



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
DE MÉXICO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA
DIVISIÓN DE INGENIERÍA EN CIENCIAS DE LA
TIERRA**

**DETERMINACIÓN DE INFILTRACIÓN EN SUELO Y
PERMEABILIDAD Y FRACTURAMIENTO EN ROCA
PARA CONOCER PATRONES DE ESCURRIMIENTO
EN LA MINA TIZAPA.**

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:

INGENIERA GEÓLOGA

P R E S E N T A:

ISIDRO ANGELES MARÍA GUADALUPE



**DIRECTORA DE TESIS:
M.I. ANA ALEJANDRINA CASTRO
RODRÍGUEZ
(2014)**



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.



“Nunca consideres el estudio como una obligación, sino como una oportunidad para entrar en el bello y maravilloso mundo del saber.” Albert Einstein.

No imaginé que llegaría realizar una tesis y ahora me encuentro escribiendo unas palabras, las cuales considero escasas para expresar mi eterno agradecimiento a las personas que hasta ahora tuve la oportunidad de conocer y me brindaron su apoyo en cada una de las etapas por las que he pasado y llegar a este momento, terminar una Licenciatura.

Gracias a mis padres, como personas y como pareja, por el ejemplo, el amor y que por sobre todas las cosas desde siempre supieron salir adelante juntos, eso es de admirarse. También les agradezco por los valores, la educación que nos inculcaron y por el apoyo incondicional que siempre nos han brindado para que mis hermanos y yo salgamos adelante.

A mi mamá, Columba Angeles Granados le agradezco y admiro su valentía, paciencia, la fortaleza que tienes para nunca decaerte. Gracias mamá por estar siempre al pendiente de mis hermanos y de mí, porque sin importar los desvelos o los malos ratos que pudimos o pude haberte provocado, siempre has estado ahí.

A mi papá, Juan Isidro González, porque siempre nos has motivado a seguir adelante, con tus consejos y frases que nos dices. De ti admiro las ganas, la dedicación y el compromiso por querer ser alguien en la vida, que a pesar de carecer de ciertos recursos y vivir ciertas situaciones en tu etapa de estudiante, tú siempre tuviste en la mente la meta de terminar tu licenciatura.

A mis hermanos, Evelyn y Juan Farid, porque de alguna u otra manera hemos estado ahí juntos para apoyarnos uno al otro.

A mi demás familia, pero en especial a alguien que desde pequeña me vio, cuidó y hasta consintió, a usted tío Mario Angeles, gracias por su cariño y atenciones que me brindó y que a pesar de la distancia siempre ha estado al pendiente y me ha echado porras para salir. Lo quiero muchísimo.



Agradezco a los amigos, que más que amigos los considero como una segunda familia, con los que me han dado la oportunidad de poder convivir y compartir con cada uno de ellos grandes aventuras llenas de alegrías, tristezas, éxitos, caídas, desvelos; grandes emociones y eventos que pasamos juntos para llegar a ser lo que ahora somos. Empezando por mi primer amiga de la secundaria, Montse, que a pesar de que se oponían a nuestra amistad, hoy en día continua. Viridiana y Carlos, dos personas que conocí de una manera tan peculiar, con los que viví buenos, malos y muy divertidos momentos, por los que se convirtieron en mis mejores amigos del CCH y a pesar de que elegimos distintos caminos, nuestra amistad ha perdurado y el cariño hacia ustedes nunca cambiara. Isaac, otra de mis grandes amigos que tuve la dicha de conocer y quien se convirtió en mi primer “hermano mayor”, gracias por todo tu apoyo, confianza y cariño. A todas esas grandes y maravillosas personas que tuve la fortuna de conocer durante mi estancia en la Facultad de Ingeniería, les doy las gracias por apoyarme, creer en mí, por escucharme, aconsejarme, por tantas enseñanzas, por todo el tiempo compartido durante las clases, prácticas y hasta fuera de la escuela. Gracias: Fany, Luz, Vane, Alejandro, René, Yota, Raúl, Iván, Dionicio, Kike, Beto, Checo, Rey, Diego.

Agradezco a la Universidad Nacional Autónoma de México por abrirme sus puertas y darme la educación que tuve, al igual que, a los profesores con los que tuve oportunidad de tomar clases en nuestra grandiosa Facultad de Ingeniería.

A la directora de esta tesis, la M. en I. Ana Alejandrina Castro muchas gracias por todo el apoyo, tanto personal como académicamente y su gran colaboración para que finalizara este trabajo.

Al M. en I. José Enrique Santos Jallath, por la oportunidad que me brindo para participar en este proyecto y la atención dedicada a este trabajo.

A mis demás sinodales, el Ing. Javier Arellano Gil, el Dr. Osvaldo Castrellón Flores y el Ing. Alberto Arias Paz, gracias por su tiempo y correcciones.

Al laboratorio de Mecánica de Suelos, en especial a las personas que me brindaron su ayuda y atención, así como las facilidades para la realización de las pruebas. También agradezco al laboratorio de Mecánica y el laboratorio de Minas y Metalurgia.

A mis compañeros y amigos, José Antonio Barrera, José Antonio Mendoza y Yadira Carrillo por ayudarme en campo y gabinete para culminar este trabajo.

Agradezco a la compañía Minera Tizapa S.A. de C.V. por las facilidades brindadas para este trabajo, el cual se realizó con el apoyo del proyecto de investigación PAPIIT IN 114113 “Control de drenaje ácido en minas subterráneas mediante un sistema de tratamiento pasivo in situ” del Programa de Apoyo a Proyectos de Investigación e Innovación Tecnológica de la Dirección General de Asuntos del Personal Académico de la UNAM.



ÍNDICE

	<i>Página</i>
<i>Resumen</i>	8
1. INTRODUCCIÓN	10
1.1. <i>Objetivos</i>	12
2. CARACTERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO	13
2.1. <i>Ubicación de la zona</i>	13
2.2. <i>Geología</i>	14
2.3. <i>Climatología y meteorología</i>	17
2.4. <i>Hidrología</i>	19
2.5. <i>Hidrogeología</i>	20
3. METODOLOGÍA	23
3.1. <i>Pruebas de infiltración en campo</i>	23
3.2. <i>Pruebas de permeabilidad en laboratorio</i>	30
3.3. <i>Granulometría</i>	43
3.4. <i>Análisis estructural</i>	47
4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	49
4.1. <i>Pruebas de infiltración en campo</i>	49
4.2. <i>Pruebas de permeabilidad en laboratorio</i>	57
4.3. <i>Granulometría</i>	64
4.4. <i>Análisis estructural</i>	69
5. CONCLUSIONES	74
5.1. <i>Recomendaciones</i>	75
BIBLIOGRAFÍA	76



Lista de figuras

	Página
Figura 2.1.1	Ubicación de Unidad Minera Tizapa 13
Figura 2.2.1	Geología de la mina Tizapa 16
Figura 2.3.1	Ubicación de las estaciones meteorológicas consultadas 17
Figura 2.3.2	Precipitación total por mes (años 1997-2012). Estación meteorológica de Tizapa 18
Figura 2.3.3	Temperatura máxima y mínima promedio (años 1997-2012). Estación meteorológica de Tizapa 18
Figura 2.4.1	Escurrimientos en los alrededores de Unidad Minera Tizapa 19
Figura 2.4.2	Ríos más cercanos a mina Tizapa 20
Figura 2.5.1	Imagen del contorno del acuífero Temascaltepec con valores de profundidad (líneas verdes) y elevación del nivel freático (líneas naranjas), (CONAGUA, 2008) 21
Figura 3.1.1	Equipo utilizado en la prueba de infiltración en campo 23
Figura 3.1.2	Ubicación de sitios de infiltración y permeabilidad 24
Figura 3.1.3	Anillo exterior hincado al suelo a 15 cm de profundidad 25
Figura 3.1.4	Montaje final del infiltrómetro 26
Figura 3.1.5	Medición exacta del volumen de agua a introducir al anillo interior 26
Figura 3.1.6	Vaciando el volumen de agua a los anillos 26
Figura 3.1.7	Toma de lecturas 27
Figura 3.1.8	Delimitación de cuenca 27
Figura 3.1.9	Delimitación de subcuenca dentro de las obras de la mina, enmarcada en color magenta ubicada en coordenadas locales por minera Tizapa 29
Figura 3.2.1	Permeámetro de carga constante a) Vista frontal 31 b) Vista trasera 31
Figura 3.2.2	Pantalla principal del programa LabView® 32
Figura 3.2.3	Pantalla principal de la sección de calibración 33
Figura 3.2.4	Pantalla en donde se registran los datos antes mencionados para el sensor de confinamiento 33
Figura 3.2.5	Pantalla de la gráfica para calibración (sensor de confinamiento) 34
Figura 3.2.6	Pantalla de inicio donde se registran los datos del sensor de cambio volumétrico inferior 35
Figura 3.2.7	Gráfica de la gráfica para calibración (sensor de cambio volumétrico inferior) 35
Figura 3.2.8	Pastillas de roca obtenidas a partir de barrenos 36
Figura 3.2.9	Material para llevar a cabo el montaje de las pastillas de roca a la cámara 37
Figura 3.2.10	Saturación de la pastilla #16 durante 24 horas 37
Figura 3.2.11	Colocación de la membrana de látex a la pastilla para el montaje en la cámara 38
Figura 3.2.12	Montaje de la pastilla en la cámara 38



Figura 3.2.13	Saturación por el contrapresión en pastilla #16 aplicando una presión de confinamiento de:	
	a) 3.112 kg/cm ²	39
	b) 4.118 kg/cm ²	39
Figura 3.2.14	Ventana para calcular B de Skempton en la pastilla #16	40
Figura 3.2.15	Consolidación de la pastilla #16 en un tiempo transcurrido de:	
	a) 14 horas, 10 minutos.....	41
	b) 15 horas, 33 minutos, 23 segundos	41
	c) 17 horas, 35 minutos, 05 segundos	42
Figura 3.3.1	Muestras de suelo antes de iniciar el proceso para secar cada una de ellas dentro del horno	43
Figura 3.3.2	Proceso de homogeneización a la muestra de suelo INF-3	44
Figura 3.3.3	Cuarteo para una muestra de suelo	44
Figura 3.3.4	Algunos tamices utilizados para la prueba de granulometría	44
Figura 3.3.5	Primer juego de tamices montado en el cernidor “Rot Tap”	45
Figura 3.3.6	Muestra de suelo representativa para analizar la granulometría	
	a) INF-1	45
	b) INF-2	46
	c) INF-3	46
Figura 3.4.1	Plano con ubicación de las obras aledañas de la mina	48
Figura 4.1.1	Prueba de infiltración en INF-1	50
Figura 4.1.2	Gráfica de resultados para INF-1	50
Figura 4.1.3	Prueba de infiltración para INF-2	51
Figura 4.1.4	Gráfica de resultados para INF-2	51
Figura 4.1.5	Prueba de infiltración en INF-3	52
Figura 4.1.6	Gráfica de resultados para suelo INF-3	52
Figura 4.1.7	Circulación de agua dentro de las obras de la mina (Neri,2014)	56
Figura 4.3.1	Suelo INF-1	64
Figura 4.3.2	Curva granulométrica del suelo INF-1	65
Figura 4.3.3	Suelo INF-2	66
Figura 4.3.4	Curva granulométrica del suelo INF-2	67
Figura 4.3.5	Suelo INF-3	67
Figura 4.3.6	Curva granulométrica del suelo INF-3	68
Figura 4.4.1	Plano de fracturamiento en las obras aledañas de la mina	72
Figura 4.4.2	Representación gráfica de infiltración de agua	73
Figura 4.4.3	Drenaje ácido en las obras de la mina	
	a) Agua neutra en contacto con sulfuros del rebaje	73
	b) Presencia de drenaje ácido en la mina	73
	c) Circulación de drenaje ácido en la rampa	73



Lista de tablas

	Página
Tabla 3.2.1 Datos para calibración de sensores	36
Tabla 4.1.1 Calificación de la velocidad de infiltración por Mazurak, Kohnke y Bonnet (Anexo A, 1996)	53
Tabla 4.1.2 Calificación de la velocidad de infiltración de las pruebas realizadas en campo	53
Tabla 4.1.3 Información de las dos estaciones meteorológicas	53
Tabla 4.2.1 Valores estimados de la conductividad hidráulica o coeficiente de permeabilidad (k) en m/d	58
Tabla 4.2.2 Resultados de permeabilidad de pastilla #18	59
Tabla 4.2.3 Resultados de permeabilidad de pastilla #16	60
Tabla 4.2.4 Resultado de permeabilidad de pastilla #11	
a) Con h= 200 cm	61
b) Con h= 150 cm	62
c) Con h= 100 cm	63
Tabla 4.3.1 Resultados del suelo INF-1	65
Tabla 4.3.2 Resultados del suelo INF-2	66
Tabla 4.3.3 Resultados del suelo INF-3	68
Tabla 4.4.1 Análisis de fracturas y fallas para plano con elevación 1052	69
Tabla 4.4.2 Análisis de fracturas y fallas para plano con elevación 1100	70
Tabla 4.4.3 Análisis de fracturas y fallas para plano con elevación 1200	70



Resumen

En la Unidad Minera Tizapa, localizada en el estado de México se presenta una mineralización compuesta por sulfuros metálicos, los cuales al entrar en contacto con agua y oxígeno provocan la generación de drenaje ácido. Uno de los factores para la producción de este drenaje es el agua, la cual a pesar de presentarse en gran volumen en la mina, se desconocen los principales patrones de escurrimiento y sus fuentes, si es a partir de la infiltración de agua por precipitación pluvial o del acuífero de Temascaltepec. Es por ello que en este trabajo se realizaron pruebas necesarias tanto en rocas como en suelos para analizar las condiciones del medio y poder evaluar la infiltración de agua pluvial desde superficie hasta las obras de la mina.

Para conocer la velocidad de infiltración de agua en el suelo, se llevaron a cabo tres pruebas de infiltración dentro de las obras de la mina. Éstas se efectuaron con un infiltrómetro de carga constante utilizando el método de doble anillo o dos tubos concéntricos (Aparicio, 1989). También se determinó un volumen anual medio de escurrimiento natural debido a la lluvia, aplicando el método indirecto denominado precipitación-escurrimiento, establecido en la Norma Oficial Mexicana NOM-011-CONAGUA-2000 (Semarnat, 2002), que permitió calcular la infiltración en una subcuenca que se delimitó. También se calculó la infiltración involucrando valores de precipitación, evapotranspiración y escurrimiento.

Así mismo, se efectuaron tres pruebas de permeabilidad en tres rocas representativas de la columna estratigráfica del sitio (esquisto, toba y filita grafitica), a partir de núcleos de roca obtenidos de dos barrenos realizados en las afueras de las obras de la mina.

Se analizó la granulometría de los suelos donde se efectuaron las pruebas de infiltración en campo, para conocer su relación con las velocidades de infiltración. Se tomó como referencia el procedimiento explicado en el libro de Mecánica de Suelos (Juárez Badillo, 1974).



A partir de tres planos proporcionados por la empresa se realizó un análisis estructural de las fracturas y fallas en un área específica, al suroeste de las obras de la mina, a tres niveles de elevación distintos: al nivel 1052, 1100 y 1200 msnm, respectivamente. El objetivo fue determinar las direcciones preferenciales por las cuales el agua llegaría a circular con mayor facilidad desde la superficie y hasta el interior de la mina.

En los tres sitios representativos de suelos donde se realizaron las pruebas de infiltración, se obtuvieron velocidades diferentes en un rango entre 0.036 cm/h y 2.07 cm/h, calificándolas de muy lentas a moderadas. Se determinó una infiltración de $0.031 \text{ hm}^3/\text{año}$. La permeabilidad conseguida en las tres pruebas en roca fue baja, para el esquisto alterado resultó ser de $4.73 \text{ E-}10$ cm/s, para la toba de $1.47 \text{ E-}09$ y para la filita gráfita de $2.47 \text{ E-}06$. En general, la granulometría del suelo corresponde a arenas bien graduadas y en cuanto al fracturamiento se obtuvieron dos familias con direcciones preferenciales hacia el NW-SE y la otra al NE-SW. Por lo tanto, al considerarse una velocidad baja de infiltración en suelo, una permeabilidad baja en las rocas, y a pesar de que el porcentaje de gravas y arenas era mayor en los suelos, en las pruebas de campo éste se comportó como impermeable, lo único que puede provocar la presencia de un gran volumen de agua dentro de la mina, es el fracturamiento.



1. INTRODUCCIÓN

El drenaje ácido de minas (DAM) es el resultado de la oxidación natural de sulfuros minerales expuestos en las obras después de la extracción realizada de los minerales de interés económico; es decir, que los sulfuros de las obras mineras o en los depósitos de residuos quedan expuestos al agua y oxígeno, y que por reacciones de óxido-reducción el azufre se oxida formando sulfatos; hay liberación de iones H^+ , que producen la acidez en el agua (Sengupta, 1993; Lottermoser, 2007; US-EPA, 1994; Environment Australia, 1997; Spitz y Trudinger, 2009). El DAM también se caracteriza por presentar un pH menor a 4, una alcalinidad decreciente, concentraciones elevadas de sólidos disueltos totales (SDT), sulfatos y de metales disueltos o totales.

El fenómeno de formación de drenaje ácido está relacionada con la presencia de agua dentro de la mina, por lo que en una operación minera en la que hay indicios de que se pueda formar drenaje ácido por la presencia de sulfuros metálicos, por ejemplo la pirita, que es el principal mineral generador de acidez, resulta ser muy importante conocer la procedencia o la principal fuente de aporte de agua, si es por infiltración de agua pluvial o bien, si proviene de un acuífero.

Es por ello que el análisis de la información hidrológica, hidrogeológica, así como la evaluación de los procesos de infiltración en suelos, la permeabilidad en las rocas de las zonas de estudio, así como el grado de fracturamiento, son de sumo interés para el manejo y control del drenaje ácido en la mina, ya que se conocerían los principales medios por las que el agua llegaría a tener contacto con los sulfuros y oxígeno.

Actualmente las medidas que se han implementado para manejar y controlar el drenaje ácido es a través de “tratamientos activos y pasivos”. El primer tratamiento implica un proceso de neutralización a partir del uso de reactivos químicos alcalinos. Una vez que se consume la acidez de los lixiviados tratados, bajo condiciones neutras, se precipitan los metales disueltos en forma de óxidos, hidróxidos, carbonatos o sulfuros; y mediante procesos de sorción, a los metaloides como arsénico, son retenidos en superficies de oxihidróxidos-óxidos de Fe o Al (Lottermoser, 2007).



Los tratamientos pasivos se basan en procesos físico-químicos que tienen como objetivo modificar ciertas características de las aguas ácidas contaminadas, a través de la neutralización del pH y la retención de elementos potencialmente tóxicos (Luna, 2011).

En México, Gatica y Santos (2003) reportan la presencia de DAM en la mina de Tizapa. El yacimiento es de sulfuros masivos polimetálicos con presencia de minerales de plomo, plata, zinc y cobre, en forma de cuerpos lenticulares de origen vulcanogénico y una mineralización constituida por pirita de grano fino con bandas y disseminaciones de esfalerita, galena, arsenopirita y calcopirita. El DAM se manifiesta dentro de las obras más antiguas fuera de operación, y se forma a partir de los sulfuros que se encuentran expuestos al oxígeno del aire y la presencia de agua que se infiltra a la mina.

Este trabajo forma parte de un proyecto de investigación que tiene como objetivo desarrollar un sistema de tratamiento pasivo en el que se utilizan rocas y materia orgánica con la capacidad de neutralizar el DAM y retener los elementos metálicos contenidos en solución, colocando estos sistemas en sitios estratégicos donde se tengan que tratar las aguas ácidas generadas en la mina (Cervantes, 2014). El drenaje ácido se ubica principalmente en los niveles superiores de la mina; su ubicación y aforo fue realizado en un trabajo previo (Neri, 2014), como ayuda en el diseño del sistema de tratamiento.



1.1 Objetivos

El presente trabajo tiene como principal objetivo conocer los patrones de escurrimiento e infiltración de los volúmenes de agua pluvial que se presentan en la mina. Y como objetivos particulares:

1. Conocer la infiltración del agua en la mina a través del suelo.
2. Conocer la permeabilidad en núcleos de roca representativos de la geología de la mina.
3. Obtener las direcciones preferenciales por las que podría circular el agua y drenaje ácido dentro de las obras de la mina.
4. Determinar la principal fuente de aportación de agua hacia las obras de la mina.

En esta investigación se pretende identificar si el suelo y la roca son lo suficientemente permeables para que el agua pluvial migre hacia las zonas de la mina; su desarrollo se realizó con base en la información geológica y estructural de ciertas áreas de la mina, y las pruebas de infiltración de suelo y permeabilidad en roca se basaron en dicha información.



2. CARACTERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO

2.1 Ubicación de la zona

Minera Tizapa se encuentra localizada hacia el suroeste del Estado de México, a 67 km en línea recta de Toluca y a 4 km al sureste del municipio de Zacazonapan. Las coordenadas geográficas en las que se ubica la mina son $100^{\circ} 10'$ a $100^{\circ} 15'$ de longitud oeste y $19^{\circ} 00'$ a $19^{\circ} 05'$ de latitud norte.

Para llegar a Tizapa desde la ciudad de México, se debe tomar la autopista a Valle de Bravo y de allí salir por Avándaro hacia Temascaltepec-Zacazonapan; desde Toluca, es por la carretera 130 de Toluca a Temascaltepec. El acceso a Minera Tizapa es 6 km después del entronque de la gasolinera ubicada en Zacazonapan (figura 2.1.1).

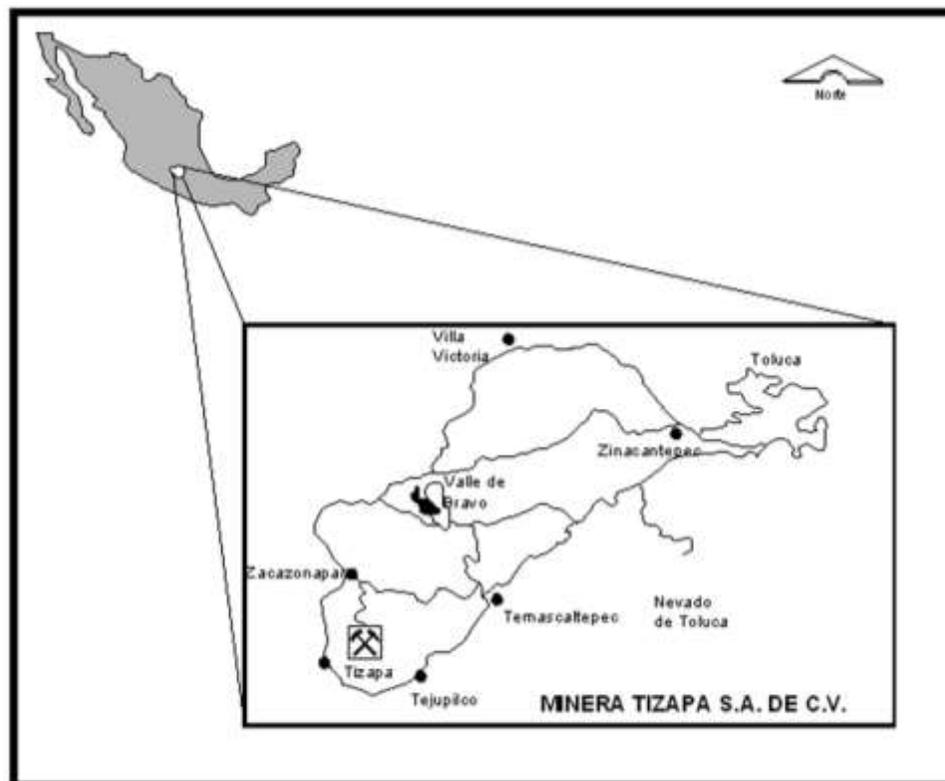


Figura 2.1.1 Ubicación de Minera Tizapa.



