



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO



FACULTAD DE INGENIERÍA

**“DISEÑO, PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN DE UN BLOQUE MINABLE CON
BARRENACIÓN LARGA, EN LOS REBAJES DE TUMBE POR SUBNIVELES
TRANSVERSALES Y RELLENO POSTERIOR CON PASTA, EN LA UNIDAD
MINERA PINOS ALTOS DE AGNICO EAGLE, MUNICIPIO DE OCAMPO,
CHIHUAHUA, MÉXICO”**

TESIS

**QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA**

PRESENTA

JOSÉ ADRIAN MASTACHE CALZADA

AVAL

ING. VICTOR MANUEL LÓPEZ ABURTO

CIUDAD UNIVERSITARIA, D.F., 2016

ÍNDICE

	Página
I. INTRODUCCION	1
II. BREVE RESEÑA DE LA PROPIEDAD PINOS ALTOS	5
2.1 Descripción y ubicación de la propiedad	2
2.2 Clima y vías de comunicación	4
2.3 Flora y fauna	4
2.4 Infraestructura	5
III.- MARCO GEOLÓGICO REGIONAL	5
3.1 Litología	5
3.2 Mineralización	8
3.2.1 Veta Santo Niño	8
3.2.2 Cerro Colorado	8
3.2.3 Santo Niño	9
3.2.4 Oberon de Weber	9
3.2.5 El Apache	9
3.2.6 Veta San Eligio	9
3.2.7 Veta Reyna de Plata	10
3.2.8 Santa Ana	10
3.2.9 El Sinter	11
3.2.10 Reyna Central	11
3.2.11 Reyna Oriental	11
3.2.12 Veta El Madroño	12
3.2.13 Veta Carola	12
3.2.14 Vetas Menores	13
3.3 Aspectos genéticos	13
3.4 Alteración	15
3.5 Mineralogía y paragénesis	16
3.6 Inclusiones fluidas	17
3.7 Aspectos Geotécnicos	
3.7.1 Geología Estructural	
3.7.2 Ingeniería Geológica	
3.7.3 Caracterización del Macizo Rocosó	
3.7.4 Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y pruebas Triaxiales.	

3.7.5 Pruebas de Carga Puntual y datos ISRM (Index Strength Rock Mass)	
3.7.6 Densidad de las Muestras de Roca Intacta	
3.7.7 Resistencia al Corte de las Discontinuidades	
3.7.8 Rock Mass Rating (RMR; Clasificación del Macizo Rocoso)	
3.7.9 Resistencia del Macizo Rocoso (Rock Mass Strength)	
3.7.10 Relleno de las Fallas	
3.8 Hidrología.	
IV. MÉTODO DE MINADO DE TUMBE POR SUBNIVELES TRANSVERSALES CON SECUENCIA DE REBAJES PRIMARIOS Y SECUNDARIOS.	18
4.1 Generalidades	18
4.2 Descripción del método de barrenación larga	19
4.2.1 Justificación para utilizar la barrenación larga por subniveles	19
4.2.1 Consideraciones en la selección de un sistema de barrenación larga	19
4.2.1.1. Clasificación de Bieniawski (RMR)	20
4.2.1.2 Clasificación de Barton (Q)	21
4.3 Ventajas y desventajas del sistema de barrenación larga	24
4.3.1 Ventajas	24
4.3.2 Desventajas	25
V. PREPARACIÓN DEL BLOQUE MINERAL	26
5.1. Exploración	27
5.1.1 Antecedentes históricos de la exploración	27
5.2. Planeación	34
5.2.1 Planeación de desarrollo	37
5.2.2 Planeación de producción	55
VI- RELLENO CON PASTA	71
6.1 Preparación de un rebaje para su relleno	74
VI.- CONCLUSIONES	78
VII.- BIBLIOGRAFÍA	80

RESUMEN

Agnico Eagle Ltd. se propone realizar los procesos de minado, extracción y beneficio de varios cuerpos mineralizados de gran contenido de oro y plata dentro del proyecto Pinos Altos, esto con se realizará con sistemas de minado tanto subterráneo como a cielo abierto, dicho proyecto se encuentra ubicado en la Sierra Madre Occidental, en el estado de Chihuahua al Norte de México.

La operación de minado a cielo abierto incluye los tajos conocidos como: Santo Niño, Oberon de Weber y San Eligio, mientras que el minado subterráneo comprenderá operaciones de Santo Niño, Cerro Colorado, Oberon de Weber y San Eligio, estos últimos están citados de acuerdo a su importancia y aportación de onzas y tonelaje durante la vida del proyecto (Ver tabla A)

La operación subterránea dio inicio a mediados del año 2007 y a la fecha se han desarrollado poco más de 43 kilómetros tanto en estéril como en mineral, los cuáles se han enfocado principalmente en la preparación de los bloques ya minados y que están por minarse de acuerdo a los presupuestos generados y en base a la secuencia definida por el sistema de minado que se está realizando actualmente en la unidad y el cuál será descrito con este trabajo.

El presente informe se enfocará en atender una breve descripción de los temas relacionados con en el minado subterráneo del cuerpo mineralizado más importante conocido como Santo Niño, del cual se puede destacar que su mineralización de oro y plata consiste principalmente en vetas de cuarzo tipo hidrotermal, stockworks y brechas de hasta 40 metros de ancho y dentro del cual se encuentra aproximadamente un 58% del total de mineral que se minara mediante el sistema de barrenación larga por subniveles, generando rebajes transversales, realizando una secuencia de rebajes primarios y secundarios y el relleno posterior de dichos rebajes con pasta (mezcla de jal, cemento y agua). Las dimensiones de los rebajes serán de 15m de ancho, 30 m de alto y su longitud dependerá del ancho de la veta razón por la cual podrá seccionarse en dos o hasta tres partes, si la zona es de gran potencia. Uno de los problemas principales que se presentará es debido a la presencia de la falla Santo Niño, ubicada al alto de la estructura mineralizada y la cual tiene una tendencia este-oeste, además

de ser la estructura que litológicamente separa la unidad Victoria al norte, de la unidad Buenavista al sur.

El método de minado constará de varias etapas como lo son el desarrollo de las frentes de apoyo (contrafrentes) y las frentes de extracción (draw points), la preparación del rebaje (instalación de cables para soporte de terreno, aplicación de concreto lanzado), barrenación del rebaje, voladura del rebaje, la extracción del mineral del rebaje y por último el relleno de dicho rebaje; cada uno de estos puntos se discutirá con más detalle dentro del presente escrito.

La extracción del mineral de la mina subterránea se realizara a través de una rampa principal de acarreo usando camiones de camiones de bajo perfil con una capacidad de 45 toneladas y la aportación será de 3,200 Ton/día, hasta el año 2016, año en el cuál la producción de mina subterránea incrementará a 4500 ton/día pero la extracción será realizada por manto a través del Tiro (Proyecto actualmente en desarrollo).

El objetivo de la empresa es el de desarrollar el tajo Santo Niño hasta la elevación final de 2000 m elevación correspondiente al nivel superior de la mina subterránea el cuál es nombrado como Nivel 16, a partir del cual se tendrán niveles a cada 30 m medidos verticalmente, realizando la profundización de la mina subterránea hasta llegar a la elevación correspondiente de lo que será el nivel 34.

INTRODUCCIÓN.

La unidad minera Pinos Altos, se localiza en el estado de Chihuahua en lo que se conoce como la franja del Oro de la Sierra Madre Occidental y pertenece a la empresa canadiense Agnico Eagle Mines, inició su etapa de producción de minado subterráneo en el año 2009, cuenta con unas reservas estimadas de 2.7 millones de Au Oz y 74 millones Ag Oz. Actualmente (2013) tiene un presupuesto promedio mensual de producción de 96,000 toneladas con una ley de 2.611 gr/ton de Au y 81.81 gr/ton de Ag.

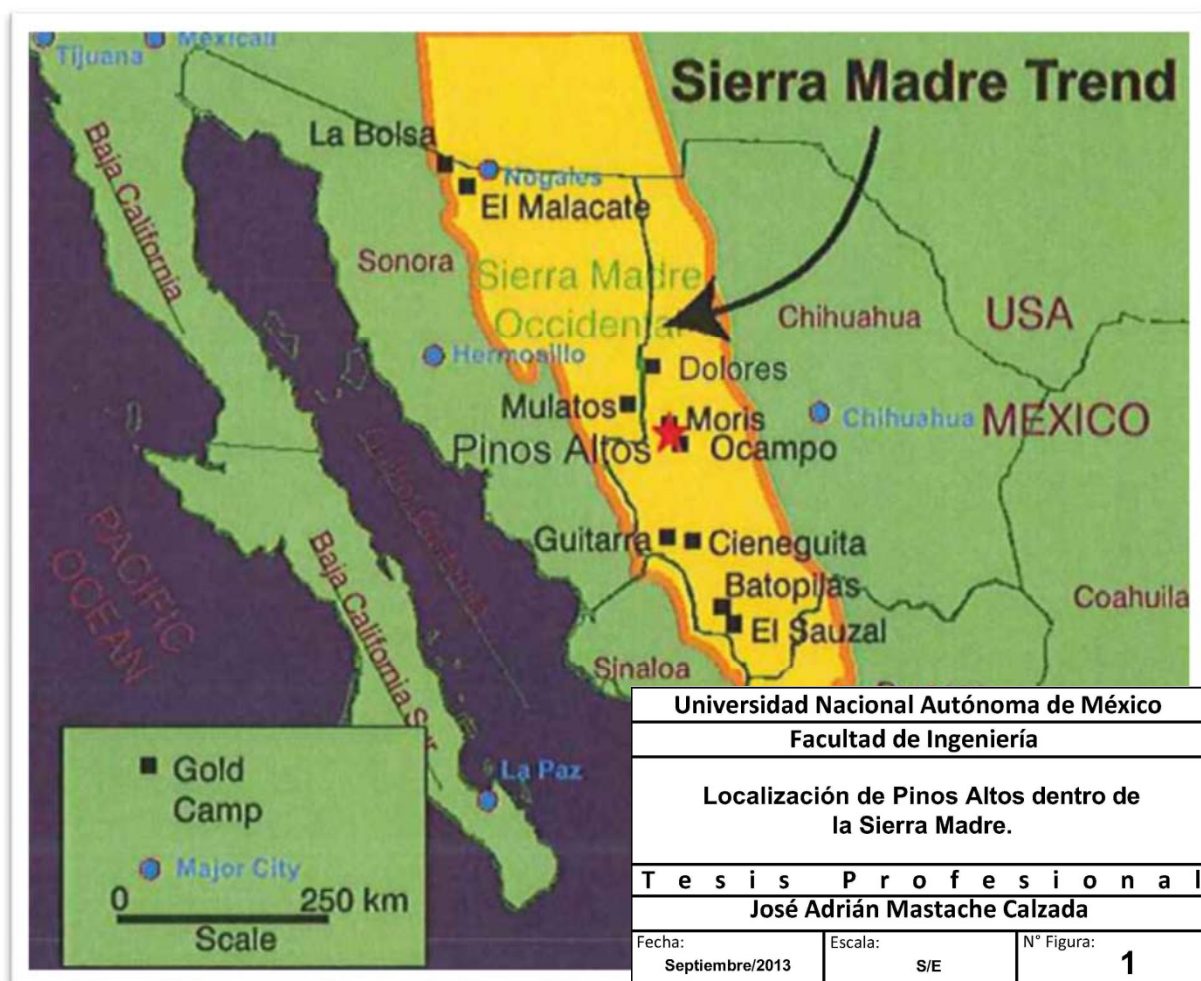
El objetivo principal en la unidad es el de tener una producción segura y eficiente para con ello dar cumplimiento a todos y cada uno de los presupuestos programados año con año, es por eso que el presente trabajo se centra en dar a conocer de una forma general las actividades realizadas para poder llevar a cabo el minado de un bloque mineral, es decir, enfocarnos en el proceso de preparación de un rebaje (*stope*), y su posterior explotación. Dichas actividades se pueden enumerar de la siguiente forma: exploración, planeación, desarrollo, minado o tumble, extracción y por último el relleno del rebaje, es decir, una vez que queda vacío el espacio que en su tiempo ocupó el mineral se deberá rellenar con pasta para posteriormente seguir con la secuencia de minado, a su vez dicho relleno con pasta ayudará a mantener la estabilidad de las paredes de los huecos generados con el minado y también a que estos huecos no sean muy grandes al momento de minar los rebajes secundarios. La pasta es una combinación de jales, cemento y agua, dicha combinación es transportada desde superficie hasta interior mina por medio de tuberías. De las actividades anteriores se desprenden otras más que no se mencionan en este párrafo pero se explicarán en su momento, cabe resaltar que no por este motivo dejan de ser tan importantes como las citadas.

Otra de las intenciones de este informe consiste en describir y hacer notar la importancia que ha estado adquiriendo la aplicación del sistema de explotación con barrenación larga. Cabe destacar que actualmente muchas otras unidades mineras en México, lo están utilizando. Durante el desarrollo del trabajo se hará notar que Pinos Altos utiliza dicho sistema con ciertas variaciones, así como también se notará la utilización de todos los adelantos técnicos en cuanto a minería se refiere en México.

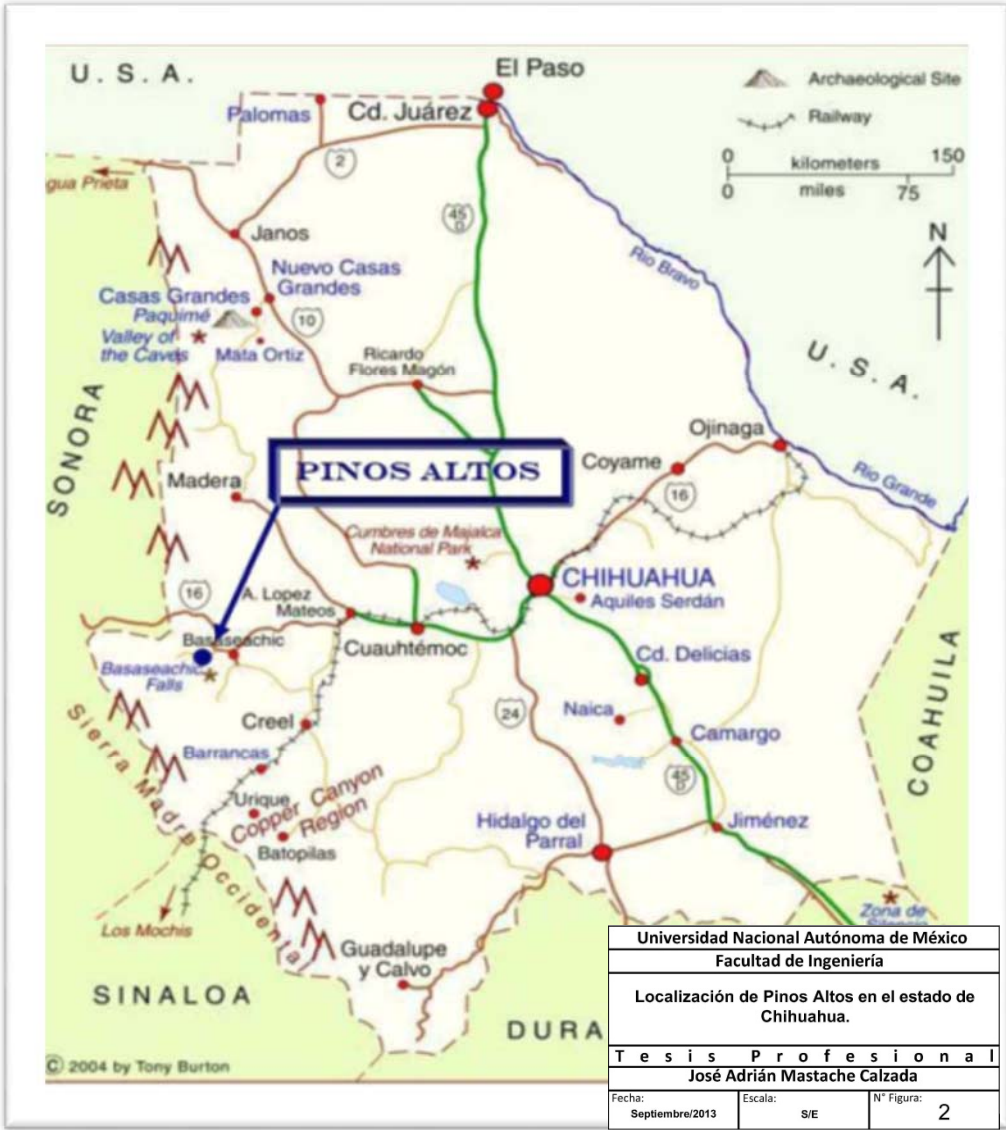
II.- BREVE RESEÑA DE LA PROPIEDAD PINOS ALTOS.

2.1 Descripción y ubicación de la propiedad.

La propiedad que alberga al proyecto minero de oro y plata conocido con el nombre de Pinos Altos, forma parte de Agnico-Eagle Mines Limited, a través de una subsidiaria mexicana llamada Agnico Eagle México SA de CV. La propiedad se encuentra en el estado de Chihuahua al Norte de México, aproximadamente a 280 kilómetros al Oeste de la capital del Estado (Figura 1) y con la cordillera de la Sierra Madre Occidental a 12 kilómetros al noroeste del pueblo de Ocampo, la cabecera municipal, y 9 kilómetros al noroeste de la comunidad de Cahuisori y cerca del pueblo de Basaseachic (Figura 2).



Pinos Altos se ubica aproximadamente a 2,500 metros de elevación sobre el nivel del mar. La propiedad consiste de 37 concesiones mineras que abarcan 11,094.2 hectáreas, dichas concesiones a su vez comprenden tres bloques: el bloque Parreña (19 concesiones con 6,041.1 hectáreas) que es totalmente propiedad de Agnico Eagle Mines; el bloque Madroño (17 concesiones con 889.2 hectáreas) que se trabaja por medio de contratos de arrendamiento; y el bloque de Pinos Altos (1 concesión con 4,163.8 hectáreas) que también se trabaja por medio de contratos de arrendamiento.



Las concesiones Madroño (las cuales contienen aproximadamente el 57% de las onzas de oro y un 56% de las onzas de plata de la estimación de reservas probadas y probables actuales), están sujetas a un conjunto de regalías del 3,5% a nombre de El Madroño Minerales, SA de CV. La concesión Pinos Altos (que contiene aproximadamente un 35% de las onzas de oro y 41% de las onzas de plata de la estimación actual de reservas probadas y probables) está sujeta a un 2,5% de retorno neto de regalías de fundición a pagar al Servicio Geológico Mexicano antes Consejo de Recursos Minerales. Después de 20 años, esta porción de la propiedad, también estará sujeta a un 3.5 % de retorno neto de regalías de fundición a nombre de Madroño. Los activos que componen el Proyecto Pinos Altos fueron adquiridos por la compañía en marzo de 2006 y son una cesión de derechos en virtud de contratos para explorar y explotar las concesiones el Madroño y Pinos Altos, así como también el derecho a utilizar hasta 400 hectáreas de tierras de propiedad de Madroño para las instalaciones de la mina por un período de 20 años después de que las operaciones mineras formales se hayan iniciado.

2.2 Clima y vías de comunicación.

El clima es semifrío subhúmedo con régimen de lluvias de verano y escasa precipitación en invierno, extremosa, con verano fresco y largo.

Dentro de este régimen climático el periodo de precipitación invernal es inferior al 8.65%. La temperatura media anual en promedio fluctúa entre los 5°C y 12°C.

La mayor parte de la precipitación anual (1.100 mm) se recibe durante la temporada del monzón de verano de julio a septiembre. Nieve y lluvia ocurren esporádicamente durante los meses de invierno. Las temperaturas medias mensuales van del rango de los 7 a los 20 grados centígrados, con extremos de -10 y +45 grados centígrados.

2.3 Flora y Fauna.

Tres tipos de vegetación ocupan poco menos del 75 % del área y son el Bosque de Pinus-Quercus cerrado, el Bosque de Quercus-Pinus y el Bosque de Pinus –Quercus abierto. En orden decreciente le siguen el Bosque de Quercus, el pastizal con arbustos, el Bosque Mixto y el bosque de Juniperus.

La región pertenece a la Mesoamericana de Montaña que contiene géneros tanto de origen Holártico (los arbóreos principalmente) y de origen Neotropical (los del sotobosque). Sin

embargo, hay una predominancia de los de origen Holártico sobre los Neotropicales y los locales.

La vegetación del área corresponde a bosques de coníferas y latifoliadas en donde los generos más importantes son Pinus, Quercus, Cupressus, Abies y Alnus. Desde el punto de vista del uso de recursos, la vegetación ha sido aprovechada forestalmente en algunas zonas, lo que ha modificado las comunidades vegetales originales.

En lo referente a la fauna, la diversidad en anfibios y reptiles (Herpetofauna) es alta, las especies más abundantes son el sapo manchado, la lagartija de collar, algunas especies de ranas, la culebra listona, la lagartija o camaleón y la víbora de cascabel. En lo que respecta a los mamíferos (Mastofauna) las especies más abundantes son el chichimoco, el ardillón y la zorra gris. Dentro del grupo de las aves (Avifauna) las más abundantes son la golondrina tijereta, la brujita, la chara, el junco ojos de lumbre y el dominico.

2.4 Infraestructura.

La comunidad de Cahuisori, lugar donde se localiza el campamento de la Mina Pinos Altos, cuenta con energía eléctrica para uso doméstico (la red nacional de energía eléctrica para uso industrial se localiza a una distancia de 100 km en el poblado de La Junta, Chihuahua), agua entubada potable para uso doméstico procedente de veneros y servicio telefónico. Las principales fuentes de agua son los escurrimientos de los arroyos conocidos como La Máquina y Las Bombas, tributarios del rio Concheño, distante 8 km al Oeste del proyecto.

III.- MARCO GEOLOGICO REGIONAL.

3.1 Litología.

La litología en la región circundante al proyecto es la clásica de la Sierra Madre Occidental: consiste de un basamento metamórfico de edad desconocida pobremente expuesto en el fondo de las barrancas, sobre el cual se desarrolló el arco vulcano-plutónico descrito en la literatura como Complejo Volcánico Inferior (CVI). La edad del CVI es de al menos 45 millones de años hasta 100 millones de años, y consta esencialmente de rocas batolíticas y volcánicas de composición intermedia (granodiorita-andesita), con intercalaciones de sedimentos clásticos continentales y escasas volcánicas riolíticas. Después de un hiatus magmático desde 38 millones de años hasta aproximadamente 45 millones de años,

erupciones a partir de grandes complejos de caldera generaron el Supergrupo Volcánico Superior (SVS), dominado por ignimbritas félsicas, acompañadas por flujos y domos riolíticos y cantidades similares de andesitas-basaltos. La edad del SVS va de 23 a 38 millones de años, aunque la mayor parte de los productos piroclásticos se depositaron entre 27 y 34 millones de años (McDowell y Keizer, 1977; McDowell y Clabaugh, 1979).

Rocas del basamento afloran al Norte de Moris en la Nopalera y sobre el Río Santa María; en la región de El Pilar-Sahuayacán y en el Río Oteros al SW de Uruachic (Bockoven, 1980; Zaragoza, 1997).

El Complejo Volcánico Inferior en la región de Ocampo-Yécora fue dividido por Bockoven (1980) en cuatro unidades:

Rocas volcánicas y sedimentarias Pre-Navosaigame, que constan de andesitas, con locales intercalaciones de calizas del Cretácico Superior. El espesor de estas rocas entre Ocampo y Moris es de 450 m.

Conglomerado Navosaigame (CGNV), con un espesor promedio de 400 m y aflorando sobre 500 km², que consiste de conglomerados, areniscas conglomeráticas, areniscas y lutitas, con predominio de fragmentos de rocas sedimentarias y metamórficas en la parte inferior, y fragmentos volcánicos en la parte superior. Globigerinas del Cretácico Tardío encontradas en clastos calcáreos dentro de esta unidad señalan ésta como su edad máxima. Esta unidad representa abanicos aluviales formados por erosión en topografía abrupta durante un período de quiescencia del vulcanismo andesítico.

Rocas volcánicas y sedimentarias Post-Navosaigame, que constan de andesitas (flujos y aglomerados), tobas riolíticas y andesíticas y areniscas volcanoclásticas. Las andesitas, denominadas Andesitas Ocampo, tienen un espesor de al menos 200 m y son idénticas a las encontradas subyaciendo el Conglomerado Navosaigame.

