rock interactions in mining environments. In Plumme, G.S. and Logsdon, M.H. (Eds.), *Reviews in Economic Geology*, v.6, Society of Economic Geologists.
3. Beane, R.E. and Titley, S.R., (1981): Part II Hydrothermal alteration and mineralization. *Econ. Geol. Seventy-fifth Anniversary Vol.* 235-269.
4. Berry, L.G., Mason, B., and Dietrich, R.V., (1983): *Mineralogy*. W.H.Freeman Co, San Francisco. 561 pp.
5. Bhatti, T.M., Bingham, J.M., Vuorinen, A., and Tuovinen, O.H., (1994): Alteration of mica and feldspar associated with the microbiological oxidation of pyrrhotite and pyrite. In Alpers, C.N. and Blowes, D.W. (Eds.) *Environmental geochemistry of sulfide oxidation*. Am. Chem. Soc. Symp. Ser. 550. 365-381.
6. Blowes, D.W., Reardon, E.J., Jambor, J.L., and Cherry, J.A., (1991): The formation and potential of cemented layers in inactive sulfide mine tailings. *Geochim. Cosmochim. Acta* 55, 965-978.
7. Blowes, D.W., Jambor, J.L., Cherry, J.A., and Reardon, E.J., (1994): The geochemical evolution of a sulfide-rich mine-tailings impoundment, Heath Steele, New Brunswick, Canada. *Appl. Geochem.*
8. Brantley, S.L. and Chen, Y., (1995): Chemical weathering rates of pyroxenes and amphiboles. in: White, A.F. and Brantley, S.L. (Eds.) *Chemical weathering rates of silicate minerals*. Review in *Mineralogy*, Vol. 31. Am. Mineral. Soc. 119-172.
9. Brodie, G.A., Britt, C.R., Tomaszewski, T.M., and Taylor, H.N., (1993): Anoxic limestone drains to enhance performance of aerobic acid drainage treatment wetlands. Experiences of the Tennessee Valley Authority. In: Moshiri, G.A. (De.) *Constructed wetlands for water quality improvement*. Lewis Publ., Boca Raton, Florida. 129-138.

10. Cathles, L.M., (1994): Attempts to model the industry-scale leaching of copper-bearing mine waste. In Alpers, C.N. and Blowes, D.W. (Eds.) Environmental geochemistry of sulfide oxidation. Am. Chem. Soc. Symp. Ser. 550. 123-131.
11. Elberling, B., Nicholson, R.V., and David, D., (1993): Field evaluation of sulfide oxidation rates. Nordic Hydrol. 24, 323-338.
12. Escher, E.D., Rienski, A.J. y Ninestel, R. (1983). " Design Manual: Neutralization of Acid Mine Drainage ", U.S.Environmental Protection Agency, Cincinnati (Ohio).
13. Glader, C., Asmund, G., Stjl, F v.d., (1996): Natural zinc elevations in Arctic water bodies. In Ciccu, R. (De.) proceedings, SWEMP 96, Environmental Issues and Waste management in Energy and Mineral Production. Grafiche Galeati, Imola, Italy. 811-817.
14. Gislason, S.R. and Arnorson, S., (1993): Dissolution of primary basaltic minerals in natural waters: saturation state and kinetics. Chemical Geol. 117-135.
15. Goldhaber, M.B., (1983): Experimental study of metastable sulfur oxyanion formation during pyrite oxidation at pH 6-9 and 30°C. Am. Journ. Sci. 283-527.
16. Harris, L. (1995). " Presente y Futuro de la Industria Minera Peruana ". Exposición en la Universidad Nacional de Ingeniería.
17. Hoffman, S.J., (1986): Soil sampling. In Fletcher, W.K., Hoffman, S.J., Mehrtens, Sinclair, A.J., and Thomson, M.B., Exploration geochemistry: design and interpretation of soil surveys. Reviews in Econ. Geol. volume 3. 39-78.
18. Jang, J.H. and Wadsworth M.F., (1994): Kinetics and hydrothermal enrichment of chalcopyrite. In Alpers, C.N. and Blowes, D.W. (Eds) Environmental geochemistry of sulfide oxidation. Am. Chem. Soc. Symp. Ser. 550. 45-59.
19. Jaynes, D.B., Rogowski, A.S., and Pionke, H.B., (1984): Acid mine drainage from reclaimed coal strip mines. I. Model description. Water Resource Res. 20,233.
20. Kleinman, R.L.P. Crerar, D., and Pacelli, R.R., (1981): Biogeochemistry of acid mine drainage and a method to control acid formation. Mining, Eng. 33, 300-306.
21. Langmuir, D., (1969): The Gibbs Free energies of substances in the system Fe-O₂-H₂O-CO₂ at 25°C. U.S.Geol. Survey, Prof. Paper 650-B, 180-184.
22. Langmuir, D., (1971): Particle size effect on the reaction goethite-hematite + water. Amer. Journ. Sci. 271, 147-156.
23. Loghry, J.D., (1972): Characteristics of favorable capping from several southwestern porphyry copper deposits. M.Sc. thesis Univ. Arizona, Tucson, Arizona.