2.2 Geología

Fisiográficamente el área de estudio se encuentra entre los límites septentrionales de dos provincias, el Eje Neovolcánico y la Sierra Madre del Sur, en la Subprovincia Balsas-Mezcala.

La geomorfología regional está representada por conos volcánicos como el cerro Pelón, mesetas formadas por coladas de basalto como la mesa de Tizapa, ambos, productos de una actividad volcánica reciente. También se presentan formas dómicas como la del cerro el Sombrero y el cerro La Pila, así como cañadas formadas por ríos intermitentes.

La geología regional está constituida por la serie metamórfica Tejupilco, que data del Jurásico Tardío-Cretácico Temprano; le subyace el Grupo Arcelia-Palmar del Cretácico, la cual se encuentra cubierta por conglomerados del pre-Cuaternario, flujos basálticos y depósitos conglomeráticos de tipo lacustres y aluviales del Cuaternario (Zamora Vega, 2004).

La serie metamórfica Tejupilco se encuentra dentro del subterreno Teloloapan, la cual corresponde a una serie intensamente deformada y metamorfozada a facies de esquistos verdes, está formada por una asociación de filitas carbonosas, cuarcitas, esquistos de sericita, esquistos de clorita (principalmente de origen volcanoclástico de composición andesítica a dacítica) y un augengneis milonítico de composición granítica, mejor conocido como metagranito de Tizapa. Su formación fue a partir de una intrusión pre-tectónica emplazada en una secuencia-volcanosedimentaria. El metagranito fue deformado y metamorfozado subsecuentemente junto con la roca encajonante volcanosedimentaria.

Las rocas en las que se alberga la mina pertenecen a esta serie, en las que se presentan filitas carbonosas, meta-andesitas, meta-riolitas y el metagranito de Tizapa.

El Grupo Arcelia-Palmar está formado por calizas arcillosas interestratificadas con sedimentos terrígenos finos parcialmente filitizados, horizontes de arenisca y de sedimentos tobáceos. Le subyace una secuencia de rocas de origen volcánico constituido por grandes espesores de lava masiva y almohadillada con intercalaciones de rocas volcanoclásticas, horizontes tobáceos y silíceos. En la parte superior de esta secuencia se presentan algunos bancos calcáreos fosilíferos.

A este grupo lo integran tres formaciones: la Formación Amatepec y Acuitlapan, en las que predominan las rocas sedimentarias; y la Formación Xochipala constituida por rocas volcánicas.

La Formación Amatepec se considera que es una secuencia calcárea del Albiano. La Formación Acuitlapán se considera como una interestratificación de calizas arcillosas, turbiditas, grauvacas y horizontes pelíticos y filitas de origen calcáreo. La Formación Xochipala consiste en una secuencia de rocas volcánicas andesíticas, con materiales volcanoclásticos intercalados y algunas lavas almohadilladas.



Este grupo se encuentra cubierto discordantemente por conglomerados con clastos de origen continental pertenecientes al Grupo Balsas, a los que le atribuyen una edad del Terciario Temprano. También se presentan flujos de lava basáltica y aluviones del Cuaternario.

Dentro de la geología del yacimiento de la unidad minera Tizapa y que ella misma describe, es mayormente del Cuaternario, como el basalto y sobre él se encuentran depósitos lacustres y de talud. Seguirían rocas del Precretácico, de origen metamórfico como son filita gráfita y esquistos verdes o meta-andesitas (figura 2.2.1).

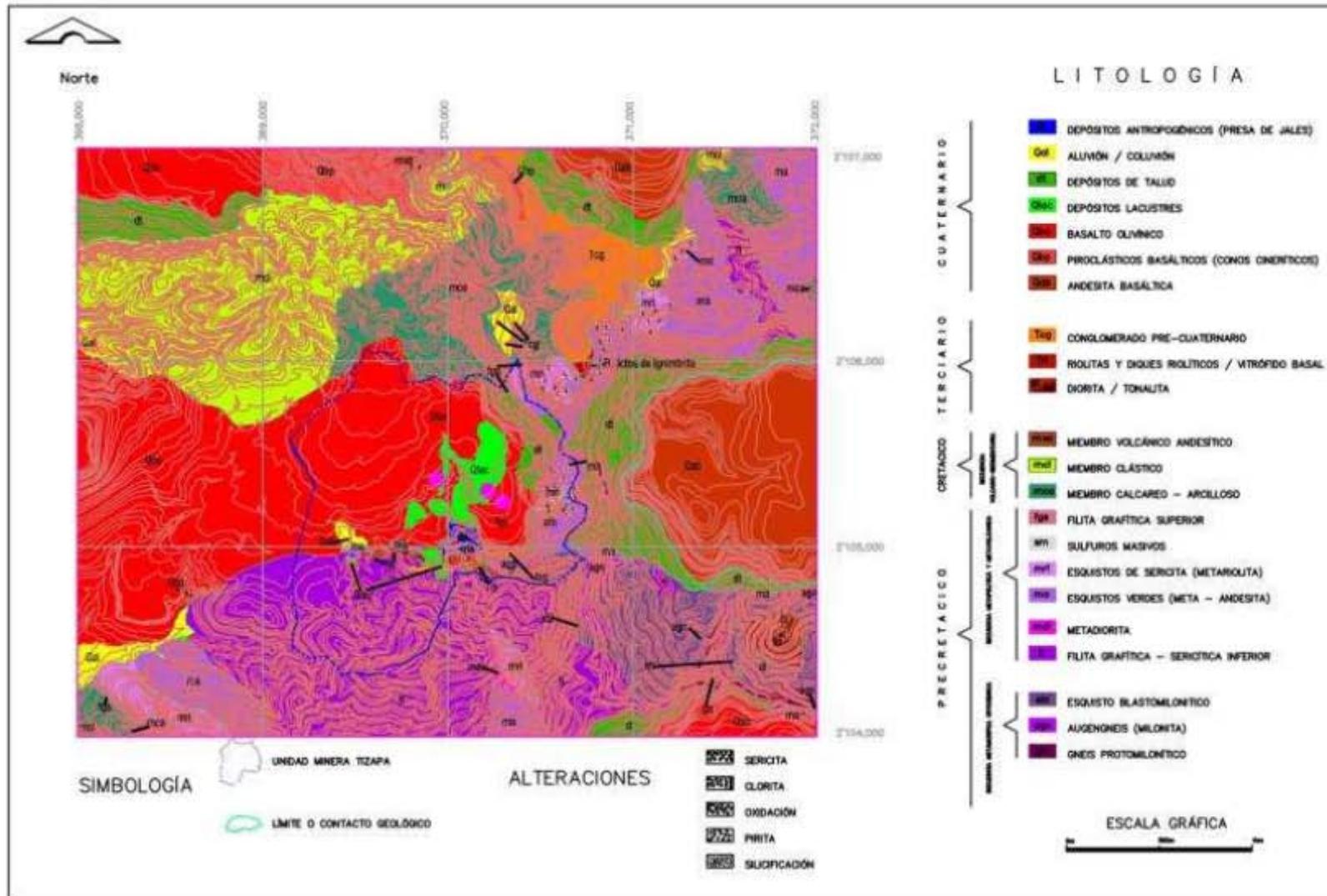


Figura 2.2.1 Geología de la mina Tizapa



2.3 Climatología y meteorología

El clima predominante es cálido, sub-húmedo con humedad moderada. Consultando seis estaciones meteorológicas por parte del Servicio Meteorológico Nacional (SMN), consideradas las más cercanas a la mina de Tizapa (Figura 2.3.1), se eligió la más próxima al área de estudio, la cual correspondió a la estación San Pedro Tenayac, que de 1981 al 2010, registró en promedio una temperatura máxima anual de 24.7 °C, una mínima de 7.6 °C y una temperatura promedio de 16.2 °C. También registró una precipitación de 958 mm/año y una evaporación total normal de 1729 mm/año.



Figura 2.3.1 Ubicación de las estaciones meteorológicas consultadas.

Minera Tizapa cuenta con una estación meteorológica, ésta se encuentra ubicada en X: 369,763, Y: 2'106, 396 en coordenadas UTM, en la cual también se pudo obtener información con respecto a la precipitación y temperatura de la mina. Los datos de precipitación que registró esta estación, a través de los años de 1997-2012 se muestran en la figura 2.3.2 y con respecto a la temperatura para los mismos años se muestra en la figura 2.3.3.

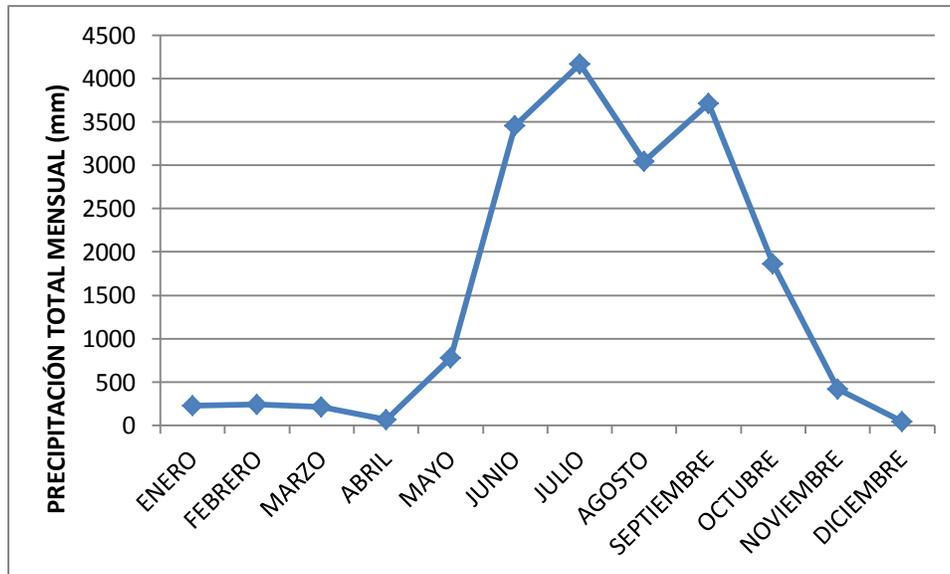


Figura 2.3.2 Precipitación total por mes (años 1997 – 2012). Estación meteorológica de Tizapa.

Aquí se puede ver que los meses de mayor precipitación son de Junio hasta Septiembre, obteniendo un valor promedio de 1139 mm/año.

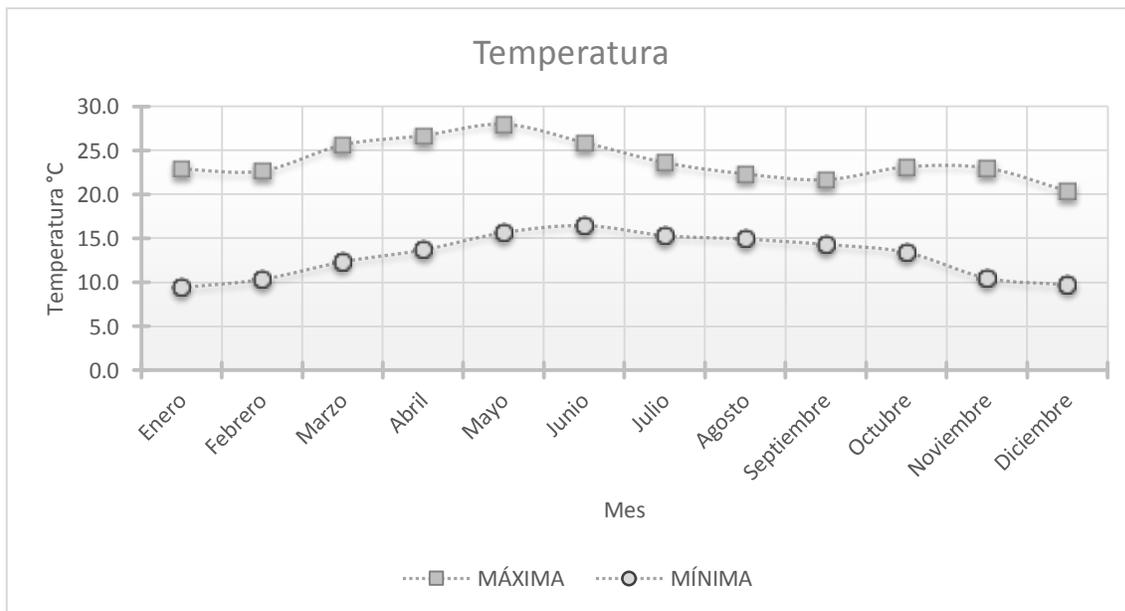


Figura 2.3.3 Temperatura máxima y mínima promedio por mes (años 1997 a 2012). Estación meteorológica de Tizapa

Con respecto a la temperatura promedio anual registrada en esta estación es de 23° C.



2.4 Hidrología

El sistema de drenaje que se presenta en la zona es de tipo dendrítico e intermitente, en el que destacan arroyos de fuertes pendientes, algunas veces interrumpidos por saltos de hasta 40 m. En época de lluvias se consideran como torrenciales (figura 2.4.1).

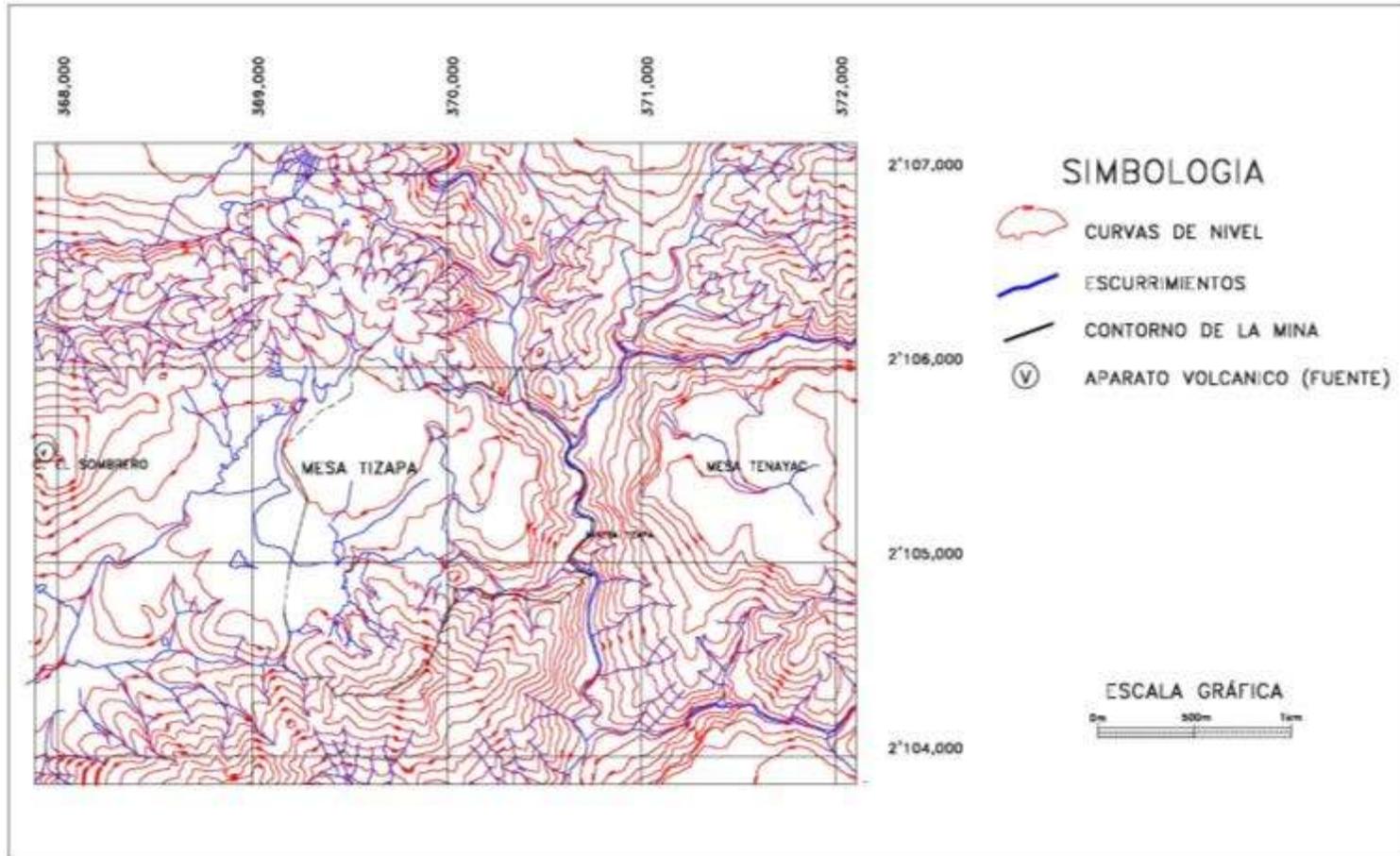


Figura 2.4.1 Escurremientos en los alrededores de Unidad Minera Tizapa

El arroyo principal es El Ahogado y lleva agua todo el año; una sección de él pasa al este de la mina. Hacia el norte a este arroyo se le unen los arroyos El Campanario, San José Tizapa y Arroyo Frío (figura 2.4.2). El arroyo El Ahogado desemboca en el río Temascaltepec, y éste con el río Tilostoc forman el río Tuzantla, el cual es afluente del Río Balsas que drena hacia el océano Pacífico (CRM, 1991).



Figura 2.4.2 Ríos más cercanos a Mina Tizapa

2.5 Hidrogeología

Con base en información de la Comisión Nacional de Agua (CONAGUA, 2008), minera Tizapa se encuentra ubicada al norte del acuífero Temascaltepec, el cual se localiza en la región hidrológica N° 18 Río Balsas. Esta zona pertenece a la subregión Alto Balsas y está ubicado en la cuenca del Río Cutzamala.

Las coordenadas geográficas en las que se ubica el acuífero son $18^{\circ} 49' 58.9''$ a $19^{\circ} 08' 37''$ de latitud norte y $99^{\circ} 51' 17.9''$ a $100^{\circ} 36' 46.2''$ de longitud oeste. Su principal corriente superficial es el río Temascaltepec, el cual aguas abajo recibe agua del arroyo Los Sabinos; se origina a partir de la unión de dos ríos: el Verde y el Vado. Su recorrido inicia desde el Nevado de Toluca hasta al nor-noroeste del municipio de Tejupilco, estado de México.

Se ha clasificado este acuífero como de tipo libre, encajonado en diferentes litologías, cada una con un valor de permeabilidad diferente, por lo que CONAGUA las divide en tres unidades hidrogeológicas:

- *Unidad 1.* Materiales de permeabilidad alta que constituyen zonas de recarga. En esta unidad se agrupan derrames volcánicos compuestos de basaltos y depósitos aluviales. Son materiales constituidos por materiales granulares y rocas fracturadas.
- *Unidad 2.* Materiales de permeabilidad media que constituyen zonas de recarga. Principalmente ocasionada por fracturamiento. Está conformada por rocas ígneas extrusivas de composición intermedia.



- *Unidad 3.* Materiales de permeabilidad baja que constituyen zonas de barrera. En ella se agrupan las rocas metamórficas, en las que el fracturamiento es escaso y discontinuo. La permeabilidad puede ser de baja a prácticamente nula. El agua de precipitación en el subsuelo funciona como barreras al movimiento del agua.

De manera general, los niveles piezométricos de menor profundidad se localizan en pozos y norias ubicados hacia el sureste del acuífero, en la comunidad de Luvianos, con valores que varían entre 1 y 2 m de profundidad. Al sur del municipio de Temascaltepec, en San Simón de Guerrero se localizan varias norias con una profundidad mayor a 10 m (líneas verdes figura 2.5.1).



Figura 2.5.1 Imagen del contorno del acuífero Temascaltepec, con valores de profundidad (líneas verdes) y elevación del nivel freático (líneas naranjas), (CONAGUA, 2008).

La unidad hidrogeológica en la que se encuentra la mina corresponde a la unidad 3; sin embargo, por los estudios que se realizaron en el presente trabajo y lo observado en la mina, se puede decir que en efecto, el acuífero se encuentra alojado en rocas metamórficas donde aparentemente presentan valores de permeabilidad bajos. Esto no sucede en toda el área, ya que en la mina se presenta un alto grado de fracturamiento en todas direcciones, considerando dos como preferenciales, al NE y al NW. Por este motivo, no funcionan como una zona de barrera, sino como una zona en la que el agua está transitando.

A partir de las líneas equipotenciales, las elevaciones del nivel estático en la zona central del acuífero van de 1110 a 1200 msnm. En la zona de Zacazonapan la elevación es de 1350 msnm. Hacia el este del acuífero, en el municipio de San Simón es de 2120 msnm. De forma general, desde la parte central del municipio de Temascaltepec, hacia el sureste, en Luvianos, el acuífero presenta un comportamiento en forma escalonada con elevaciones que va entre los 1120 msnm hasta los 1170 msnm (figura 2.5.1).



No se tiene información específica para describir cómo es la evolución del nivel estático, pero si se comparan los valores de extracción con los de recarga, se puede observar que los niveles de agua subterránea son estables.

Las entradas al acuífero son a partir de recargas naturales que se producen por efecto de la infiltración de la lluvia que se precipita en el valle. CONAGUA reporta una recarga de 100.8 hm³/año y una extracción de 2.6 hm³/año. Sin embargo, de acuerdo con datos del Registro Público de Derechos de Agua, (REPGA), el volumen de agua concesionable para dicho acuífero, hasta el 2013, es de 34.6 hm³/año. La recarga proviene principalmente de los pie de monte que lo rodean, con una dirección de flujo radial y concéntrica. Al suroeste de Temascaltepec la dirección de flujo proviene de la comunidad de Cuadrilla de López hacia la cabecera municipal de Luvianos.



3. METODOLOGÍA

3.1 Pruebas de infiltración en campo

Para esta prueba se utilizaron infiltrómetros de carga constante con el método de doble anillo, el cual consiste en colocar dos anillos concéntricos, de aproximadamente 23 y 52 cm de diámetro respectivamente, hincados al suelo (figura 3.1.1). El agua se introduce en ambos compartimentos, siempre manteniendo el mismo tirante de agua. El objetivo del anillo exterior es evitar que el agua dentro del anillo interior se expanda en una zona de penetración mayor que el área correspondiente. La capacidad de infiltración del suelo se determina a partir de la cantidad de agua que hay que agregar al anillo interior, midiendo el descenso vertical del agua con respecto al tiempo.