Rocas Plutónicas, representadas por el stock granodiorítico Maycoba, de 25 km² de extensión y edad de 63.6 millones de años, que aflora al Este de este poblado y 25 km al Oeste del área cartografiada. Ocurriendo a una altitud de 1600 m, esta roca es la manifestación más al oriente del plutonismo Laramídico en Sonora (Bockoven, 1980). Otras intrusiones félsicas

a intermedias asignables al CVI ocurren en el Rancho Los Alisos, en El Saucillo y en Jesús del Monte (Zaragoza, 1997).

El Supergrupo Volcánico Superior se depositó discordantemente sobre rocas del CVI, producto de vulcanismo explosivo a partir de calderas. Aunque generalmente el SVS ha sido considerado como “dominado por riolitas” dada la extensa exposición de ignimbritas félsicas en las partes altas de la Sierra, en el Centro Volcánico Tomochic, 17 km al Este de Pinos Altos, casi todo el vulcanismo tipo “ash-flow” ocurrió después y parcialmente traslapado con un período de voluminosas erupciones andesíticas. El estilo de vulcanismo en estos lugares varió de (i) andesítico a (ii) erupciones de “ash-flows” a (iii) un breve episodio de vulcanismo máfico, justo antes de que el magmatismo calcoalcalino cesara (Wark et. al., 1992).

En la región de Yécora-Yepachic se tiene una asociación litológica similar sobreyaciendo al CVI: una secuencia del Eoceno-Oligoceno (iniciando en 35 Ma) con un miembro basal andesítico sobreyacido sin discordancias por una carpeta de ignimbritas riolíticas, mismas que a su vez son cubiertas por una secuencia bimodal del Oligoceno-Mioceno (30 a 17 Ma) dominada por andesitas y andesitas basálticas con intercalaciones de tobas félsicas (Cochemé y Demant, 1991).

Esta bimodalidad del vulcanismo es interpretada como el reflejo de los efectos combinados de (i) un descenso del aporte de material fundido máfico del manto al disminuir la subducción de la Placa Farallón antes de su cese, y (ii) el cambio a un ambiente tectónico crecientemente extensional resultado de lo anterior (Wark et. al., 1992, Cochemé y Demant, 1991).

Las rocas intrusivas son un componente menor del SVS y han sido identificadas en Candameña (granodiorita-diorita, Zaragoza, 1997) y en Pinos Altos (riolita y andesita).

3.2 Mineralización.

La mineralización auroargentífera del Distrito Pinos Altos es del tipo epitermal de baja sulfidación, ocurriendo en forma de vetas y brechas hidrotermales de cuarzo con muy bajo contenido de sulfuros. Al menos 20 vetas ocurren en el distrito, siendo Santo Niño la más importante y más documentada de ellas. En este capítulo se describirán brevemente las principales vetas conocidas en el Proyecto.

3.2.1 Veta Santo Niño

La Veta Santo Niño aflora de manera discontinua a lo largo de al menos 6 km, con un rumbo promedio de NW60° y 68° de inclinación al SW, con inflexión a rumbo E-W y tendencia a la vertical en su extremo Oriente. Consiste de tramos mineralizados discontinuos (clavos) emplazados al bajo de material deleznable de la falla Santo Niño, que en sección transversal se comportan como cuerpos tabulares orientados a lo largo de la falla que controla su emplazamiento, mientras que longitudinalmente se presentan como conos invertidos o chimeneas, la falla Santo Niño es continua entre ellos, pero sólo débilmente mineralizada al bajo; se han identificado cuatro de ellos, que de poniente a oriente, se denominan Cerro Colorado, Santo Niño, Oberón de Weber y El Apache, con morfología, características físicas y mineralogía similares. A continuación se describen brevemente estos clavos:

3.2.2 Cerro Colorado

Es un clavo de 600 m de longitud y espesor máximo de 30 m, que, a diferencia de los otros, está emplazado al bajo de la andesita Santo Niño, y no al bajo de falla Santo Niño. Es el clavo más irregular, ya que en su extremo W la ley baja drásticamente y tiende a ramalearse, en su porción central se ensancha a 50 m con una inclinación de 50°, se interpreta que es truncado por la falla Santo Niño, que en esta área presenta una flexión a 70-80°. En su extremo Este el cuerpo aumenta su inclinación a 60-65° y tiende a adelgazarse y a finalmente integrarse a Santo Niño.

3.2.3 Santo Niño

Santo Niño es el clavo de mineralización más consistente, con 750 m de largo y espesor máximo de 70 m, extendiéndose hasta una profundidad mínima de 500 m desde la superficie, estando abierto en esta dirección en algunas secciones a la altura del nivel 1600. Lateralmente el clavo desaparece hacia zonas de ramaleos débiles de cuarzo blanco o de falla sin mineralizar.

3.2.4 Oberón de Weber

Cuerpo continuo en superficie por 650 m, de 22 m de espesor promedio. Sin embargo, su mineralización es un tanto errática, presentando buenas leyes en niveles someros mientras que, a profundidad, aunque la veta es continua, sus leyes bajan drásticamente.

Longitudinalmente se aprecia que el clavo disminuye sus dimensiones y tiende a profundizarse hacia el Oeste.

3.2.5 El Apache

El Apache presenta afloramiento continuo por más de 1.5 km, sin embargo es el más pobre de los clavos con mineralización localmente en espesores hasta de 35 m pero con leyes muy bajas y discontinuas.

3.2.6 Veta San Eligio.

Veta de cuarzo blanco y verde de 2 a 4 m de ancho y 2.1 km de largo, que fue explorada con obra directa y barrenación de diamante por el Consejo de Recursos Minerales, quien logró ubicar, entre reservas probadas y probables, 156,730 t de mineral con leyes de 3.22 ppm Au y 101 ppm Ag (CRM, 1998). Fue explorada por Peñoles a lo largo de 900 m.

Es de rumbo promedio NW60°, aunque en su porción E cambia a rumbo E-W. La veta al parecer es dislocada por una falla en su extremo E, y es probable que sea continua, con algunas zonas ramaleadas, hasta el área Cerro Colorado. Una falla de rumbo NE la desplaza 20 m en sentido horizontal.

Se presenta como una brecha de cuarzo verde, con fragmentos de la Ignimbrita Victoria (IGLV) y escasos de andesita, silicificados y reemplazados por cuarzo verde de grano muy fino. El cuarzo verde reemplaza a cuarzo gris o blanco más temprano. Un barreno de exploración identificado como BSE-22 cortó al bajo de San Eligio un dique de brecha cementado por óxidos de Fe de 1.34 m de ancho con 7.38 g/t Au y 41 g/t Ag que no se intersectó en barrenos vecinos.

3.2.7 Veta Reina de Plata.

Es una veta y brecha de cuarzo blanco, gris y verde, con afloramientos discontinuos a lo largo de 8 km, emplazada en su mayor parte en la falla Reina de Plata descrita. Es continua por aproximadamente 3.5 km en su extremo Este, solo desplazada por la falla Comedero. Su continuidad se pierde 800 m al Noreste del socavón Victoria, donde es desplazada por la falla Victoria, para reaparecer parcialmente cubierta por talud en los alrededores del Cerro del

Sinter, siendo continua por 2 km desde este lugar hasta el prospecto Santa Ana, y aflora parcialmente cubierta por 700 m más al W.

Se presenta como brechas y stockworks de cuarzo blanco y verde claro a oscuro, con notable presencia de calcita, misma que ocurre interbandeada con el cuarzo, como vetillas y cementante de brechas tardías, o como vetas monominerales. Los fragmentos de las brechas son de andesita, pórfido riódacítico y riolita.

En general aparecen también en el bajo zonas de hasta 50 m de ancho con stockwork débil a moderado de cuarzo blanco e incoloro, estéril, más intenso cerca de la veta, mismas que probablemente representen las etapas más tempranas de mineralización. Para su exploración, la veta se dividió en cuatro áreas, que de W a E son:

3.2.8 Santa Ana.

De 1.4 km de longitud, se exploraron 500 m con los mejores ensayos de superficie. La veta presenta rumbo de NW70° e inflexiones en el echado, de vertical o al SW, pero a profundidad cambia a su echado normal al NE. A profundidad, sus espesores van de 4.50 a 36 m de espesor.

En este tramo, la veta representa el contacto entre el Conglomerado Navosaigame / las rocas volcánicas El Madroño y la Ignimbrita Victoria que le sobreyacen, y está compuesta en su mayor parte por brecha y stockwork de cuarzo blanco con escaso cuarzo verde amarillento.

3.2.9 El Sinter.

De longitud aproximada 2.2 km, en su porción E su rumbo es NW70°, mientras que su porción W cambia a NW50°, tendiendo a adelgazarse; con echados al NE en ambos casos. Al alto de la veta se presenta la Andesita Frijolar, diques y sills de pórfido riódacítico, con ignimbrita Victoria, riolita y depósitos lacustres en el bajo. Se presenta como vetas, brechas y zonas de stockwork y vetilleos de cuarzo blanco, con cuarzo verde amarillento y verde oscuro en menor proporción, emplazadas en una falla con fragmentos de todas las litologías anteriores. La calcita ocurre como un cementante de brechas de falla tardías, especialmente al bajo de la veta. Los espesores mineralizados intersectados con barrenación van desde 1.82m hasta 32m, considerando stockwork del alto.

3.2.10 Reina Central.

Segmento con mayor cantidad de obras mineras antiguas, de 1.4 km de longitud y rumbo NW66°, echada al NE. A profundidad, la estructura es más ancha que su afloramiento, ya que las zonas de stockwork en el alto están cubiertas por depósitos de talud, llegando a tener espesores conjuntos de veta y stockwork de hasta 100m. Se compone de cuarzo blanco, gris y verde, con relativamente abundante introducción de calcita post-mineral en forma de vetillas y como cementante de brechas con fragmentos de veta, lo que se traduce en dilución de la ley original. En su mayor parte, tiene ANFR y PRYD en el alto e IGLV al bajo.

3.2.11 Reina Oriental.

Tramo de 2.3 km de largo, de los cuales 1.5 km se exploraron con barrenación. Su rumbo general es NW60° con espesores aflorantes de hasta 20m, con una inflexión a NW30° y adelgazamiento de 2m en su extremo Este. Es el contacto entre la andesita Frijolar al alto y la ignimbrita Victoria al bajo. A profundidad se intersectó principalmente con cuarzo blanco con escasa pirita, con ramaleos discontinuos de cuarzo verde en el alto, y sobre espesores de 9m a 22m.

3.2.12 Veta El Madroño.

Veta de cuarzo de 1.5 a 2 m de ancho promedio explotada intensivamente en la primera mitad de este siglo hasta una profundidad aproximada de 210 m, produciendo alrededor de 84,000 oz de Au (Lowther, 19??).

Esta veta presenta notables variaciones en su rumbo, de NW10° en el extremo E (Mina Santa Martha) a NW50° hacia el W en la Mina El Madroño. Aunque su afloramiento es discontinuo en superficie, a profundidad la veta es continua, existiendo conexión subterránea entre las minas mencionadas. De esta manera, su extensión lateral es de alrededor de 1.9km y se adelgaza y ramalea en ambos extremos. De acuerdo con un muestreo realizado por O. Comadurán (1980) se percibe un notable descenso en los valores de Au en los niveles inferiores de las minas, Socavón “La Aurífera” en Santa Martha y Nivel 4 en El Madroño, promediando 3.1 ppm de Au y 49 ppm de Ag en el primero y 2.40 ppm de Au y 43 ppm de Ag en algunos tramos del segundo, ambos sobre anchos de 1.5m.

La veta consiste de una brecha con fragmentos de roca silicificada en matriz de cuarzo blanco y verde, localmente drúsico y calcedónico, con escasa pirita oxidada y manchado de óxidos de manganeso, la cual ha sido brechada por movimientos postminerales, produciendo abundantes caras arcillosas de salbanda que contienen oro libre.

3.2.13 Veta Carola (También llamada San Ignacio o Bravo.)

Es una veta de 1.6 km de largo, rumbo promedio NE10° y echados de 40-65° hacia el W, con un desnivel expuesto de 550 m, ocupando parte de la falla del mismo nombre. La parte Norte y de mayor elevación de la misma fue cartografiada y muestreada con detalle por H. Serrano y S. Herrán (1997) dentro del lote “Carola”, propiedad de la empresa. En este lugar la veta tiene espesores de hasta 11 m y valores atractivos de oro, por lo que se diseñó un programa de barrenación a diamante. En este segmento, la veta se bifurca en dos ramales, uno de los cuales es continuo hasta la cima del cerro La Mascota, y el otro ocupa superficies topográficas (“*dip slopes*”) variablemente erosionadas que probablemente constituyen un objetivo a perseguir a menor elevación que el anterior.

En la porción Sur se localiza la Mina Bravo, dentro del lote “San Ignacio”. Esta mina nunca ha sido trabajada de manera importante, únicamente fue desarrollada en 50 m, con 1.5-2 m de ancho con leyes reportadas de 12 ppm Au y 600 ppm Ag (Lowther, 19??). En superficie la mineralización en un stockwork denso de cuarzo alcanza hasta 30 m de ancho pero con leyes bajas. La mena consiste de cuarzo blanco a gris acompañado de sulfuros como argentita, galena, esfalerita y escasa calcopirita. Una muestra de terrero reporta 140 ppm de Au y 2.8 kg/t Ag, lo que abre las posibilidades de encontrar mineral bonancible de Au-Ag sobre esta estructura.

Esta veta es claramente diferente de Santo Niño, Reyna de Plata y El Madroño, donde la mejor ley de oro se encuentra en zonas de cuarzo verde, mismo que es escaso en Carola. Asimismo ésta parece ser más rica en sulfuros y en Ag.

3.2.14 Vetas menores.

Al menos 10 estructuras mineralizadas menores existen en el distrito, en su mayoría localizadas dentro del “*horst*” Pinos Altos. Otras obras mineras del distrito sobre estructuras

sin ley ni potencial atractivo incluyen La Confianza, Refugio y Guadalupe, todas ellas cercanas a la ranchería La Batería de Rodríguez.

3.3 Aspectos genéticos

Se ha sugerido que la localización de los clavos está gobernada por dos factores concurrentes:

- La intersección de al menos dos sistemas de fallas pre-minerales como en el caso de la falla Santo Niño con las fallas El Comedero y Victoria. Esta observación fue realizada desde los años 1930's y fue también sugerida por ERA-Maptec (1997).
- Zonas de dilatación localizadas en inflexiones en la dirección tanto del rumbo como del echado de la Falla Santo Niño.

La formación de los clavos sobre la veta de Santo Niño sigue una historia multiepisódica de brechamiento y depósito de cuarzo con contenidos variables de Au-Ag, lo cual es indicativo de un sistema hidrotermal muy activo y de relativa larga duración. La secuencia de estos eventos ha sido discernida a partir de la descripción de núcleos de barrenación y puede resumirse de la siguiente manera (del evento más antiguo al más reciente):

- Intrusión del dique de Andesita Santo Niño dentro de la falla Santo Niño.
- Formación de brecha con textura “cockade”, constituida por fragmentos angulosos de tamaño máximo 2cm de Andesita Santo Niño y de ignimbrita Victoria en menor proporción, cementados por cuarzo incoloro bandeado, con textura de relleno de espacios abiertos y escasa rotación de los fragmentos. Ese evento se describe en los barrenos como “Brecha cockade” (BXCO) cuando los fragmentos son en su mayoría de andesita y como “Brecha del domo riolítico” (BXDR) cuando los fragmentos predominantes son de IGLV. Esta última puede extenderse hasta varias decenas de metros en el bajo del cuerpo mineralizado. Normalmente este evento es estéril o de muy baja ley.
- Formación de brecha de cuarzo-sericita, constituida por fragmentos de andesita, ignimbrita Victoria, cuarzo bandeado incoloro y brecha cockade, soportados por una matriz de cuarzo incoloro con diseminaciones de pirita euédral fina (< 1 mm) y

sericita color rosa. Normalmente este evento presenta oxidación en fracturas con goethita-limonita y oro nativo.

En la descripción de barrenos se le señala como “Brecha de cuarzo-sericita” (BXQS) y es portadora de una mineralización económica.

- Formación de brecha de cuarzo verde (BXQV), constituida por fragmentos de andesita propilitizada y silicificada, BXCO, BXQS e IGLV cementados por una matriz de cuarzo de color verde claro a oscuro con escasa pirita diseminada, sericita y escaso oro nativo y cristales euhedrales de adularia. Las texturas del cuarzo varían desde agregados de grano fino a coliforme-crustiforme y localmente drúsico. Este evento se introdujo de forma masiva dentro de la veta, así también como un stockwork de vetillas similares en las rocas del bajo, al menos desde la elevación 1,600 hasta el afloramiento mismo (2,250 msnm). Se describe en la barrenación como “Brecha de Cuarzo Verde” (BXQV) y en ella se encuentran las mejores leyes de la veta.
- Brechas tardías, compuestas por fragmentos de las brechas previamente formadas cementados por cuarzo incoloro, gris, verde-amarillento y localmente amatista. Normalmente estas brechas son estériles o de muy baja ley. El evento final está representado por la introducción de calcita gris a blanca en vetillas o como cementante de brechas, también estéril.
- Brechamiento tectónico a lo largo de la falla Santo Niño, que localmente contiene fragmentos arrastrados de cuarzo de las brechas previas en matriz arcillosa de roca cizallada.
- Oxidación supergénica a partir de fracturas dentro de la zona mineralizada, con óxidos de Fe y oro removilizado. Es notable que la oxidación se extienda localmente hasta la máxima profundidad conocida (1,600 msnm).

3.4 Alteración

La alteración hidrotermal asociada a la formación de la veta Santo Niño está restringida exclusivamente al bajo de la falla Santo Niño, que por su movimiento postmineral disloca el

sistema mineralizante. Aunque no se ha establecido con detalle el patrón de alteraciones ligado a los distintos episodios de mineralización, en términos generales está conformado por un núcleo de alteración silícica acompañado por sericita y minerales arcillosos rodeado por alteración propilítica.

La alteración más evidente es la silicificación de los fragmentos de las brechas que conforman la veta, presentándose en forma penetrativa y obliterando la textura de las rocas por reemplazamiento, aunque se conservan cristales de cuarzo en IGLV y fantasmas de feldspatos en ANSN. Al bajo de la estructura, la silicificación tiende a ser selectiva sobre la matriz de las unidades de IGLV hasta por 50 m, donde acompaña la formación de BXDR. Sericita y alteración argílica acompañan la formación de la veta, pero no constituyen un halo bien definido.

Alteración propilítica de la roca encajonante existe desde la falla del alto hasta un halo de 50 metros aproximados dentro de IGLV, y aparentemente pre-data la formación de la veta. Está manifestado por la presencia de pirita diseminada, cloritización de minerales ferromagnesianos y vetilleos de calcita-clorita-pirita tanto en IGLV como en ANSN.

Argilización por intemperismo ocurre en los niveles someros (máximo 10 m) de todas las rocas aflorantes.

3.5 Mineralogía y paragénesis

Algunos estudios limitados de mineragrafía sobre seis muestras de los clavos Santo Niño y Oberón de Weber (Victoria, 1997) muestran que la mineralogía metálica de la veta es relativamente simple. Consta de oro, acantita, goethita-limonita y pirita incluidos dentro de cuarzo y distribuidos temporalmente en tres etapas, de acuerdo con la siguiente tabla paragenética. (Tabla 1).

Mineral	Etapa		
	I	II	III
Pirita			
Goethita - Limonita			
Oro			
Acantita			
Mineral Transparente			

Tabla 1

La etapa I se es correlacionable con la formación de BXDR y BXCO mientras que la etapa II corresponde a la principal época de mineralización (BXQS y BXQV) y la etapa III representa la oxidación supergénica y removilización de oro. La ocurrencia de los minerales mencionados es como sigue:

Oro: granos diseminados en cuarzo o intercrecidos con acantita y goethita-limonita, también en ocasionales hilillos dentro de esta última. El tamaño mínimo al microscopio es de 1 μm , aunque también es observable a simple vista tanto dentro de cuarzo como de óxidos de Fe.

Acantita: diseminada en cuarzo e inter crecida con oro y goethita-limonita, con tamaño de grano de 1-140 μm .

Pirita: cristales diseminados en cuarzo, a veces en forma amiboide, de tamaño variable desde 4 μm hasta mm, visibles a simple vista.

Goethita-limonita: en distintas texturas como coloforme, zonada en anillos, esqueletal, agregados y diseminada en cuarzo o en bordes de reemplazamiento de pirita o pseudomorfos de este mineral en cristales hexagonales y cúbicos.

Cuarzo: en diez muestras analizadas petrográficamente (Victoria, 1997), se observan al menos tres períodos de introducción de cuarzo: en el primero como un mosaico de sílice criptocristalina; el segundo brecha a la anterior y se caracteriza por contener escasos sulfuros, barita, minerales arcillosos y oro; y el tercero que consiste de sílice cristalina y presenta

abundantes drusas localmente con cristales de oro, parcialmente rellenas de calcedonia, calcita y/o minerales arcillosos.

Melchor (com. pers., 1997) señala que en las asociaciones oro-acantita es común también encontrar electrum, pero este mineral no fue reportado.

Y a través de microscopía electrónica de barrido sobre concentrados de flotación realizados por el CIDT (1999) se encontró que el 95% de los granos de Ag fueron de embolita (Ag(Br,Cl)) y el 5% restante de aguilarita (Ag₂(S,Se)), minerales no reportados en el estudio de Victoria (1997).

3.6 Inclusiones fluidas.

Un estudio limitado de inclusiones fluidas se realizó paralelamente con el estudio petrográfico-minerográfico mencionado (Victoria, 1997). Se hicieron 98 mediciones microtermométricas (Th y Tm) de la segunda y tercera etapas de cuarzo sobre inclusiones primarias en 6 muestras de los barrenos BCOW8A, BSN4 y BSN1, en 5 de ellas se obtuvieron rangos de Th de los fluidos que varían de 200 a 300 ° C con salinidades de 0.17 a 2.39 % p. eq de NaCl. Una de las muestras reporta Th=128-258° y salinidades de 0.17-0.87% p. eq. de NaCl.

Si bien este estudio dista de ser suficiente para caracterizar la evolución del sistema hidrotermal, al menos los rangos de Th y Tm encontrados son compatibles con los modelos de mineralización epitermal de baja sulfidación.

3.7 Aspectos Geotécnicos.

Agnico-Eagle Mines solicitó la asistencia de la empresa Golder Associates Ltd. para el estudio geotécnico del depósito principal de Santo Niño, en lo que en ese entonces era el proyecto Pinos Altos en México. En febrero de 2007, Golder proporciona a Agnico un informe de dicho proyecto que resume los rasgos geotécnicos del depósito de Santo Niño, dichos resultados se basaron en las investigaciones realizadas dentro del sitio geotécnico dentro del proyecto Pinos Altos.

En este punto se presentan los resultados de la investigación geotécnica de campo y la interpretación geológica, información que ayudo a tomar consideraciones para el diseño de

taludes refiriéndonos al minado a cielo abierto así como también a planificar el minado subterráneo.

El alcance del trabajo consistió en lo siguiente:

- Un diseño geotécnico en base a la información disponible;
- Una evaluación de ingeniería de estabilidad de taludes basados en la información disponible.

3.7.1 Geología Estructural.

La propiedad Pinos Altos se ubica dentro de una típica estructura de bloques elevados (horst) definida por la falla principal Santo Niño al sur y la falla Reyna de Plata más al norte. Esta estructura de horst tiene una orientación aproximadamente de 120° (azimut) y puede seguirse por un poco más de 7km. Esta zona estructural intercepta al margen Norte – Este de la caldera de Ocampo. Se han interpretado numerosos episodios de movimiento, pre y post-mineralización a lo largo de esta falla.

Dentro de los límites Este del área Santo Niño, se encuentran fallas con orientación Norte-Sur. Estas falla probablemente cortan a la veta de Andesita hacia el Este. En la parte oeste del área, se presenta mayor complejidad de foliación y uniones las cuales pueden seguirse desde los afloramientos a lo largo del lado sur del cerro Santo Niño. Una falla también fue interceptada en los barrenos (probablemente con orientación N-S).

La principal fuente de información del trabajo geotécnico fue la información obtenida de un programa de investigación en sitio que fue llevado a cabo en múltiples fases. Esta investigación consistió en series de 8 barrenos distribuidos sobre el área del tajo proyectado de Santo Niño. Su propósito fue verificar el contacto del relleno aluvial con la roca y reunir información de barrenos orientados, propiedades del macizo rocoso e información hidrogeológica sobre azimuts y ubicaciones del tajo que son consideradas críticas para el diseño.