24. Lovell, H. (1973). " An appraisal of Acid Mine Drainage Neutralization ". Office of Research and Demonstration Environmental Protection Agency, Cincinnati (Ohio).
25. Luther, G.W. III, Kostka, J.E., Church, T.M., Sulzberger, B., and Stumm, W., (1992): Seasonal iron cycling in the salt-marsh sedimentary environment: the importance of ligand complexes with Fe(II) and Fe(III) in the dissolution of Fe(III) minerals and the pyrite, respectively. *Marine Chemistry* 40, 81-92.
26. Luther, G.W. III, (1987): Pyrite oxidation and reduction. Molecular orbital theory consideration. *Geochim Cosmochim. Acta* 51, 31-93.
27. Mason, B. and Berry, L.G., (1968): *Elements of mineralogy*. W.H. Freeman and Company, San Francisco. 550 pp.
28. Millero, F.J, and Izaquirre, M., (1989): The effect of ionic strength and ionic interactions on the oxidation of Fe(II). *Journ. Solution Chem.* 18, 585.
29. Morin, K.A. and Cherry, J.A., (1986): Trace amounts of siderite near a tailings impoundment, Elliot Lake Ontario and implication in controlling contaminant migration in a sand aquifer. *Chem. Geol.* 56, 117-134.
30. Moses, C.O., Nordstrom, D.K., Herman, J.S., and Mills, A.A., (1987): Aqueous pyrite oxidation by dissolved oxygen and ferric iron. *Geochim. Cosmochim. Acta* 51, 1561-1571.
31. Nicholson, R.V. and Scharrer, J.M., (1994): Laboratory studies of pyrrhotite oxidation kinetics. In Alpers, C.N. and Blowes, D.W. (Eds) *Environmental geochemistry of sulfide oxidation*. Am. Chem. Soc. Symp. Ser. 550, 14-30.
32. Paces, T., (1983): Rate constants of dissolution derived from the measurements of mass balance in hydrological catchments. *Geochim. Cosmochim. Acta* 47, 1855-1864.
33. Pesci, B.D., Oliver, J. and Wichalcz, P., (1989): An electrochemical method of measuring rate of ferrous to ferric iron with oxygen in the presence of *Thiobacillus ferrooxidans*. *Biotech and Bioengr.* 33, 428.
34. Plumlee, G.M., In prep: The environmental geology of mineral deposits. In plumme, G.S. and Logsdon, M.H. (Eds), reviews in *Economic Geology*, v.6, Society of Economic Geologists.
35. Reynolds Richards., (1996). "Unit Operations and Processes in Environmental Engineering". 2nd. ed.
36. Rimstidt, J.D., Chermak, J.A. and Gagen, P.M., (1994): Rates of reaction of galena, sphalerite, chalcopyrite and arsenopyrite with Fe(III) and acidic solutions. In: Alpers,

C.N. and Blowes, D.W. (Eds) Environmental geochemistry of sulfide oxidation. Am. Chem. Soc. Symp. Ser. 550. 2-13.

37. Silver, M., (1978): The mechanism of iron-oxidizing thiobacilli. In: Murr, L.E., Torma, A.E. and Brierley, J.A. (Eds), Metallurgical application of bacteria leaching and related microbiological phenomenon Academic Press, New York.

38. Singer, P.C and Stumm, W., (1970): Acid mine drainage: the rate determining step. Science 167, 1121-1123.

39. Stumm, W. and Morgan, J.J., (1981): Aquatic chemistry. 2nd. edition. John Wiley & sons, New York. 780 pp.

40. Titley, S.R. and Bean, R.E., (1981): Part Y. Geologic settings, petrology and tectogenesis. Econ. Geol. Seventy-fifth Anniversary Vol. 214-234.

41. Torma, A.E., (1988): Leaching of metals. In: Rehm, H.J. and Reed, G. (Eds), Biothecnology vol 6B. VCH Verlagsgesellschaft, Weinheim, Germany. 367-399.

42. Towe, K.M. and Moench, T.T., (1981): Electron-potential characterization of bacterial magnetite. Earth Planet Sci. Let. 52, 213-220.

43. Velbel, M.A., (1985): Geochemical mass balance and weathering rates in forested watersheds of southern Blue Ridge. Am. Journ Sci. 285, 904-930.

44. Walder, I.F. Chavez, W.X., (1994): Element mobility in Pb-Zn skarn mill tailings, Grant Country New Mexico. Soc. Mining Metal. Explor. Preprint 94-185.

45. Wilmoth, R.C. (1977). " Limestone and Lime Neutralization of Ferrous Iron in Acid Mine Drainage " U.S.Environmental Protection Agency, Cincinnati (Ohio).

46. Wollast, R. and Chou, L., (1985): Kinetic study of the dissolution of albite with continuous flow-through fluidized bed reactor. In: Drever, J.I. (De). The chemistry of weathering. Reidel, Dordrecht, Netherland. 75-96.