Figura 3.1.1 Equipo utilizado en la prueba de infiltración en campo

Se llevó a cabo en tres sitios ubicados en la figura 3.1.2, los cuales debieron cumplir con las siguientes características:

- El suelo no fuera tan transitado por vehículos o por trabajadores que hayan podido alterar las condiciones de éste.
- Que no haya sido removido o mezclado con otro material de construcción u otro tipo de suelo de diferente origen.
- El suelo no se encontrara contaminado con alguna sustancia tóxica.
- Que hubiera una vía de acceso factible para poder transportar el equipo necesario para realizar la prueba.

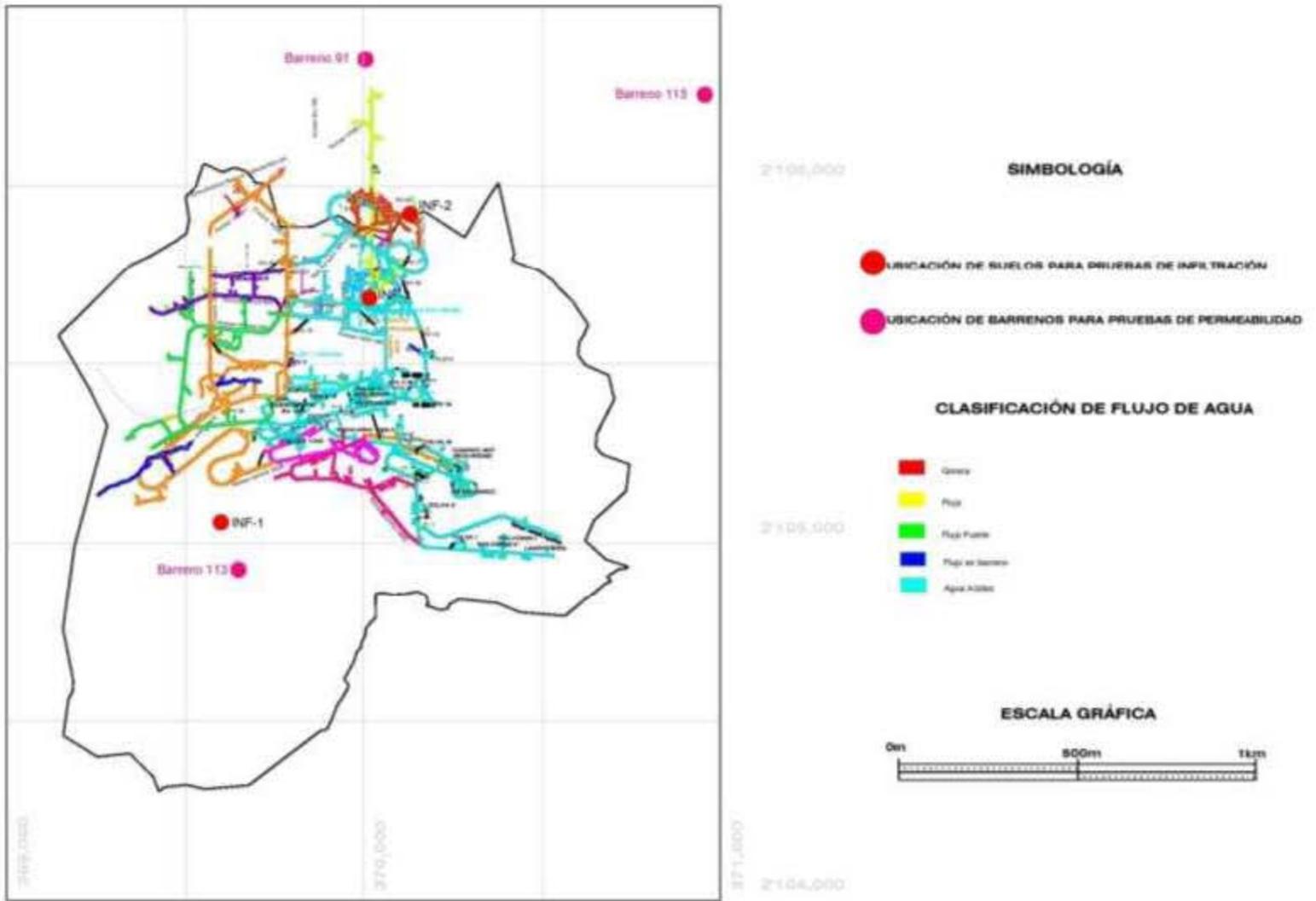


Figura 3.1.2 Ubicación de sitios de infiltración y permeabilidad



Esta prueba se inició limpiando la vegetación del suelo a muestrear, teniendo precaución de no alterar su estructura. Con ayuda de un mazo los dos anillos se fijaron al suelo, hasta alcanzar 15 cm de profundidad (figura 3.1.3). Dentro del anillo más pequeño se colocó en el fondo un plástico que hiciera contacto con el suelo, para impedir que al momento de introducir el agua, golpeará directamente la superficie pudiendo llegar a alterar y variar los valores de infiltración. También se le colocó una regla graduada, estacada en una de sus paredes (figura 3.1.4), para medir el descenso de un volumen conocido de agua, propuesto por el realizador de la muestra (figura 3.1.5). El agua se vació simultáneamente en los dos anillos y durante toda la prueba debían mantener el mismo nivel (figura 3.1.6).

Enseguida se retiró el plástico del anillo interior y se inició la toma de datos del descenso de agua (figura 3.1.7). En general, para los tres sitios, primero se tomaron lecturas en intervalos entre dos y cinco minutos, posteriormente fue en periodos de 15 hasta 30 minutos. La prueba se detuvo hasta que la lectura del descenso de agua en el anillo interior mantuviera un comportamiento constante.

Todos los datos se registraron en una tabla en la que fue necesario especificar las dimensiones de los anillos, los intervalos de tiempo y las lecturas que se tomaron del descenso de agua en el anillo interior, desde el inicio y hasta que culminara toda la prueba. En alguno de los sitios la infiltración fue muy alta, es decir que el volumen de agua propuesto al inicio de la prueba, fue absorbido en un 70%, antes de lo previsto, por lo que fue necesario llenar nuevamente el anillo interior hasta un volumen y nivel de agua conocido. En la tabla se registró el tiempo en que se hizo el relleno, el volumen y el nivel de agua alcanzado.

La velocidad de infiltración en cada una de las muestras se obtuvo del resultado al dividir la lectura del agua infiltrada entre el tiempo inmediato en el que la prueba presentó un comportamiento constante.



Figura 3.1.3 Anillo exterior hincado al suelo a 15 cm de profundidad.



Figura 3.1.4 Montaje final del infiltrómetro.



Figura 3.1.5 Medición exacta del volumen de agua a introducir al anillo interior.



Figura 3.1.6 Vaciando un volumen de agua a los anillos.



Figura 3.1.7 Toma de lecturas

Por otro lado, también se obtuvo el volumen anual medio de escurrimiento natural aplicando el método indirecto denominado precipitación-escurrimiento, establecido en la Norma Oficial Mexicana NOM-011-CONAGUA-2000 (Semarnat, 2002), la cual indica que:

$$\text{Volumen anual medio de escurrimiento natural} = \text{Precipitación media anual de la cuenca} * \text{área de la cuenca} * \text{coeficiente de escurrimiento}$$

La cuenca se determinó a partir de los parteaguas que envuelven el área de la mina (figura 3.1.8), de la cual se calculó un área de 10.40 km².

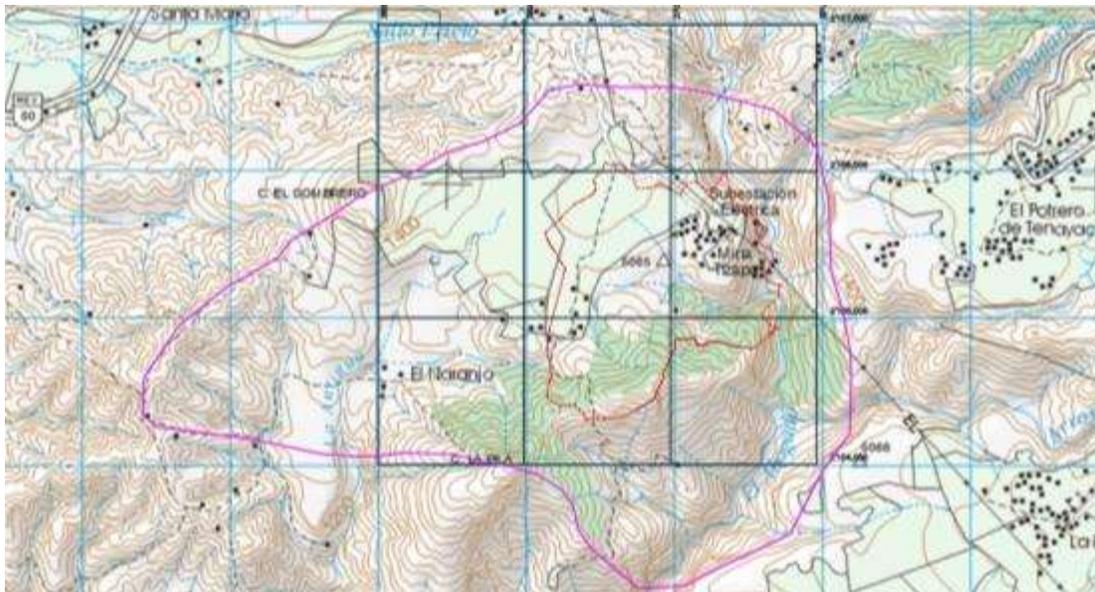


Figura 3.1.8 Delimitación de cuenca



El coeficiente de escurrimiento se determinó según la norma citada, en función del parámetro K que depende del tipo y uso de suelo, utilizando la siguiente expresión:

$$C_e = K \frac{(P - 250)}{2000} + \frac{(K - 0.15)}{1.5}$$

Donde:

C_e = Coeficiente de escurrimiento anual

K = Valor elegido del tipo y uso de suelo, a partir de los propuestos por la NOM-011-CONAGUA- 2000.

P = Precipitación anual, en mm.

También se consiguió calcular un volumen de infiltración por lluvia en la cuenca, a partir de la realización de un balance de agua superficial utilizando la siguiente expresión:

$$\text{Infiltración} = \text{precipitación} - \text{evapotranspiración} - \text{escurrimiento}$$

Para obtener el valor de evapotranspiración, se usó la fórmula de Turc, la cual indica que:

$$ETR = \frac{P}{\sqrt{0.90 + \left(\frac{P^2}{L^2}\right)}}$$

$$L = 300 + 25T + 0.05T^2 \text{ [1]}$$

Donde:

ETR = Evapotranspiración real en metros/año

P = Precipitación en metros/año

T = Temperatura media anual en °C

Una vez conociendo el valor de infiltración en la cuenca, se realizó una sub-cuenca para realizar un estudio más detallado y calcular el mismo valor, ahora dentro de las obras de la mina. Esta subcuenca sólo abarca un área de **0.151 km²**, la cual incluye solo los aforos y los sitios en donde hay más presencia de drenaje ácido, registrado por el Ing. José Santos Jallath (figura 3.1.9).



Finalmente con el resultado obtenido de la infiltración en esta sub-cuenca se realizó una comparación con el volumen de agua que reporta Neri (2014) en el mismo sitio, con el fin de establecer cuál sería la fuente principal de aportación de agua hacia las obras de la mina.

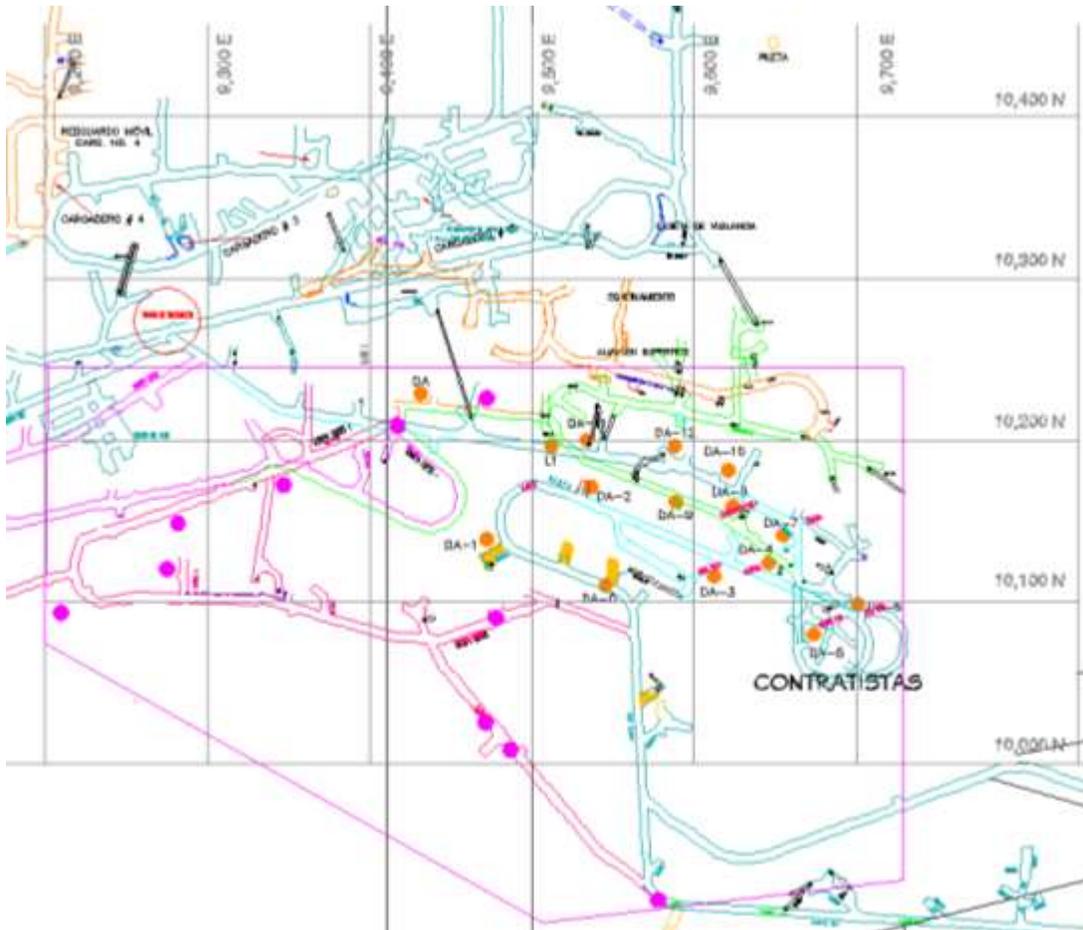


Figura 3.1.9 Delimitación de subcuenca dentro de las obras de la mina, enmarcada en color magenta, ubicada en coordenadas locales por minera Tizapa.



3.2 Pruebas de permeabilidad en laboratorio

Para la realización de esta prueba, fue necesario solicitar a la mina tres muestras de roca a partir de barrenos recientes construidos desde la superficie, ya que se requería analizar la permeabilidad de los estratos superiores.

Los únicos barrenos disponibles que cumplían con estas características se encontraron fuera de la zona de las obras mineras de interés, debido a que los barrenos realizados en estas obras son antiguos y ahora se encuentran en un almacén de difícil acceso dentro de la mina. Por lo tanto, por disponibilidad los barrenos utilizados fueron el B91 ubicado al norte de las obras de la mina, B113 ubicado al sur y el B115 ubicado al noreste.

Fue necesario analizar las condiciones en las que se encontraban los tres barrenos ya que para obtener el valor del coeficiente de permeabilidad (k), debió de ser una roca lo más consolidada posible sin presentar alguna fractura, ya que de ser así, pudo llegar a alterar los resultados de permeabilidad. Por lo tanto, las tres muestras representativas fueron a partir del barreno B91, en la que se eligió una filita grafitica carbonatada encontrada entre los 28 y 31 m de profundidad y del barreno B115, una toba a los 80 cm y un esquisto alterado a los 20.15 m (figura 3.1.2).

Para llevar a cabo esta prueba se utilizó un permeámetro de carga constante diseñado, construido y ensamblado en el Instituto de Ingeniería de la UNAM (figura 3.2.1). El permeámetro se encarga de transportar aire a presión a través de tuberías saturadas con agua hacia una cámara en donde se aloja la pastilla de roca. Es una placa de acero inoxidable de 1.25 m de ancho x 1.70 m de largo y 6 mm de espesor. Consta de un sistema de válvulas de aguja de doble vía y paso, de marca Swagelok, cuya función es regular el paso del agua sometida a presión; una tubería de plástico de 6 mm de diámetro por la que transita el agua; cinco sensores o transductores, tres de ellos son de presión marca MSI Sensors, modelo MSP 300, éstos son los encargados de registrar las presiones de confinamiento, contrapresión superior y contrapresión inferior aplicadas a la pastilla de roca y dos sensores de cambio volumétrico marca Validyne, modelo DP15, encargados de registrar el cambio de volumen de agua que entra o sale de las buretas graduadas en centímetros; tres reguladores utilizados para aplicar presión a la muestra en forma manual; y dos depósitos funcionando como una interfaz de aire-agua. El de menor dimensión se utiliza para aplicar la presión de confinamiento a la cámara donde se aloja la pastilla y el segundo se utiliza para llenar las buretas, así como para saturar el sistema de válvulas y tuberías (De la Rosa, 2008).



a)

b)

1	Regulador de contrapresión inferior	6	Depósito de agua/interfaz aire-agua.	11	Sensor contrapresión superior
2	Regulador de contrapresión superior	7	Sensor cambio volumétrico inferior	12	Interfaz aire-agua
3	Regulador presión de confinamiento	8	Sensor cambio volumétrico superior	13	Cámara que aloja la pastilla de roca
4	Bureta flujo inferior	9	Sensor presión confinamiento	14	Muestra de roca
5	Bureta flujo superior	10	Sensor contrapresión inferior		

Figura 3.2.1 Permeámetro de carga constante, a) vista frontal, b) vista trasera.

Todos los datos obtenidos a través de los cinco sensores fueron enviados a una computadora por medio de un módulo de adquisición de datos, los cuales fueron interpretados por un programa llamado LabView® (Laboratory Virtual Instrument Engineering). En el módulo de operación de dicho programa se puede acceder a varias opciones como son transductores, datos generales, saturación por contrapresión, B de Skempton, consolidación y etapa de ensaye (figura 3.2.2).



Figura 3.2.2 Pantalla principal del programa LabView ®

Estas opciones se utilizaron posteriormente para realizar los cálculos necesarios y obtener el coeficiente de permeabilidad en cada una de las muestras. Para llegar a obtener este coeficiente se llevaron a cabo cuatro etapas previas, las cuales consistieron en:

- Calibrar los sensores de presión con el fin de asegurar que las presiones aplicadas en forma manual sean las mismas lecturas que se van a ir registrando en el programa LabView. Para ello se relacionan los valores reales de las lecturas directas introducidas por el usuario en la columna de mercurio, con las lecturas de voltaje registradas por los sensores al aplicarles ciertas presiones. Estos resultados se representan gráficamente en el programa en una función lineal, relacionando el voltaje contra la lectura obtenida en la columna de mercurio. Al inicio del programa este pide ingresar una pendiente, patrón con el que se realiza la calibración. Este valor corresponde al de la densidad del mercurio a 20° C en kg/cm^3 . Los valores de las ordenadas corresponden a las lecturas obtenidas en la columna de mercurio. Se considera una calibración exitosa cuando los resultados entre las lecturas directas de altura de columna de mercurio y las lecturas registradas con los sensores tienden a ser iguales representando gráficamente una línea recta de 45° de inclinación.

Lo primero que se realizó para calibrar estos sensores fue conectar una de las válvulas con presión de aire a la columna de mercurio y acceder al programa LabView. En la sección de calibración se ingresó a la pestaña de “transductores” y dentro de ella aparecieron las opciones de calibrar transductores, cambiar constantes de calibración de transductores o terminar (figura 3.2.3).

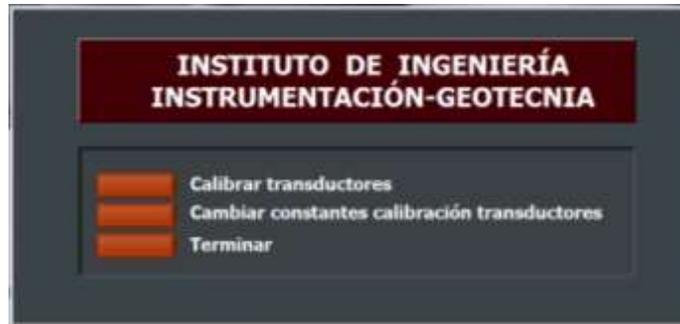


Figura 3.2.3 Pantalla principal de la sección de calibración

Se eligió la primera opción en la que fue necesario seleccionar la cámara, el sensor a calibrar (confinamiento, contrapresión superior o contrapresión inferior), escribir un valor de pendiente, que representa la constante de transformación (de columna de Hg a presión y de altura de agua a volumen para los tres sensores), la ordenada que representa la lectura a partir de la cual se inicia la calibración y los parámetros del patrón: unidades, pendiente y ordenada (figura 3.2.4).

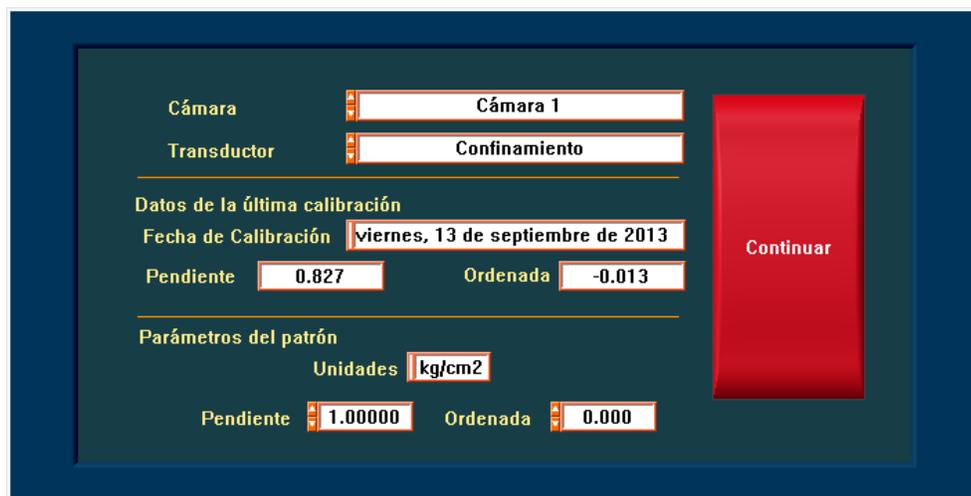


Figura 3.2.4 Pantalla en donde se registran todos los datos antes mencionados para el sensor de confinamiento.

Una vez ingresados los datos anteriores se realizó un aumento de presión de aire de 0.5 kg/cm^2 y se tomó la primera lectura resultante en la columna de mercurio. Este dato se escribió en el programa LabView, en la ventana “indicador”. Posteriormente, se presionó la tecla “tomar lectura”, el programa en automático registró el cambio de voltaje resultante del cambio en la columna de mercurio y lo transformó a presión. Una vez ingresando el primer aumento de presión, se llevó a cabo el mismo procedimiento, con aumentos de 0.5 kg/cm^2 hasta llegar a 4.5 kg/cm^2 , y finalmente obtener la gráfica de una recta (figura 3.2.5). Se graficó el valor de presión o el cambio de volumen contra el voltaje del sensor y los valores de pendiente (m) y ordenada (b) de la línea de ajuste lineal, corresponden a las constantes de calibración del sensor.