Se reunió la información de las discontinuidades de los núcleos orientados en las series de barrenos inclinados. El sistema de orientación “ACE (*Ace Core Tool*)” se utilizó durante el programa de barrenación para obtener la información de núcleo orientado.

La instalación de piezómetros de cuerda vibrante multi-nivel dentro de estos barrenos fue planeada para determinar los niveles estáticos del agua tanto el alto como al bajo de la falla.

Sin embargo, debido a varias situaciones logísticas en el equipo, solo un piezómetro multi-nivel fue instalado en un barreno. Por lo tanto los piezómetros restantes fueron subsecuentemente instalados en las 2 series de barrenos verticales BH, barrenados únicamente con estos propósitos.

3.7.2 Ingeniería Geológica

Todos los datos obtenidos a partir de los barrenos descritos en párrafos anteriores fueron usados se utilizaron para crear un modelo del depósito el cuál contenía los siguientes elementos: Propiedades del Macizo Rocoso, Estructura Geológica, y agua subterránea.

El propósito de dicho modelo es brindar el soporte necesario para las recomendaciones de diseño tanto del tajo como de la mina subterránea.

Roca

En este punto se revisarán los diferentes parámetros geomecánicos del macizo rocoso necesarios para propósitos de diseño. Estos parámetros incluyen las principales familias de discontinuidades, la resistencia del macizo rocoso y su caracterización.

En el sur o al alto de la estructura Santo Niño, las Ignimbritas Buenavista están compuestas de tres principales unidades litológicas: Dacita, Toba y la Riodacita. En esta zona del alto de la estructura, donde la Dacita fue interceptada por los barrenos, el macizo rocoso mostro estar un poco meteorizado.

Con ayuda de los datos obtenidos con la barrenación es como se pudo definir que Santo Niño cuenta con dos dominios estructurales, los cuáles se han estado nombrando como el Alto y el Bajo de la estructura. Sin embargo, las características del macizo rocoso nos muestran que el alto de la estructura está compuesto por dos distintos sectores cada uno de ellos con diferente calidad del macizo rocoso, estos dos sectores son el sector Este del alto de la estructura y el sector Oeste del alto de la estructura.

Familias de Discontinuidades.

En el área Santo Niño, las familias de discontinuidades interpretadas de los núcleos de los barrenos orientados paralelos a la estructura principal Santo Niño y con una dirección cercana a la Norte-Sur fueron consideradas potencialmente continuas y se les estará dando mucha más importancia al momento del desarrollo del modelo geotécnico.

Los grupos “Mayores” de juntas se consideraron más críticas para el momento de realizar el diseño, estas juntas principales fueron seleccionadas entre las familias de discontinuidades basándose en los siguientes criterios:

- Juntas paralelas a la falla principal Santo Niño; y/o
- Juntas paralelas a las fallas Norte-Sur; y/o
- Juntas con un valor de J_r bajo es decir, menor o igual a 1; y/o
- Juntas con porcentaje de ocurrencia mayor al 4%

Las proyecciones de igual área en el hemisferio inferior (red estereográfica) de las familias de discontinuidades de núcleos orientados se obtuvieron a partir de seis barrenos en el área de Santo Niño. Con la revisión de los datos de los núcleos orientados se identificaron las siguientes características:

Ambos tanto el Alto como el Bajo de la estructura están caracterizados por una serie de familias de discontinuidades subverticales ($70-90^\circ$ de echado) con un extenso rango de azimuts;

El alto y el bajo muestran una importante concentración de grupos de discontinuidades subhorizontales ($0 - 40^\circ$ de inclinación) encontradas principalmente entre el rango de azimuts de 0° a 270° , las cuáles pueden ser relacionadas a las capas dentro de la ignimbrita.

Los grupos de juntas perpendiculares al rumbo de la falla Santo Niño y grupos de juntas subhorizontales fueron interceptadas más frecuentemente que las juntas paralelas a la falla Santo Niño.

Los grupos de discontinuidades con direcciones de echado con rangos entre los 125° y los 180° , y echados entre los 35° y 70° no fueron frecuentes, aunque la orientación de los barrenos fue favorable para identificarlas, y en general, el macizo rocoso tanto en el alto como en el bajo muestran polos muy dispersos y difusos. Lejos de la orientación de la falla principal, dentro de las Ignimbritas, pocas tendencias estructurales fueron evidentes.

De acuerdo a las características mencionadas, todos los datos de las discontinuidades fueron agrupados.

3.7.3 Caracterización del Macizo Rocoso

En este punto se explicará acerca del programa de pruebas de laboratorio así como los datos de medición de las pruebas de índice de campo. Más adelante aparecerán las tablas de datos de las pruebas de laboratorio (UCS y Triaxial) y las medidas de índice de campo (Carga Puntual y prueba ISRM).

De todos los barrenos geotécnicos se tomaron un total de 54 muestras representativas y fueron enviadas a Golder Associates Ltd. de estas 54, 12 muestras fueron enviadas al Laboratorio de Mecánica de Rocas del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Queens, de estas últimas 12 muestras, a 6 se les realizaron pruebas de UCS (*Uniaxial Compressive Strength*) y pruebas triaxiales se realizaron a las 3 muestras restantes.

3.7.4 Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y Pruebas Triaxiales.

Los datos de resistencia para la roca intacta se obtuvieron de 15 muestras ensayadas a resistencia a la compresión uniaxial (UCS por sus siglas en ingles) y dos muestras ensayadas a pruebas triaxiales, las muestras se realizaron tanto en el Laboratorio de Pruebas Geomecánicas Mississauga de Golder como en la Universidad de Queens. Además, los datos de las pruebas de carga puntual y del índice de resistencia ISRM (index strength rock mass) fueron recabados en sitio durante el logeo de los núcleos en orden de proveer un continuo perfil de resistencia para cada barreno. La siguiente tabla muestra un resumen de los resultados de las pruebas UCS realizadas en laboratorio.

LABORATORY STRENGTH TESTING DATA SUMMARY						
Borehole	Sample ID	Depth* (m)			Lithology**	UCS (Mpa)
PA-06-149	PA-149-01	15.32	to	15.59	Dacite	79,9
	PA-149-05	19.4	to	196.63	Rhyodacite Porphyry	54,1
	PA-149-07	255.7	to	255.95	Rhyodacite Porphyry	44,8
	PA-149-08	176	to	176.25	Rhyodacite Porphyry	42,8
PA-06-152	PA-152-02	76.55	to	76.75	Victoria Ignimbrite	123,3
PA-07-155	PA-155-05	23.06	to	23.24	Dacite	15,1
	PA-155-06	102.27	to	102.47	Reworked Sandy Tuff	14,4
	PA-155-07	143.15	to	143.32	Ashflow Lithic Tuff	17,6
PA-07-157	PA-157-03	19.12	to	19.29	Sandy Lithic Tuff	2,4
	PA-157-07	70.35	to	70.5	Ashflow Lithic Tuff	22,5
PA-07-158	PA-158-03	112.84	to	113.04	Rhyodacite Porphyry	2,8
	PA-158-08	248.2	to	248.4	Victoria Ignimbrite	4,6
PA-07-160	PA-160-02	60	to	60.27	Dacite	20,6
	PA-160-04	127.12	to	127.31	Ashflow Lithic Tuff	14,2
	PA-160-07	161.07	to	161.27	Ashflow Lithic Tuff	9,6
Notes:	*Depth refers to downholes depth.					
	** Lithology as provided by Agnico-Eagle geologist.					

Tabla 2

3.7.5 Pruebas de Carga Puntual y datos ISRM (Index Strength Rock Mass)

Los datos de las pruebas de carga puntual se tomaron en intervalos regulares para cada uno de los barrenos, esto intentando verificar la continuidad de la resistencia. Los datos de las medidas de las pruebas de carga puntual y de ISRM mostraron una correlación cerrada, incrementando la confianza de los datos de resistencia en el diseño. Existieron algunas variaciones en la resistencia de la roca, más en específico en la caracterización del alto de la estructura. En un esfuerzo por obtener una mejor caracterización del macizo rocoso, algunas pruebas de carga puntual se realizaron (cuando fue posible) en zonas con calidad de roca pobre, estas zonas han sido más claramente identificadas cercanas a la zona de la falla principal, probablemente como resultado de la circulación de fluidos calientes durante los eventos de mineralización del depósito de Santo Niño. Basandonos en los datos de barrenos de exploración y en discusiones con algunos geólogos de las empresas Agnico como Golder, estas zonas se asumen son sub-horizontales.

3.7.6 Densidad de las Muestras de Roca Intacta.

Finalmente, las densidades de las muestras de los núcleos fueron medidas durante el programa de pruebas de resistencia en laboratorio. Los resultados obtenidos se muestran en la tabla siguiente (tabla 3):

AVERAGE DENSITIES OF ROCKS		
Pit Wall	Litohology	Av. Density (g/cm ³)
Hanging Wall	Dacite	2,31
	Sandy Tuff	2,33
	Ashflow Tuff	2,06
	Rhyodacite	2,18
Footwall	Victorian Ignimbrite	2,51

Tabla 3

3.7.7 Resistencia al Corte de las Discontinuidades.

Las características superficiales de las discontinuidades se logearon en campo, siguiendo los parámetros de la caracterización de Barton (Sistema Q). Para el caso del alto de la estructura, se muestra cada uno de los resultados de estos parámetros en las siguientes tablas (tabla 4 y tabla 5).

HANGING WALL STATISTICAL SUMMARY OF JOINT ROUGHNESS						
Joint Roughness, Jr						
Rock type	0,5	1,0	1,5	2,0	3,0	4,0
Ashflow Tuff	0,0	55,8	27,4	1,8	14,8	0,1
Basal Surge	0,0	64,3	35,7	0,0	0,0	0,0
Dacite	0,1	64,7	20,0	2,1	11,5	1,5
Rhyodacite	0,0	17,1	53,7	0,5	24,4	4,4
Sandy Tuff	0,0	30,6	44,4	1,1	23,9	0,0
Note:	All values in this table are percentages.					

Tabla 4

HANGING WALL STATISTICAL SUMMARY OF JOINT ALTERATION									
Joint Alteration, Ja									
Rock type	0,75	1,0	2,0	3,0	4,0	6,0	8,0	12,0	15,0
Ashflow Tuff	7,9	1,5	68,9	13,9	7,7	0,0	0,0	0,0	0,3
Basal Surge	14,3	0,0	35,7	42,9	7,1	0,0	0,0	0,0	0,0
Dacite	16,5	11,9	45,7	10,5	14,2	0,1	1,0	0,1	0,0
Rhyodacite	16,6	0,0	14,6	56,1	12,7	0,0	0,0	0,0	0,0
Sandy Tuff	8,3	0,0	34,4	45,0	12,2	0,0	0,0	0,0	0,0
Note:	All values in this table are percentages.								

Tabla 5

En la parte del alto de la estructura, la superficie de las juntas tiende a ser de lisas o rugosas, con una superficie plana, e inalteradas a ligeramente alteradas. La riodacita muestra altos porcentajes de rugosidad con superficies planas y onduladas. La alteración típica es de la forma de rellenos de calcita. El grado de alteración tendieron a ser relativamente iguales en todos las familias de juntas y los tipos de rocas a excepción de la dacita, la cual muestra un poco de alteración.

En el bajo de la estructura principal, muchas de las superficies de las Ignimbritas Victoria son rugosas y planares con rellenos de arena y arcilla. Las superficies de las discontinuidades de la Andesita son mucho más suaves y planares mostrando una ligera alteración.

Las estimaciones en campo para los valores de Jr y Ja fueron usados para determinar la resistencia al corte de todas las familias de discontinuidades usando la siguiente ecuación propuesta por Barton (1974):

$$\phi = \tan^{-1} (J_r/J_a)$$

Este método para determinar la resistencia al corte arrojó un potencial máximo de ángulos de fricción entre 28° y 39° para las familias en el alto de la estructura, y ángulos entre los 24° y los 42° para el bajo de la estructura.

3.7.8 Rock Mass Rating (RMR; Clasificación del Macizo Rocoso).

Las clasificaciones del macizo rocoso se generaron en base a la información geotécnica obtenida del logeo de los núcleos de los barrenos de acuerdo a la clasificación RMR de Bieniawski (1976). La experiencia nos indica que la clasificación de Bieniawski es la más

apropiada tanto para Tajos como para el subterráneo. Además, el sistema un poco más reciente conocido como GSI (Hoek, 1994) indica que tanto este mismo sistema GSI así como el RMR (1976) son equivalentes, para valores de RMR mayores a 18. El sistema de clasificación RMR usa los parámetros obtenidos en el logeo de los núcleos de barrenos, tales como el RQD, esfuerzo de la roca intacta, propiedades detalladas de las discontinuidades, frecuencia del fracturamiento y las propiedades del agua para desarrollar una evaluación representativa de la calidad del macizo rocoso. El rango de la evaluación va de 0 (Muy Pobre Calidad) hasta 100 (Muy Buena Calidad).

Para propósitos de análisis de estabilidad, el RMR fue utilizado como una medida de la estimación de la resistencia al corte del macizo rocoso. De acuerdo a lo anterior se obtuvo que tanto la dacita como las tobas situadas el oeste del alto de la estructura principal es significativamente más débil que las del lado este. Excluyendo a la riodacita, el promedio de los valores de RMR en el sector Oeste es 45, mientras que el lado Este es de 68.

3.7.9 Resistencia del Macizo Rocosos (Rock Mass Strength)

La Resistencia del Macizo Rocosos es derivada de una combinación de las propiedades del macizo rocoso, incluyendo la intensidad del fracturamiento, esfuerzo de la roca intacta, condiciones del fracturamiento (relleno, longitud, etc.). A diferencia del esfuerzo al corte de las discontinuidades, el esfuerzo al corte del macizo rocoso es un parámetro a considerarse en el diseño de taludes donde se presenta un macizo rocoso débil. Los parámetros que se utilizaron para motivos de cálculo tanto para el alto como para el bajo de la estructura se muestran en las tablas 19 a 21. Los valores de entrada referentes al RMR y UCS usados para condiciones de esfuerzo corresponden a promedios basados en un diseño general de la litología. Análisis de sensibilidad y de los parámetros citados en las tablas 6 a la 8 se llevaron a cabo considerando un promedio de esfuerzos (A) y condiciones de esfuerzos más “degradados” (B) así como algunas condiciones del agua subterránea. El juicio de los ingenieros de campo fueron utilizados para los esfuerzos degradados en los casos donde este procedimiento no aplicara.

HANGING WALL EAST HOEK-BROWN CRITERIA PARAMETER						
Strenght Conditions	Rock Type	Rock Mass Rating RMR	Unconfined Compressive Strenght (Mpa)	Intact Rock Constant m_i	m	s
A	Dacite	60	47	17	0.976355	0.001273
	Tuffs	64	14	15	1.146394	0.002479
	Rhyodacite	54	47	17	0.636035	0.000468
B	Dacite	43	25	17	0.289901	7.49E-05
	Tuffs	60	5	15	0.861489	0.001273
	Rhyodacite	48	41	17	0.414338	0.00172
Note: Hoke-Brown parameters m and s calculated using disturbed rock mass conditions.						

Tabla 6

HANGING WALL WEST HOEK-BROWN CRITERIA PARAMETER						
Strenght Conditions	Rock Type	Rock Mass Rating RMR	Unconfined Compressive Strenght (Mpa)	Intact Rock Constant m_i	m	s
A	Dacite	41	21	17	0.251309	5.36E-05
	Tuffs	48	12	15	0.365593	0.000172
	Rhyodacite	61	47	17	1.048645	0.001503
B	Dacite	31*	10*	17	0.123026	1.01E-05
	Tuffs	44	9	15	0.274735	8.84E-05
	Rhyodacite	51*	41	17	0.513356	0.000284
Note: Hoke-Brown parameters m and s calculated using disturbed rock mass conditions.						

Tabla 7

FOOTWALL DESIGN SECTOR HOEK-BROWN CRITERIA PARAMETERS						
Strenght Conditions	Rock Type	Rock Mass Rating RMR	Unconfined Compressive Strenght (Mpa)	Intact Rock Constant m_i	m	s
A	V.Ignimbrites	68	64	18	1.830625	0.004828
B	V.Ignimbrites	59	32*	18	0.962521	0.001077
Note: Hoke-Brown parameters m and s calculated using disturbed rock mass conditions.						

Tabla 8

3.7.10 Relleno de las Fallas.

Una muy limitada caracterización geotécnica del relleno de las fallas se realizó con dos muestras de barrenos de exploración a unas profundidades de 295.45 y 297.75 m.

Un análisis de tamiz y contenido de agua fueron determinados para cada muestra. Los resultados que se muestran en la tabla siguiente corresponden a la distribución del tamaño de partícula de ambas muestras. Se realizaron también unas pruebas llamadas “pruebas de *Atterberg*” para definir el material de relleno de las fallas y el resultado que se obtuvo (se muestra en la tabla 9) es que dicho relleno se puede describir como un material moderado de alta plasticidad.

FAULT GOUGE SOIL CLASSIFICATION								
Sample	Clay	Silt	Sand	Gravel	LL	PL	PI	Water Content
295.45	36%	25%	36%	3%	51.5	21.8	29.7	18%
297.75	58%	24%	18%		48.7	18.1	30.6	14%

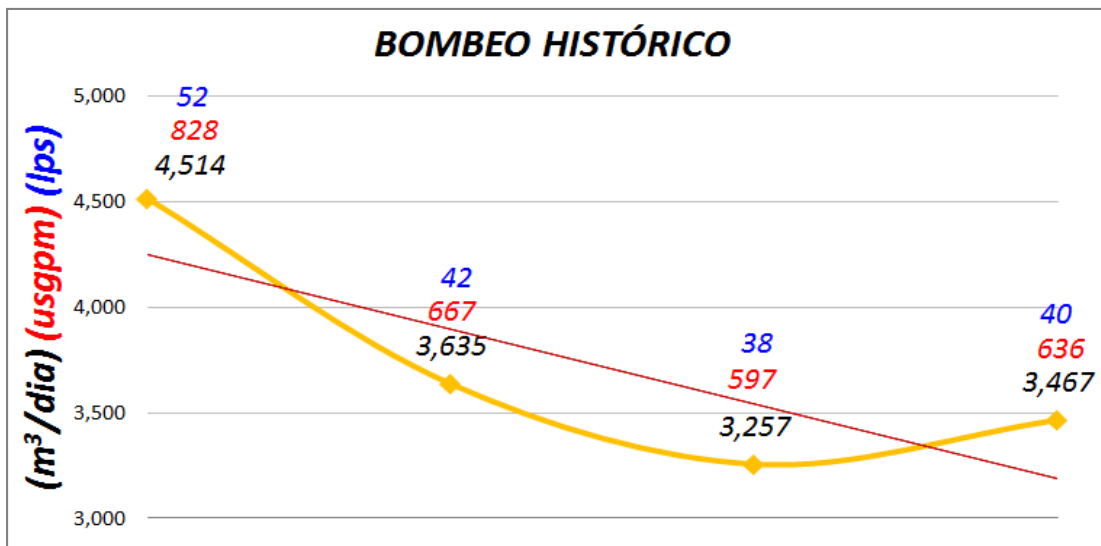
Tabla 9

Cabe señalar que estas muestras se ensayaron para contenido de agua de aproximadamente 30 días después de que fueron colocadas en las cajas de muestreo. Los valores del contenido de aguas indicadas en el presente informe subestiman significativamente el contenido de agua real del suelo in situ.

3.8 Hidrología.

En el caso particular de la unidad minera Pinos Altos área Santo Niño, se cuenta con registros de bombeo para poder continuar con las labores desde el año 2010 (gráfica 1), las cuales muestran una tendencia decreciente. El bombeo continuo a partir del primer año ha generado un sobreexplotación del acuífero la cual ha creado un desequilibrio en el balance hidrológico local y a consecuencia de esto un abatimiento con una aceleración similar a la tasa de profundización en las obras mineras (los mayores gastos siempre se localizan en el nivel más profundo).

Debido al marco litológico en el cual se encuentran los desarrollos de la mina, el medio poroso que rige a esta localidad es de carácter secundario (fallas y fracturas), con esto queremos decir que el agua subterránea se encuentra y es mayor su transmisibilidad interceptando fallas y fracturas por lo que el agua que pudiésemos encontrar en la porosidad primaria (porosidad de la roca) es despreciable. Con la información que se tiene, hemos identificado que el bombeo en condiciones normales de trabajo es directamente proporcional a la precipitación ya que el sistema estructural conocido se encuentra interconectado con las obras de la mina y superficie. Esto nos indica que en temporadas de lluvia la presión hidrostática aumentara en cada punto de la mina por un intervalo de tiempo mientras las estructuras se drenan hacia la mina naturalmente o mediante algún tipo de control.



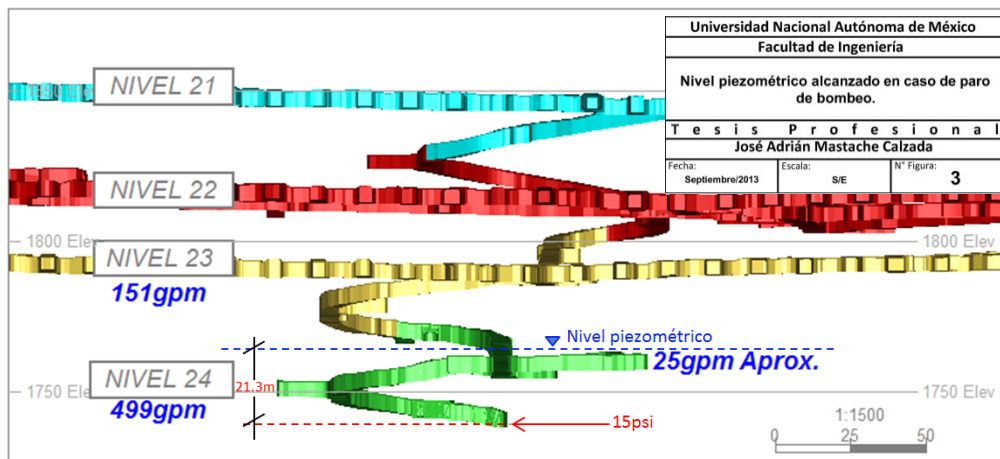
Gráfica 1

Con el conocimiento que se tiene al momento estos últimos niveles no poseen más allá de 15psi de presión hidrostática. Tomando en cuenta que 1.42 psi equivale a 1m de columna de agua con densidad de 1kg/dm³, podemos llegar a la siguiente conclusión:

Si esta presión de 15psi la encontramos en el punto donde se indica en la figura 1, en caso de algún paro de bombeo, el nivel solamente llegara hasta el nivel piezométrico marcado en la fig.1 (10.6m sobre la elevación de la medición de la presión hidrostática).

El tiempo en que tarde en llegar a este nivel piezométrico será en función del gasto que este aportando el terreno en ese momento y el volumen de los desarrollos.

Este nivel piezométrico es el que ha ido disminuyendo su elevación a la par que se profundizan las obras mineras como se mencionó antes, y este nivel seguirá descendiendo mientras sigamos con las mismas condiciones de precipitación y volumen extraído, por lo cual seguiremos sobreexplotando el acuífero hasta que alguna de estas variables cambien. De momento como estamos interceptando las mismas tendencias estructurales y estas se encuentran interconectadas, el abatimiento generado es general, pero existe la posibilidad de que al salirnos del área conocida (como lo fue en el desarrollo hacia el tiro N23) se lleguen a interceptar nuevas estructuras las cuales se encuentran aisladas al sistema estructural conocido y estas se encuentren con una presión hidrostática mayor a las conocidas, de ahí la importancia de mantener una red de monitoreo piezométrico adecuada cubriendo áreas específicas para los desarrollos de la mina.



Con los volúmenes reales de los desarrollos de la mina al día 19 de marzo del 2013 y un gasto promedio del mes de marzo del 2013 de 3,218m³/día se calculan los siguientes tiempos de inundación mostrados en la tabla 10. Como conocemos que la presión hidrostática no es más de 15 psi los niveles que serían afectados en caso de un paro de bombeo sería la rampa negativa hacia el nivel 25 y el nivel 24 en el tiempo de 8 días como lo muestra la tabla 10, y el nivel 23 solamente se inundaría parcialmente tomando los datos mostrados en la tabla 10. Los demás niveles no se inundarían a menos que: 1) existiera alguna recarga del acuífero, lo cual causaría una inundación con tiempos muy largos, o 2) al interceptar alguna estructura nueva, lo cual podríamos prevenir con un monitoreo sistemático y constante de toda la mina.