GLOSARIO

Adsorción.- Fenómeno fisicoquímico que consiste en un tipo de adhesión que ocurre en la superficie de un sólido o líquido en contacto con otro medio y que origina una acumulación o concentración incrementada de moléculas de ese medio en la vecindad inmediata de la superficie.

Afloramiento.- Porción de una formación que está expuesta en la superficie del terreno.

Aluvial.- De o perteneciente a un aluvión, relativo a los depósitos formados por corrientes de agua.

Aluvión.- Depósito de grava, arena y lodo suelto situado generalmente entre la capa superficial de tierra vegetal y la roca subyacente.

Andesíticos.- De andesita, roca de los andes, roca volcánica de textura porfirítica o felsítica.

Anticlinal.- Plegamiento o arqueamiento de un estrato rocoso que buza en dirección opuesta de un eje.

Basaltos.- Rocas básicas, representantes volcánicos de los gabros y noritas, de tonos oscuros o negros, con estructura microfílica y microgranuda, con o sin vidrio.

Batolito.- Masa irregular muy grande de rocas plutónicas que han cristalizado a profundidad y que han sido descubiertos por erosión. Son de textura gruesa debido a su enfriamiento lento.

Buzamiento.- Echado de una veta medido a 90° del rumbo.

Dendrítico.- Ramificado a manera de árbol.

Dique.- Bordo, reborde, derrame, rebosadero.

Echado.- Ángulo que forman con la horizontal los estratos o capas de una formación.

Epigético.- De epígeno, que se forma, se origina o tiene lugar en la superficie de la tierra.

Esquistoso.- Calificativo que se aplica a rocas de textura fina que han sufrido resquebrajaduras y cizalleo de manera que sus minerales o partículas originales aparecen aplanadas y alargadas en delgadas hojuelas o laminaciones paralelas.

Estratificación.- Es la propiedad que tienen las rocas sedimentarias de disponerse en capas, hojas o lechos llamados estratos, de espesor, extensión y formas variables.

Estructura mineralizada.- Características de las formaciones geológicas que tienen relación con su composición o constitución en gran escala. Así, el plegamiento y la estratificación son caracteres estructurales.

Félsico.- Término aplicable al grupo de los minerales feldespáticos, cuarzo y rocas compuestas predominantemente de estos minerales.

Floculante.- Sustancia química de alto peso molecular que ayuda a que las partículas en suspensión en una solución, se agrupen en agregados o conjuntos y se logre la sedimentación.

Gabros.- De colores verdes o grisoscuros, grano grueso o fino y compuestos de plagioclasa básica (labrador, anortita) y dialaga como elementos esenciales.

Ganga.- Término que se aplica a minerales terrosos o no metálicos que ocurren en depósitos minerales.

Geomórfico.- De o perteneciente a la figura de la Tierra o a la forma de su superficie; que se asemeja a la tierra.

Granito.- Rocas de grano grueso, mediano o fino, compuestas de ortosa, plagioclasa, cuarzo y biotita como elementos esenciales.

Ígneo.- Término que se aplica a los agentes que intervienen en la formación de rocas a partir de masas fundidas. También se emplea para designar de manera general, a las rocas resultantes de la solidificación de masas fundidas, ya sea sobre la superficie o en las profundidades de la tierra.

Intemperismo.- Cambio de una formación rocosa producido por agentes atmosféricos.

Intrusión.- Masa de roca ígnea que ha sido forzada a cruzar parcial o totalmente alguna formación de una época anterior.

Jales.- Desechos de procesos de beneficio de mineral.

Lixiviado.- Material separado de un compuesto soluble de otro insoluble, por lavado con un disolvente.

Mineralogía.- Tiene por objeto el estudio de los minerales y de todas sus propiedades; se divide en dos partes: general y descriptiva; en la primera se estudian las propiedades generales y los medios de investigación y clasificación de los minerales; en la segunda, se estudian las especies mineralógicas y sus agrupaciones.

Noritas.- Son rocas de caracteres análogos a la de los gabros, de los que se diferencian por el predominio de piroxenos rómbicos asociados a la plagioclasa como elementos esenciales.

Pórfido.- Roca ígnea de cristales grandes (fenocristales) en matriz de grano fino o en matriz vítrea.

Porfírico.- Textura de roca en que destacan los cristales separados rodeados por una masa de material más fino.

Riolítica.- De riolita, roca ígnea felsofírica o vítrea, compuesta principalmente de cuarzo y feldespato alcalino.

Rocas detríticas.- Se componen de materiales fragmentarios procedentes de otras rocas. Pueden ser sueltas, como cascajo, grava, arena, tierra vegetal, etc., o cementadas, conglomerados, areniscas, etc.

Rocas plutónicas.- Rocas ígneas de formación profunda o las que se han cristalizado a partir de magmas, a gran profundidad, muy lentamente y bajo gran presión.

Skarn.- Escarno, término escandinavo que significa desecho, escombros; silicatos de calcio ricos en hierro que se forman en condiciones pirometasomáticas.

Terrereros.- Tiraderos de material de minas.

Veta.- Fractura o fisura mineralizada; depósito de ancho pequeño en comparación con su longitud y extensión vertical.