Figura 3.2.5 Pantalla de la gráfica para calibración (sensor de confinamiento).

También se calibraron los sensores de cambio volumétrico con el fin de asegurar que las lecturas obtenidas directamente en las buretas de la altura de columna de agua, fueran las mismas lecturas de cambio de voltaje obtenidas por el sensor que se esté calibrando.

Para esto fue necesario calcular el área de la bureta interna, despejando la variable de la fórmula:

$$V = A \times h$$
$$A = \frac{V}{h}$$

Dónde:

A = área de la bureta

V = volumen real de la bureta

h = altura

La altura se midió directamente de la bureta y para obtener el volumen real que puede contener se llenó por completo de agua; después, se drenó hacia otra bureta bien graduada en donde fuera equivalente una lectura de un centímetro de agua a un centímetro cúbico. Teniendo esos datos, solo se sustituyeron en la fórmula anterior.



Para cada uno de los sensores de cambio volumétrico se llenó de agua la bureta correspondiente al sensor a calibrar (inferior o superior), se ingresó al programa LabView en la sección de “calibración de transductores” y se eligió el tipo de sensor a calibrar. Se introdujo el valor de la pendiente correspondiente al área interna de la bureta. Ingresando los datos anteriores, se presionó la tecla “continuar”. Se abrió una ventana nueva en la cual en forma manual se introdujo la primera lectura observada en la bureta y se presionó la tecla “tomar lectura” (figura 3.2.6).

Cámara	Cámara 1
Transductor	Cam.Vol. Inf.
Datos de la última calibración	
Fecha de Calibración	Viernes, 13 de septiembre de 2013
Pendiente	3.236
Ordenada	1.115
Parámetros del patrón	
Unidades	cm3
Pendiente	1.0000
Ordenada	0.000

Figura 3.2.6 Pantalla de inicio donde se registraron los datos del sensor de cambio volumétrico inferior.

Se fue drenando casi la longitud total de la bureta a cada centímetro y se tomaron las lecturas que registraba el programa. Con los datos obtenidos se representó una gráfica lineal (figura 3.2.7).



Figura 3.2.7 Pantalla de la gráfica para calibración (sensor de cambio volumétrico inferior).



Finalmente cada uno de los valores de las constantes de pendiente (m) y ordenada (b) obtenidos en la calibración para cada uno de los sensores se muestra en la tabla 3.2.1. La verificación de pendiente (m) se obtuvo a partir del dato de pendiente en la ecuación de la recta, resultante al graficar cada una de las lecturas registradas en los sensores antes mencionados.

Tabla 3.2.1 Datos para calibración de sensores

SENSOR	CONSTANTES		VERIFICACIÓN
	m	b	m
Confinamiento	0.8266	-0.0135	0.8339
Contrapresión superior	0.6851	-0.0242	0.6936
Contrapresión inferior	0.7081	-0.0214	0.732
Cambio volumétrico superior	5.5212	1.5571	5.4514
Cambio volumétrico inferior	3.2357	1.1150	3.2497

- La segunda etapa consistió en el montaje de la roca al permeámetro, las cuales debían de presentarse en forma de pastillas de dimensiones de 6.3 cm de diámetro por 1.5 cm de espesor, con caras rectas y paralelas; sin embargo, como los núcleos no cumplían estas especificaciones ya que presentaban una longitud mayor y las caras no eran paralelas, fue necesario mandar cortarlos y dejarlos en las mejores condiciones posibles solicitadas por el laboratorio de Mecánica de Suelos.

A cada una de ellas se le asignó una clave para identificarlas con mayor facilidad, las cuales fueron: pastilla #11 para la filita gráfica carbonatada, pastilla #16 para la toba y pastilla #18 para el esquisto alterado (figura 3.2.8).

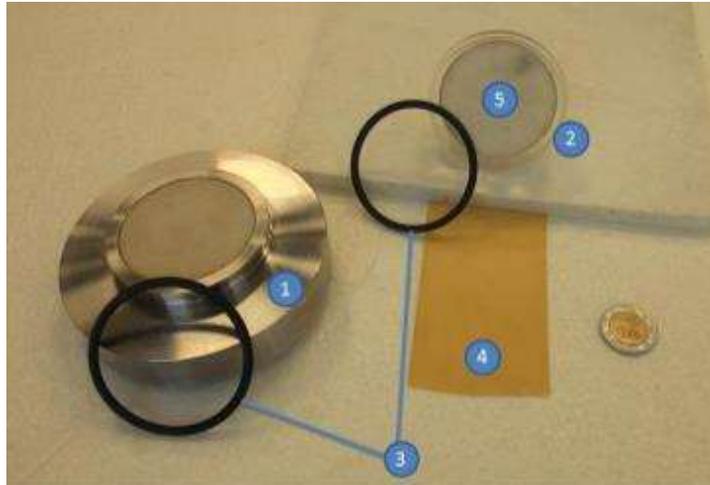


Figura 3.2.8 Pastillas de rocas obtenidas a partir de barrenos.

Una vez que se tuvieron las pastillas, fue necesario diseñar y construir un cabezal inferior de acero inoxidable de dimensiones 6.5 de diámetro y 5 cm de altura y uno en acrílico de dimensiones 6.5 de diámetro y 2 cm de altura, ya que era indispensable alojarlas dentro de la cámara para la realización de la prueba. En ambos cabezales se les creó una muesca en la parte media, en las cuales se le colocaron arosellos, con el fin de asegurar por completo que



no hubiera fugas de agua durante la prueba de permeabilidad. Estas piezas se construyeron en el taller mecánico de la Facultad de Ingeniería. También se fabricó una membrana de látex en el laboratorio de Mecánica de Suelos del Instituto de Ingeniería y una piedra porosa de las mismas dimensiones que el cabezal de acrílico (figura 3.2.9).



1	Cabeza de acero inoxidable
2	Cabezal de acrílico
3	Arosellos
4	Membrana de látex
5	Piedra porosa

Figura 3.2.9 Material para llevar a cabo el montaje de la pastilla de roca a la cámara.

Antes de iniciar el montaje, primero fue necesario “saturar” cada una de las tres rocas en un vaso de precipitados de 1000 ml, durante 24 horas (figura 3.2.10).



Figura 3.2.10 “Saturación” de la pastilla #16 durante 24 horas.

En seguida se colocó la pastilla de roca sobre el cabezal de acero inoxidable con un papel filtro de las mismas dimensiones que la pastilla, esta comunica con la bureta del dren inferior. Sobre ella se colocó otro papel filtro con las mismas características, y el cabezal de acrílico que unió el conducto que comunica la pastilla con la bureta del dren superior. Después se cubrió por completo con la membrana de látex, asegurándola con dos arosellos, uno colocado en la muesca del cabezal inferior y el segundo en la muesca del cabezal superior (figura 3.2.11). Esto fue con el fin de evitar que debido a una elevada presión en la cámara, entrara agua a la muestra del exterior.

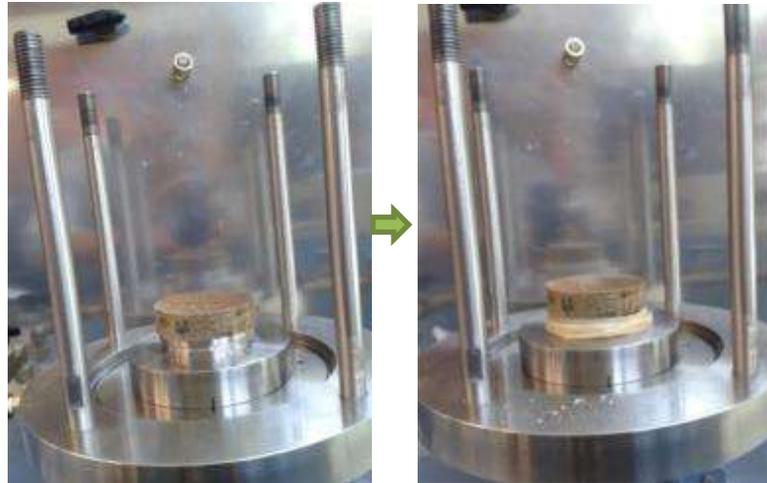


Figura 3.2.11 Colocación de la membrana de látex a la pastilla para el montaje en la cámara.

Se colocó la tapa superior, asegurándola con los tornillos guiados de la cámara. Cerciorándose de no haber alguna fuga o rotura en la membrana, se procedió a llenar la cámara (figura 3.2.12).



Figura 3.2.12 Montaje de la pastilla en la cámara.

- La tercera etapa consistió en la saturación por contrapresión y consolidación isotrópica, la cual se realizó con el fin de saturar los cabezales inferior y superior, así como la tubería que estará en contacto con la pastilla, eliminando el aire que pudieran llegar a tener para así asegurar que la pastilla sea saturada hasta un 100%. Se aisló la cámara donde se encontraba la pastilla y se tomó la lectura inicial en la bureta inferior y superior. Se establecieron cinco incrementos de presión de confinamiento y cinco de contrapresión, siempre cuidando que estos tuvieran una diferencia de 0.1 kg/cm^2 . Estos datos se capturaron con el programa LabView, seleccionando la opción de “saturación por contrapresión”. Aquí el programa se encargó de registrar durante 24 horas los cambios volumétricos dentro de la pastilla en cada incremento y graficó la presión de confinamiento contra los cambios volumétricos (el agua que entró a la muestra).



En la figura 3.2.13 se muestran los resultados de la pastilla #16 en cuanto a las lecturas registradas de la contrapresión inferior y superior, cuando la presión de confinamiento era de 3 kg/cm² (a) y posteriormente incrementó a 4 kg/cm² (b).

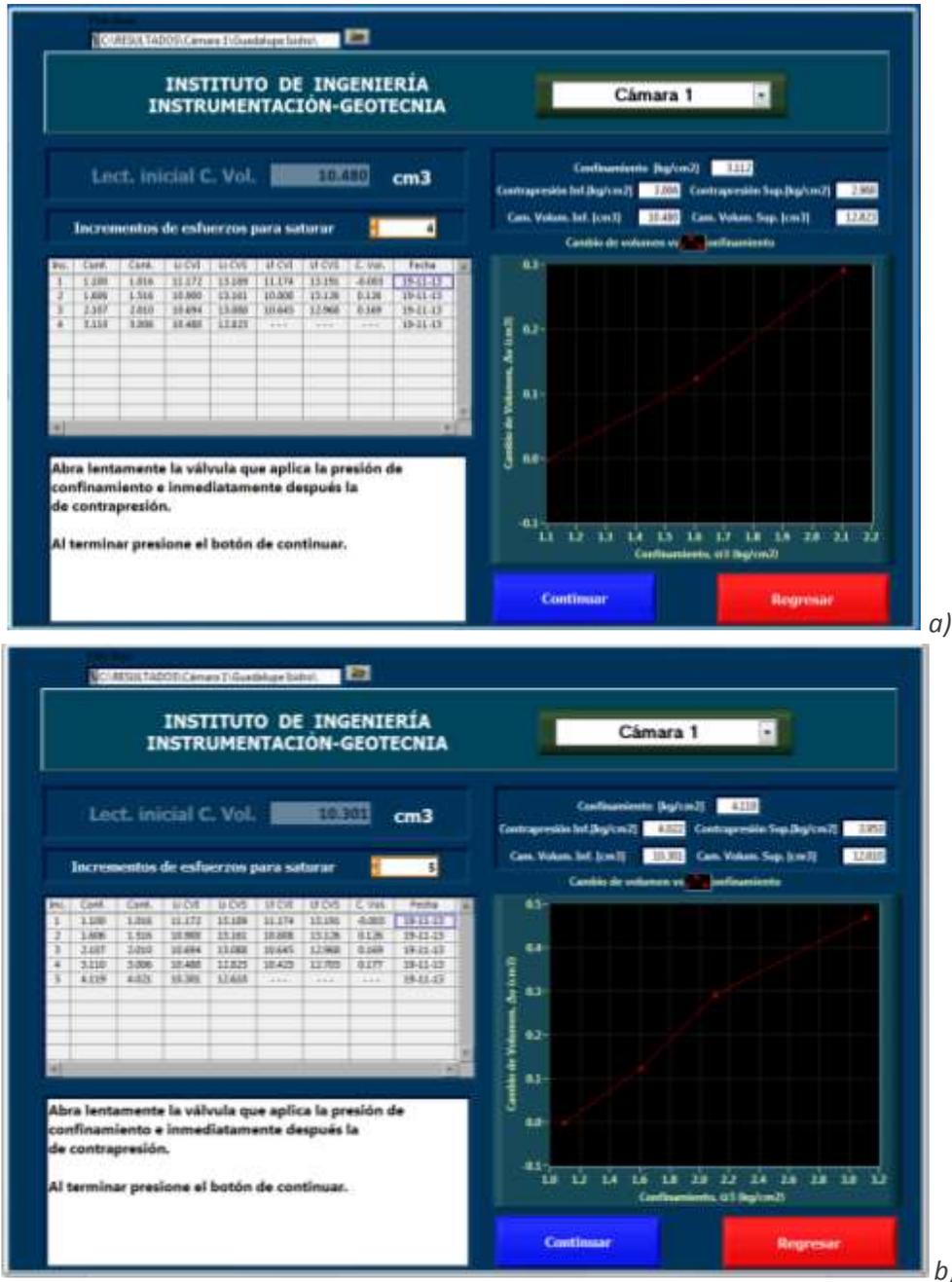


Figura 3.2.13 Saturación por contrapresión en pastilla #16, aplicando una presión de confinamiento a) 3.112 kg/cm² y b) 4.118 kg/cm².

Posteriormente, se obtuvo el parámetro B de Skempton, es decir, se midió el grado de saturación de la muestra aplicando un incremento en la presión de confinamiento a la que se dejó saturada la muestra y sin permitir drenaje se midió el incremento en la presión de poro o contrapresión. Este parámetro se calculó con la siguiente fórmula:



$$B = \frac{\Delta u}{\Delta \sigma}$$

Donde:

Δu = Diferencia entre la lectura inicial y final de la presión de poro

$\Delta \sigma$ = Diferencia entre la lectura inicial y final de la presión confinante.

Llevado esto a la práctica, primero se aisló la probeta con el fin de no afectarla y permitir que los sensores registraran las presiones internas de la pastilla. Se tomó la lectura de la presión de confinamiento inicial y de presión de poro o contrapresión, después se aplicó un incremento de presión de confinamiento 1 kg/cm^2 , se registró este valor y se tomó la lectura de presión de poro resultante (figura 3.2.14). Teniendo estos datos se calcularon la diferencia final e inicial de la presión de confinamiento y de poro, para sustituir estos valores en la fórmula anterior y así obtener el parámetro B de Skempton.

Si la muestra presenta un valor mayor a 0.96, se dice que la muestra ya se encuentra saturada, lista para realizar la consolidación isótropa. La finalidad de esta es expulsar el agua excedente en la muestra, aplicándole incrementos de presión, en el que se obtiene una curva de consolidación y compresibilidad, así como un cambio en la relación de vacíos.



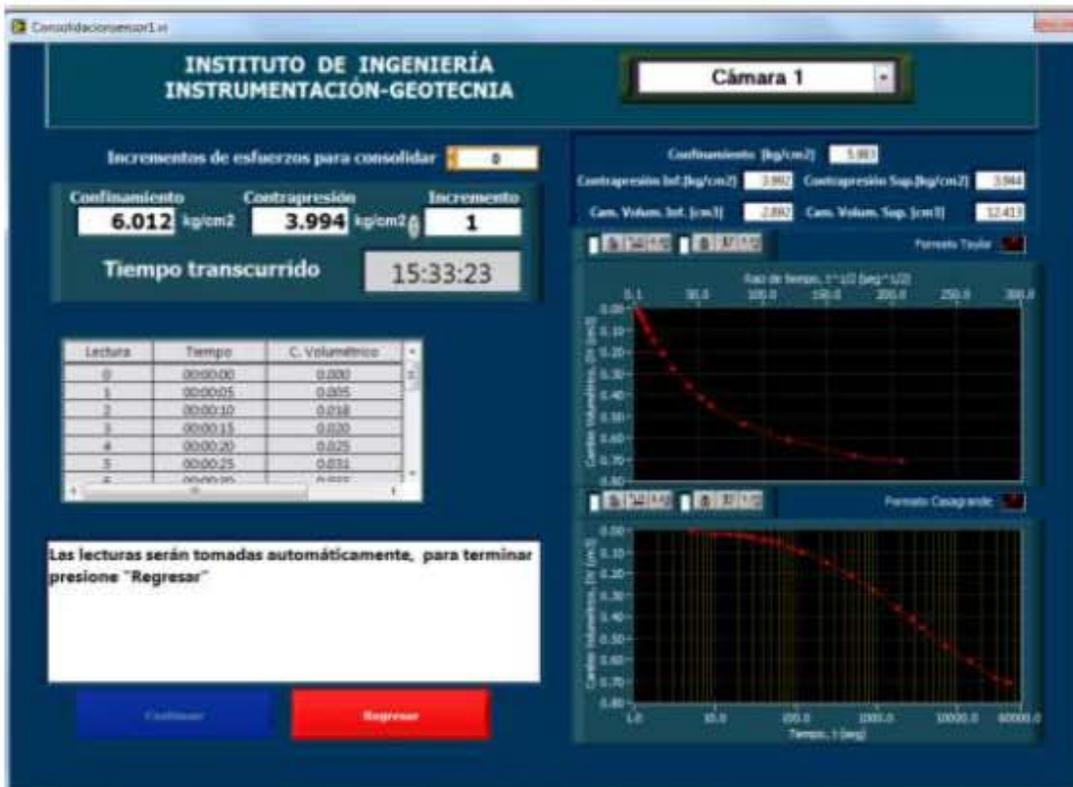
Figura 3.2.14 Ventana para calcular B de Skempton en la pastilla #16.

En esta etapa de consolidación primero se aisló la muestra y en el programa se eligió el sensor apropiado para tomar las lecturas de cambio volumétrico inferior, después se incrementó la presión de confinamiento a 6 kg/cm^2 y una contrapresión de 4 kg/cm^2 .

En seguida se inició la captura de datos desde el programa e inmediatamente se permitió el flujo de agua a través del sensor elegido. La etapa de consolidación terminó cuando se formó la curva en su totalidad; es decir, cuando el valor de la expulsión de agua tiende a cero. En la figura 3.2.15 se muestra este procedimiento cuando transcurrieron 14 horas con 10 minutos (a), 15 horas con 23 minutos (b), hasta 17 horas con 39 minutos y 09 segundos (c), en donde se observa las presiones aplicadas tanto de confinamiento como de contrapresión, y los cambios volumétricos.



a)



b)



c)

Figura 3.2.15 Consolidación de la pastilla #16 en un tiempo transcurrido de a) 14 horas, 10 minutos b) 15 horas, 33 minutos y 23 segundos y c) 17 horas, 39 minutos y 09 segundos.

En esta última etapa se obtuvo el coeficiente de permeabilidad (k) de la pastilla, provocándole una circulación de agua a presión, registrando el volumen que entra y sale de ella. Para esto es necesario aislar la probeta y aplicar las presiones correspondientes a las buretas. La bureta inferior registrará la entrada de flujo de la pastilla y la bureta superior el flujo de salida.

En el programa al entrar a la ventana de ensaye despliega un aviso para aislar la muestra. Al presionar la opción “continuar”, en el programa aparece una ventana para introducir los intervalos de tiempo en los que estaría registrando las lecturas.

En seguida, se aplicó la presión de confinamiento, se presionó el botón “continuar” y el programa registró las lecturas de manera inmediata. El programa se encargó de registrar las lecturas de tiempo, volumen de entrada y salida de la muestra, la carga hidráulica al momento de la toma de lectura y los resultados obtenidos para (k). Así mismo, graficó en tiempo real el valor del coeficiente de permeabilidad contra tiempo y el cambio volumétrico contra tiempo.



El coeficiente de permeabilidad (k) se obtuvo a partir de la Ley de Darcy (Freeze y Cherry, 1979):

$$Q = k \times i \times A$$

Donde:

Q = Gasto [cm^3/s]

k = Coeficiente de permeabilidad o conductividad hidráulica [cm/s]

i = Gradiente hidráulico [1]

A = Área [cm^2]

$$k \times i = v$$

v = Velocidad [cm/s]

$$k = \frac{Q}{A}$$

3.3 Granulometría

Para cada una de las tres muestras de suelo que se tomaron durante las pruebas de infiltración en campo, se les realizó una prueba de granulometría por el método de tamizado, efectuadas en el laboratorio de minas y metalurgia. Fue necesario dejar secar por completo cada una de las muestras, colocándolas en un horno a una temperatura de $30\text{ }^\circ\text{C}$ por 4 días (figura 3.3.1).

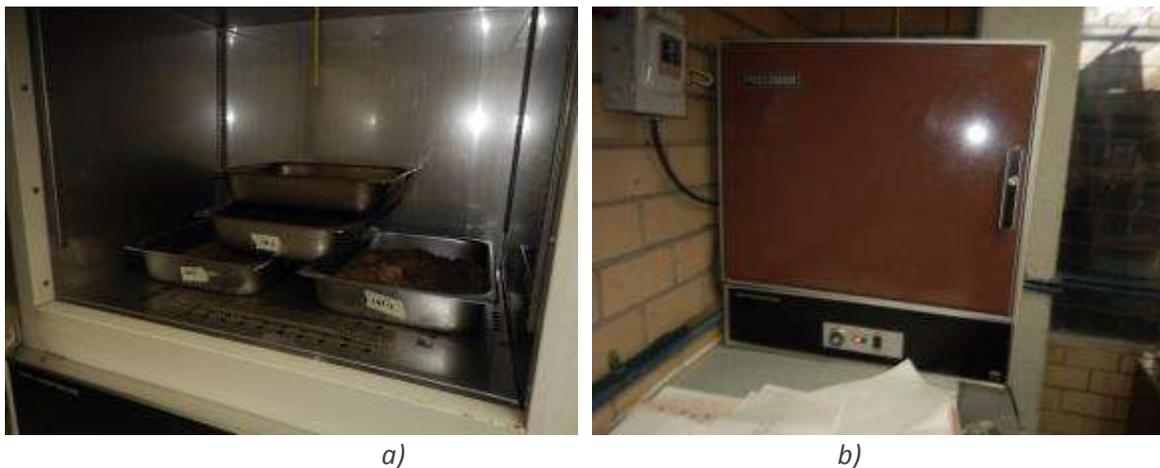


Figura 3.3.1 Muestras de suelo antes de iniciar el proceso para secar cada una de ellas dentro del horno.

Después se disgregaron los bloques o terrones que pudieran afectar los resultados de la prueba, alterando el tamaño de los granos. Se mezcló cada muestra hasta quedar homogénea (figura 3.3.2).



Figura 3.3.2 Proceso de homogeneización a la muestra de suelo INF-3

Posteriormente se aplicó el método de cuarteo para tomar una porción de suelo representativa (figura 3.3.3), ésta se pesó y se consideró como la masa de muestra inicial.