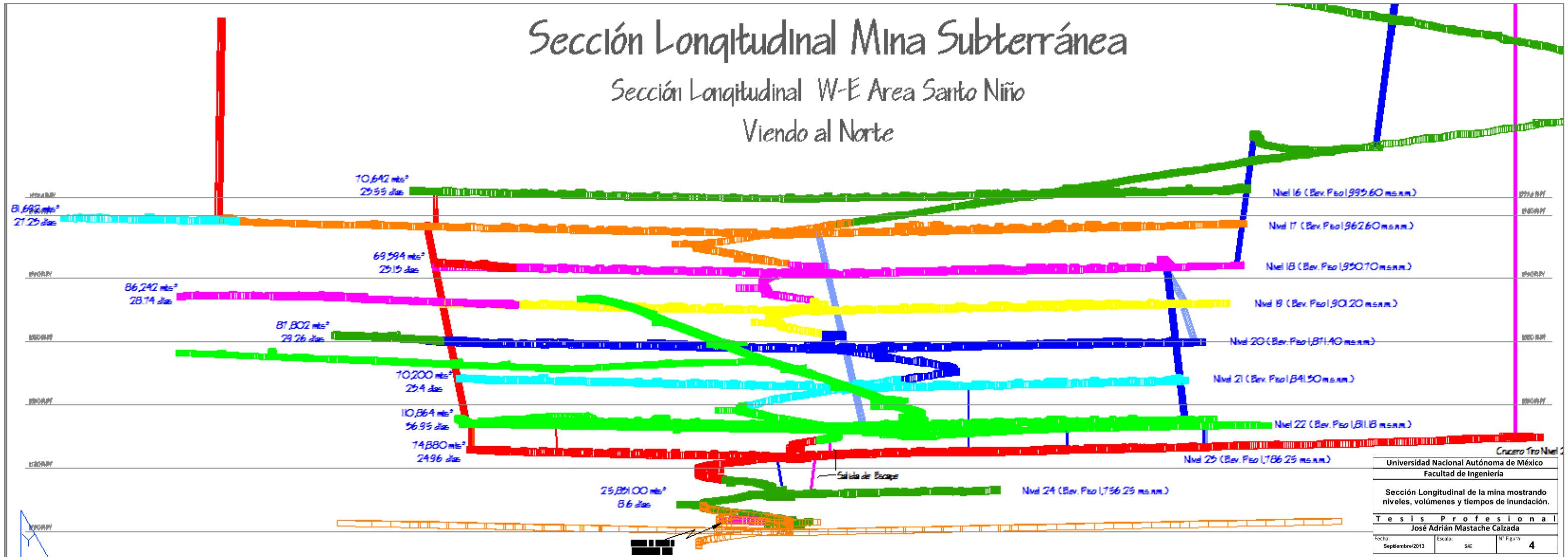
NIVEL	VOLUMEN	DIAS POR NIVEL	DIAS ACUMULADOS
16	70642	22	210.5
17	81692	25.4	188.6
18	69394	21.6	163.2
19	86242	26.8	141.6
20	87802	27.3	114.8
21	70200	21.8	87.6
22	110864	34.5	65.7
23	74880	23.3	31.3
24	25831	8	8

Tabla 10

Sección Longitudinal Mina Subterránea

Sección Longitudinal W-E Area Santo Niño

Viendo al Norte



Universidad Nacional Autónoma de México		
Facultad de Ingeniería		
Sección Longitudinal de la mina mostrando niveles, volúmenes y tiempos de inundación.		
Tesis Profesional		
José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	Nº Figura: 4

El concepto clave para definir el tiempo en el que se inundarán los niveles de la mina es el conocimiento de la presión hidrostática, para lo cual hay que establecer una red de monitoreo mediante barrenación a circulación inversa e instalación de piezómetros. Lo anterior es con el objetivo de tener bien conocida la presión hidrostática en cada nivel y en futuros desarrollos y así establecer los escenarios de inundaciones ya sea en condiciones actuales (paros de bombeo por cualquier razón) o inferidas (intercepción de nuevas estructuras con incrementos de gasto inesperado o avenidas de lluvias extraordinarias), que realmente estos últimos son los de mayor riesgo.

IV. MÉTODO DE MINADO DE TUMBE POR SUBNIVELES TRANSVERSALES CON SECUENCIA DE REBAJES PRIMARIOS Y SECUNDARIOS.

4.1 Generalidades

Uno de los objetivos principales de la empresa Agnico-Eagle en la mina subterránea Pinos Altos consiste en tornar más eficientes sus operaciones de explotación para obtener un mayor margen de utilidades a un menor costo mediante el empleo de técnicas de alto rendimiento utilizando tecnología de última generación. Es por ello que en la veta Santo Niño se aplica el sistema de explotación de barrenación larga, misma que aflora de manera discontinua a lo largo de al menos 6 km, con un rumbo promedio de NW60° y 68° de inclinación al SW, con inflexión a rumbo E-W y tendencia a la vertical en su extremo Oriente.

La mina subterránea en Pinos Altos cuenta con dos rampas principales, la rampa de producción que inició su desarrollo en diciembre del 2007, y la rampa de exploración, iniciada en abril del 2007. Fue para el año 2009 que se logró comunicar ambas rampas a la altura de los niveles 19 y 20.

El objetivo de la rampa de exploración consistió en explorar y definir el cuerpo mineral conocido como Cerro Colorado, ya que por la posición de este cuerpo mineralizado, con el desarrollo de esta rampa sería más fácil y rápido llegar a este. Otro objetivo fue el de profundizar para con ello seguir definiendo una parte de la veta Santo Niño. El desarrollo de esta rampa llega a la elevación de lo que hoy en día es el nivel 22, donde se junta con la rampa de producción; es en este nivel donde se inicia el diseño de un sistema de ventilación,

el cual contempla la entrada de aire fresco y limpio por la rampa de exploración hasta el nivel 22, ahí se desarrolló un contrapozo con una máquina *allimak* hasta el nivel 17, para poder ventilar los niveles superiores por medio de cruceros que comuniquen o intersecten con dicho contrapozo en la elevación correspondiente a cada uno de estos niveles.

La rampa de producción toma su nombre debido a que es la rampa principal de acarreo, a través de la cual se extrae tanto el tepetate generado por el desarrollo de rampas y niveles como el mineral que se genera tanto con el desarrollo de los *draw points* (o cruceros de extracción) y con el minado de los rebajes de producción.

4.2 Descripción del método de barrenación larga

4.2.1 Justificación para utilizar la barrenación larga por subniveles.

Los depósitos de baja ley y volúmenes muy altos de reservas minables, por lo general se explotan con métodos de alta producción, bajos costos y poca selectividad. Mientras que los de alta ley, emplean sistemas de baja producción, costos elevados y alta selectividad. Entre los primeros podemos mencionar el método de barrenación larga con subniveles y en el segundo el tradicional corte y relleno.

El método de barrenación larga es aplicado a cuerpos mineralizados con orientación semivertical, con lo cual se justifica en el caso de Pinos Altos, ya que el cuerpo mineralizado que se está explotando cuenta con un echado entre los 60 y 75 grados, y una potencia de hasta 30 metros, en sus partes más anchas. Otro punto a tomar en cuenta para la utilización de este método es que es empleado para obtener producciones elevadas en forma continua, y en este caso la producción diaria de la mina subterránea actualmente es de 3,200 toneladas diarias.

4.2.2 Consideraciones en la selección de un sistema de barrenación larga.

Los factores que se describen a continuación son básicos en la consideración de una variante del sistema de barrenación larga:

- 1. Echado de la estructura.** El echado de la estructura debe ser de 60° o mayor.
- 2. Competencia de las tablas.** Se requiere que la estructura cuente con tablas competentes, de manera que sea mínima la presencia de caídos de material estéril proveniente de éstas

durante el minado. Es decir, si las tablas son lo suficientemente firmes la dilución no será un problema.

3. Información geotécnica. Es necesario disponer de una amplia información geotécnica para calcular la estabilidad de las obras y definir las necesidades de soporte requerido. La información geotécnica nos permitirá caracterizar al macizo rocoso en función de una serie de parámetros a los que se les asigna un cierto valor. Por medio de la información geotécnica se llega a calcular un índice característico de la roca, que permite describir numéricamente su calidad. A lo largo de los años se han desarrollado y utilizado varios sistemas de clasificación del macizo rocoso. Los más antiguos fueron los de Terzaghi, Protodyakonov y Lauffer. Hoy en día básicamente se usan dos sistemas, el de Bieniawski o **RMR** y el de Barton o sistema **Q**, los cuáles se describen brevemente a continuación.

Clasificación de Bieniawski (R.M.R)

El sistema de clasificación de la masa rocosa o **RMR** siglas por su significado en inglés **Rock Mass Rating** fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972- 73 y ha sido modificado en 1976 y 1979, con base en más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se utiliza la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979. Para determinar el índice RMR de calidad de la roca, se consideran los siguientes seis parámetros del terreno:

1. La resistencia a la compresión simple del material.
2. El índice RQD (**Rock Quality Designation**).
3. El espaciamiento de las discontinuidades.
4. El estado de las discontinuidades.
5. La presencia de agua.
6. La orientación de las discontinuidades.

El **RMR** se obtiene como suma de las puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados anteriormente. El valor del **RMR** oscila entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue 5 tipos o clases de roca según el valor del RMR:

CLASE I:	$RMR > 80$	(roca muy buena)
CLASE II:	$80 > RMR > 60$	(roca buena)
CLASE III:	$60 > RMR > 40$	(roca media)
CLASE IV:	$40 > RMR > 20$	(roca mala)
CLASE V:	$RMR < 20$	(roca muy mala)

Clasificación de Barton (Q)

El sistema que nos determina el índice de la calidad del túnel (**Tunnel Quality Index**) mejor conocido como sistema **Q** o clasificación de Barton fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, del Instituto Geotécnico Noruego. Su desarrollo se basó en el análisis de cientos de casos de túneles construidos principalmente en Escandinavia. Actualmente se denomina nuevo método noruego de túneles al diseño de las excavaciones basándose directamente en los trabajos de Barton. La clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q, dicho índice será mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del **RMR**, sino exponencial y oscila entre $Q= 0.001$ para terrenos muy malos y $Q= 1000$ para terrenos muy buenos.

El valor de Q se obtiene de la expresión:

$$Q = (RQD/J_n)(J_r/J_a)(J_w/SRF)$$

Donde cada parámetro representa lo siguiente:

- **RQD** Es el índice **Rock Quality Designation** (Designación de la Calidad de la Roca), es decir, la relación en porcentaje entre la suma de longitudes de núcleos recuperados de un sondeo mayores a 10 cm y la longitud total.

Barton señala que es suficiente tomar un **RQD=10** (mínimo) en incrementos de 5 en 5

- **J_n** Depende del número de familias de fracturas que hay en el macizo y su valor varía entre 0.5 y 20

- **Jr** Depende de la rugosidad de las fracturas y su valor varía entre 1 y 4
- **Ja** Depende del grado de alteración de las paredes de las fracturas de la roca, y su valor varía entre 0.75 y 20
- **Jw** Depende de la presencia de agua en el túnel, su valor varía entre 0.05 y 1
- **SRF** Son las iniciales de **Stress Reduction Factor**, y depende del estado tensional de la roca que atraviesa el túnel.

Para la obtención de cada uno de los cinco últimos parámetros, Barton aporta unas tablas donde se obtienen los valores correspondientes en función de descripciones generales del macizo rocoso.

Otro parámetro muy importante es también la “Dimensión Equivalente (De)” la cual se obtiene del resultado del cociente del ancho máximo (**B**) de la obra entre un coeficiente llamado **ESR (Excavation Support Ratio)** el cual está relacionado con el uso que se le dará a la excavación y al grado de seguridad que se requiere para mantener la estabilidad a esta misma excavación y los valores a utilizar se toman de la siguiente tabla (tabla 11).

Q (Rock Mass Quality for Tunneling)
(Barton, 1974)

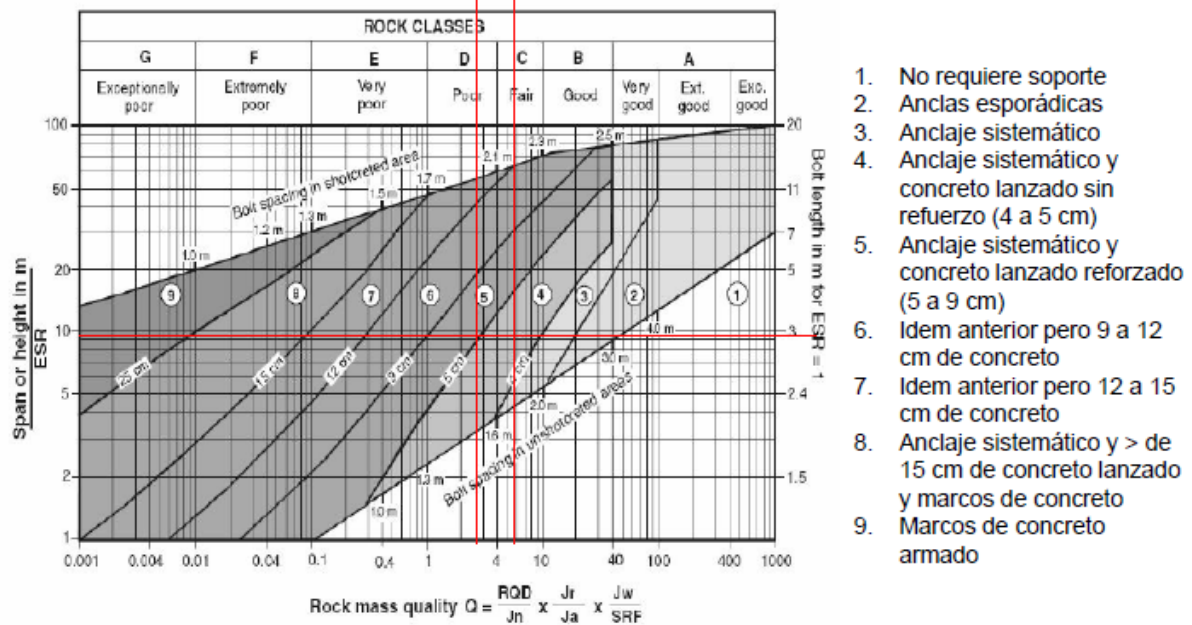
ESR (Razón Excavación-Soporte)	
a. Excavaciones mineras temporales...	3 a 5
b. Excavaciones mineras permanentes; hidrotúneles (excepto alta presión), túneles piloto, frentes para grandes excavaciones.....	1.6
c. Almacenes subterráneos, plantas de tratamiento, túneles menores para autos y trenes, accesos...	1.3
d. Plantas generadoras, túneles mayores (vialidades), refugios civiles, intersecciones y portales .	1
e. Estaciones nucleares subterráneas, Estaciones de ferrocarril, Instalaciones deportivas y públicas....	0.8

Dimensión Equivalente (De)= (Dimensión mayor de la obra/ESR)

Tabla 11

Una vez obtenidos los valores de Q, ESR y conociendo las dimensiones de las obras a desarrollar, podemos saber con ayuda de la gráfica 2 la longitud (L) y el patrón de anclaje requerido en la obra en estudio.

Q (Rock Mass Quality for Tunneling) (Barton, 1974)



Gráfica 2

En el caso de Pinos Altos, la ignimbrita es el tipo de roca predominante que se tiene, consiste en una toba formada por cenizas y partículas de silicatos precedentes de la espuma de lavas viscosas producidas en una erupción volcánica. Existen aquí dos tipos de esta roca, una es la ignimbrita Victoria que tenemos al bajo de la falla Santo Niño y el otro tipo es la ignimbrita Buenavista la cual se encuentra al alto de la estructura Santo Niño.

Como las obras se llevan al bajo de la falla Santo Niño, se trabajará solo con la ignimbrita Victoria. Este tipo de roca puede ser apenas consolidada o de mala calidad, pero también puede ser por compresión y aglomeración en caliente, una roca compacta y de buena calidad, en otros casos se puede presentar con oxidación o alteraciones. Además del tipo de roca, se tienen fracturas, fallamiento y brechas.

Para definir el tipo de anclaje en las obras, que están rodeadas de estructuras complejas tales como fallas, diques, fracturas, brechas, etc., es necesario obtener el mayor conocimiento

posible del macizo rocoso. El método que se usará para el cálculo del soporte será el de Barton, o método “Q” denominado también “índice de la calidad del túnel”, el cual proporciona una estimación de la calidad del macizo rocoso tal y como se explicó en párrafos anteriores. Dicho cálculo es realizado por especialistas en mecánica de rocas de la empresa en conjunto con el Departamento de Servicios Técnicos de la unidad. A continuación se presentan un par de ejemplos (tablas 12) del cálculo del índice Q , realizadas por personal de Agnico-Eagle en Pinos Altos para obtener el patrón de anclaje de algunas obras de la mina subterránea tales como la rampa y un draw point o crucero de extracción.

Rampa		Footwall Drift	
RQD	60	RQD	60
Jn	9	Jn	9
Jr	1	Jr	1
Ja	2	Ja	2
Jw	0.33	Jw	0.66
SRF	2.5	SRF	2.5
Q=	0.44	Q=	0.88
ESR=	1.6	ESR=	1.6
B=	5.2 m	B=	5.2 m
L=	1.8 m	L=	1.8 m
Espaciamiento = 1.2 m x 1.2 m		Espaciamiento = 1.2 m x 1.2 m	

Tabla 12

4. Distribución de la mineralización. Es deseable que la mineralización del cuerpo presente una distribución homogénea a lo largo y ancho de la estructura. Este tema es de gran importancia, ya que el método no es selectivo y todo “caballo” de tepetate o zonas no económicas habrá necesidad de tumbarlas, lo que muy probablemente incrementará el porcentaje de dilución.

5. Presencia de hilos o desprendimientos económicos paralelos a la estructura principal.

Si se presentan desprendimientos o ramaleos de mineral económico a lo largo o más allá

de los contactos, no es posible minarlos ya que se complica la explotación y da lugar a excesos de dilución, además de crear zonas de inestabilidad potencialmente peligrosas.

6. ***SopORTE de tablas y techos.*** Siempre es recomendable soportar el cielo y tablas de los subniveles debido a los elevados niveles de vibraciones generados por las voladuras, las cuales tienden a producir aflojamientos de roca. En el caso de las tablas, el reforzamiento se hace con anclaje largo a base de cables de acero, con lo que es posible detener un alto porcentaje de desprendimientos de material estéril, el cual es el principal causante de las diluciones que reducen el valor esperado del mineral.
7. ***Voladuras controladas.*** Es necesario el manejo de voladuras amortiguadas de post-corte a lo largo de las tablas para evitar lastimarlas y provocar problemas indeseables de inestabilidad.
8. ***Corte de pilares auxiliares.*** En ocasiones es necesario cortar pilares dentro de los rebajes de barrenación larga, con el objeto de controlar la estabilidad general del rebaje o por razones de estabilidad local (presencia de fallas).

4.3 Ventajas y desventajas del sistema de barrenación larga

Las siguientes son algunas de las ventajas y desventajas inherentes a los sistemas de barrenación larga:

4.3.1 Ventajas

1. Alto grado de mecanización.
2. Se requiere un mínimo de personal para su operación, incluso este se concentra en unas pocas áreas: desarrollo de subniveles, barrenación para producción y soporte, cargado de explosivos, voladuras y rezagado del mineral quebrado.
3. Una vez preparado un rebaje, es altamente productivo
4. Bajos costos de minado.
5. Es un método muy seguro, ya que el personal trabaja bajo un cielo soportado.

6. Puede favorecerse la ventilación al generarse grandes huecos de minado.
7. Al desarrollar los subniveles se conoce a detalle la geometría del cuerpo, sus características estructurales y la distribución de la mineralización.

4.3.2 Desventajas

- 1.- Requiere una gran cantidad de información de geología económica y geotécnica en su diseño, de otra forma el diseño llevará a resultados frustrantes en cuanto a la estabilidad, dilución y recuperación de mineral in situ y mineral quebrado.
- 2.- Índices de dilución en un rango de 20-25 %.
- 3.- El minado se complica cuando se presentan “ramaleos” de mineral económico más allá de los contactos de la estructura principal.
- 4.- No es un método selectivo, por lo que resulta muy difícil minar áreas estériles o de baja ley dentro de la estructura mineralizada.
- 5.- A futuro es necesario rellenar los huecos producto del minado para evitar influir negativamente en la estabilidad general de la mina o en la explotación de cuerpos cercanos al rebaje abierto.
- 7.- En el caso particular de Pinos Altos una gran desventaja es la de contar con fallas saturadas de agua y pre-existentes en el yacimiento, así como también la de encontrar en los niveles superiores huecos producidos por antiguos trabajos de minado, lo cual puede ocasionar cambios en el diseño tanto de la barrenación, como en el cargado de los explosivos.

V.- PREPARACIÓN DEL BLOQUE MINERAL.

Las dimensiones de los bloques que se convertirán en rebajes, serán de 30 metros de altura por 15 metros de ancho y una longitud máxima de 22 metros.

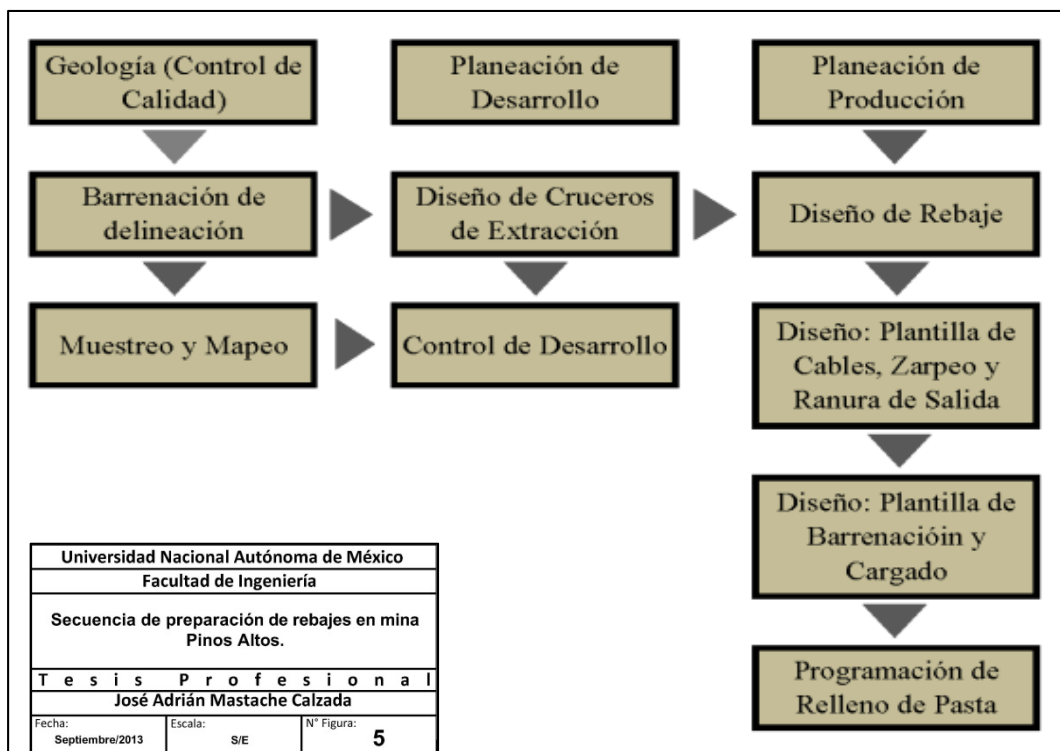
Se diseñarán los bloques cortando el cuerpo mineralizado transversalmente a cada 15 metros y desarrollando cruceros de extracción conocidos en la empresa como *draw points*. Se le dará

una secuencia de minado piramidal, iniciando en la base, la longitud transversal dependerá del ancho de la veta y de la posición de cada bloque (ver la figura No.8).

En el caso de Pinos Altos, este método de explotación subterránea será utilizado cuando las zonas mineralizadas sean mayores a 6 metros, por lo que de acuerdo con las evaluaciones técnicas y económicas en este caso se justifica el desarrollo de frentes y draw points para posibilitar su extracción.

Para la selección del método de minado se tomaron en cuenta los siguientes parámetros: la forma y el tamaño del yacimiento, el espesor, la inclinación del cuerpo, la profundidad del yacimiento, las propiedades mecánicas del macizo rocoso, la presencia de agua, la dureza del mineral, la calidad de la roca encajonante, los efectos de subsidencia en la superficie (para este caso del tajo Santo Niño), el soporte de la roca y las distancias de acarreo, entre otros.