Figura 3.3.3 Cuarteo para una muestra de suelo

Para el desarrollo de la prueba, se utilizaron mallas con aberturas de $1\frac{1}{2}$ " , 1" , $\frac{3}{4}$ " , $\frac{1}{2}$ " , $\frac{3}{8}$ " , $\frac{1}{4}$ " y la #4 para la separación de material grueso; así como tamices del número 10, 20, 40, 60, 100 y 200 para separar el material fino (figura 3.3.4).



Figura 3.3.4 Algunos tamices utilizados para la prueba de granulometría



Esta prueba se realizó en tres etapas, ya que el cernidor sólo podía trabajar con máximo cinco tamices. En la primera etapa se colocaron de forma descendente las mallas 1 ½", 1", ¾", ½" y una base de fondo. La muestra se depositó en la malla de mayor abertura y se dejó por 15 minutos en el cernidor (figura 3.3.5).



Figura 3.3.5 Primer juego de tamices montado en el cernidor "Rot Tap"

Se pesó cada fracción de suelo que quedó retenido en las mallas y el dato obtenido se registró en una tabla como masa de suelo retenido. Para las dos etapas restantes se realizó el mismo procedimiento. En la segunda etapa, ahora en la malla de 3/8" se depositó la porción de suelo que quedó en la base de fondo de la primera, y de forma descendente se colocaron las mallas ¼", 4", #10 y la base de fondo. Para la tercera etapa las mallas se acomodaron en forma descendente a partir de la malla #20 al #200, colocando la muestra de suelo restante en la malla #20 (figura 3.3.6).



a)

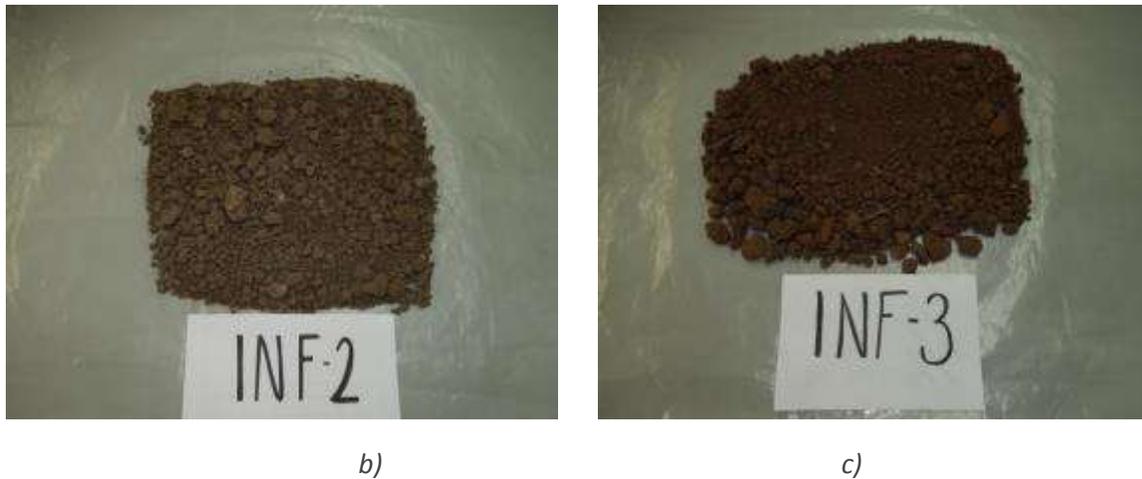


Figura 3.3.6 Muestra de suelo representativa para analizar la granulometría a) INF-1, b) INF-2 y c) INF-3.

Se calculó en porcentaje el peso que pasó en cada una de las mallas anteriormente mencionadas, ya que a partir de estos se realizó una gráfica de distribución granulométrica en la que relaciona el porcentaje que pasa contra el tamaño de partícula, medido en milímetros, este último representado en escala semilogarítmica.

A partir de esta gráfica, se obtuvo el valor de Coeficiente de uniformidad (C_u), para conocer qué tan uniforme es el suelo y el Coeficiente de Curvatura (C_c), para definir la graduación del mismo. Cada uno de estos coeficientes se determina de la siguiente manera:

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}} \qquad C_c = \frac{(D_{30})^2}{D_{60}(D_{10})}$$

Donde:

D_{60} = Tamaño tal, que el 60%, en peso, del suelo sea igual o menor.

D_{30} = Tamaño tal, que el 30%, en peso, del suelo sea igual o menor.

D_{10} = Tamaño tal que sea igual o mayor que el 10%, en peso, del suelo.

Por último se obtuvo un porcentaje de error el cual se estima por la pérdida de muestra de suelo durante la prueba. La expresión utilizada es la siguiente:

$$E = \frac{(m_{mi} - m_{mf})}{m_{mi}} \times 100$$

Donde:

m_{mi} = peso inicial de la muestra del suelo

m_{mf} = resultado total al sumar el peso del suelo retenido en cada una de las mallas.



3.4 Análisis estructural

A partir de tres planos creados en noviembre de 1998 por la Unidad Minera de Tizapa, los cuales fueron proporcionados para este trabajo, se observan datos estructurales tanto de fallas como de fracturas levantadas en las obras aledañas al yacimiento mineral y a las obras en las que ahora se encuentra el desarrollo propio de la mina; con estos datos se realizó un análisis estructural para determinar los principales patrones de escurrimiento de agua.

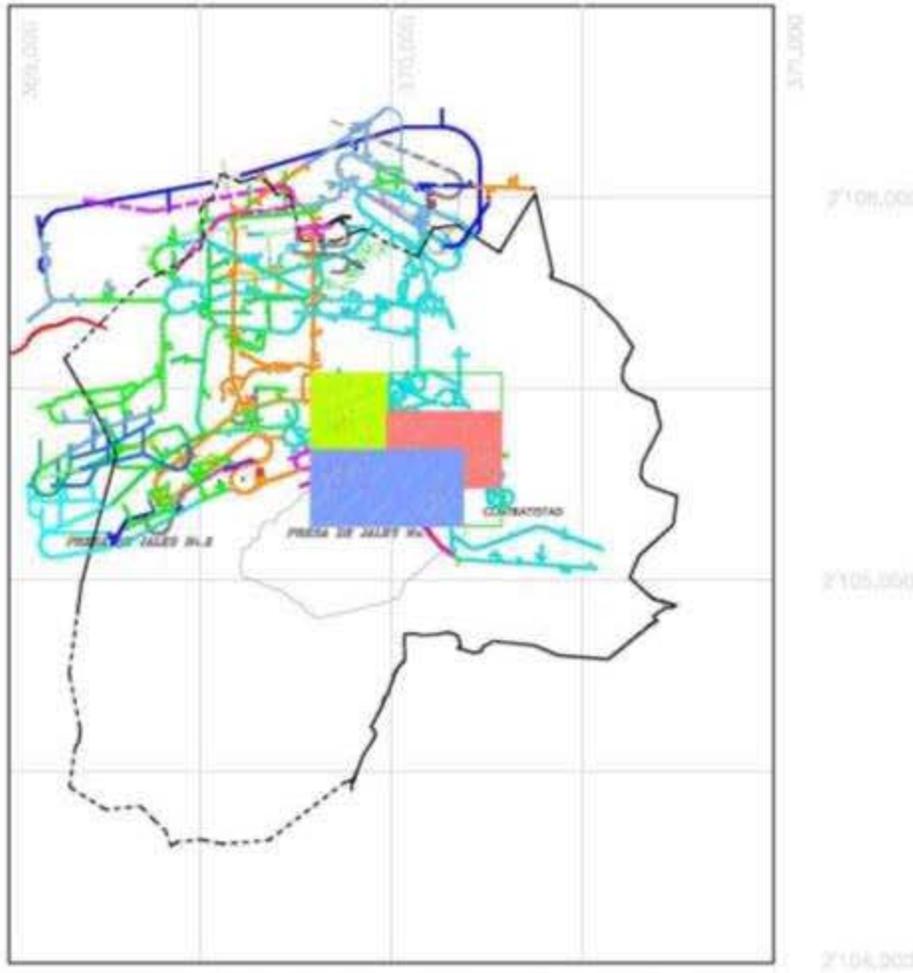
El objetivo de este análisis fue evaluar el grado de fracturamiento de la roca en la mina y definir patrones de orientación de dichas fracturas que pudieran relacionarse con los flujos de agua.

Estos planos se encuentran georreferenciados a partir de coordenadas locales que la mina utiliza, mostrando el rumbo y el valor de buzamiento (considerando que se obtuvieron con el método de la regla de la mano derecha). Cada uno de ellos muestra las obras construidas en niveles diferentes, 1052, 1100 y 1200 msnm. El análisis se hizo en estos planos ya que fueron los proporcionados por la empresa y se trata de obras muy antiguas (figura 3.4.1).

Para el análisis estructural lo primero que se realizó fue digitalizar cada uno de los planos con el programa AutoCAD, para conocer la dirección de las fallas y fracturas. Por medio de la función dimensión angular, se obtuvo el valor de los ángulos, correspondientes a los rumbos de cada una de las estructuras. Una vez teniendo esos datos, se realizó una tabla en Excel, en la que se enlistaron las fallas y fracturas, el rumbo de forma azimutal y el buzamiento de cada una de ellas. Posteriormente, se exportó al programa StereoNet, en el que se realizó una representación gráfica en una red de Wulff que muestra los planos tanto de fallas como de fracturas. También se obtuvo una roseta de rumbos, la cual es un diagrama estadístico en el que se visualiza en porcentaje el número total de los rumbos de cada una de las fracturas en intervalos de 10°.

A partir de esta representación se realizó el análisis de los esfuerzos principales (σ_1 , σ_2 , σ_3) que actuaron sobre las rocas y provocaron el fracturamiento o fallamiento.

Para concluir qué zonas son las más susceptibles a presentar infiltración de agua o la presencia de drenaje ácido, con los planos digitalizados, se realizó un plano, representando los tres niveles con información estructural de la mina, adicionando sitios en los que hay infiltración de agua superficial, así como la formación de aguas ácidas (estos datos fueron tomados a partir de otro plano proporcionado por la empresa, en el que representan las obras como actualmente se encuentran) y los sitios donde compañeros de Ingeniería de Minas y Metalurgia recolectaron muestras del drenaje ácido que actualmente se presenta en las obras.



Cada color del mosaico corresponde a un plano estructural
Verde corresponde al nivel 1052
Rojo corresponde al nivel 1100
Azul corresponde al nivel 1200

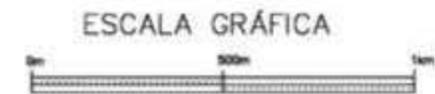


Figura 3.4.1 Plano con instalaciones de la mina



4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Prueba de infiltración en campo

Días anteriores a los que se realizaron las pruebas de infiltración, hubo precipitación pluvial en la región, causando que en algunos sitios dentro de las obras de la mina el suelo se encontrara de saturado a sobresaturado y por consiguiente los resultados de las pruebas se obtuvieron en más tiempo del esperado.

Para cada uno de los tres suelos muestreados se asignaron las claves INF-1, INF-2 e INF-3 respectivamente, para facilitar su identificación.

El suelo con clave INF-1, se encuentra en el área de contratistas dentro de las obras de la mina. Las coordenadas UTM del sitio son X: 14Q369603, Y: 2105124. La prueba se realizó el 19 de septiembre de 2013 a las 15:00 horas. Antes del inicio de la prueba, la regla con la que se obtuvieron las lecturas del descenso de agua, se enterró a 4 cm con el fin de evitar errores de medición por algún movimiento involuntario.

El volumen de agua que se introdujo en el anillo interno fue de 6 litros, alcanzando un nivel medido con la regla de 14 cm. Los intervalos de tiempo en los que se fueron tomando las lecturas fueron de 1,2 y 3 minutos (figura 4.1.1).

A los 20 minutos iniciada la prueba, la columna de agua en el anillo interno midió 9.2 cm, por lo que fue necesario rellenar el anillo con un volumen de 2.8 litros, volviendo a alcanzar un nivel de 14 cm. Sucedió lo mismo a los 63 minutos, esta vez descendiendo hasta 9.1 cm, por lo que nuevamente se llenó el anillo 14 cm (figura 4.1.2).

En este sitio el suelo nunca llegó a cumplir un valor de infiltración constante, por lo que se decidió detener la prueba a los 106 minutos y obtener un promedio de todas las lecturas registradas y así determinar la velocidad de infiltración, la cual fue de 0.0345 cm/min.



Figura 4.1.1 Prueba de infiltración en INF-1

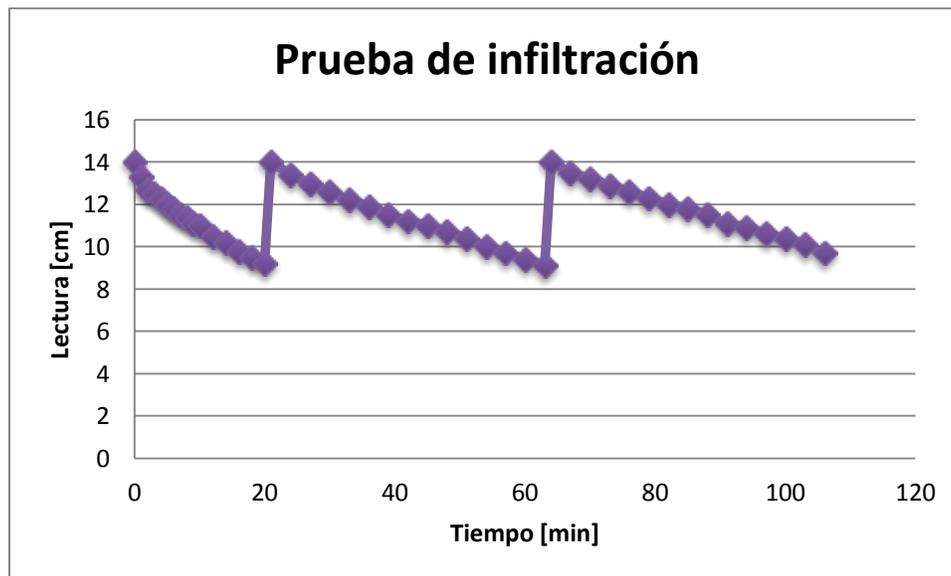


Figura 4.1.2 Gráfica de resultados para INF-1

La segunda prueba INF-2, se realizó el 20 de septiembre de 2013. El sitio se encuentra ubicado de igual manera en el área de contratistas, con coordenadas UTM en X: 14Q370131, Y: 2105987. Las condiciones en este suelo fueron muy particulares a comparación de los otros dos sitios, ya que este se encontraba muy saturado, lo que dificultó más la realización de la prueba (figura 4.1.3). El descenso de agua fue muy lento, pues al introducir 5.82 litros de agua en el anillo interno y alcanzando un nivel de 13 cm, solamente descendió 1 mm del nivel inicial a los 45 minutos después de iniciada la prueba. Posteriormente a los 150 minutos descendió la misma cantidad (figura 4.1.4). Por lo tanto, se decidió que por las condiciones en las que se encontraba el suelo, se tomaron estos dos valores para obtener la velocidad de infiltración, resultando 0.002 cm/min y 0.0006 cm/min, respectivamente.



Figura 4.1.3 Prueba de infiltración INF-2

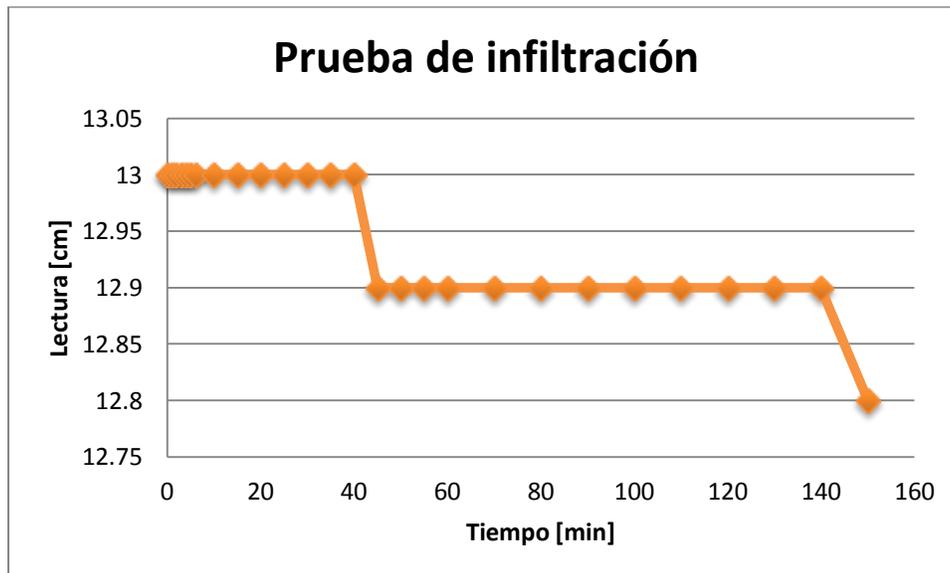


Figura 4.1.4 Gráfica de resultados para prueba de infiltración en INF-2

La última prueba también se realizó el 20 de septiembre. El sitio se encuentra dentro de las obras de la mina, en el interior del vivero “El huerto”. Presenta coordenadas UTM en X: 14Q370017, Y: 2105749. El volumen de agua que se introdujo en el anillo interior fue de 6.6 litros, formando una columna de agua de 13.2 (figura 4.1.5). El descenso de agua fue de 0.1 cm por cada 2 minutos, posteriormente de 0.3 cm y 0.2 cm por cada 5 minutos. Hasta los 80



minutos la lectura se mantuvo constante al llegar a los 9.4 cm (figura 4.1.6). A partir de este valor se determinó que la velocidad de infiltración fue de 0.0013 cm/min.



Figura 4.1.5 Prueba de infiltración en INF-3

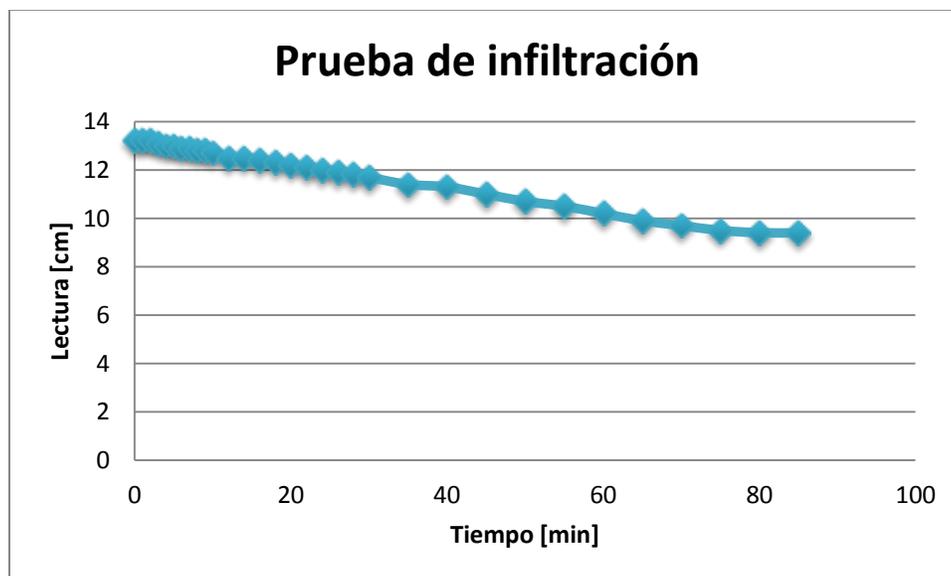


Figura 4.1.6 Gráfica de resultados para suelo INF-3

Comparando estos resultados obtenidos en campo con la calificación de la velocidad de infiltración por Mazurak, Kohnke y Bonnet (Anexo A, 1996) que se muestra en la tabla 4.1.1, la velocidad en la que el agua puede llegar a infiltrarse hacia el interior de la mina, resulta ser entre moderada y muy lenta (tabla 4.1.2)



Tabla 4.1.1 Calificación de la velocidad de infiltración por Mazurak, Kohnke y Bonnet (Anexo A, 1996).

Calificación	Mazurak [cm/h]	Kohnke [cm/h]	Bonnet [cm/h]
Muy rápida	>25.4	>25.4	>25.0
Rápida	2.54-25.4	12.7-25.4	6.4-25.0
Moderada	0.254-2.54	2.0-12.7	2.0-6.4
Lenta	0.0254-0.254	0.1-2.0	0.13-2.0
Muy lenta	0.00254-0.0254	<0.1	<0.13

Tabla 4.1.2 Calificación de la velocidad de infiltración de las pruebas realizadas en campo.

Prueba de infiltración	Resultado [cm/min]	Resultado [cm/h]	Mazurak	Kohnke	Bonnet
INF-1	0.0345	2.07	Moderada	Moderada	Moderada
INF-2	0.002	0.12	Lenta	Lenta	Muy lenta
	0.0006	0.036	Lenta	Muy lenta	Muy lenta
INF-3	0.0013	0.078	Lenta	Muy lenta	Muy lenta

Las pruebas de infiltración realizadas muestran que el agua presente en la mina, al menos en estos tres sitios, no es debido a que se infiltre un gran volumen a través de la permeabilidad de los suelos.

A partir de esta calificación el sitio que podría considerarse de mayor infiltración sería el clasificado como INF 1, ubicado en el área de contratistas, al sureste de la mina, ya que resultó tener una velocidad moderada. Además, en cuanto al descenso de agua, nunca tuvo un comportamiento constante, esto se pudo haber debido a la presencia de una fractura.

Para tener una idea general del volumen de agua que se infiltra, se calculó el volumen anual medio de escurrimiento natural en una cuenca delimitada en la zona de estudio (figura 3.1.8). Esto se hizo con la finalidad de hacer un balance hidrometeorológico, aunque es importante mencionar que los resultados no tienen un alto grado de precisión, debido a que este tipo de balances se realizan en el área total de una cuenca y no en una parte tan pequeña de ella.

Debido a lo pequeño del área, la información de precipitación, temperatura y evaporación se obtuvo a partir de promediar los datos registrados de las dos estaciones meteorológicas, la de la propia mina y la de San Pedro Tenayac, la más cercana a ella (tabla 4.1.3).

Tabla 4.1.3 Información de las dos estaciones meteorológicas.