Las actividades o procesos que comprende este sistema de explotación en Pinos Altos son: exploración, planeación, minado, extracción, planta de relleno conocida en la unidad como planta de pasta (ver figura 5). A continuación se detallarán cada una de las actividades o procesos mencionados en el párrafo anterior, a partir de las cuáles se desprenderán algunas mismas que también serán explicadas y con ello conocer todo el proceso que engloba la preparación de un bloque o rebaje.



5.1 Exploración.

La exploración es el primer paso de la minería, consiste en ubicar zonas en donde existan yacimientos de minerales cuya explotación sea económicamente rentable. Del proceso de exploración se obtienen dos conclusiones:

- Si se comprueba la existencia de mineral. Se inicia el estudio de factibilidad que determinará si el proyecto minero es o no sustentable.
- A continuación se elabora el estudio del impacto ambiental, el cual debe presentarse a las autoridades competentes (Secretaría del Medio Ambiente y Recursos Naturales, *SEMARNAT*) y a las poblaciones vecinas, para que posterior a su aprobación, se proceda con la explotación.

5.1.1 Antecedentes históricos de la exploración.

Para antes de 1995 sólo una pequeña cantidad de trabajos de exploración se habían documentado en la propiedad de Pinos Altos. Tales trabajos de exploración fueron realizados por la empresa minera Industrias Peñoles S.A. de C.V., durante los años de 1995 a 2003 y posteriormente por Agnico-Eagle a partir del 2005.

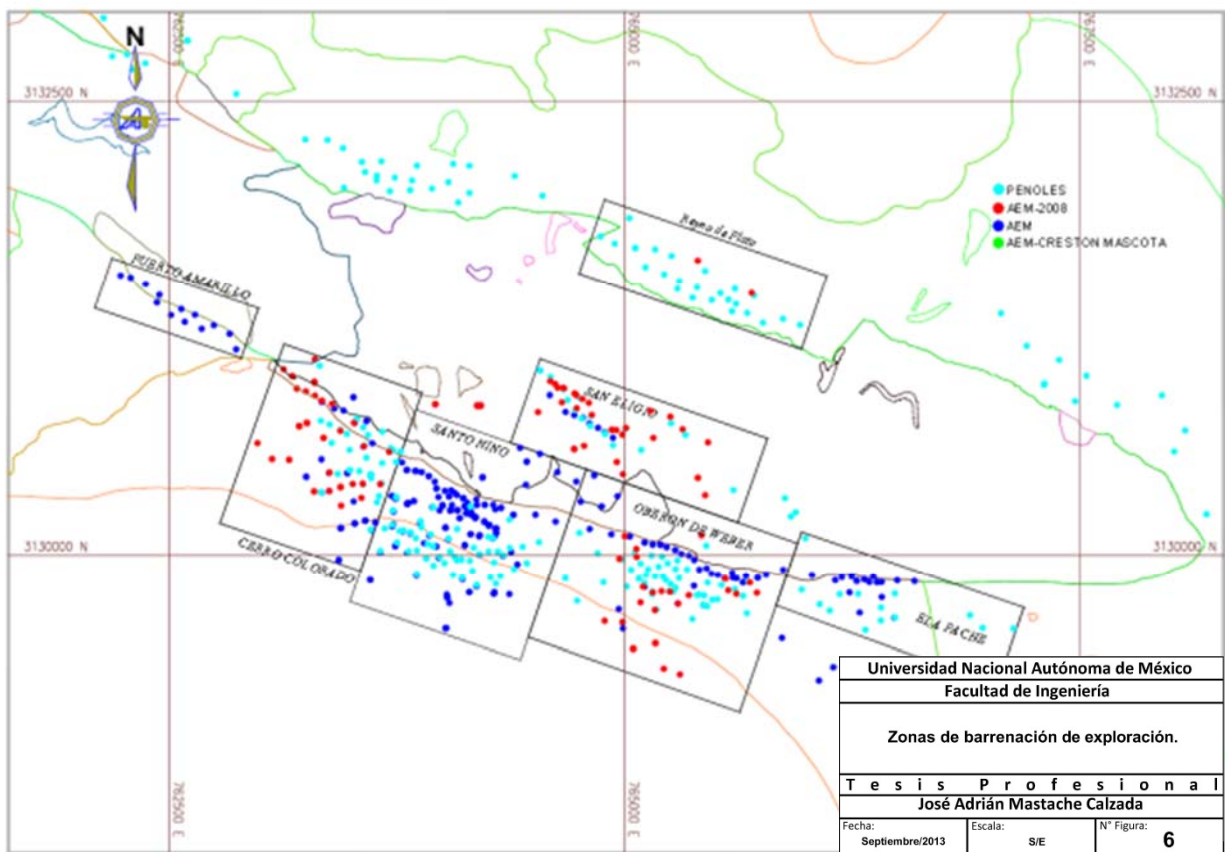
Entre 1995 y 2003, Peñoles completó el muestreo geológico y el mapeo de la superficie, así como también la perforación de 300 barrenos de exploración, sumando un total de 79 011 metros.

Los trabajos que fueron llevados a cabo por Peñoles cubrieron principalmente el área mineralizada situada a lo largo de la falla Santo Niño en la parte sur-este de la propiedad. Peñoles también realizó algunos estudios metalúrgicos y fue en el año 2003 que se refirió a la existencia de un recurso mineral muy importante en la propiedad de Pinos Altos.

A partir de marzo del 2005 y finales de diciembre del 2008, además de la cartografía geológica y el muestreo de la superficie, Agnico Eagle ya había perforado 439 barrenos de exploración en la propiedad Pinos Altos, arrojando un total de 143,564.6 metros. Este trabajo de perforación a diamante se completó principalmente en la porción sur-este de la propiedad

a lo largo de la falla Santo Niño, Oberón de Weber, Cerro Colorado y en la zona del Apache, y más recientemente hacia el Norte, en la zona de San Eligio (Ver figura 6).

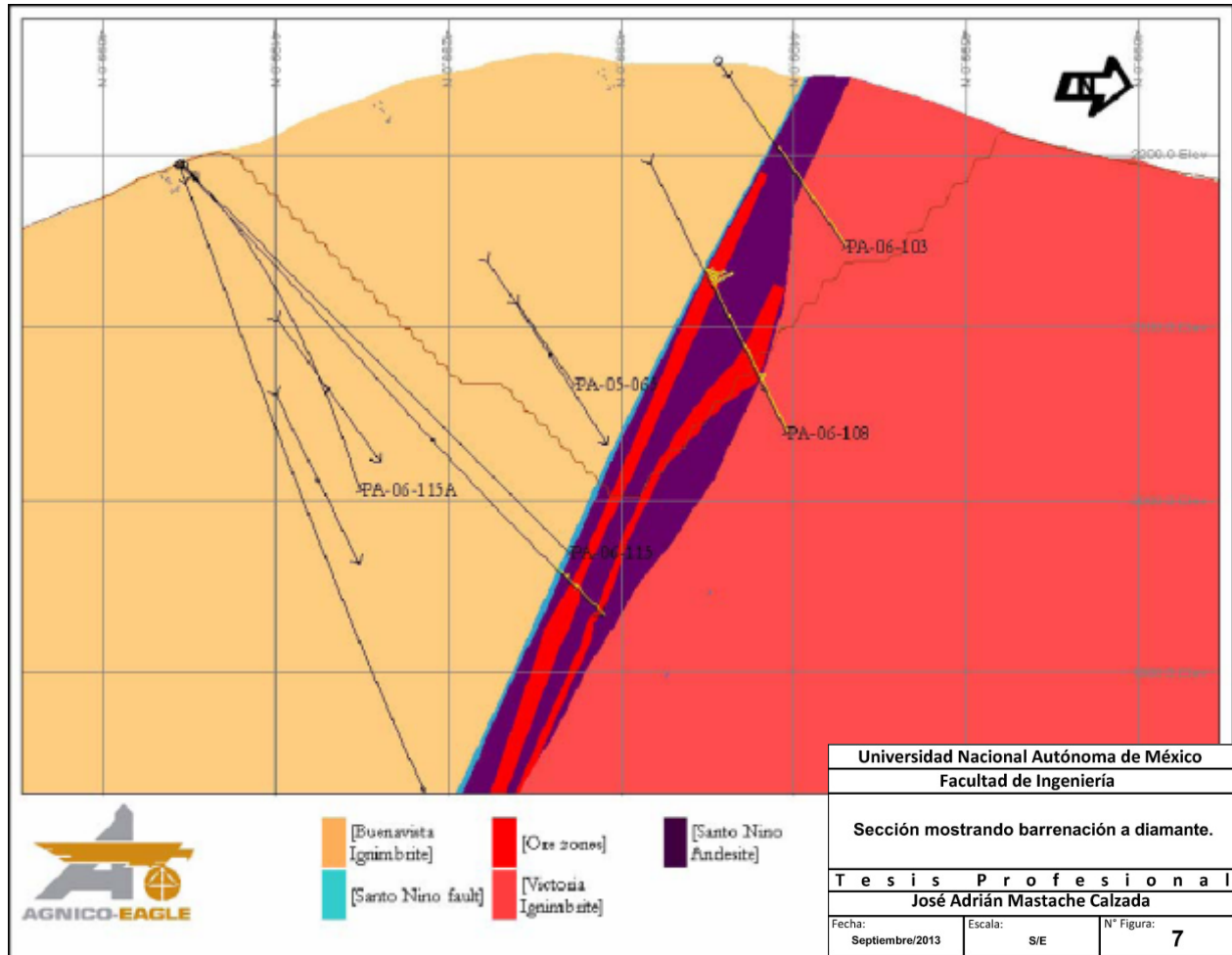
Basándose en los resultados positivos de la barrenación de exploración del año 2005, descritos en el párrafo anterior, y con cada vez una mayor cantidad de recursos en metales preciosos, Agnico-Eagle ejerce su opción de compra para adquirir la propiedad de Pinos Altos a Industrias Peñoles S.A., acelerando los trabajos de exploración y estudios preliminares de explotación de minas en la propiedad, y con una suma inicial de 23 millones de pesos, se pone en marcha un nuevo programa de exploración.



Los objetivos del actual programa de exploración incluyen:

- La conversión de los recursos minerales a reservas.
- La ampliación de los recursos minerales con barrenación de exploración en los lugares o sectores a cierta profundidad, cubriendo las zonas de Santo Niño, Cerro Colorado, Oberón, y la zona de San Eligio.

La barrenación a diamante fue la herramienta principal utilizada para la exploración y con ello obtener muestras de la mineralización de oro-plata en el área del proyecto Pinos Altos (Ver figura 7). Dicha barrenación se realizó en secciones Norte-Sur espaciadas cada 40 metros a lo largo de la falla Santo Niño, perforando de 1 a 3 barrenos por sección. También se realizó un muestreo de forma sistemática con un control litológico. La longitud promedio de las muestras fue de 1.4 metros.



Además de las muestras de mineralización obtenidas, la barrenación de exploración es indispensable para poder iniciar con el modelo tridimensional del cuerpo mineralizado de Santo Niño, pero los resultados obtenidos por esta barrenación no son todos los parámetros que el área de modelación utiliza para dicho modelo, ya que también se utilizan los siguientes:

- **Precio del Au y la Ag:** El precio que se utiliza es un promedio de las cotizaciones de los últimos tres años, dicho promedio se calcula y se envía directamente al departamento de modelación por parte del área corporativa de la empresa, ubicada en

Canadá. Los precios utilizados actualmente para la corrida de reservas al mes de junio del 2012 son *1,255 dlls/oz* para el oro y *27 dlls/oz* para la plata.

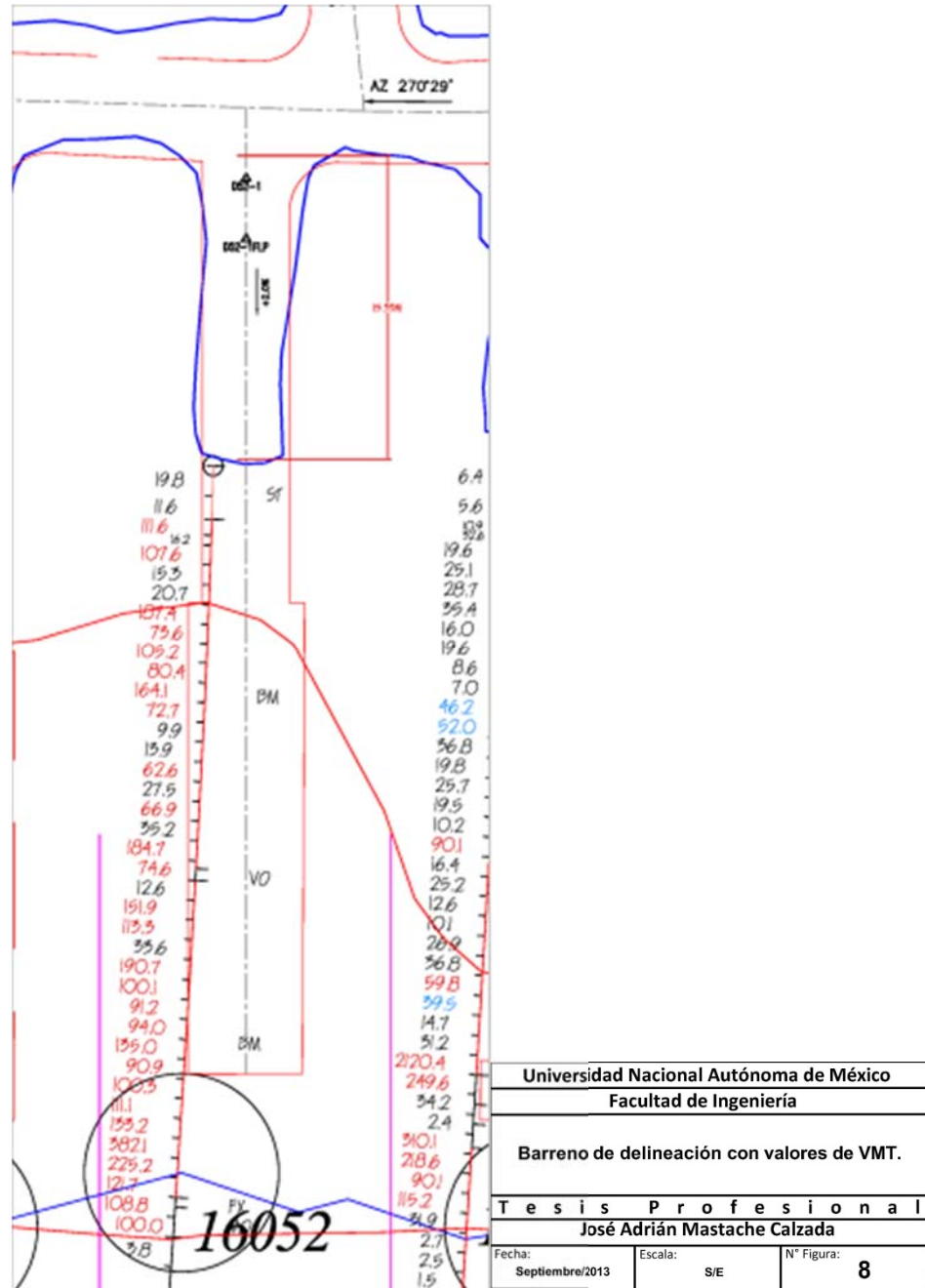
- **Cut off** : El *cut off* o ley de corte se calcula por el departamento de geología, o más específicamente, por el responsable de recursos y reservas. El cálculo lo efectúa basándose en las cotizaciones de los metales realizando una estimación de dicho *cut off* cada 6 meses. Actualmente se tiene un *cut off* para la mina subterránea de 52.96 dlls/ton, es decir, que toda zona mineralizada, de acuerdo con los resultados de sus ensayos obtenga un valor por encima de éste, será económicamente costeable y por ende se podrá minar.

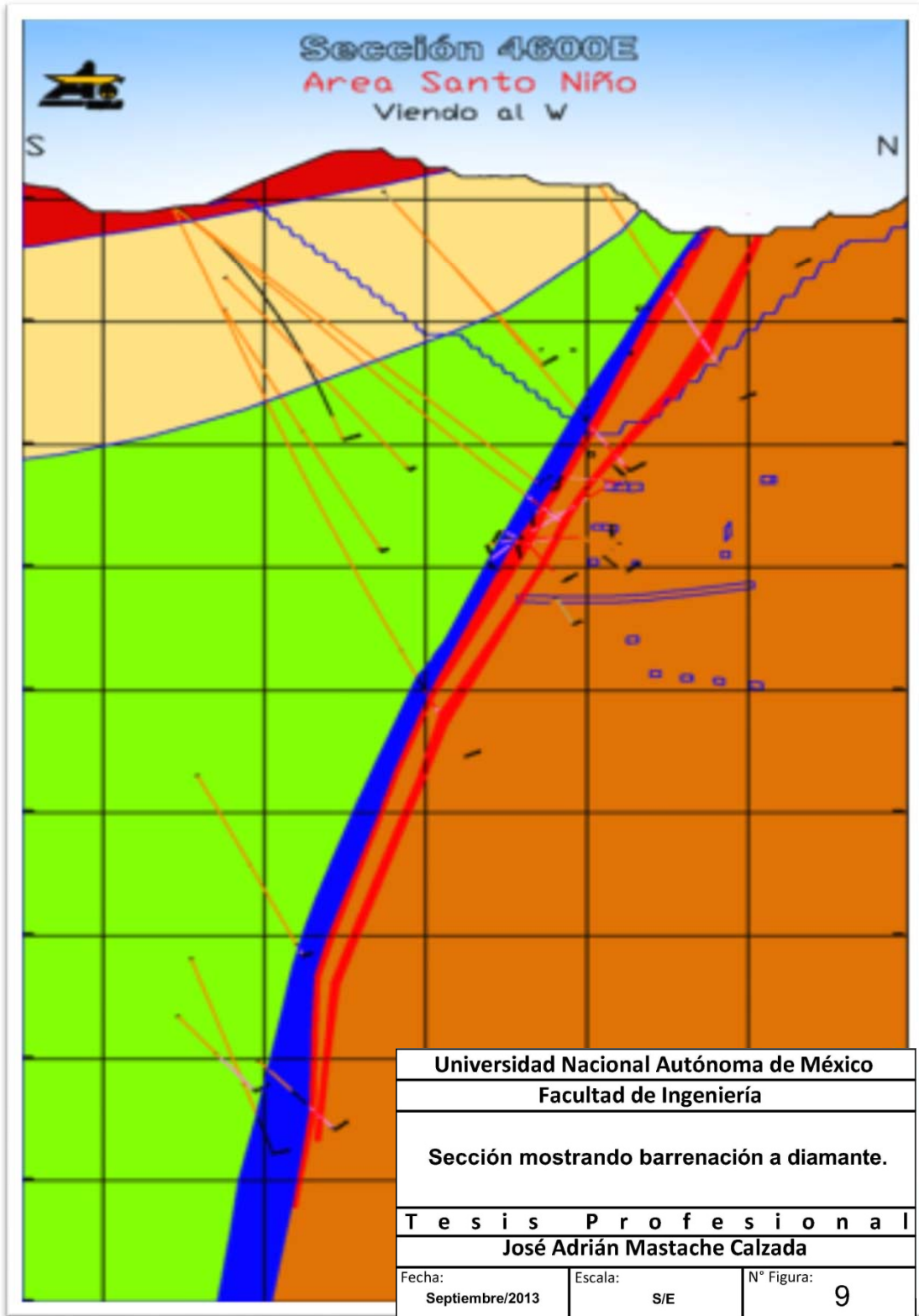
Conjuntamente con el cálculo del *cut off*, también se obtiene el *Valor del Mineral Total (VMT)* que es el valor de las zonas mineralizadas, pero contempla no solo el valor del oro, sino que contempla también el valor equivalente de la plata contenida en dicha zona mineralizada. El *VMT* se muestra en los planos junto con los barrenos de definición que se cuelan en cada uno de los *draw points* o cruceros de extracción. (ver la figura 8).

Con la barrenación de exploración desde superficie, los principales componentes del cuerpo fueron delineados a una profundidad de aproximadamente 400 metros en la zona de Santo Niño. Con ayuda de los resultados de dicha barrenación, el muestreo y los parámetros como el precio de los metales y el *cut off*, se puede generar el modelo tridimensional del cuerpo de Santo Niño.

Lo primero que se realiza para generar dicho modelo es formar un bosquejo de éste con los datos reales de la barrenación de superficie (Ver figura 9) posteriormente, cuando se estén desarrollando los niveles de la mina subterránea, se obtendrán los barrenos de delineación (los cuáles se explicarán mas adelante en la sección 5.2.1 “Planeación de desarrollo: diseño de cruceros de extracción”). Estos barrenos ayudarán a definir de una manera más exacta la zona mineralizada en cada uno de los niveles. A su vez también proporcionarán muestras que se ensayarán y, a partir de sus resultados, se pueden obtener los *VMT* de cada barreno (Ver figura 8). Al identificar las zonas mineralizadas en cada nivel (las cuáles se conocen como “trazas de mineral”) y disponer con ello de una mayor cantidad de información, el modelo o

bosquejo inicial puede ser mejorado uniendo cada una de estas zonas para dar forma al modelo del cuerpo mineralizado.





Una vez creado el modelo, se genera una sección longitudinal que representa la zona mineralizada (Santo Niño), con todos los bloques o rebajes que posteriormente se explotarán. Dichos bloques están representados en cada uno de los niveles y contienen un cúmulo de datos tales como la ley del mineral y el tonelaje de cada uno de ellos. (ver figura 10).

5.2 Planeación.

Tomando en cuenta la información generada y recuperada por la barrenación de exploración, y la información geotécnica, se ha seleccionado el método de minado subterráneo de *tumbe por subniveles transversales con barrenación larga* como el más apropiado para la explotación del cuerpo mineralizado de Santo Niño, el cual presenta un echado entre los 66 y 75 grados y es lo suficientemente ancho e inclinado (hasta 30 metros de potencia) para ser minado eficientemente con dicho método de explotación.

Algunos puntos importantes a tomarse en cuenta para poder decidir que la explotación del cuerpo Santo Niño fuera a través del método de minado de barrenación larga con los rebajes en forma trasversal y en retirada, son los siguientes:

- Con este método de minado subterráneo, las operaciones serán más seguras y efectivas.
- Se reducirán los costos.
- Se podrá tener un mejor control de la dilución.
- La empresa Agnico-Eagle en otras unidades mineras o divisiones manejan este mismo sistema, el cual, además de la experiencia adquirida en la operación, hasta la fecha ha dado excelentes resultados.

La poca profundidad del depósito mineral, del cual afloran ciertas zonas en superficie y por lo tanto, además de manejar un sistema de minado subterráneo, también se cuenta con dos tajos (el tajo Santo Niño y el tajo de Oberón de Weber), así como una densidad promedio de la roca mineralizada 2.54 t/m^3 y de 2.45 t/m^3 para el tepetate, resultan de gran importancia, ya que debido a esto se mantendrán los niveles de esfuerzos relativamente bajos en la roca, es decir, que en tanto las obras subterráneas se encuentren a menor profundidad, menor será la carga litostática que estarán soportando, por lo cual se contará con una roca más estable,

W - E SECCION LONGITUDINAL SANTO NIÑO MINA SUBTERRANEA
VISTA HACIA EL NORTE

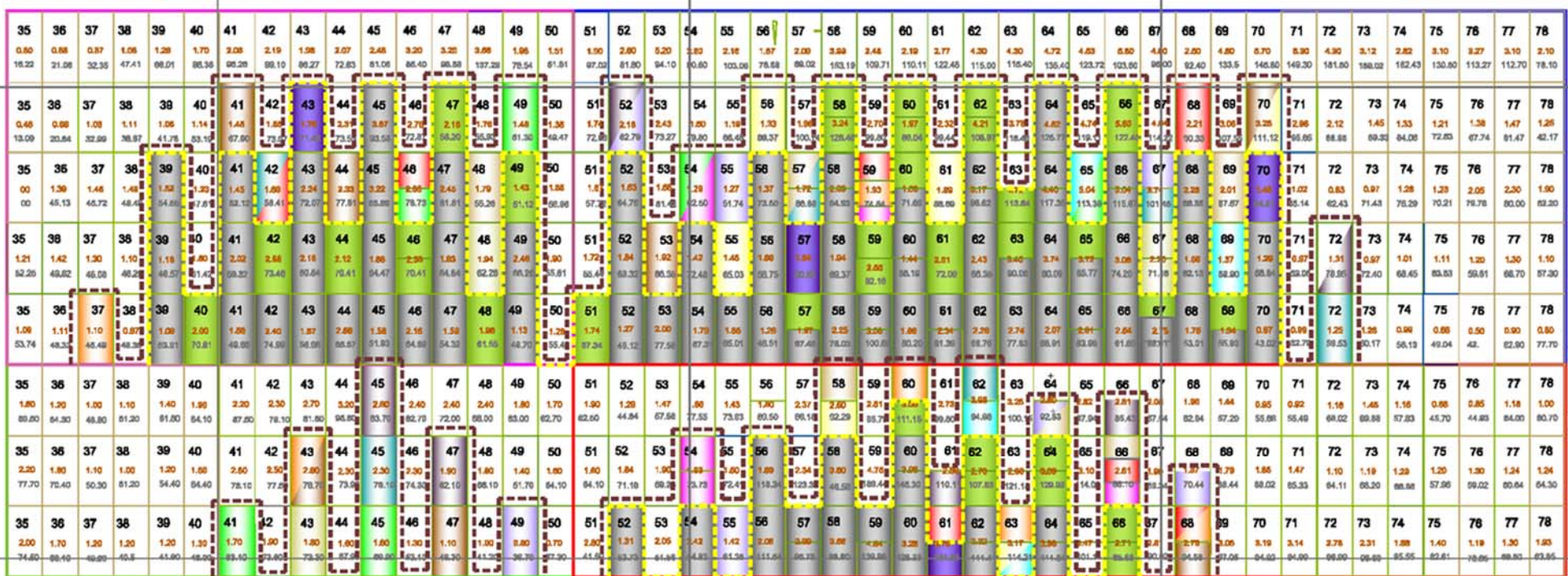
SECCION PRODUCCION PRESUPUESTO 2013

Toneladas 499,647 t
Au 1.97 g/t
Ag 61.46 g/t

PIRAMIDE 3

PIRAMIDE 1

Toneladas 959,844 t
Au 2.62 g/t
Ag 90.78 g/t



Toneladas 857,428 t
Au 2.27 g/t
Ag 70.29 g/t

PIRAMIDE 4

PIRAMIDE 2

Toneladas 1,639,258 t
Au 2.36 g/t
Ag 84.95 g/t

PRESUPUESTO DE PRODUCCION 2013

- ENERO
- FEBRERO
- MARZO
- ABRIL
- MAYO
- JUNIO
- JULIO
- AGOSTO
- SEPTIEMBRE
- OCTUBRE
- NOVIEMBRE
- DICIEMBRE
- 2012
- 2013
- Plan de Minado 2012
- Bloques Minados y Rellenos
- Bloques Minados Fuera de Presupuesto 2012

ESC 1:2000

SIMBOLOGÍA
74 N° de Rebaje
1.86 Ley de Oro Gr/Ton.
96.68 Ley de Plata Gr/Ton.

Universidad Nacional Autónoma de México
Facultad de Ingeniería
Sección longitudinal del área Santo Niño. Mina subterránea.
Tesis Profesional
José Adrián Mastache Calzada
Fecha: Septiembre/2013 Escala: S/E N° Figura: **10**

lo que disminuye la probabilidad de caídos y consecuentemente una menor la dilución. La presencia de la falla Santo Niño (paralela a la veta), tampoco tendrá gran impacto en la dilución, debido a que ésta por lo regular se localiza a más de 2 metros del cuerpo mineral, salvo en pequeñas áreas en las cuáles se tomó en cuenta la dilución adicional.

Basándose en la información geotécnica y en la propia experiencia de la empresa en otras minas, como ejemplo de una de ellas es la mina La-Ronde (Canadá), los subniveles fueron diseñados a cada 30 metros, dejando 25 metros entre el piso del nivel superior y el cielo del nivel inferior.

Para permitir una mayor o mejor extracción, se realizará un método minero transversal con una secuencia de rebajes primarios-secundarios para la mayor parte del cuerpo mineral, excepto en los extremos donde el espesor del mineral es menor de 5 metros. La recuperación será mayor debido que al momento de cortar transversalmente el cuerpo mineralizado (en el caso Pinos Altos, de Norte a Sur, e iniciando el corte de la estructura mineralizada por el bajo), se tiene la seguridad de que las tablas o costados del desarrollo que se está haciendo para cortar la estructura es mineral, además de que el desarrollo se concluirá hasta que se termine el área mineralizada, es decir que se asegurará cortar la estructura de lado a lado sin dejar mineral. Posteriormente vendrá la barrenación larga o barrenación de producción, con la cual se tumbará el mineral, y al realizar la extracción del rebaje no se tendrá dilución, ya que en caso de tener caídos de los costados, este material se tratará de mineral, la única dilución que se podría tener sería en caso de existir caídos de la zona del alto del cuerpo mineralizado, es decir del tope de la(s) obras que en un principio se desarrollaron para cortar la estructura. Es por esto que la recuperación será mayor y mucho mejor que en la mayoría de los casos en donde el minado es longitudinal a la estructura, además de que las áreas mineralizadas serán explotadas con una secuencia de avance en retirada.

Otro punto importante es que para reducir la dilución, se utilizará el relleno de los rebajes. Para el relleno de los rebajes principales o primarios se utilizará el relleno con pasta. Para reducir el acarreo de tepetate y a su vez los costos de operación, algunos de los rebajes secundarios se rellenarán utilizando rock-fill o roca cementada, el cuál es una mezcla del tepetate con pasta. Es decir, se utilizará una variante del sistema de explotación conocido como “Sistema de barrenación larga por subniveles, utilizando la variante de minado de

rebajes en forma transversal en retirada, con secuencia de rebajes primarios/secundarios y relleno posterior de pasta”.

5.2.1 Planeación de Desarrollo.

Como se explicó a grandes rasgos en párrafos anteriores, los subniveles de la mina subterránea estarán separados a una distancia vertical de 30 metros uno de otro. Cada uno de estos subniveles contará con las siguientes obras:

- Una frente principal paralela al rumbo de la veta. (En lo sucesivo se hará referencia a esta obra como ***contra frente***, término inadecuadamente utilizado, pero es el que se adoptó en la unidad para hacer referencia a esta obra).
- Cruceros de extracción perpendiculares a la contra frente desarrollados a cada 15 metros. (Estos cruceros de extracción en la empresa son conocidos como ***draw points***)
- Cruceros para acumular material proveniente de las voladuras, ya sea mineral o tepetate, los cuáles se denominan en la empresa como ***remucks***
- Cruceros de ventilación a cada uno de los extremos de la contra frente, conocidos como ***intake*** (crucero para inyección de aire limpio) y ***exhaust*** (crucero para extracción de aire viciado).

El objetivo principal en esta etapa es el de desarrollar todos los niveles contemplados para la explotación de la veta Santo Niño, cumpliendo siempre con la planeación anual ya elaborada.

Las obras de desarrollo se inician con el cuele de una rampa principal con una pendiente de -15 %. Al aproximarse a la elevación planeada para cada uno de los niveles, esta pendiente se reduce en promedio de un -15% a un -9% y posteriormente a un -4%. Es en esta zona con pendiente más ligera donde nos posicionamos para iniciar el desarrollo del acceso a los niveles.

La distancia de cada uno de los accesos a los niveles será distinta, pero en dichos accesos se deberá desarrollar un cárcamo (obra minera con una pendiente negativa en la cual se acumula o capta agua). El cárcamo recibirá toda el agua del siguiente nivel a desarrollar. También se

deberá desarrollar una obra que será utilizada como subestación eléctrica, la que abastecerá de energía eléctrica a los equipos que lo requieran, ya sea para el desarrollo o para la producción. Asimismo proporcionará la energía eléctrica para el funcionamiento de los ventiladores, y alumbrado de niveles y rebajes. El acceso del nivel se cuele de forma perpendicular al rumbo de la veta y su rompimiento se planea aproximadamente en la zona intermedia de lo que es el largo de la veta.

Terminando el desarrollo del acceso, se inicia el cuele de la contra frente principal, paralelo al rumbo de la veta (rumbo E-W). El objetivo de iniciar esta contra frente en un punto intermedio del largo de la veta, es el de optimizar las distancias de acarreo conforme dicha obra vaya extendiéndose.

La razón para desarrollar una contra frente en las condiciones descritas, es la de tener una obra paralela al cuerpo mineralizado y posteriormente de forma perpendicular a la veta, para desarrollar los cruceros de extracción (draw points) a cada 15 metros.

Como el desarrollo de la contra frente inicia en una zona intermedia a lo largo de la veta, el cuele de ésta se estará dando a dos puntas con dos cueles, uno de la zona central o intermedia hacia el lado Este y otro hacia el lado Oeste. Estos dos cueles se identifican como contra frente este y contra frente Oeste, debido al rumbo que llevarán cada una de ellas. Las dimensiones de las contra frentes son de 5.2 metros de ancho x 5.0 metros de altura con una pendiente del 2%.

Diseño de cruceros de extracción.

Como se describió líneas arriba los cruceros de extracción o ***draw points*** van a ser colados perpendiculares al rumbo de la veta y lógicamente a la contra frente, es decir, que su rumbo es Norte-Sur y, a medida que avanza el desarrollo de la contra frente se van colando cada uno de estos ***draw points*** dicho cuele de estos cruceros será solamente de 15 metros de longitud, en los cuáles se posicionará una máquina de barrenación a diamante para realizar los barrenos con rumbo Norte-Sur estos barrenos son meramente exploratorios y se les conoce como ***barrenos de delineación*** (ver figura 8), y su finalidad será la de cortar de forma perpendicular a la veta, con lo cual se consigue delimitar de manera más precisa la distancia a la que inicia la traza de mineral en la elevación y posición correspondientes al ***draw point*** en que se lleve

a cabo esta barrenación así como la distancia hacia la falla Santo Niño, los posibles cortes de obras antiguas y también ayuda a obtener los valores de algunos otros parámetros estructurales como el RQD *Rock Quality Designation* (Designación de la Calidad de la Roca) de la zona, este elemento se explicó en el punto 5.2 de este trabajo.

Los cruceros de extracción ó *draw points* tienen sección de 4.5 metros ancho x 4.8 metros de altura y al igual que las contra frentes, una pendiente del 2%. Los 15 metros de longitud antes mencionados son por procedimiento y sirven acomodar de la máquina de exploración, la cual realizará los barrenos de delineación y una vez obtenidos los resultados, el departamento de geología deberá actualizar las trazas de mineral a las elevaciones de los niveles de donde se obtengan estos resultados. Con esta información se puede continuar con el cuele del *draw point* (que en un inicio se había detenido a los 15 metros), hasta donde el cuele corte exactamente la zona mineralizada.

Una vez que un crucero de extracción se está colando en zona mineralizada, sufre un cambio en las dimensiones de su sección a 6.0 metros de ancho x 4.8 metros de altura. Como se puede notar, el cambio en las dimensiones de la sección va a representar una obra más ancha, que a futuro se requerirá para que cuando en el *draw point* se encuentre trabajando el equipo de barrenación larga, éste tenga el espacio suficiente para maniobrar.

El objetivo principal de desarrollar contra frentes y cruceros de extracción, es el de ir delimitando lo que en un futuro será un bloque a minar. Este bloque recibirá el nombre de *rebaje*.

La longitud total de un crucero de extracción estará en función tanto del ancho de la veta como de la posición de la falla, ya que se debe conservar, por cuestiones operativas y de seguridad, un pilar de mínimo 5 metros entre la falla y el tope final del *draw point*. En esta parte cabe resaltar que el diseño del pilar es de gran importancia, ya que de no respetarse el dimensionamiento y la posición, podría generar problemas al momento de minar un rebaje, tales como desprendimientos de la zona de la falla (lo cual provocaría dilución), debido a que ésta no contiene mineral. Para no descuidar este punto se diseñó un formato denominado “*Formato de Revisión de Desarrollo*” (ver figura 11) el cuál es un acuerdo entre los

departamentos de planeación, mina y geología en el que se indica la distancia en el que debe concluir el desarrollo de un crucero de extracción.

La importancia de desarrollar adecuadamente un crucero de extracción, estriba en que sin estos cruceros, no puede existir lo que será un rebaje, ya que un rebaje está delimitado por dos cruceros de extracción: uno en un nivel superior y otro en un nivel inferior,

Ambos cruceros de extracción (en el caso particular de un rebaje) si se muestran en una vista en planta (vista representada en el plano X-Y), tendrán la misma posición, la diferencia está en su elevación ya que como se explicó en puntos anteriores, se deberá de contar con una diferencia de elevaciones de 30 metros entre nivel y nivel y por ende esta misma diferencia de elevaciones se conservará para los cruceros de extracción.

Entre más niveles se desarrollen, es decir, entre más se profundice la veta, ésta tenderá a alejarse más al sur debido a que como se comentó, la inclinación de la veta tiende a los 68° al SW, es por ello que el desarrollo tanto de una contra frente como de un crucero de extracción también deberán extenderse más hacia este rumbo.

En el párrafo anterior se mencionó que para que los bloques de mineral se conviertan en rebajes deben de estar delimitados en ambos niveles por cruceros de extracción y posterior a esto, pasarán a una etapa de producción en donde se utilizará la barrenación larga de forma descendente (todo esto se explicara más adelante cuando se detalle la parte de producción). Esta barrenación se diseña de acuerdo a un modelo de voladura, los barrenos dados son cargados con iniciadores, emulsión explosiva, ANFO (mezcla de nitrato de amonio y diesel) y demás elementos. Se “taquean” y se procede con la realización de la voladura con lo que se obtendrá el mineral fragmentado para su posterior extracción del rebaje.

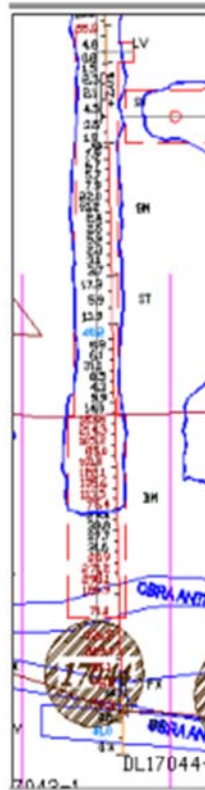
Protocolo para fin de desarrollo en Draw Points

Nivel: **17**

Draw Point: **044**

	Si	No
Traza en posición real	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Falla en Posición real	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Planeación Correcta	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Distancia hacia la traza	_____	
Pilar Recomendado	_____	
Fecha	_____	

Comentarios:



Revisado por:

Geología	_____		
	Nombre	Firma	Fecha
Producción (Servicios Técnicos)	_____		
	Nombre	Firma	Fecha
Desarrollo (Servicios Técnicos)	_____		
	Nombre	Firma	Fecha
Mina	_____		
	Nombre	Firma	Fecha

Universidad Nacional Autónoma de México		
Facultad de Ingeniería		
Figura mostrando el formato de Fin de Desarrollo.		
Tesis Profesional		
José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	N° Figura: 11

El mineral que estaba *in-situ* al momento de la barrenación y hasta antes de la voladura, ocupa un cierto volumen dentro del rebaje y posterior a la voladura ocupará un volumen mayor al inicial debido al *abundamiento* por lo que será necesario que en todos los cruceros de extracción inferiores, se realice una preparación para que el mineral al sufrir este abundamiento, cuente con un mayor espacio y quepa dentro del rebaje, de lo contrario, es decir, de no contar con esta preparación o un mayor espacio al momento de realizar la voladura, se pueden presentar problemas. Uno de estos problemas puede ser que al momento de la voladura el material que se va fragmentado al detonar secuencialmente los barrenos, éste material se “congele” por falta de “cara libre” o espacio para alojar los espacios de aire

generados entre los fragmentos (abundamiento), lo cual a su vez afectará la detonación de los otros barrenos.

La preparación de este espacio adicional para alojar el abundamiento del material fragmentado, consiste en el cuele de dos “desbordes” en el tope del crucero de extracción. Dichos desborde o semi-cruceros se conocerán como las “*Ts*” del crucero de extracción.

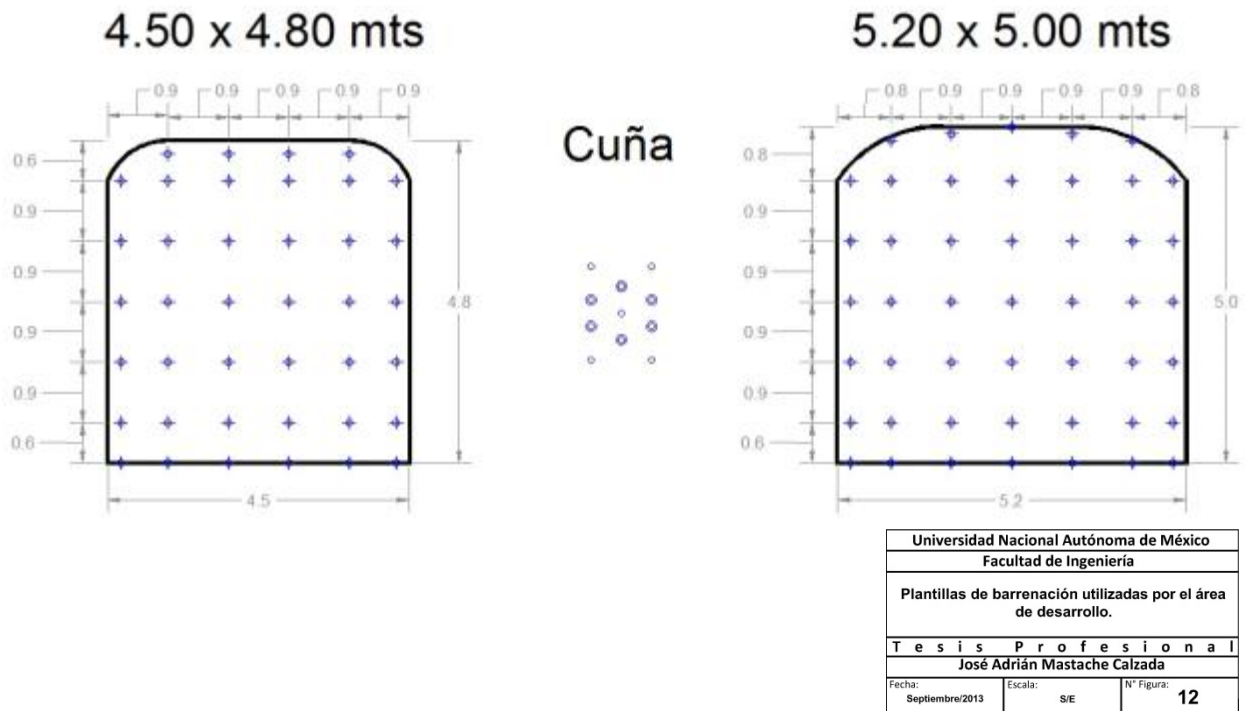
La preparación de estas “*Ts*” consiste en realizar un cuele en el tope final del crucero de extracción hacia el Este y otro cuele hacia el Oeste, es decir que estos cueles serán perpendiculares al crucero de extracción. La longitud de estos cueles sumada al ancho del crucero de extracción debe de sumar 15 metros, mismos que representan la potencia o ancho que tendrá el rebaje. Al mostrar en una sección en planta el diseño de estos cueles, se puede apreciar la forma de una letra “*T*”, y es de aquí que a estos cueles se les conoce como las “*T’s*” de un crucero de extracción. El objetivo principal de realizar estas “*T’s*” es el de tener un mayor espacio en la zona inferior del rebaje utilizándolas de cara libre para realizar una barrenación de desborde o ampliación en toda la zona inferior del crucero de extracción. Es decir, primero se realiza el cuele de estas “*Ts*” y posteriormente se realiza el desborde mencionado utilizando a estas como cara libre o salida para la barrenación de los desbordes. Dicha barrenación de desborde se realiza en retroceso (del tope final del crucero de extracción hacia el inicio de este mismo) ya que en el lugar donde se colaron las “*Ts*” se cuenta con un espacio mayor a 6 metros y no está permitido trabajar en espacios mayores a esa distancia.

Equipos y plantillas de barrenación.

En párrafos anteriores se describieron las dimensiones de las obras mineras en la mina subterránea, las cuáles son llevadas a cabo por el área de desarrollo. Estas obras son las contrafrentes y los cruceros de extracción, cuyas dimensiones son las siguientes:

- Contra frente: 5 m. de altura x 5.2 m. ancho
- Crucero de extracción (tepetate): 4.8 m. de altura x 4.5 m. de ancho
- Crucero de extracción (mineral): 4.8 m. altura x 6.0 m. de ancho

A continuación se muestran las plantillas de barrenación utilizadas para un tope del área de desarrollo:



Antes de iniciar con la barrenación de un frente o tope se deberá cumplir con un procedimiento de seguridad establecido por la unidad minera el cual señala que todo frente próximo a barrenar debe de contar con la marcación de la plantilla de barrenación establecida (dependiendo del tipo de obra se utilizará alguna de las plantillas mostradas en las figuras arriba mencionadas) marcado con pintura en aerosol. Una vez realizado este paso se puede proceder a posicionar el equipo de barrenación.

Para la barrenación de los frentes o topes del área de desarrollo se cuenta con 3 jumbos electrohidráulicos de la marca SANDVIK modelo DD320 AXERA 5

- **Drilling (barrenación)**
- **Development (Desarrollo)**
- **3 (dimensiones mínimas de la obra en la que cabe este equipo, es decir 3m x 3m)**
- **2 (número de máquinas perforadoras o brazos con los que cuenta el equipo)**
- **0 (diseño del equipo, es decir, son los primeros de su serie, si en caso de ser 0 fuera 1 se refiere a que este equipo ya cuenta con un diseño diferente al anterior)**

Ejecución de las voladuras.

Un tema de gran importancia dentro de la operación en Pinos Altos, es sobre la realización de las voladuras del área de desarrollo (tanto de las contra frentes como de los cruceros de extracción), debido a que es la primera mina de México que cuenta con un sistema general de voladuras eléctricas (Con este se inician todas las voladuras del área de desarrollo, es decir de todos los cueles de avance, al mismo tiempo), procedimiento que se describirá en los siguientes párrafos. Además, entre el 80 y el 90% de las voladuras de desarrollo se realizan utilizando emulsión explosiva a granel, para lo cual se cuenta con dos equipos ***handi-bulk*** (tractores equipados con un sistema de bombeo para realizar el cargado del explosivo en la obra ya barrenada).

El sistema eléctrico para la realización de voladuras existente en la unidad minera Pinos Altos inicia en superficie donde se encuentra instalado un interruptor dentro de una subestación eléctrica con capacidad de 300A. De ahí el circuito continúa a un centro de carga con una capacidad de 30A, tanto la subestación eléctrica como el centro de carga se encuentran instalados en un cuarto eléctrico con una corriente trifásica de 480V.

También en superficie se localiza una instalación llamada “*cuarto de voladura*”, en donde está instalado un interruptor de 30A a donde viene la corriente eléctrica proveniente del centro de carga y cuya intensidad de corriente continúa siendo de 480V. Posterior a este interruptor la corriente eléctrica pasa por un transformador y pasa de 480V a 220V, y es así como pasa de ser trifásica a ser monofásica. Para continuar con el circuito, la corriente eléctrica de 220V que sale del transformador se dirige a lo que se conoce como “*botonera de disparo*”, de esta botonera se debe de realizar una conexión hacia una caja con un sistema eléctrico conocida como “*caja de unión de plogas*”. De dicha botonera se desprenden dos líneas eléctricas de 220V a través de un cable de calibre 10 AWG las cuáles se juntan para llegar a la bocamina en donde de un lado se encuentra un sistema con una conexión “macho” (o ***ploga*** “macho”) que es la llegada al lado izquierdo de la bocamina, y en el otro lado se encuentra la conexión “hembra” o salida. De la conexión o salida se desprende un cable calibre 12 AWG el cuál a través de una conexión en serie, llegará al acceso de cada uno de los niveles, en donde se encuentra instalado un sistema parecido al que se encuentra en la bocamina, es decir una conexión “macho” o llegada y una conexión “hembra” o salida.

En el primer nivel de la mina, que será al primero al que lleguen estas conexiones, se desprenderán otras conexiones más, distribuidas de la siguiente forma: de la conexión de “llegada” se desprende una línea eléctrica en serie hacia los demás niveles todas estos arreglos serán del mismo tipo, es decir conexiones del tipo “llegada” con cable calibre 10 AWG, mientras que de la conexión de “salida” se desprende una línea eléctrica en serie, pero está en lugar de ir a los demás niveles, sale hacia dentro del nivel y se reparte hacia ambas contra frentes. De aquí, y a cada 50 metros como máximo, se baja una conexión de “salida” sobre la contra frente.