	Estación Mina Tizapa	Estación San Pedro Tenayac	Promedio
Precipitación [mm/año]	1139	958.3	1048.5
Temperatura [°C]	23	16.2	19.6



Para el coeficiente de escurrimiento, con los valores de K que la NOM-011-CONAGUA-2000 describe en cuanto al tipo de suelo, se consideró de tipo C (Suelos casi impermeables, tales como arenas o loess muy delgados sobre una capa impermeables, o bien arcillas). Y para el uso de suelo se clasificó como pradera permanente, con un valor de **0.30**. Por lo que según la expresión descrita en el capítulo de metodología se obtuvo un coeficiente de escurrimiento de:

$$C_e = 0.30 \frac{(1048.5 - 250)}{2000} + \frac{(0.30 - 0.15)}{1.5}$$
$$C_e = 0.184$$

Finalmente, se determinó un volumen anual de escurrimiento natural de la cuenca de:

$$\text{Volumen medio anual de escurrimiento natural} = 1048.5 \left[\frac{\text{mm}}{\text{año}} \right] \times 10.40 [\text{km}^2] \times 0.184$$

$$\text{Volumen medio anual de escurrimiento natural} = 2.006 [\text{hm}^3]$$

Para estimar la infiltración, uno de los datos requeridos en la expresión es el de la de evapotranspiración, la cual utilizando la ecuación de Turc, el resultado fue:

$$ETR = \frac{P}{\sqrt{0.9 + \left(\frac{P^2}{L^2}\right)}}$$

Donde:

ETR = Evapotranspiración real en metros/año

P = Precipitación en metros/año

T = Temperatura media anual en °C

$$L = 300 + 25T + 0.05T^2$$

$$L = 300 + 25(19.6 \text{ °C}) + 0.05 (19.6 \text{ °C})^2$$

$$L = 809.21 [1]$$



$$ETR = \frac{1048.5}{\sqrt{0.9 + \left(\frac{(1048.5)^2}{(809.21)^2}\right)}}$$

$$ETR = \frac{1048.5}{\sqrt{0.9 + \left(\frac{1099352.25}{654820.8241}\right)}}$$

$$ETR = \frac{1048.5}{\sqrt{2.58}}$$

$$ETR = 651.24 \text{ mm/año}$$

$$ETR = 0.65124 \text{ m/año}$$

Al multiplicar el valor de evapotranspiración por el área de la cuenca da un volumen evapotranspirado de:

$$ETR \times \text{área} = 0.65124 \text{ m/año} \times 10'400,000 \text{ m}^2 = 6'772,896 \text{ m}^3 / \text{año}$$

$$\text{Volumen evapotranspirado} = \mathbf{6.77 \text{ hm}^3/\text{año}}$$

Para calcular el volumen precipitado fue necesario multiplicar la precipitación promedio por el área de la cuenca, por lo que se obtuvo un resultado de:

$$\text{Volumen precipitado} = 1.0485 \text{ m/año} \times 10'400,000 \text{ m}^2 = 10'904,400 \text{ m}^3/\text{año}$$

$$\text{Volumen precipitado} = 10.9 \text{ hm}^3 / \text{año}$$

Sustituyendo los valores del volumen por precipitación, evapotranspiración y escurrimiento, antes calculados, en la ecuación planteada en el capítulo de metodología, el volumen infiltrado es:

$$\text{Infiltración} = 10.9 \left[\frac{\text{hm}^3}{\text{año}} \right] - 6.77 \left[\frac{\text{hm}^3}{\text{año}} \right] - 2.006 [\text{hm}^3]$$

$$\text{Infiltración} = 2.1244 \left[\frac{\text{hm}^3}{\text{año}} \right]$$



Si para esta cuenca se obtuvo una infiltración $2.1244 \text{ hm}^3/\text{año}$, para la subcuenca que abarca el área donde se genera el drenaje ácido (0.151 km^2), fue de $0.031 \text{ hm}^3/\text{año}$.

Neri (2014) indica que para el 19 de septiembre, uno de los meses donde hay mayor precipitación pluvial, en la pileta, el área de interés donde se genera el drenaje ácido se reportaron 212.34 l/min , de los cuales 108.12 es agua neutra y 104.22 drenaje ácido. Considerando como constante los 212.34 l/min , en un año se recopilarían 0.112 hm^3 . Si este valor se toma como el 100% del volumen total de agua presente en esta zona de la mina, la infiltración de agua por precipitación pluvial cubriría el 27.7%. Lo que quiere decir que la presencia del gran volumen de agua no es propiamente por precipitación pluvial, sino que la gran mayoría proviene del acuífero Temascaltepec. Esta idea se propone con base en la información proporcionada por CONAGUA, mencionada en el subcapítulo 2.5, ya que los niveles estáticos en la zona más cercana a la mina, en el municipio de Zacazonapan, se encuentran entre 1 y 2 m de profundidad a una elevación de 1368 msnm y considerando que la CONAGUA menciona que el acuífero aporta agua a las corrientes superficiales, se interpreta que el agua circula por encima de las obras que se encuentran por arriba de las rampas, descendiendo a los 1226 msnm y de ahí convertirse en una corriente superficial formando parte del arroyo “el Ahogado”, alcanzando una elevación de 1220 msnm . (Figura 4.1.7).

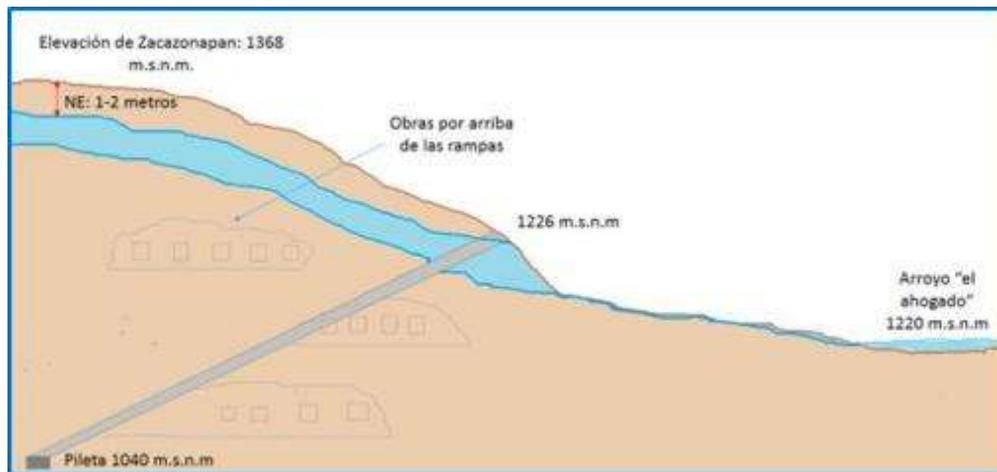


Figura 4.1.7 Circulación de agua dentro de las obras de la mina. (Neri, 2014).



4.2 Prueba de permeabilidad en laboratorio

Al realizar esta prueba, a cada una de las pastillas de roca se les estableció un número para facilitar su identificación. Los resultados obtenidos para cada una de ellas, se presentan en las tablas (4.2.2, 4.2.3 y 4.2.4 (a), (b) y (c)) que incluyen: los datos generales, diámetro y altura de la pastilla, el área de la probeta; el número de lecturas que se registraron; el volumen de entrada y de salida; el tiempo en el que se tomaron las lecturas en horas, minutos y segundos; la carga hidráulica aplicada; el gasto de entrada y de salida, el cual, se obtuvo al sustituir los valores de la expresión mencionada en el capítulo de metodología, dividiendo el volumen de entrada y de salida entre el tiempo en segundos; así como la velocidad de entrada y de salida al dividir el gasto de entrada y de salida entre el área de la probeta; el gradiente hidráulico, el cual, fue el cociente de la carga hidráulica entre la altura; y el coeficiente de permeabilidad de entrada y de salida, cuyo valor se obtuvo al dividir la velocidad de entrada y de salida respectivamente entre el gradiente hidráulico. También se realizó una gráfica que relacionó el número de medición con el valor del coeficiente de permeabilidad (k) tanto de entrada como de salida.

La primera pastilla en la que se realizó la prueba correspondió a la #18 y el tipo de roca es un esquisto alterado. La prueba se realizó durante seis ciclos de 22 horas cada uno, aplicando una carga hidráulica de 1000 cm.

Las primeras dos lecturas registradas en cuanto al volumen de entrada fueron de 0.952 cm^3 , los cuales a las primeras 22 horas, la pastilla estaba expulsando 0.884 cm^3 , por lo que se obtuvo un gasto de $1.20 \text{ E-}05 \text{ cm}^3/\text{s}$. Posteriormente el volumen de entrada se mantuvo constante en 0.748 cm^3 ; sin embargo, el volumen de salida fue variando, obteniendo un gasto de entrada de $9.44 \text{ E-}06 \text{ cm}^3/\text{s}$ y el de salida en un intervalo entre $8.59 \text{ E-}06 \text{ cm}^3/\text{s}$ y $9.44 \text{ E-}06 \text{ cm}^3/\text{s}$. Realizando los cálculos necesarios, se obtuvo un promedio de permeabilidad de entrada de $4.96 \text{ E-}10 \text{ cm/s}$ y una permeabilidad de salida de $4.73 \text{ E-}10 \text{ cm/s}$ (tabla 4.2.2). Lo que indican estos resultados es que una parte del volumen de agua se quedó atrapado dentro de la roca, esto pudo haber ocurrido debido a la presencia de alguna fisura o los poros no se encontraban realmente saturados y parte del agua que pasaba a través de la roca fue absorbida por ellos.

En la segunda muestra, la pastilla #16, correspondió a una toba. Las lecturas se tomaron en seis ciclos en diferentes tiempos. Se le aplicó una carga hidráulica de 1000 cm. En esta pastilla, el volumen de agua de entrada, era el mismo volumen de salida; no obstante, fue mucho el tiempo que tardaba para expulsarlo. Por mencionar algunos, en la primera lectura registrada se tardó 6 horas para expulsar 0.816 cm^3 y 62 horas con 35 minutos para expulsar 5.712 cm^3 , por lo que se obtuvo un gasto de $3.78 \text{ E-}05 \text{ cm}^3/\text{s}$ y $2.54 \text{ E-}05 \text{ cm}^3/\text{s}$, respectivamente. En esta pastilla el valor de permeabilidad de entrada y de salida fue de $1.47 \text{ E-}09 \text{ cm/s}$ (tabla 4.2.3).



Para la tercera muestra, la pastilla #11 que correspondió a una filita gráfita carbonatada se aplicaron tres cargas hidráulicas diferentes, ya que no se encontraba una carga hidráulica idónea para que el gasto tuviera un buen comportamiento, es decir, que el gasto no fuera ni muy lento ni muy rápido. Para cada uno de las cargas se obtuvieron resultados distintos. Para la primera carga hidráulica que fue de 200 cm, la pastilla expulsó totalmente el volumen de entrada de 5.1 cm³ en un tiempo promedio de tres minutos con 30 segundos, obteniendo un gasto de 2.55 E-02 cm³/s. Realizando los cálculos necesarios se obtuvo una permeabilidad de entrada y de salida de 6.11 E-06 cm/s (tabla 4.2.4 (a)).

La segunda carga hidráulica aplicada fue de 150 cm. Se registró el mismo volumen de entrada antes mencionado; sin embargo, en esta ocasión se tardó en expulsarlo un tiempo promedio de seis minutos con 30 segundos, resultando un gasto de 1.35 E-02. La permeabilidad de entrada y de salida en esta ocasión fue de 4.08 E-06 cm/s (tabla 4.2.4 (b)).

La tercera carga hidráulica fue de 100 cm. Nuevamente se registró 5.1 cm³ como volumen de entrada. Esta vez tardó en desalojarlo en un intervalo entre 15 y 18 minutos. El gasto que se obtuvo se encontró en un rango entre 4.79 E-03 y 5.50 E-03. Aquí la permeabilidad de entrada y de salida calculada fue de 6.11 E-06 cm/s (tabla 4.2.4 (c)).

La permeabilidad resultante en cada una de las rocas muestra que tampoco es debido a esta la presencia de grandes volúmenes de agua dentro de la mina.

De los tres valores de permeabilidad que se obtuvieron en las tres pastillas, la que se consideró más permeable fue la #11, la cual con base en la información proporcionada por la minera, la ubican en el barreno S91 a una profundidad de 28 a 31 m, describiéndola como una filita gráfita carbonatada con foliación y fracturamiento irregular. A esta pastilla se le aplicaron cargas hidráulicas menores a comparación de las otras dos pastillas, la migración de agua fue mayor en menor tiempo resultando una permeabilidad alta. Lo cual corresponde con los datos de permeabilidad que reportan autores como Domenico (1998), Smith Weathcraft (1993), Freeze y Cherry (1979), Sanders (1998) (tabla 4.2.1).

Tabla 4.2.1 Valores estimados de la conductividad hidráulica o coeficiente de permeabilidad (k) en (m/d)

	Domenico (1998)	Smith Weathcraft (1993)	Freeze y Cherry (1979)	Sanders (1998)
Rocas ígneas y metamórficas sin fracturar	10 ⁻⁹ a 10 ⁻⁵	10 ⁻⁹ -10 ⁻⁵	10 ⁻⁹ -10 ⁻⁵	10 ⁻⁹ -10 ⁻⁵
Rocas ígneas y metamórficas fracturadas	0.001-25	10 ⁻⁵ -1	0.0005-20	10 ⁻⁵ -1



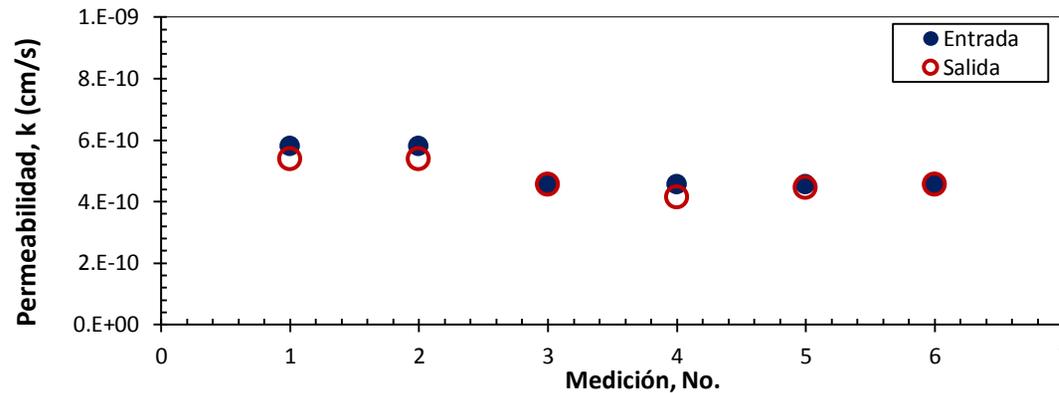
Tabla 4.2.2 Resultados de permeabilidad de pastilla #18

Ensayo: **Permeabilidad**
 Muestra: **Pastilla No. 18**
 Condición del **Preliminar**
 ensayo:
Roca (Esquisto alterado)

Diámetro= 6.3 cm
 Altura= 1.5 cm
 Área= 31.17 cm²
 h= 1000 cm



Número	Volumen		Tiempo			Carga hidráulica h cm	Gasto		Velocidad		Gradiente hidráulico i	Permeabilidad	
	Entrada Ve cm ³	Salida Vs cm ³	t _m		t _s s		Entrada Qe cm ³ /s	Salida Qs cm ³ /s	Entrada Ve cm/s	Salida Vs cm/s		Entrada ke cm/s	Salida ks cm/s
			hr	min									
1	0.952	0.884	22	0	79200	1000	1.20E-05	1.12E-05	3.86E-07	3.58E-07	666.67	5.78E-10	5.37E-10
2	0.952	0.884	22	0	79200	1000	1.20E-05	1.12E-05	3.86E-07	3.58E-07	666.67	5.78E-10	5.37E-10
3	0.748	0.748	22	0	79200	1000	9.44E-06	9.44E-06	3.03E-07	3.03E-07	666.67	4.54E-10	4.54E-10
4	0.748	0.680	22	0	79200	1000	9.44E-06	8.59E-06	3.03E-07	2.75E-07	666.67	4.54E-10	4.13E-10
5	0.748	0.731	22	0	79200	1000	9.44E-06	9.23E-06	3.03E-07	2.96E-07	666.67	4.54E-10	4.44E-10
6	0.748	0.748	22	0	79200	1000	9.44E-06	9.44E-06	3.03E-07	3.03E-07	666.67	4.54E-10	4.54E-10



Promedio:
 En cm/s **4.96E-10** **4.73E-10**
 En [m/d] **4.285E-07** **4.087E-07**



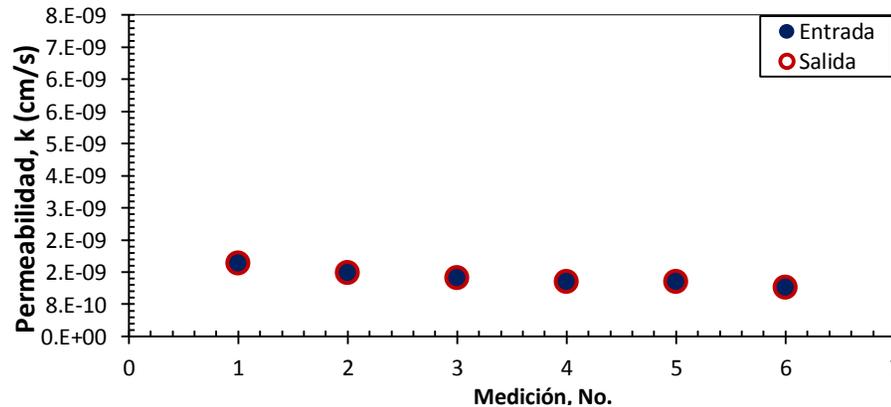
Tabla 4.2.3 Resultados de permeabilidad de pastilla #16



Ensaye: **Permeabilidad**
 Muestra: **Pastilla No. 16**
 Condición
 del ensaye: **Preliminar**
 Muestra: **Roca**

Diámetro= 6.30 cm
 Altura= 1.50 cm
 Área= 31.17 cm²
 h= 1000 cm

Número	Volumen		Tiempo			Carga hidráulica h cm	Gasto		Velocidad		Gradiente hidráulico i	Permeabilidad	
	Entrada Ve cm ³	Salida Vs cm ³	t _m		t _s s		Entrada Q _e cm ³ /s	Salida Q _s cm ³ /s	Entrada Ve cm/s	Salida Vs cm/s		Entrada k _e cm/s	Salida k _s cm/s
			hr	min									
1	0.816	0.816	6	0	21600	1000	3.78E-05	3.78E-05	1.21E-06	1.21E-06	666.67	1.82E-09	1.82E-09
2	1.632	1.632	13	45	49500	1000	3.30E-05	3.30E-05	1.06E-06	1.06E-06	666.67	1.59E-09	1.59E-09
3	1.088	1.088	10	0	36000	1000	3.02E-05	3.02E-05	9.70E-07	9.70E-07	666.67	1.45E-09	1.45E-09
4	1.632	1.632	16	0	57600	1000	2.83E-05	2.83E-05	9.09E-07	9.09E-07	666.67	1.36E-09	1.36E-09
5	0.748	0.748	7	20	26400	1000	2.83E-05	2.83E-05	9.09E-07	9.09E-07	666.67	1.36E-09	1.36E-09
6	5.712	5.712	62	35	225300	1000	2.54E-05	2.54E-05	8.13E-07	8.13E-07	666.67	1.22E-09	1.22E-09



Promedio:
 En cm/s **1.47E-09** **1.47E-09**
 En m/d **1.27E-06**



Tabla 4.2.4 a) Resultados de permeabilidad de pastilla #11 con $h=200$ cm

Ensayo: **Permeabilidad**
 Muestra: **Pastilla No. 11**
 Condición del ensayo: **Preliminar**
 Muestra: **Roca (filita gráfitica carbonatada)**

Diámetro= 6.30 cm
 Altura= 1.55 cm
 Área= 31.17 cm²
 h= 200 cm



Número	Volumen		Tiempo	Carga hidráulica				Gasto		Velocidad		Gradiente hidráulico i	Permeabilidad		
	Entrada Ve cm ³	Salida Vs cm ³		t _m			t _s s	h cm	Entrada Qe cm ³ /s	Salida Qs cm ³ /s	Entrada Ve cm/s		Salida Vs cm/s	Entrada ke cm/s	Salida ks cm/s
				hr	min	s									
1	5.100	5.100	0	3	20	200	200	2.55E-02	2.55E-02	8.18E-04	8.18E-04	129.03	6.34E-06	6.34E-06	
2	5.100	5.100	0	3	16	196	200	2.60E-02	2.60E-02	8.35E-04	8.35E-04	129.03	6.47E-06	6.47E-06	
3	5.100	5.100	0	3	50	230	200	2.22E-02	2.22E-02	7.11E-04	7.11E-04	129.03	5.51E-06	5.51E-06	

Promedio: **6.11E-06** **6.11E-06**
5.28E-03 m/d

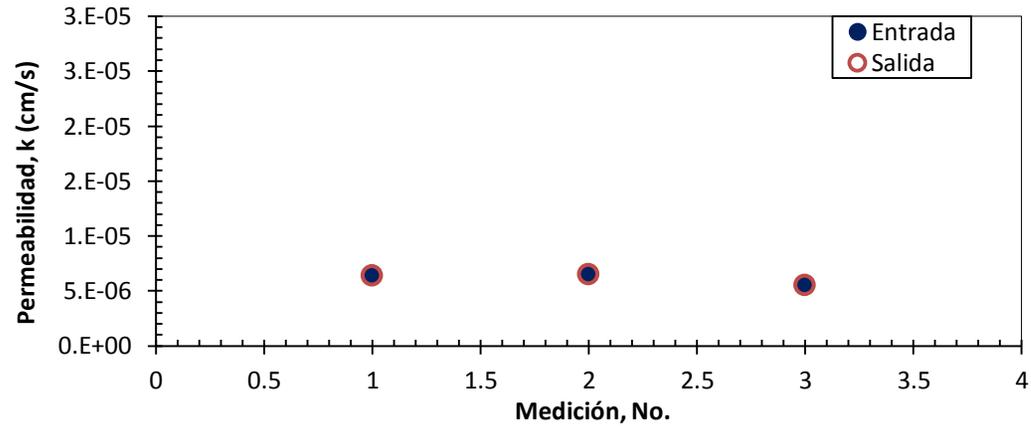




Tabla 4.2.4 b) Resultados de permeabilidad de pastilla #11 con h=150 cm

Ensaye: **Permeabilidad**

Muestra: **Pastilla No. 11**

Condición
del

ensaye: **Preliminar**

Muestra: **Roca (filita grafitica carbonatada)**

Diámetro= **6.30 cm**

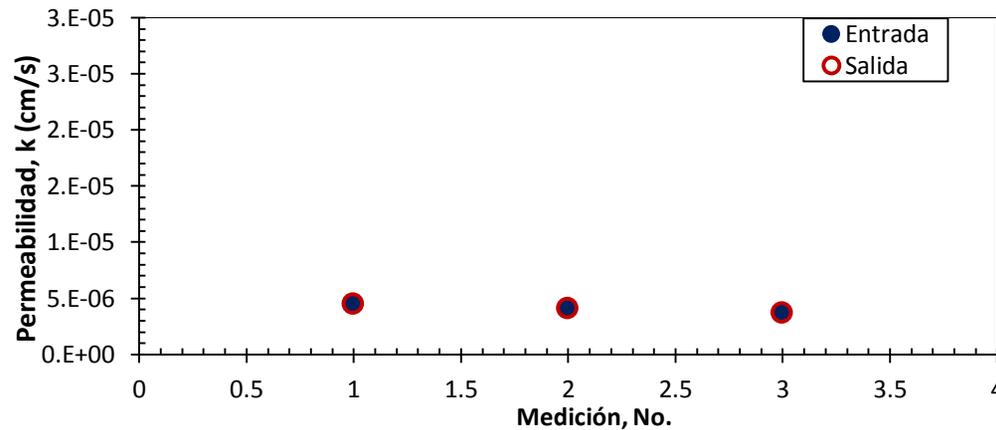
Altura= **1.55 cm**

Área= **31.17 cm²**

h= **150 cm**



Número	Volumen		Tiempo			Carga hidráulica h cm	Gasto		Velocidad		Gradiente hidráulico i	Permeabilidad		
	Entrada	Salida	t _m				t _s	Entrada Q _e cm ³ /s	Salida Q _s cm ³ /s	Entrada V _e cm/s		Salida V _s cm/s	Entrada k _e cm/s	Salida k _s cm/s
	Ve cm ³	Vs cm ³												
1	5.100	5.100	0	6	18	378	150	1.35E-02	1.35E-02	4.33E-04	4.33E-04	96.77	4.47E-06	4.47E-06
2	5.100	5.100	0	6	55	415	150	1.23E-02	1.23E-02	3.94E-04	3.94E-04	96.77	4.07E-06	4.07E-06
3	5.100	5.100	0	7	39	459	150	1.11E-02	1.11E-02	3.56E-04	3.56E-04	96.77	3.68E-06	3.68E-06



Promedio:
En cm/s **4.08E-06** **4.08E-06**
En m/d **3.52E-03** m/d



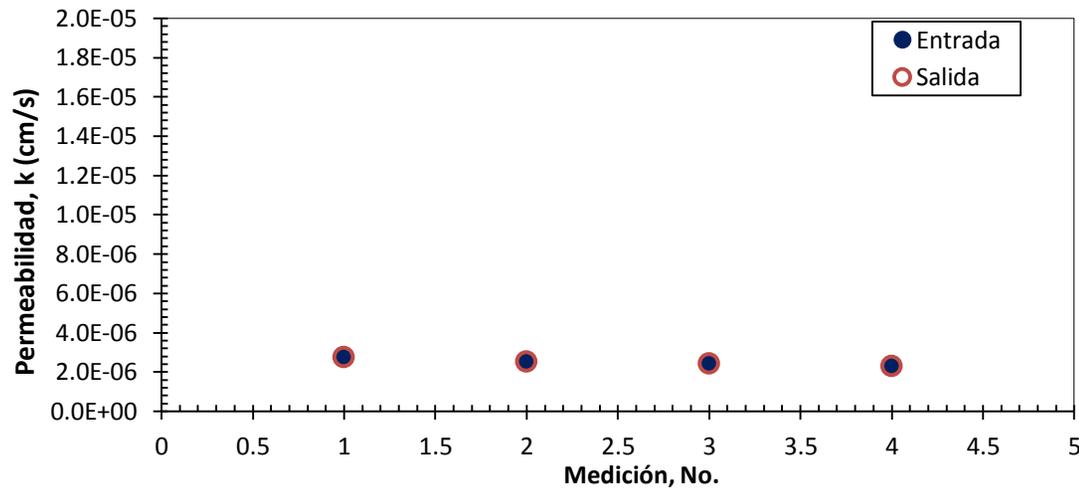
Tabla 4.2.4 c) Resultados de permeabilidad de pastilla #11 con h=100 cm

Ensayo: **Permeabilidad**
 Muestra: **Pastilla No. 11**
 Condición del ensayo: **Preliminar**
 Muestra: **Roca (filita grafitica carbonatada)**

Diámetro= 6.30 cm
 Altura= 1.55 cm
 Área= 31.17 cm²
 h= 100 cm



Número	Volumen		Tiempo			Carga hidráulica h cm	Gasto		Velocidad		Gradiente hidráulico I	Permeabilidad		
	Entrada Ve cm ³	Salida Vs cm ³	t _m				t _s s	Entrada Qe cm ³ /s	Salida Qs cm ³ /s	Entrada Ve cm/s		Salida Vs cm/s	Entrada ke cm/s	Salida ks cm/s
			hr	min	s									
1	5.100	5.100	0	15	28	928	100	5.50E-03	5.50E-03	1.76E-04	1.76E-04	64.52	2.73E-06	2.73E-06
2	5.100	5.100	0	16	52	1012	100	5.04E-03	5.04E-03	1.62E-04	1.62E-04	64.52	2.51E-06	2.51E-06
3	5.100	5.100	0	17	44	1064	100	4.79E-03	4.79E-03	1.54E-04	1.54E-04	64.52	2.38E-06	2.38E-06
4	5.100	5.100	0	18	42	1122	100	4.55E-03	4.55E-03	1.46E-04	1.46E-04	64.52	2.26E-06	2.26E-06



Promedio:
 En cm/s **2.47E-06 2.47E-06**
 En m/d **2.13E-03 m/d**



4.3 Granulometría

Para la determinación de este parámetro, se mantuvieron las claves utilizadas en las pruebas de infiltración.

Para cada una de las pruebas se construyó una tabla en la que se presenta el número de malla, el peso de suelo, el porcentaje retenido, acumulado y el que pasa, con el fin de graficar posteriormente el porcentaje que pasa con respecto a los tamaños de las mallas utilizadas, ya que estos proporcionaron el tamaño de las partículas en milímetros. Con la curva obtenida, se calculó el coeficiente de uniformidad y el coeficiente de curvatura para definir el tipo de suelo.

La técnica menciona que cuando el porcentaje de material que pasa la malla 200 se encuentre dentro de un intervalo entre 5 y 12%, es necesario realizar otras pruebas para obtener los límites de plasticidad (límite líquido y límite plástico), con el fin de determinar de qué material fino se trata, pueden ser limos o arcillas. En nuestro caso las tres muestras se encontraron dentro de este intervalo; sin embargo, por la cantidad de muestra que se recolectó en campo, fue imposible poder realizar estas pruebas adicionales, ya que no se contó con el material fino suficiente. Por lo tanto para poder clasificar los suelos muestreados, según el SUCS, a las muestras de suelo se les realizaron las tres pruebas que se llevan a cabo en trabajo de campo: dilatancia, resistencia en estado seco y tenacidad (Juárez Badillo, 1974).

Por último se calculó un porcentaje de error, para analizar la cantidad de material de suelo perdido durante la realización de las pruebas. Los resultados que se obtuvieron fueron los siguientes:

Para el suelo con clasificación INF-1 (figura 4.3.1), los resultados obtenidos se observan en la tabla 4.3.1, y la curva granulométrica en la figura 4.3.2.



Figura 4.3.1 Suelo INF-1

Tabla 4.3.1 Resultados del suelo INF-1



MALLA	ABERTURA EN [mm]	PESO SUELO RETENIDO [g]	PORCENTAJE RETENIDO [%]	PORCENTAJE ACUMULADO [%]	PORCENTAJE QUE PASA [%]
1 ½"	36.10	249.6	24.87	24.87	75.13
1"	25.40	59.8	5.96	30.83	69.17
¾"	19.050	53.1	5.29	36.12	63.88
½"	12.700	25.7	2.56	38.68	61.32
3/8"	9.520	23.9	2.38	41.06	58.94
¼"	6.30	17.3	1.72	42.78	57.22
4	4.760	25.1	2.50	45.28	54.72
10	1.680	134.7	13.42	58.70	41.30
20	0.840	118.9	11.85	70.55	29.45
40	0.420	98.1	9.77	80.32	19.68
60	0.250	42.4	4.22	84.55	15.45
100	0.149	44.3	4.41	88.96	11.04
200	0.074	43.9	4.37	93.33	6.67
CHAROLA		66.9	6.67	100.00	0.00

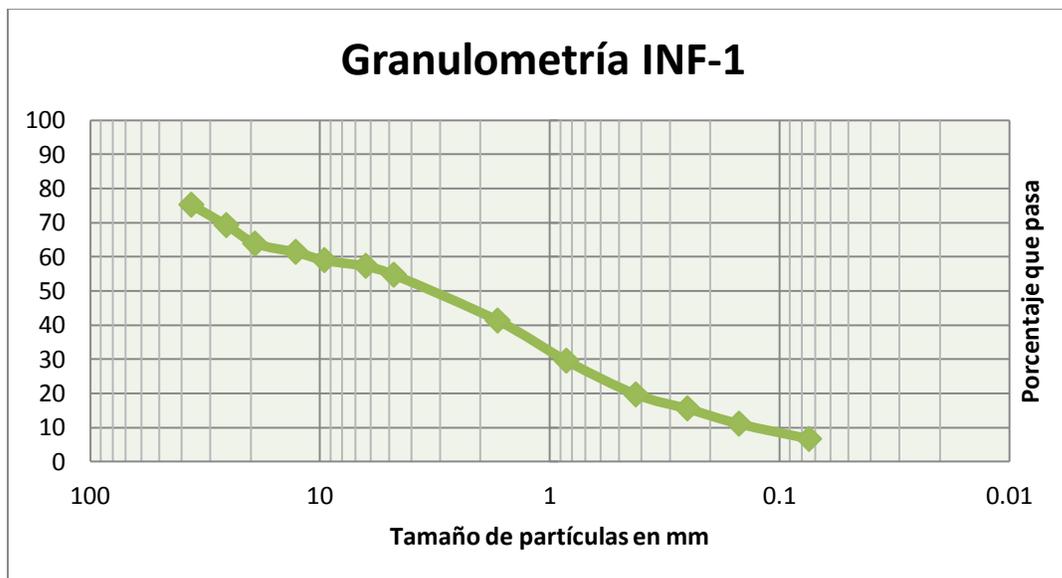


Figura 4.3.2 Curva granulométrica del suelo INF-1

El coeficiente de uniformidad resultante fue de 95.53 y un coeficiente de curvatura de 0.46. Se obtuvo un 45.23% de gravas, 47.99% de arenas y 6.65% de material fino. Siendo predominante el porcentaje de arenas con una diferencia mínima entre estas y las gravas. Se utilizó una masa inicial de 1005.4 g, terminando la prueba, el valor de la masa de muestra final fue de 1003.7 g, obteniendo un porcentaje de error de 1.92%. Relacionando los porcentajes de gravas, arenas y material fino con la carta del Sistema Unificado de la Clasificación de Suelos (SUCS), este suelo se clasifica como SP-SC, arena mal graduada con arcilla.



Para el suelo INF-2 (figura 4.3.3), los resultados obtenidos se observan en la tabla 4.3.2, y la curva granulométrica en la figura 4.3.4.



Figura 4.3.2 Suelo INF-2

Tabla 4.3.2 Resultados del suelo INF-2

MALLA	ABERTURA EN [mm]	PESO SUELO RETENIDO [g]	PORCENTAJE RETENIDO [%]	PORCENTAJE ACUMULADO [%]	PORCENTAJE QUE PASA [%]
1 ½"	36.10	0	0.00	0.00	100.00
1"	25.40	0	0.00	0.00	100.00
¾"	19.050	24.69	3.09	3.09	96.91
½"	12.700	10.9	1.37	4.46	95.54
3/8"	9.520	31.9	4.00	8.46	91.54
¼"	6.30	31.7	3.97	12.43	87.57
4	4.760	49.3	6.18	18.61	81.39
10	1.680	200	25.07	43.68	56.32
20	0.840	167.2	20.96	64.63	35.37
40	0.420	126.3	15.83	80.46	19.54
60	0.250	41.3	5.18	85.64	14.36
100	0.149	34	4.26	89.90	10.10
200	0.074	32.6	4.09	93.98	6.02
CHAROLA		48	6.02	100.00	0.00

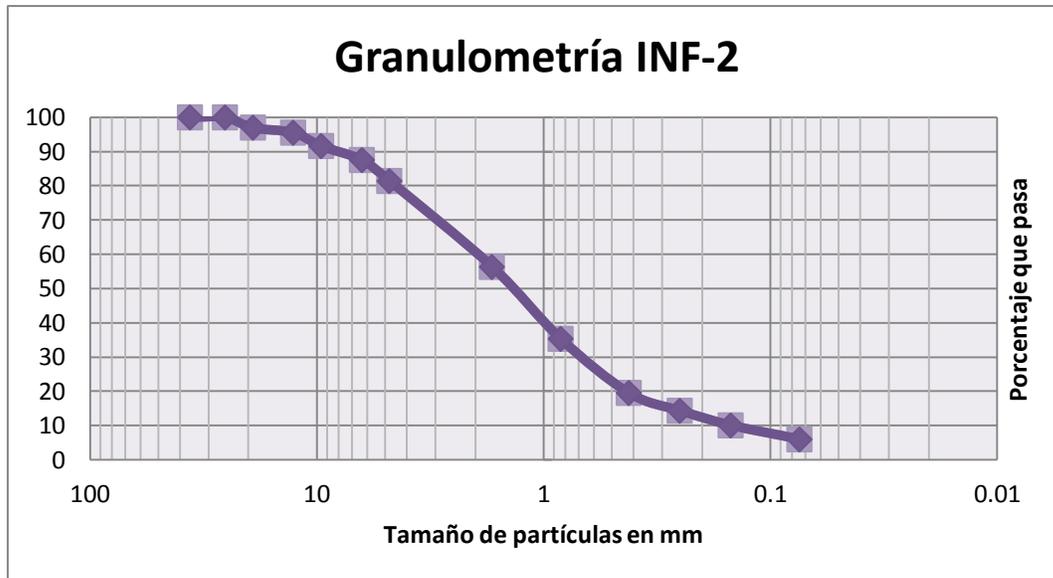


Figura 4.3.3 Curva granulométrica del suelo INF-2

El coeficiente de uniformidad para este suelo fue de 16.93 y el coeficiente de curvatura de 1.43. El porcentaje de gravas fue de 18.49%, para las arenas 74.86% y para el material fino de 5.98%. El porcentaje que predominó es el correspondiente al de las arenas. Se utilizó una masa de muestra inicial de 803.3 g y terminando con una masa de muestra final de 797.89 g, por lo que se obtuvo un error de 0.67%.

La clasificación determinada con la carta del Sistema Unificado de la Clasificación de Suelos (SUCS), fue como un suelo SP-SC es decir, arena mal graduada con arcilla.

Para el suelo INF-3 (figura 4.3.5), los resultados obtenidos se observan en la tabla 4.3.3, y la curva granulométrica en la figura 4.3.6.



Figura 4.3.4 Suelo INF-3

Tabla 4.3.3 Resultados del suelo INF-3



MALLA	ABERTURA EN [mm]	PESO SUELO RETENIDO [g]	PORCENTAJE RETENIDO [%]	PORCENTAJE ACUMULADO [%]	PORCENTAJE QUE PASA [%]
1 ½"	36.1	0	0.00	0.00	100.00
1"	25.4	0	0.00	0.00	100.00
¾"	19.05	8.4	1.06	1.06	98.94
½"	12.70	72.2	9.12	10.18	89.82
3/8"	9.52	42.9	5.42	15.60	84.40
¼"	6.30	41.6	5.26	20.86	79.14
4	4.760	52	6.57	27.43	72.57
10	1.680	214.9	27.15	54.57	45.43
20	0.840	152.1	19.21	73.79	26.21
40	0.420	102.5	12.95	86.74	13.26
60	0.250	30.6	3.87	90.60	9.40
100	0.149	24.5	3.09	93.70	6.30
200	0.074	22.1	2.79	96.49	3.51
CHAROLA		27.8	3.51	100.00	0.00

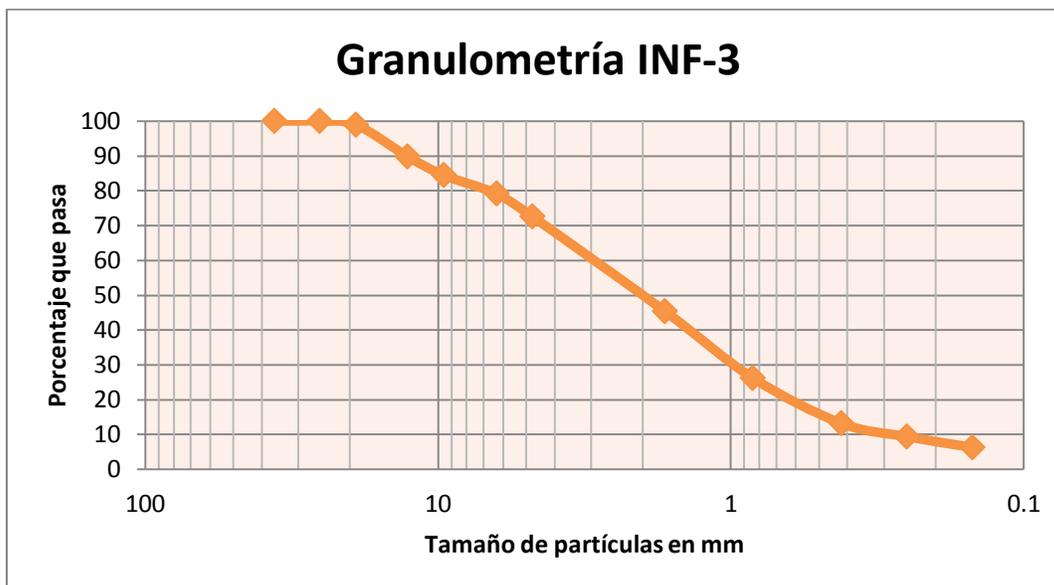


Figura 4.3.6 Curva granulométrica del suelo INF-3

El coeficiente de uniformidad para este sitio fue de 0.06 y el coeficiente de curvatura fue de 1.36. Se obtuvo un 26.98% de gravas, 67.88% de arenas y 3.45% de material fino. Siendo el porcentaje de arenas el que más predominó. Se utilizó una masa de muestra inicial de 804.9 g y una masa de muestra final de 791.60 g. Obteniendo un porcentaje de error de 1.65%. De acuerdo con los resultados de esta prueba la clasificación del suelo según el SUCS, corresponde a un suelo SP-arena mal graduada.



4.4 Análisis estructural

Con la información proporcionada de la zona mapeada dentro de las obras en la mina se puede interpretar que existe un alto grado de fracturamiento natural en los niveles 1052, 1100 y 1200. Principalmente este fracturamiento se encuentra sobre rocas de origen metamórfico (esquistos y filita gráfica), así como también en zonas donde hay sulfuros masivos. A pesar que existe una gran densidad de fracturas, los planos analizados en los tres niveles distintos muestran dos direcciones preferenciales, la primera hacia el NW-SE y la segunda hacia el NE-SW.

De igual manera para el análisis de fallamiento, se observaron dos direcciones preferenciales. Para los planos con elevación 1052 msnm y 1200 msnm, se tiene una tendencia hacia el E-W y NW-SE. Y para el plano con elevación 1100 msnm, las direcciones preferenciales fueron hacia el NE-SW y NW-SE.

En el análisis de fracturamiento y fallamiento realizado, la única diferencia encontrada es la cantidad de fallas y fracturas obtenidas en cada una de las direcciones. En las tablas 4.4.1, 4.4.2 y 4.4.3 se muestran los resultados obtenidos del análisis tanto de fracturas como de fallas, en la que se presenta el número de datos considerados para cada uno de los planos analizados, la tendencia o dirección preferencial que manifestaron, así como sus orientaciones promedio, medidas azimutalmente y su representación gráfica, junto con los esfuerzos principales y la roseta de rumbos.