Para realizar una voladura una vez cargado un tope con emulsión, noneles, cordón detonante y estopín eléctrico, éste último se debe conectar a un cable de cobre conductor de energía eléctrica (línea de troncal). Esta conexión entre estopín y cable no importa cómo se realice, ya que por tratarse de corriente alterna no existe un polo positivo y un polo negativo. El cable conductor ahora, debe conectarse a una de las líneas eléctricas o conexión de “salida” (línea troncal) que se bajan sobre la contra frente a cada 50 metros. Después de esto, se continúa el circuito, ahora realizando la conexión que existe en el acceso al nivel, es decir uniendo las conexiones de “salida” con la conexión de “llegada” instaladas. Una vez realizado este paso, se tiene que realizar la misma conexión (“llegada con salida”), pero que se encuentran en bocamina. Por último se debe de efectuar la conexión entre la “*botonera de disparo*” con la “*caja de unión de plogas*” instaladas en superficie, más específicamente, en el “*cuarto de voladuras*”.

Ahora que ya se encuentra todo el circuito completo, solamente es preciso abrir el interruptor para que la corriente eléctrica siga todo este circuito hacia todos y cada uno de los niveles donde se haya realizado todas las conexiones descritas con anterioridad y así poder llevar a cabo las voladuras necesarias.

Posterior a la barrenación de un tope, se debe continuar con el proceso de cargado de la barrenación, para lo cual existen cuadrillas de cargado (una cuadrilla es el equipo o grupo de personas dedicadas a realizar este trabajo), las cuáles están capacitadas y entrenadas para operar el equipo de cargado de la emulsión a granel conocido como *handi-bulk* (ver figura 13).

Una vez cargado el tope, este no se debe “encadenar” todavía (amarre de la línea troncal o línea de detonación con los tubos de choque de los noneles que van a todos y cada uno de los barrenos), sino hasta una hora antes del horario especificado por el departamento de seguridad, para la realización de la voladura general.

Al realizar el proceso de encadenado, se utiliza un estopín eléctrico (ver figura 14) en lugar de una cañuela para la iniciación de una voladura.

Es importante señalar que tanto el uso como la fabricación de los estopines eléctricos en México no está prohibido, ni tampoco se necesita de un permiso especial por parte de la SEDENA para utilizarlos ya que inclusive dicha dependencia hace uso de ellos; En México empresas como *Austin Basis y Dyno Nobel* los fabrican y se consideran como productos de línea, es decir que están a la venta.

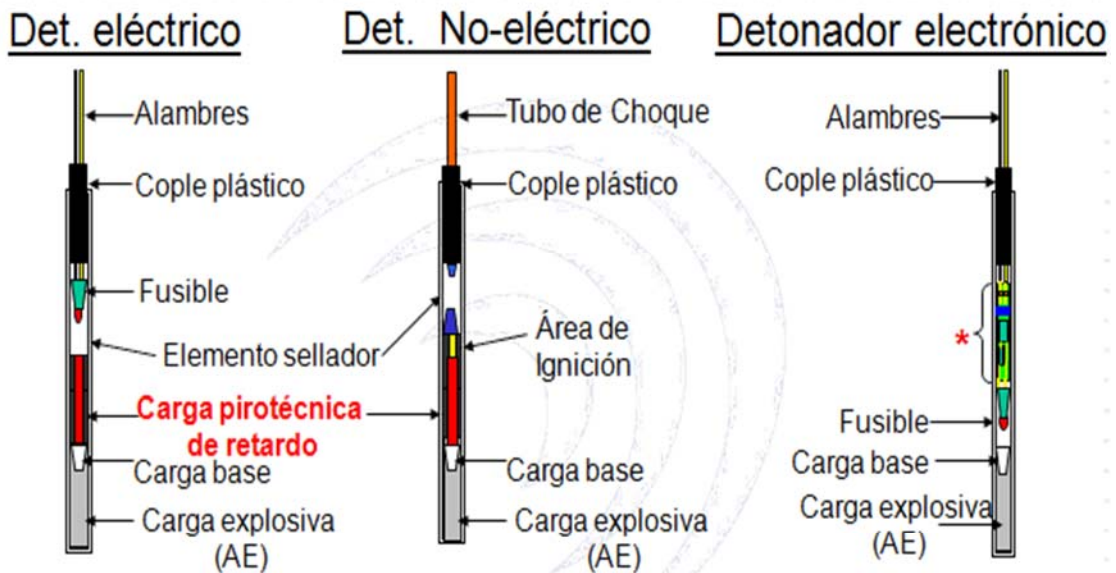
El Grupo APAXCO en su unidad Macuspana utiliza los estopines eléctricos para iniciar sus voladuras, Farallón en su unidad minera Campo Morado también utiliza los estopines eléctricos para iniciar sus voladuras, y otro ejemplo más fue el del Grupo México (quienes utilizaron los estopines en las obras de los túneles del Grijalva). A dicho estopín se le conecta cable especial (de cobre) el cuál es conocido en la minería subterránea simplemente como “cable de voladura”, el cuál es el conductor de la energía eléctrica que posteriormente iniciará la voladura.

Este cable de cobre cuenta con dos extremos y cada uno de estos extremos a la vez cuenta con dos puntas. Las dos puntas de un extremo de dicho cable van conectadas directamente a los cables del estopín y las puntas del otro extremo van conectadas a la línea principal de encendido conocida como “*línea de detonación*”



Universidad Nacional Autónoma de México		
Facultad de Ingeniería		
Fotografía de tractor para cargado de topes con emulsión a granel.		
T e s i s P r o f e s i o n a l		
José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	N° Figura: 13

Antes de realizar la conexión a la línea de detonación, todos los niveles de trabajo y sobre todo los niveles donde se va a realizar la voladura, deben de ser desalojados, para poder realizar la conexión y cerrar el nivel. Una vez que toda la mina ha sido desalojada, se cierra el circuito de la voladura en superficie y se precede a realizar las detonaciones.



***Control electrónico de Retardo**
Elementos de seguridad, control y potencia

Universidad Nacional Autónoma de México		
Facultad de Ingeniería		
Imágen mostrando los diferentes tipos de detonadores.		
Tesis Profesional		
José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	N° Figura: 14

Soporte de obra (enmallado).

Un punto importante que implica a la seguridad dentro del desarrollo, es el ciclo de soporte de la obra, por lo general el ciclo de desarrollo de una obra comprende las siguientes etapas:

- Marcación del tope.
- Barrenación.
- Cargado.
- Voladura (utilizando un sistema eléctrico para su realización).
- Amacice y
- Rezagado.

A lo anterior se debe incluir el soporte artificial de la obra o “*enmalle*” que consiste en colocar malla electro soldada sujeta con pernos de anclaje después de cada una de las voladuras realizadas, es decir que por procedimiento, cada metro desarrollado de cuele en obras de desarrollo, se debe anclar y enmallar.

Para este proceso se utiliza material de soporte de obra como las anclas del tipo *split-set* de 7 ft de longitud, anclas *re-bar* de 7 ft de longitud, anclas *swellex* de 7 ft y de 10 ft de longitud, y la malla electro soldada de 1.20 m x 2.40 m.

En promedio, el avance lineal por voladura es de 3 metros, por lo que la plantilla de anclaje variará de acuerdo al tipo de obra de que se trate, es decir, una contra frente, un crucero de extracción en tepetate o un crucero de extracción en mineral. A continuación se definirá lo que es un ancla, se explicará brevemente la función de cada tipo de anclas utilizadas en el proceso de soporte de obra o enmallado en la unidad Pinos Altos y posterior a ello se detallarán las plantillas de anclaje utilizadas para cada tipo de obra minera.

¿Qué es un ancla?

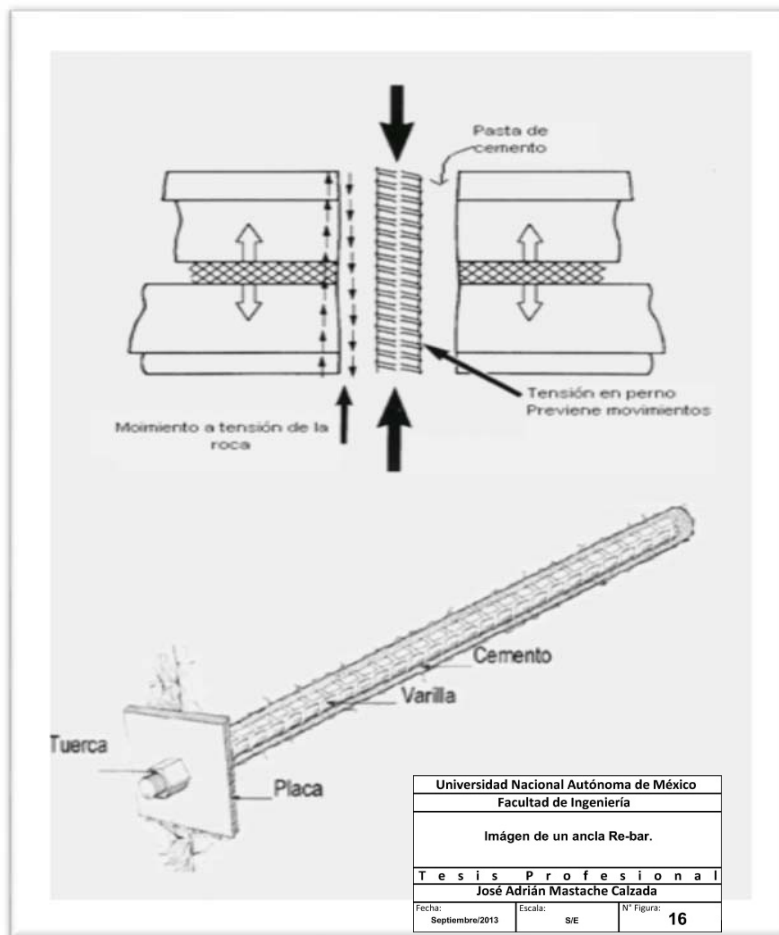
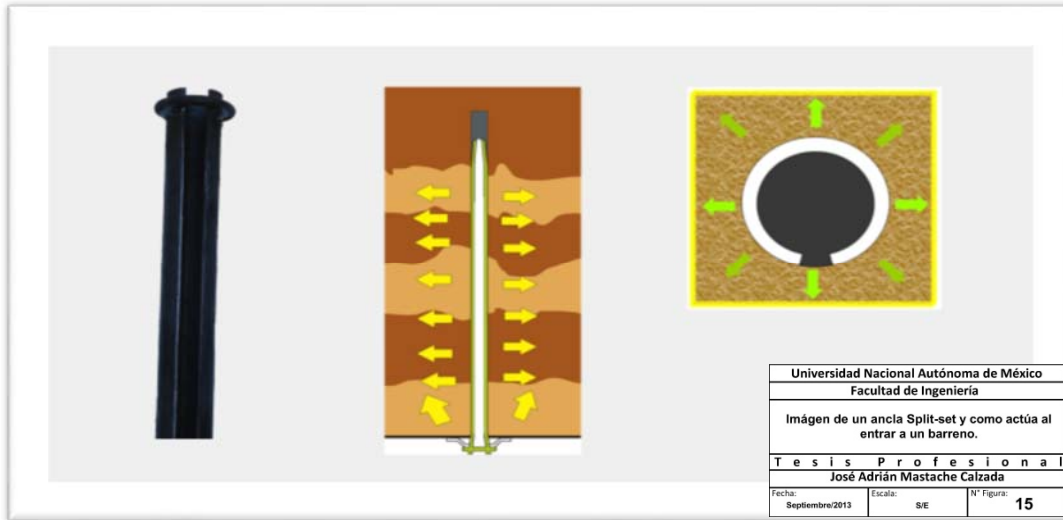
Es un elemento de refuerzo que mejora la resistencia de la roca a la tensión y también al esfuerzo cortante, permitiendo que el macizo rocoso pueda soportarse. Las anclas se dividen en dos tipos: las de fricción, y las de tensión.

Ancla *split-set*

El ancla conocida como *split-set*, entra en el grupo de anclas de fricción y está conformada por un tubo ranurado. La acción de dicho tubo ranurado es que al penetrar en un barreno de diámetro menor, ejerce fuerzas radiales de compresión que cierran las fracturas de la roca (ver figura 15).

Ancla *re-bar*

Este tipo de ancla es básicamente la varilla corrugada y a diferencia del ancla del tipo *split-set* la cual trabaja a la compresión, la resistencia de un ancla del tipo *re-bar* es a la tensión, para ejemplificar más claramente lo anterior se muestran las siguientes figuras (figura 15).



Ancla *Swellex*

Este tipo de anclas trabaja por fricción y están formadas por un tubo de acero, fabricado a partir de una lámina doblemente plegada. Dicho tubo está cerrado en sus dos extremos

mediante dos piezas soldadas, una de las cuales tiene un orificio por el que se puede introducir agua a presión y provocar la expansión del metal plegado.

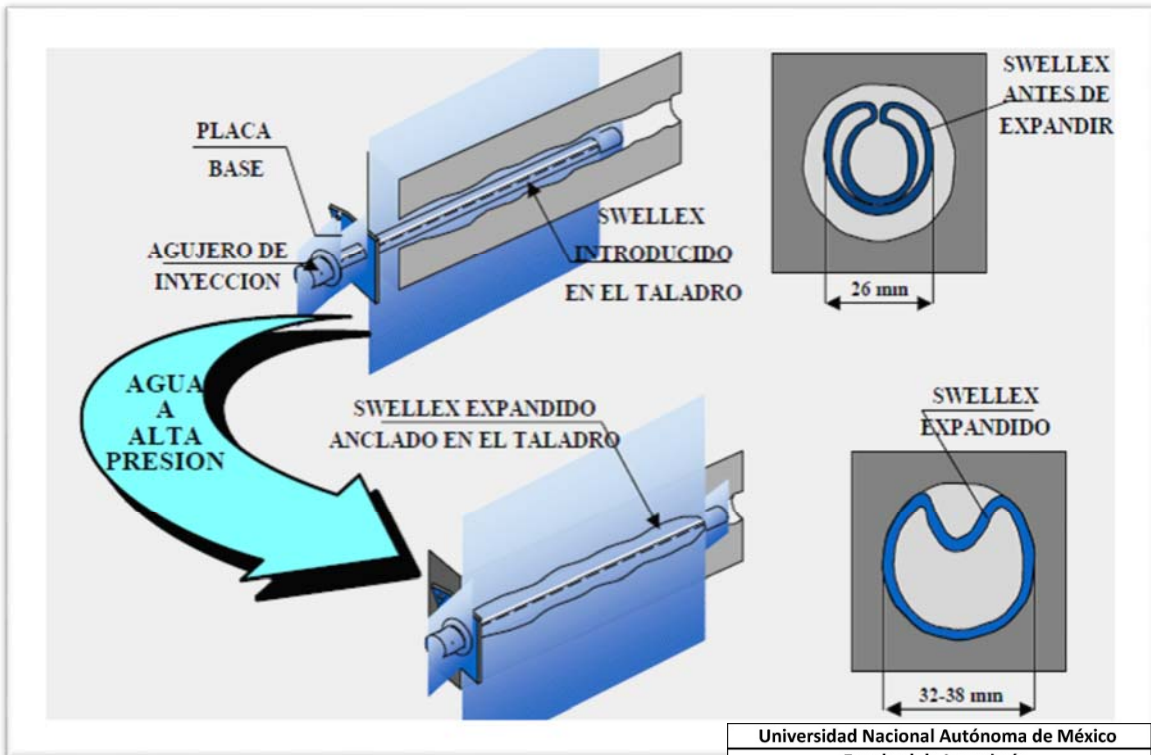
Las anclas *Swellex* se colocan en barrenos que tiene un diámetro ligeramente mayor al de la propia ancla. Una vez introducida el ancla, y con la ayuda de una bomba de inyección de agua a alta presión (ya sea portátil o que se encuentre instalada en un equipo anclador) y una mordaza, se le inyecta agua por el orificio que contiene una de las piezas soldadas en un extremo del ancla con el fin de que esta se hinche o expanda a medida que entra el agua a una presión de 30 MPa. Al “inflarse” el ancla se acopla perfectamente a las paredes del barreno generando una tensión friccional de contacto entre el ancla y la pared del barreno, actuando dos tipos de fuerzas diferentes: una presión o fuerza radial perpendicular a su eje en toda su longitud y otra de fuerza de rozamiento estático o fricción también en toda su longitud (esta fuerza depende del tipo y estructura de la roca y de la dimensión del barreno). (ver figura 17).

Malla electro soldada

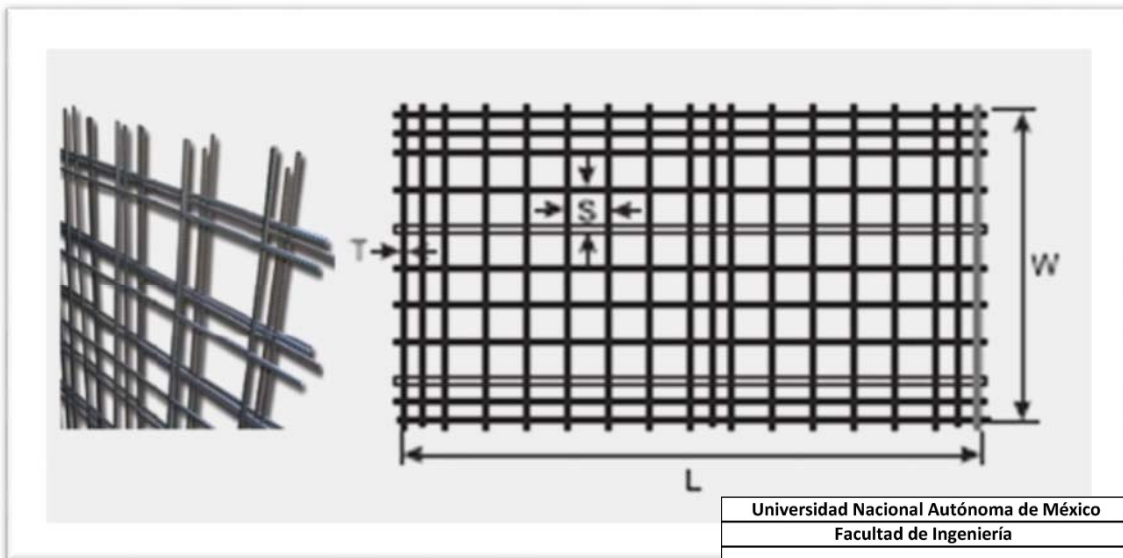
La malla electro soldada está formada por dos sistemas de elementos (barras o alambres), uno longitudinal y otro transversal, que se cruzan entre sí perpendicularmente y cuyos puntos de contacto están unidos mediante soldaduras eléctricas por fusión, es decir sin aporte de material, esto permite lograr uniones sólidas y terminaciones de alta calidad. El principal objetivo de la instalación de la malla es que soporte todo el material que poco a poco se va desprendiendo ya sea de las tablas o del cielo de las obras que ya fueron coladas, disminuyendo con esto los accidentes por caídos de roca. (ver figura 18).

La malla utilizada en la unidad Pinos Altos tiene las siguientes dimensiones:

- **L= 2.40 metros**
- **W=1.20 metros**
- **S= 0.10 metros**



Universidad Nacional Autónoma de México		
Facultad de Ingeniería		
Imágen de un ancla Swellex.		
Tesis Profesional		
José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	N° Figura: 17



Universidad Nacional Autónoma de México		
Facultad de Ingeniería		
Imágen mostrando malla utilizada para el soporte de obra.		
Tesis Profesional		
José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	N° Figura: 18

Enmallado de una contrafrente y de la rampa principal.

De acuerdo a la sección requerida tanto para una contra frente como para la rampa principal, de 5 m de alto por 5.2 m de ancho y debido a que estas obras son coladas en tepetate, el tipo de anclas que se utilizará para su soporte son las *re-bar* para el cielo de la obra y la *split-set* para las tablas, y se debe seguir el siguiente estándar para el soporte de estas obras:

1. Primero se debe de amacizar el lugar de trabajo antes de iniciar con las labores que comprenden el soporte de obra.
2. Se debe de enmallar siempre del terreno que ya esté soportado hacia el que no esté soportado, es decir, conforme al avance de la obra.
3. Los avances promedio por voladura realizada, son de 3 metros lineales.

Para proporcionar el soporte requerido o enmallar este avance se requiere de la instalación de 3 líneas de malla, estas líneas contarán cada una con 5 mallas colocadas de tal forma que el ancho de la malla (expresado en la ilustración como W) vaya cubriendo el avance lineal de la obra (es decir, el ancho de la malla será perpendicular al rumbo y avance de un cuele) y realizando un traslape entre uno y otro tramo de malla de 3 cuadros, (expresados en la figura como S) como mínimo.

Como se ha mencionado, las contra frentes se desarrollan en tepetate (material estéril) y toda obra que se desarrolle en tepetate deberá utilizar en el cielo el ancla de tipo *re-bar* y en las tablas de la obra se debe de instalar el ancla del tipo *split-set*. La plantilla de anclaje utilizada es de 1.20 x 1.20 metros. El diámetro del ancla del tipo *re-bar* que se utiliza es de 20 mm y el diámetro del barreno será de un diámetro de 33 mm. El tipo de resina que se requiere en el fondo del barreno es un cartucho de alta velocidad de catalización (0.30 seg) y con un diámetro de 28 mm y dos cartuchos de baja velocidad de 2-4 minutos. En tanto que el diámetro de la *split-set* a utilizar es de 35 mm y el diámetro del barreno es de 33 mm.

Enmallado de un crucero de extracción.

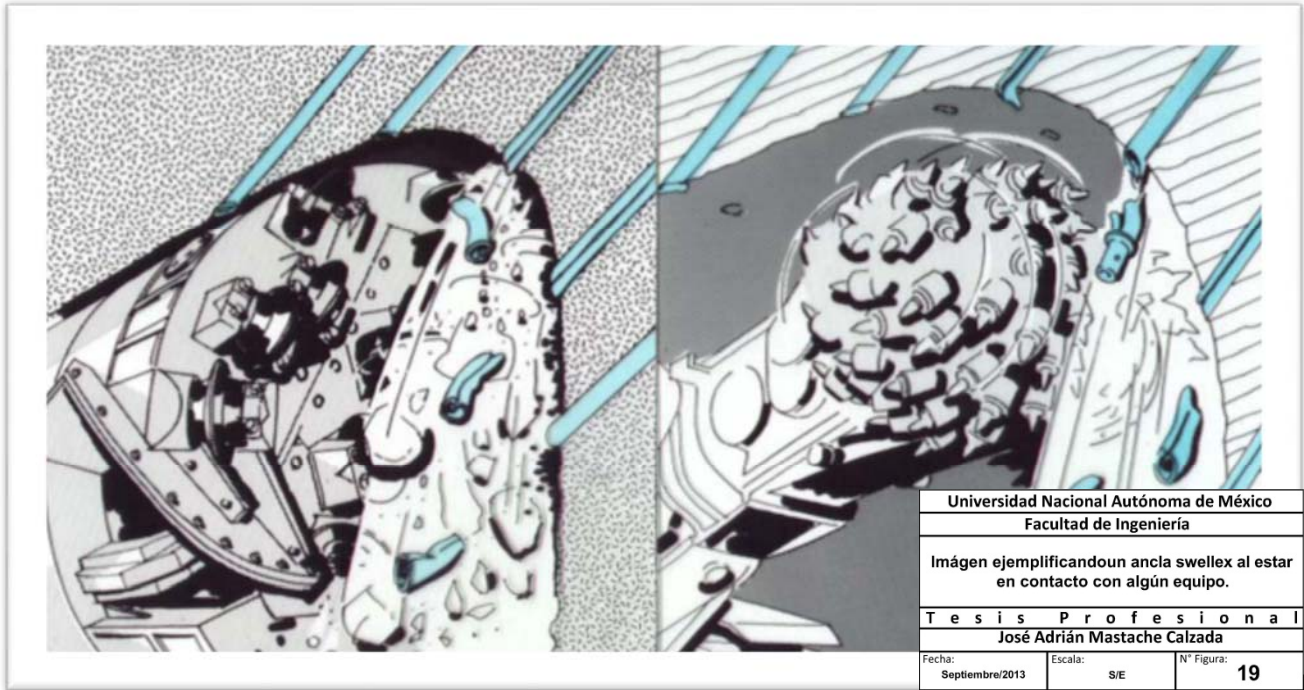
Un crucero de extracción tiene las siguientes dimensiones: 4.5 m de ancho x 4.8 m de altura. En su momento se explicó cómo debe de ser el cuele de este tipo de obras, por lo cual se sabe que una cierta distancia del cuele de un crucero de extracción será sobre tepetate y otra cierta

distancia sobre mineral. En lo que respecta a la parte que se desarrolla sobre tepetate el enmallado será similar al explicado en el apartado anterior referente al enmallado de una contra frente, la diferencia entre el enmallado de una contra frente y un crucero de extracción se verá en la parte en la que el crucero de extracción inicia su cuele sobre el área mineralizada, ya que es en esta parte en donde el anclaje cambia. Se debe aclarar que lo que cambia es solo el anclaje, la colocación de la malla sigue siendo similar, pero agregando una malla por cada línea, es decir de 5 ahora serán 6 mallas por línea.