Figura 4.4.1 Análisis de fracturas y fallas para plano con elevación 1052

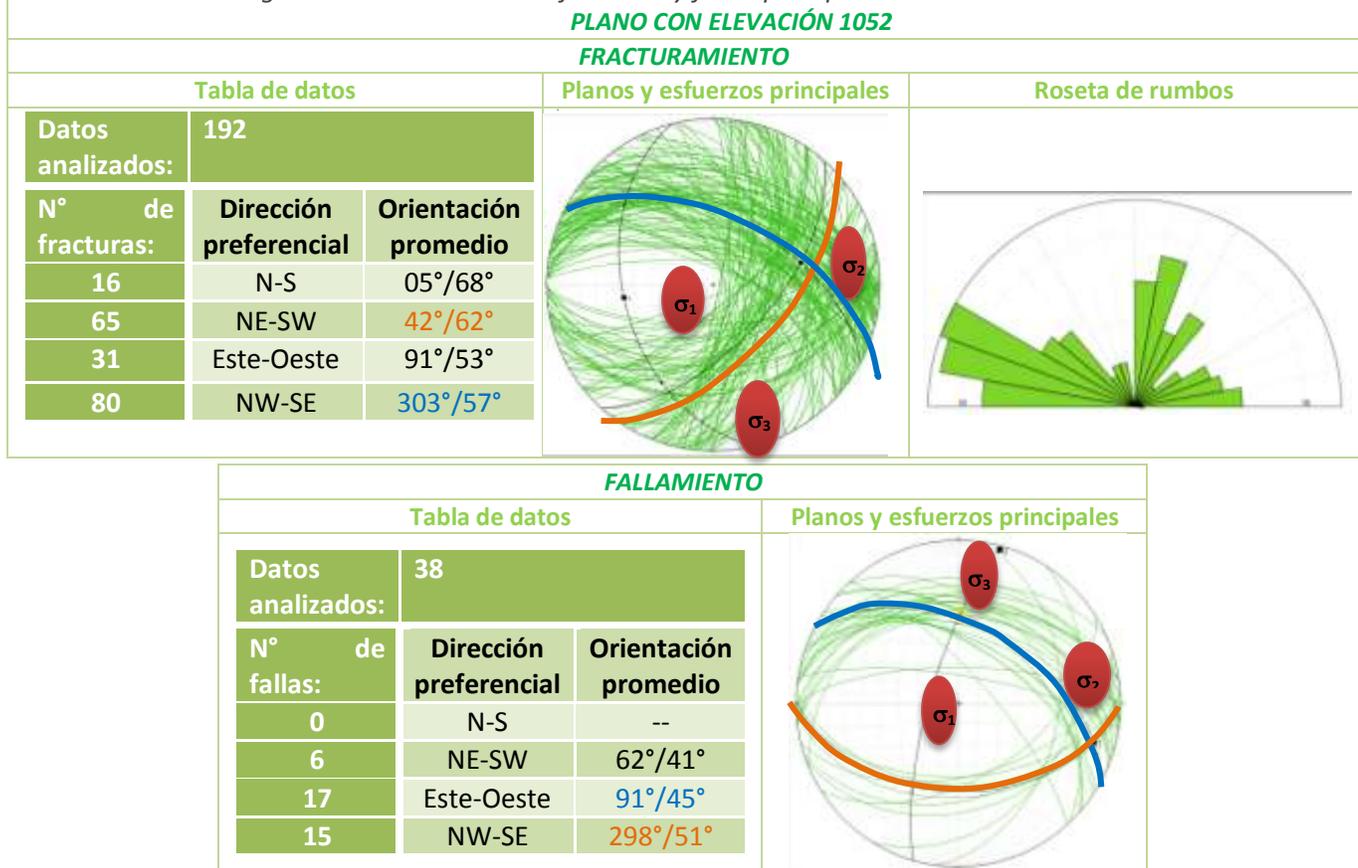




Figura 4.4.2 Análisis de fracturas y fallas para plano con elevación 1100

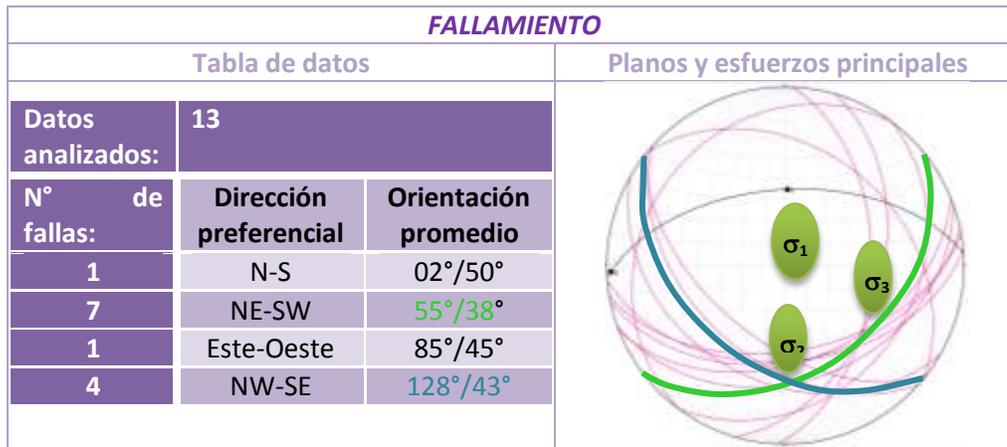
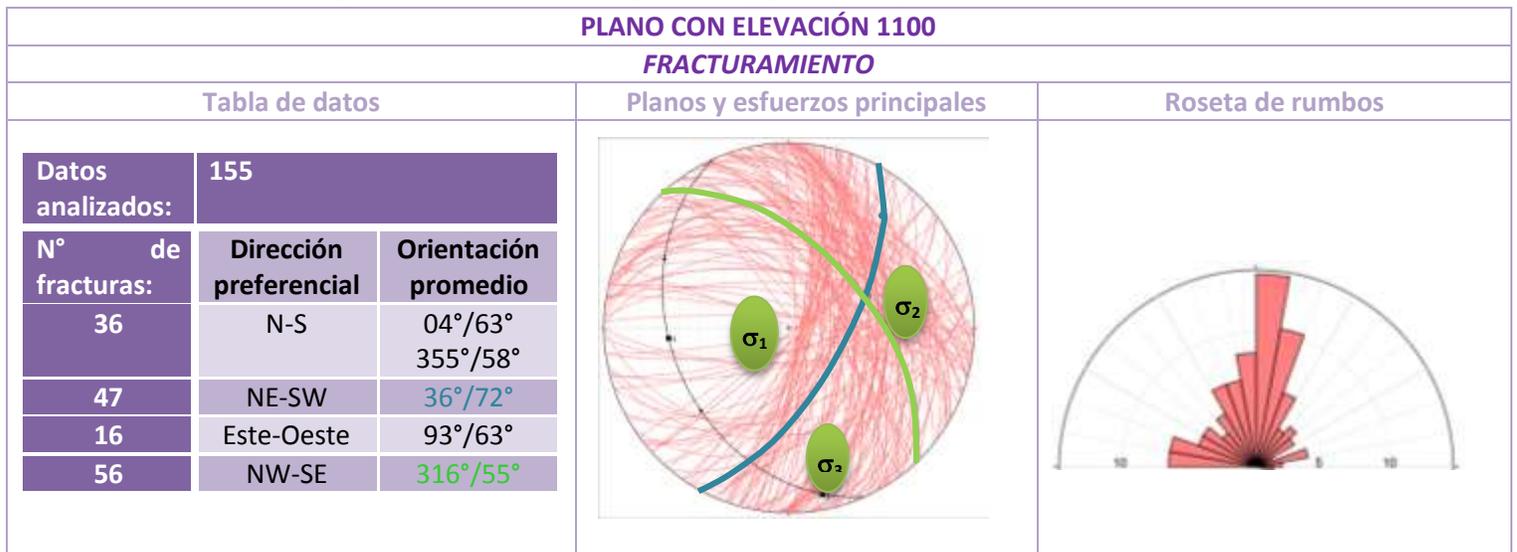
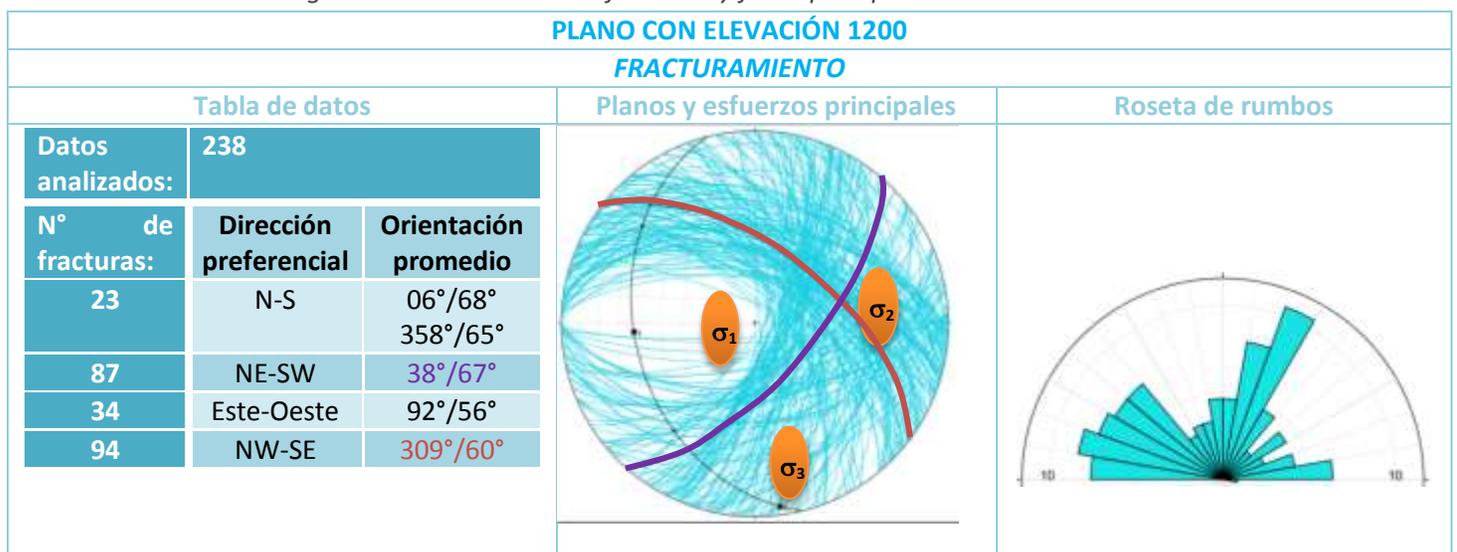


Figura 4.4.3 Análisis de fracturas y fallas para plano con elevación 1200





FALLAMIENTO

Tabla de datos			Planos y esfuerzos principales
FALLAMIENTO			
Datos analizados:	29		
N° de fallas:	Dirección preferencial	Orientación promedio	
1	N-S	358°/32°	
1	NE-SW	230°/22°	
15	Este-Oeste	261°/37°	
12	NW-SE	303°/48°	

Los esfuerzos principales, tanto para el análisis de fracturas y fallas, se obtuvieron con el fin de inferir en qué direcciones se ejercieron hasta llegar a dar origen a estas discontinuidades. El primer esfuerzo encontrado fue sigma dos (σ_2), a partir de la intersección de los dos planos con orientaciones promedio que presentaban el mayor número de fracturas. Sobre el plano bisector que se forma entre σ_2 y su polo, se encuentra sigma uno (σ_1), el esfuerzo principal. Y el plano perpendicular formado entre σ_1 y σ_2 , corresponde a sigma tres (σ_3), el esfuerzo mínimo.

Se observó para el análisis de fracturamiento, que en los tres planos la dirección de los esfuerzos principales tienden a ser iguales, σ_1 vertical o casi vertical, σ_2 al noreste y σ_3 al sureste. Por lo tanto, comparando estos resultados con el modelo de Anderson (1951) y los echados de las fallas ilustradas en la red de Wulff corresponden a fallas de tipo normal. Con base en información de Parga (1981), se consideró que estas fallas se formaron a partir de una fase tectónica que originó extensión en el Pliocuaternario, dentro del marco tectónico regional en el cual se originó la Faja Volcánica Transmexicana. Las fallas que se reconocen en el área de Tizapa presentan una dirección general NW-SE a casi E-W, con inclinaciones que varían entre 60° a 85°, de igual manera en el área de socavones de Tizapa con desplazamientos de 50 m y de menor magnitud en toda la secuencia metamórfica, donde están distribuidas erráticamente.

Los resultados obtenidos en este trabajo si presentan una relación coherente con el trabajo de Parga (1981), ya que las direcciones que describe son similares a las que se obtuvieron en este trabajo.

Por otro lado, en la figura 4.4.1 se muestra el plano en donde se ubica la mayor densidad de fracturas, los sitios en donde hay infiltración de agua y la presencia de drenaje ácido, especificado tanto por la mina de Tizapa y el muestreado por compañeros de Ingeniería de Minas y Metalurgia.

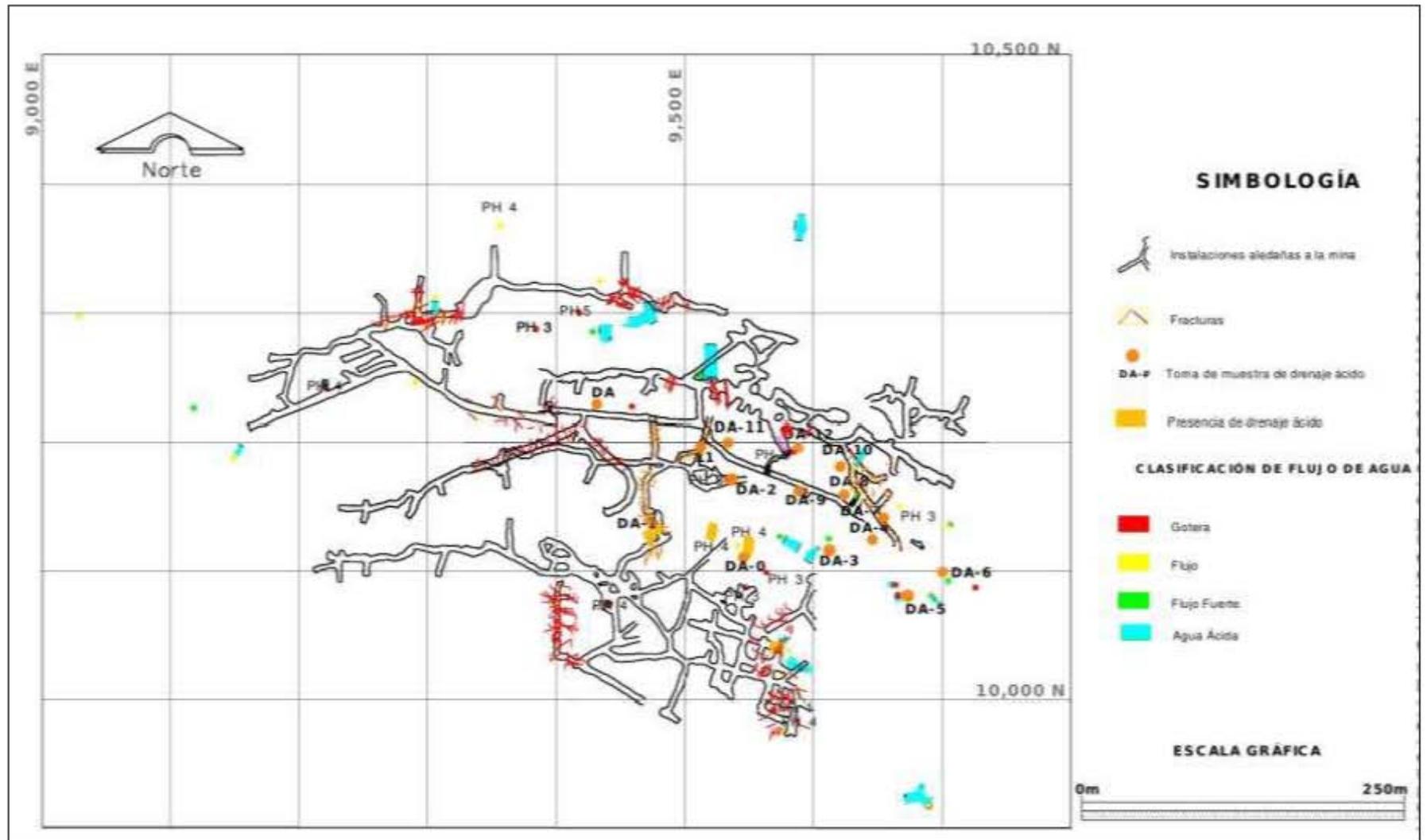


Figura 4.4.1 Plano de fracturamiento en las obras aledañas de la mina



En él se puede interpretar que no hay una relación directa entre los sitios donde hay mayor fracturamiento con la presencia de drenaje ácido. Una de las razones es que se desconoce cuáles de estas fracturas están mineralizadas o abiertas. Sin embargo, se obtuvo que existen dos direcciones preferenciales por las que ahí inicia la infiltración del agua, ya sea la que proviene por precipitación pluvial o la del acuífero que circula por encima de algunas de las obras de la mina, pasando por los rebajes, en donde el agua hace contacto con los minerales sulfurosos y promueve el proceso de oxidación. Una vez que se genera la acidez, el agua escurre por los cruceros, llegando hasta la rampa y posteriormente a la pileta. En la figura 4.4.2 se muestra gráficamente cómo puede suceder esta infiltración y en la figuras 4.4.3 (a), (b) y (c) algunos de los rebajes viejos y la circulación del drenaje ácido por la rampa, propiamente en las obras de la mina.

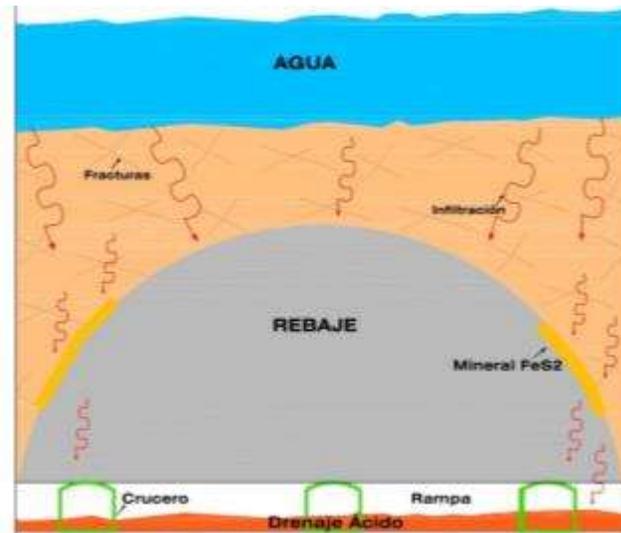


Figura 4.4.2 Representación gráfica de infiltración de agua



a)

b)

c)

Figura 4.4.3 Drenaje ácido en las obras de la mina; a) Agua neutra en contacto con sulfuros del rebaje, b) Presencia de drenaje ácido en la mina, c) Circulación del drenaje ácido.



5. CONCLUSIONES

1. Después de realizar las pruebas en campo para calcular la velocidad de infiltración en el suelo, los valores obtenidos varían entre 0.036 cm/h y 2.07 cm/h, calificándolos según Mazurak, Kohnke y Bonnet, como velocidades muy lentas a moderadas. El suelo INF-1, obtuvo la velocidad mayor (2.07 cm/h) y el descenso de agua fue permanente, por lo que se propuso que se encontraba una fractura en el sitio. A pesar que los suelos están compuestos principalmente por gravas y arenas, razón por las que pudiera suponerse que serían más permeables, no fue así. Esto nos podría indicar que se calculó la velocidad de infiltración de un manto rocoso superficial y que realmente debajo de esta capa, existe otra, compuesta por material impermeable y esta es la que impide una infiltración más rápida.
2. Los valores de permeabilidad en las rocas, reflejaron ser muy bajos, obteniendo valores en un rango entre 4.73 E-10 cm/s y 6.11 E-06 cm/s. Por lo que se podría suponer que las rocas en su estado natural se encuentran bien consolidadas y no permiten el paso de agua a través de ellas; la única manera que lo pudiera permitir es que se encuentren fracturadas o en alguna zona de falla, como fue la filita gráfita carbonatada al mostrar el valor de permeabilidad relativamente alto, ya que fue de 2.47 E-06 cm/s.
3. Con el análisis estructural realizado en este trabajo, solo se pudieron determinar cuáles son las direcciones de fracturas y fallas por las que preferencialmente podría circular el agua a partir de información proporcionada por la minera, pues no se pudieron corroborar estos datos debido a que actualmente estas zonas son inaccesibles, ya que se encuentran cubiertas con concreto lanzado, impidiendo la visualización de los patrones de fracturamiento. También no fue posible indicar precisamente cuáles de estas fracturas se encuentran mineralizadas o abiertas, o si las fallas se encuentran o no activas; siendo las fracturas no rellenas y las fallas abiertas las más importantes a considerar, ya que por estas es donde el agua estaría circulando e infiltrándose desde la superficie hasta las obras de la mina.



4. Se presenta un volumen de escurrimiento anual de 0.031 hm^3 en la subcuenca delimitada en la zona de estudio; dentro de las obras de la mina Tizapa se reporta que en Septiembre de 2013, se colectaron 212.34 l/min en la pileta, tanto de agua neutra como de agua ácida, dando un total de $0.112 \text{ hm}^3/\text{año}$. Por lo tanto se concluye que el volumen de agua existente en la mina, proviene en mayor proporción del acuífero y en menor medida de la infiltración o escurrimientos de agua de precipitación pluvial. Las rocas metamórficas consideradas por CONAGUA como barrera impermeable no lo son. Esto debido a la densidad de fracturamiento que se presenta en dichas rocas. Ambas fuentes de aporte de agua que se están infiltrando por el alto grado de fracturamiento contribuyen a la formación del drenaje ácido.

5.1 Recomendaciones

No se puede generalizar el comportamiento del suelo, a partir de los tres sitios en los que se realizaron las pruebas de infiltración ya que son escasas las muestras para analizar toda el área de estudio; además, los resultados obtenidos en la prueba de granulometría solo son representativos a nivel local de la capa superficial y no se recolectó el material suficiente para clasificar con mayor exactitud el material fino. Por lo tanto, como las pruebas realizadas en este trabajo se llevaron a cabo en sitios separados, debido a que tenían que cumplir ciertas características, ahora es recomendable que para los sitios en donde hay mayor presencia de drenaje ácido se ubiquen perfiles de suelo de mayor espesor para clasificarlos de mejor manera.

Se recomienda también ubicar con precisión la profundidad del nivel freático dentro de la mina y volver a correlacionar estos resultados con los proporcionados por CONAGUA, para confirmar que la fuente de aporte de agua sea más por el acuífero de Temascaltepec, que por precipitación pluvial.



BIBLIOGRAFÍA

- Anexo A, 1996. "Adaptación de la Propuesta de Norma de Aguas Residuales Descargadas a un Cuerpo Receptor". Norma Salvadoreña de CONACYT. Ministerio de Salud, El Salvador. Pp. 21-26.
- Aparicio Mijares Francisco Javier, 2001. "Fundamentos de Hidrología de Superficie". Editorial Limusa. México.
- Bahamóndez Honores Carolina Isabel, 2012. "Importancia de la actividad microbiológica en la predicción del drenaje ácido de minas". Santiago de Chile.
- Cervantes Macedo Angélica Haydee, 2014. "Caracterización del drenaje ácido y de las rocas asociadas a una mina para evaluar su posible aplicación en un sistema de tratamiento pasivo". Tesis profesional, Facultad de Ingeniería, UNAM. México, D.F.
- Comisión Nacional del Agua, 2008. Determinación de la disponibilidad de agua en el acuífero 1509 Temascaltepec, Estado de México. México, D.F.
- De La Rosa Rodríguez Joel M, 2008. "Diseño, instrumentación y puesta en servicio de un permeámetro de carga constante". Tesis profesional. UNAM, México. Octubre.
- Domenico, P.A. & Schwatz, F.W., 1998. "Physical and chemical hydrogeology". Wiley, 502 pp.
- Elías-Herrera, M, Sánchez-Zavala JL, Macías-Romo C, 2000. "Geologic and Geochronologic data of the Guerrero Terrence". Journal of South American Earth Sciences 13, 355-375
- Environment Australia, 1997. "Managing sulphidic mine wastes and acid drainage. Best practice environmental management in mining". Environment Australia, Canberra.
- Freeze, R.A. & Cherry, J.A., 1979. "Groundwater". Prentice-Hall. Estados Unidos. 604 pp.
- Gatica, G., y Santos Jallath, J., 2003. "Identificación y prevención del drenaje ácido de mina en el proceso de extracción, en minas con sulfuros". *Memorias del XXV Convención Internacional de Minería*. México, DF: Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y Geólogos de México.
- Juárez Badillo y Rico Rodríguez, 1974. "Mecánica de Suelos. Fundamentos de la Mecánica de Suelos". Tomo 1. Tercera Edición. Limusa. México. Pp. 53-56, 97- 121, 149-163.
- Lottermoser, B.G., 2007. "Mine Wastes: Characterization, treatment and environmental impacts". Springer 3th ed. Berlin Heidelberg. New York. 33-89, 179-204



-
- Luna Celis Leonel, 2011. "Evaluación de la eficiencia de diferentes rocas para el control y manejo del drenaje ácido, producido por una mina de hierro". México, D.F.
- Miningwatch, 2006. "Acid Mine Drainage". Canadá.
- Neri Oliva María de los Angeles, 2014. "Medición del volumen de drenaje ácido generado en la mina Tizapa y propuesta de manejo para su posterior tratamiento". Tesis profesional, Facultad de Ingeniería, UNAM. México, D.F.
- Sanders, L., 1998. "A Manual of Field Hydrogeology". Prentice-Hall, 381 pp.
- Semarnat, 2002. Norma Oficial Mexicana NOM-011-CNA-2000, Conservación del Recurso Agua- que establece las especificaciones y el método para determinar la disponibilidad media anual de las aguas nacionales. Diario Oficial de la Federación del 17 de abril de 2002.
- Sengupta M., 1993. "Environmental Impacts of Mining: Monitoring, Restoration and Control". Lewis Publishers, USA.
- Smith, L. & J. Weathcraft, 1993. "Groundwater Flow. In: Maidment, D.R. (Ed.). Handbook of Hydrology". McGraw Hill.
- SMN (Servicio Meteorológico Nacional), 2010. Datos de precipitación y temperatura del período de 1981 – 2010. Información consultada en diciembre 2013.
- Spitz K. y Trudinger J., 2009. "Mining and the environment, from ore to metal". Great Britain, CRC Press.
- USP-EPA., 1994. "Acid mine drainage prediction". Office of Solid Waste. U.S. Environmental Protection Agency. EPA 530-R-94-036.
- Wolkersdorfer, Ch., 2008. "Water Management at Abandoned Flooded Underground Mines: Fundamentals, Tracer Tests, Modelling, Water Treatment". Heidelberg (Springer) 465 pp.
- Zamora Vega Osbaldo, 2004. "Los sulfuros masivos volcanogénicos de Tizapa, Zacazonapan, Edo. de México. ¿Un yacimiento tipo Kuroko?: Datos geoquímicos, mineragráficos y microtermométricos". Tesis profesional, Instituto de Geofísica Posgrado en Ciencias de la Tierra, UNAM. México, D. F.