Cuando un crucero de extracción inicia su desarrollo sobre mineral, se mencionó que sus dimensiones cambian, la altura se sigue conservando pero el ancho de la obra será de 6 metros, esto es para tener un área adecuada para que en su momento los equipos de barrenación larga maniobren con mayor facilidad. En cuanto al anclaje, el ancla de tipo *re-bar* utilizada para el soporte del cielo de las obras, se sustituye por el ancla del tipo *swellex*, la cual se “infla” con agua a una presión de 300 bares.

El cambio que se da en el tipo de ancla es debido a que la *swellex* ofrece una resistencia igual o mayor que la que proporciona la *re-bar* pero una característica que ofrece la *swellex* a diferencia de la otra ancla, es que cuando se necesita realizar algún tipo de trabajo que requiera arrancar estas anclas, las *swellex* podrán ser cortadas sin dificultad y sin ocasionar daño alguno al equipo que la corte (ver figura 19). Esta característica es muy importante debido a que cuando se realiza la barrenación de forma descendente, el equipo de barrenación larga comunica la barrenación en el nivel inferior, dicho nivel inferior estará soportado en el cielo por anclas *swellex*, es decir que al momento de que se realice la comunicación de la barrenación y las brocas de los equipos entren en contacto con las anclas, los equipos, en específico las brocas, no sufrirán daño alguno.

Para realizar las actividades de soporte o de anclaje y enmallado de una obra, ya sea una contra frente, rampa o crucero de extracción, se cuenta con 4 equipos conocidos en la unidad como *Bolter modelo DS410*, de la marca *Sandvik*, los cuales cuentan con las herramientas necesarias para poder instalar cualquiera de las dos tipos de anclas que se utilizan así como la malla electro soldada.



5.2.2 Planeación de producción.

Una vez concluido el desarrollo de los cruceros de extracción tanto en el nivel superior como en el nivel inferior, se puede decir que ya se cuenta con un gran porcentaje de avance en la preparación de un bloque mineral. En este punto, es donde el área de desarrollo concluye sus actividades y ahora toca el turno del área de producción y con ello empieza una etapa muy importante dentro de la explotación del rebaje, conocida como la planeación de producción, en donde se diseñarán de manera más exacta y con apoyo del Departamento de Geología, el bloque económico de mineral, a partir del cual el Departamento de Servicios Técnicos (a través de los planeadores de producción), genera el bloque operativo que finalmente es el bloque que se va a minar.

El Departamento de Geología apoyándose en los resultados de la interpretación y análisis de sus barrenos y muestras, genera el “bloque económico”, mismo que, en la mayoría de las ocasiones, no va a ser minado completamente ya que por razones operativas es difícil de realizar. La razón fundamental consiste en que al generar dicho bloque, se toman en cuenta zonas que están muy próximas a la falla y como se explicó en párrafos anteriores, siempre

debe de existir un pilar de cuando menos 5 metros, así como también debido a las condiciones estructurales que se presenten en el terreno. Este bloque económico considera principalmente las leyes y el tonelaje que se obtendría en caso de minarlo en su totalidad.

Diseño del bloque operativo

Una vez que el departamento de geología **genera** el bloque económico, se debe **generar** el *bloque operativo*. Para **generar** dicho bloque, el factor principal a tomarse en cuenta es el **RQD** (*Rock Quality Designation*) que se definió en el inciso 4.2.2 de este trabajo, ya que tomando en cuenta este parámetro es como se puede saber si el rebaje queda como lo planeó geología al realizar su bloque mineral o si en su defecto, el rebaje se acorta y generar un bloque o rebaje más pequeño, tomando en cuenta pilares que deban dejarse para con ello no comprometer sustancialmente, la estabilidad de los rebajes.

En otras palabras, con ayuda de este bloque operativo se va a minar en su totalidad o tratar de minar el mayor porcentaje posible del bloque económico, brindado por geología a través de la planeación de las etapas que se llamarán *voladuras*, las cuáles no deben exceder las 25,000 toneladas. Con ayuda de este bloque operativo se desprenden algunas actividades de gran importancia para lo que es en sí, la etapa de producción del bloque mineral. A continuación se mencionan dichas actividades.

Determinación del número de voladuras en que se dividirá el rebaje

Una vez que se obtuvo el bloque operativo, no siempre será posible minarlo en su totalidad y en una sola etapa, ya que esto dependerá de las toneladas que se proyecte obtener de dicho bloque. Debido a que por procedimiento no se puede minar un bloque mayor a 25,000 toneladas en una sola voladura, en caso de exceder este tonelaje se deberá planear el número de voladuras adicionales que se requerirán para minar la totalidad de este bloque (ver figura 20).

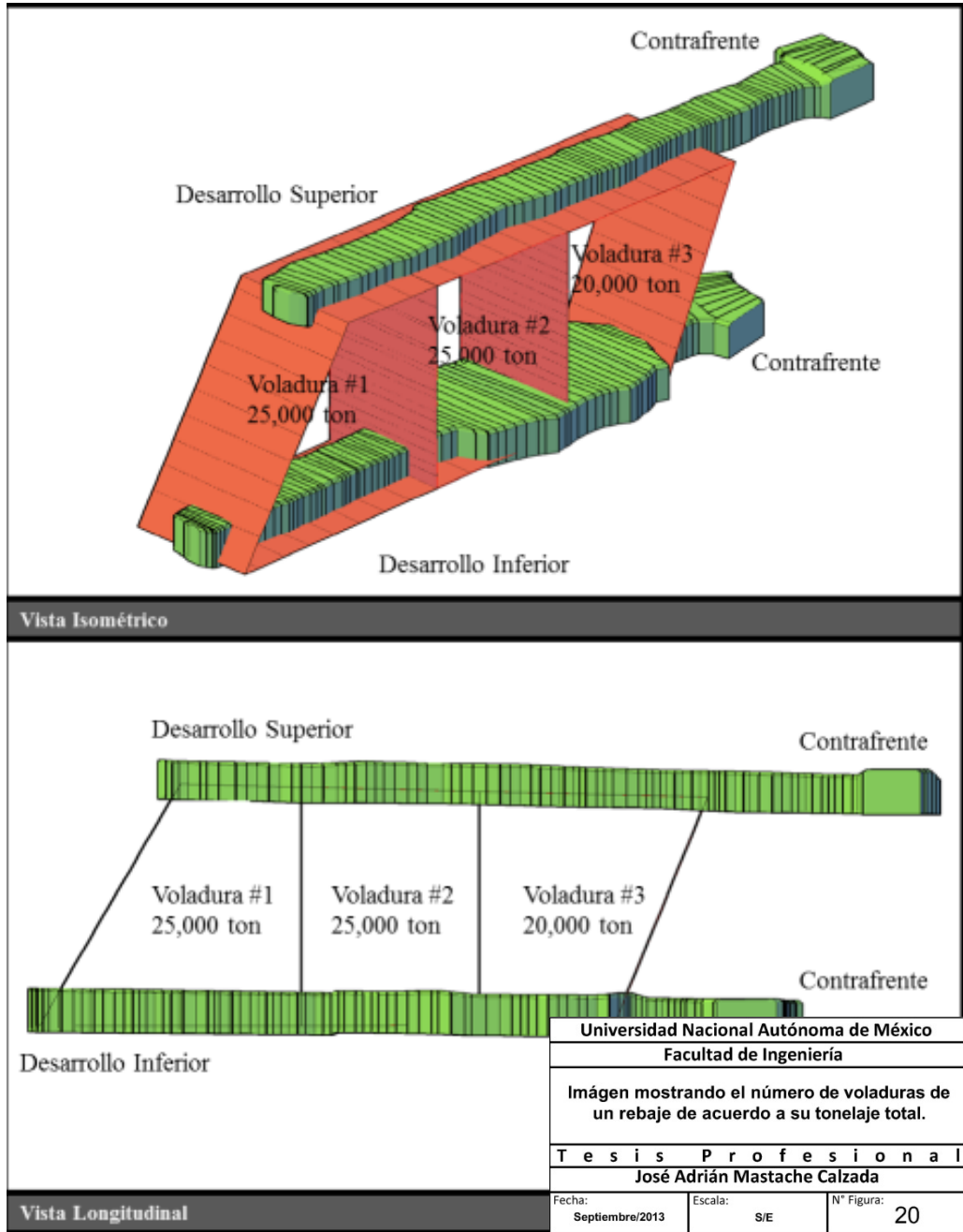
Como se ha mencionado con anterioridad, las dimensiones de un bloque serán de 30m de altura x 15m de ancho y en cuanto a la longitud se deberán tomar en cuenta varios factores tales como la potencia de la veta o cuerpo mineral en la zona del bloque, así como también por cuestiones operativas y de seguridad. Una vez minado un rebaje, su extracción se realizará utilizando equipo de rezagado a control remoto.

Para el minado a control remoto se requiere que el operador que maniobre dicho equipo se encuentre ubicado a una distancia óptima en la cual tenga la visibilidad adecuada para realizar una buena extracción, así como también considerar las dimensiones del equipo de rezagado, ya que en caso de que la máquina quedara atrapada en el rebaje, se deberá proceder con las maniobras de rescate, mismas que se realizarán usando otro equipo a control remoto, es decir, que las maniobras se complicarían bastante en caso de que el equipo quedara dentro de un rebaje con una longitud muy grande. La distancia óptima que toma en cuenta los factores antes descritos es de 22 metros, por lo que las dimensiones de un bloque serían deberán ser de 30m de altura x 15m de ancho y 22m de longitud. Considerando una densidad promedio del mineral de 2.54 t/m³; se obtendría un tonelaje de 25,146 toneladas, razón por la cual un rebaje no puede sobrepasar las 25,000 toneladas tumbadas en una sola etapa, pues sobrepasar este tonelaje sería sobrepasar las dimensiones adecuadas del rebaje, lo cual produciría una deficiente extracción y recuperación de mineral, así como riesgos en cuestión de seguridad en caso de que un equipo quedara atrapado durante el rezagado del rebaje.

Instalación de cables

Los cables son utilizados en la mina como un apoyo secundario para proporcionar un anclaje de mayor profundidad, estos cables pueden ser utilizados en lugares donde se generan claros muy grandes como las intersecciones de las obras, el área del taller dentro de la mina subterránea, comedores, estaciones eléctricas y de bombeos, etc.

Dentro de las actividades de la mina subterránea en Pinos Altos, además de utilizar el soporte de obra descrito en puntos anteriores, también se usan los cables de soporte para asegurar la estabilidad en el cielo (techo) y en las tablas (paredes) de los rebajes. Los cables pueden ser instalados manualmente (cables pre-cortados) o de manera mecanizada, instalando el cable por medio de un equipo conocido como *cable bolter modelo DS420* de la marca Sandvik, al que se le debe de instalar un rollo de cable de 610m el cuál es el que se instalará en las obras.



La instalación de cables se debe realizar tanto por el nivel superior como por el nivel inferior del rebaje con la finalidad de dar una mayor estabilidad a las zonas de trabajo de un rebaje. Por ejemplo, la zona de barrenación de producción y la zona de extracción.

Zonas de zarpeo

El zarpeo o *shot-crete*, es la aplicación de concreto lanzado en las obras mineras. La función fundamental del zarpeo consiste en proteger a la roca del intemperismo, haciendo que a su vez, ésta se mantenga autosoportada. La capa de concreto lanzado permite consolidar el macizo rocoso creando una cohesión entre bloques y generando un efecto de arco de soporte para la obra minera. Su resistencia no es a la tensión sino a la compresión. Existen dos tipos de aplicación del concreto lanzado: por vía seca y por vía húmeda.

En la unidad Pinos Altos se utiliza la vía húmeda para generar zonas de zarpeo, para lo cual se cuenta con equipos conocidos como *transmixer* que consiste de un tractor de bajo perfil, acondicionado con un tanque revolvente de concreto, que se encarga de llevar la mezcla dosificada de concreto hasta las áreas requeridas. Para lanzar la mezcla existe otro equipo conocido como *sprayer* el cuál es el equipo utilizado para aplicar (o como se conoce comúnmente en la jerga minera “lanzar”) el concreto en las zonas requeridas, en la figura 21 se muestran los dos equipos mencionados.

Dentro de la preparación que se lleva a cabo para un bloque, también es necesario generar áreas de soporte de obra como las zonas del zarpeo mismas que, al igual que la instalación de cables, se deben realizar por ambos niveles del rebaje. Además de lo descrito en el primer párrafo de este punto otro objetivo de aplicar el zarpeo en los rebajes, es que al momento de realizar las voladuras, éste ayude a controlar el daño a las mallas instaladas en el proceso del desarrollo y con ello a su vez controlar el desprendimiento de roca, principalmente en las zonas donde se principia a abrir el hueco del rebaje (tanto en nivel superior como en nivel inferior), ya que de lo contrario, si se tienen mallas dañadas en el nivel inferior, se ahoga el proceso de extracción de mineral y en el nivel superior el tener mallas dañadas traería como consecuencia el tener áreas susceptibles al desprendimiento de rocas y con la altura que se tiene en el rebaje (30 metros) se podría traducir en daños a equipos o fatal al personal. Cada una de las voladuras o etapas que tenga un rebaje deberá contar con zonas de zarpeo independientes. Tales zonas son diseñadas por parte del personal de planeación de producción tomando en cuenta las etapas que cada rebaje tenga.



Universidad Nacional Autónoma de México Facultad de Ingeniería		
Fotografía mostrando equipos para lanzado de concreto (<i>Sprayer</i> y <i>Transmixer</i> respectivamente).		
Tesis Profesional José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	N° Figura: 21

Diseño del *slot-raise* o contrapozo-ranura, plantilla de barrenación y cargado de la voladura

Una vez que se tiene determinado el bloque operativo y con ello se ha definido el número de etapas o voladuras que se requerirán para poder minar en su totalidad un bloque económico, se debe realizar el diseño de un contrapozo ranura conocido en la empresa como “*slot-raise*” el cual servirá como salida o cara libre al momento de realizar las voladuras y posterior a esto se continúa con el diseño de la plantilla de barrenación (que se explicará más adelante en este mismo inciso). Cada voladura con la que cuente el rebaje tendrá su propio *slot-raise*. Cabe destacar que en caso de que un rebaje requiera de dos o más voladuras, los *slot-raise* no serán colados al mismo tiempo, ya que primero se tiene que ejecutar la primera voladura, su rezagado o extracción y su etapa de relleno. Posterior a esto se diseña el *slot-raise* para la segunda voladura y así sucesivamente de acuerdo al número de voladuras con que vaya a contar cada rebaje.

El diseño de cada uno de estos contrapozos-ranura, en la mayoría de las ocasiones se diseña en la zona central de lo que va a ser el rebaje, debido a que su función es la de servir como salida de la voladura, es decir, realiza la función de la cuña de un tope de avance. Para la perforación de un contrapozo ranura o *slot-raise* se utiliza una máquina contrapocera de la marca **Redpath** modelo **Redbore 40S**. Para el cuele de un *slot-raise*, la máquina debe de ser instalada en el nivel superior del rebaje y realizar un barreno conocido como “barreno piloto” el cuál comunicará con el nivel inferior del rebaje. Este barreno piloto será colado con una broca tricónica de 9 pulgadas de diámetro. Una vez comunicado con en el nivel inferior se retira la broca y se instala otra broca de 42 pulgadas de diámetro conocida como “rima”. Ahora se procede a rimar el barreno piloto original, invirtiendo el proceso de perforación, es decir, se debe jalar o tirar hacia arriba la tubería de perforación con la rima acoplada en el extremo inferior, desde el nivel inferior hasta el nivel superior, generando un abertura (contrapozo) de 42 pulgadas de diámetro. Este barreno rimado es lo que constituye el *slot-raise*, y se le conoce como el “rimado del contrapozo-ranura o *slot-raise*”

La perforación de un *slot-raise* para un rebaje se lleva a cabo antes de iniciar con la barrenación de producción, y una vez que el *slot-raise* se termina, debe de ser cubierto en el nivel superior con una placa de 2.5 pulgadas fabricada en los talleres de la unidad por el

Departamento de Mantenimiento, la cual cubre perfectamente el diámetro del slot-rise (42 pulgadas o 1.07 metros). La tapa de fondeo se instala con ayuda de un *telehandler*, que es un equipo con una estructura delantera conocida como “brazo” que se puede extender hacia el frente hasta casi 8 metros con el cuál levanta la placa y la coloca en la boca del slot-rise. El empleo de este equipo es de gran ayuda debido a que la placa es demasiado pesada para ser manipulada manualmente y, sobre todo, que debido al alcance que tiene al extender su brazo se evita exponer al personal a realizar actividades cerca del slot-. Otra actividad referente a actividades de seguridad, es que mientras se realiza la perforación del slot-rise, (ya sea la perforación del piloto o el rimado), en los accesos a los cruceros de extracción donde se esté trabajando con la máquina contrapocera, tanto en nivel superior como en nivel inferior, se debe colocar una barricada de seguridad así como avisos de prevención para evitar que personas ajenas a la operación ingresen cuando se estén realizando estas actividades.

Con base en la posición del contrapozo ranura o *slot raise*, se inicia con el diseño de la plantilla de barrenación para el rebaje. Dicha plantilla va a estar formada por una serie de líneas de barrenos mismas que se diseñarán de acuerdo a la geometría y longitud del bloque que se va a minar es decir que, de acuerdo al tamaño del rebaje, se debe calcular el número de líneas adecuado para poder minar en su totalidad.

El diseño de esta plantilla debe contemplar la posición exacta de los cruceros de extracción que limitan el bloque, tanto por la parte superior como por la parte inferior, ya que en función de esto, se diseñará cada una de las líneas y abanicos de barrenación, así como cada uno de los barrenos individuales, proyectándolos tanto con el ángulo específico como con la longitud requerida para cada uno de ellos.

Una vez que se tiene el diseño de la plantilla de barrenación, se generan los planos de todas y cada una de las líneas por separado, con la información de cada barreno. Esta información a grandes rasgos puede ser:

- El número de identificación de cada barreno.
- La distancia, a partir de una referencia, a la que se va a iniciar (rompimiento) dicho barreno,
- La referencia general suele ser una “tabla” o pared del crucero de extracción.

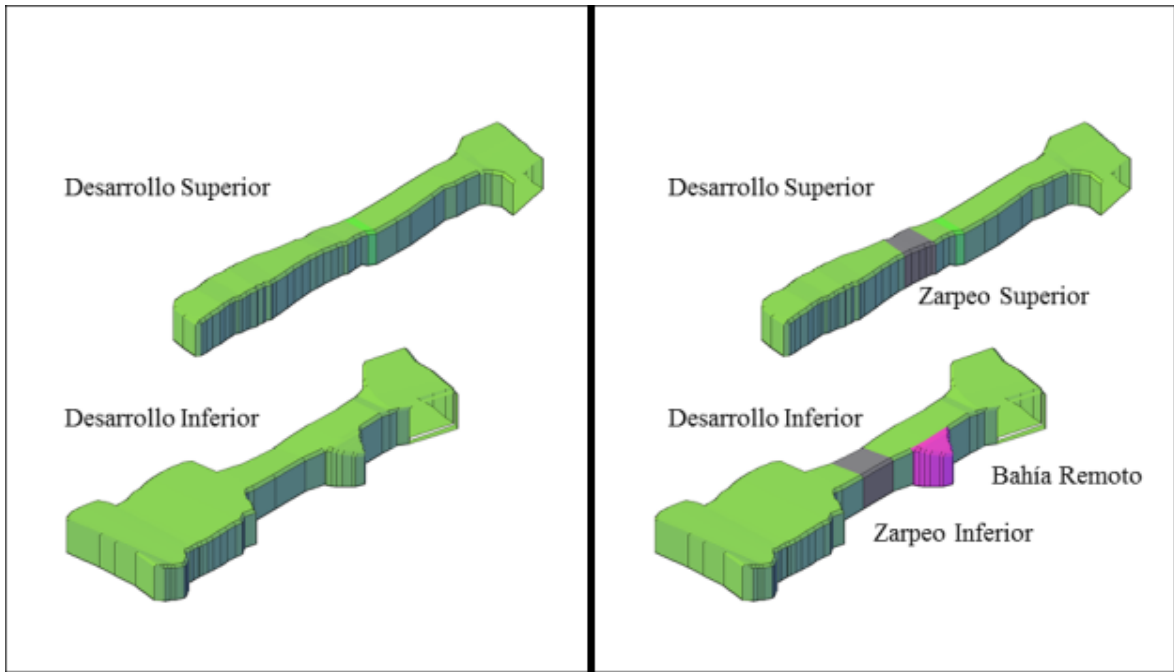
- El ángulo del barreno.
- La longitud del barreno.
- Y si el barreno va a comunicar al nivel inferior o no

Toda esta información también sirve para facilitar el trabajo a los operadores. Cabe destacar, que no se puede realizar ningún trabajo si no existe el soporte de dichos planos generados por el departamento de Servicios Técnicos, incluyendo también las actividades descritas anteriormente. Para la barrenación de un rebaje se cuenta con 3 equipos de la marca **Sandvik** modelo **DL410** conocidos como **“SOLOS”**.

Una vez terminada la barrenación del rebaje, se informa al Departamento de Topografía, quien se encargará de realizar el levantamiento topográfico de dichos barrenos, así como del *slot raise*, tanto por la parte superior como por la parte inferior del rebaje.

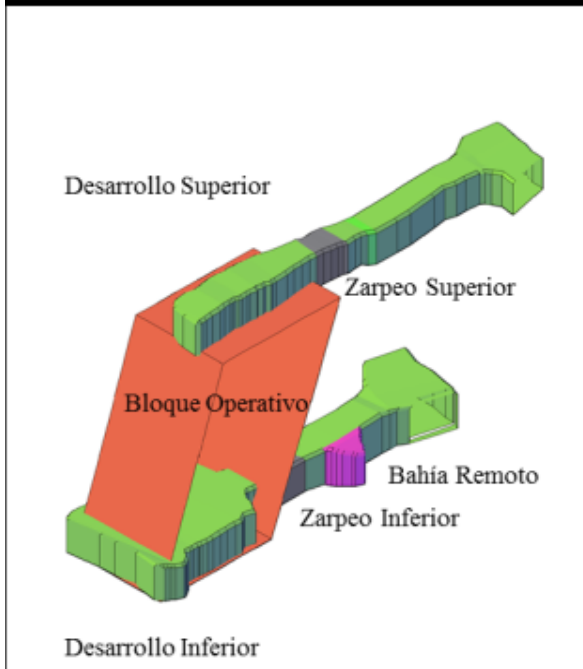
Este levantamiento topográfico consiste en ubicar por la parte superior e inferior todos los barrenos que en un inicio se proyectaron y posteriormente se llevaron a cabo. Por la parte superior todos los barrenos se puede ubicar y levantar topográficamente, mientras que por la parte inferior solo se puede ubicar y realizar el levantamiento de los barrenos que comunicaron, es decir un barreno comunicado contará con dos puntos identificados, uno en el nivel superior y otro en el nivel inferior. Estos dos puntos, al unirlos con una línea nos simulan un barreno del rebaje.

Con todos los puntos que se obtengan, se va a poder comparar lo real con lo planeado a través de la generación de un archivo 3D, en el cuál se mostrará una simulación lo más aproximada a lo real de cómo quedó la barrenación y así identificar si los barrenos corresponden con lo que estaba planeado. Con esta misma información se puede determinar si habrá necesidad de realizar algún trabajo adicional posterior a dicha barrenación, un ejemplo de un trabajo de este tipo sería que un barreno que este planeado comunicar en el nivel inferior al momento de realizarlo no comunique o que, en su defecto, por las condiciones del terreno, comunique pero quede tapado u obstruido. Entonces gracias a este levantamiento topográfico de los barrenos, se puede detectar el problema y notificar para que el departamento de Operaciones proceda a destaparlo con ayuda del mismo equipo de barrenación (o barrenar uno paralelo) para evitar problemas a la hora del cargado.

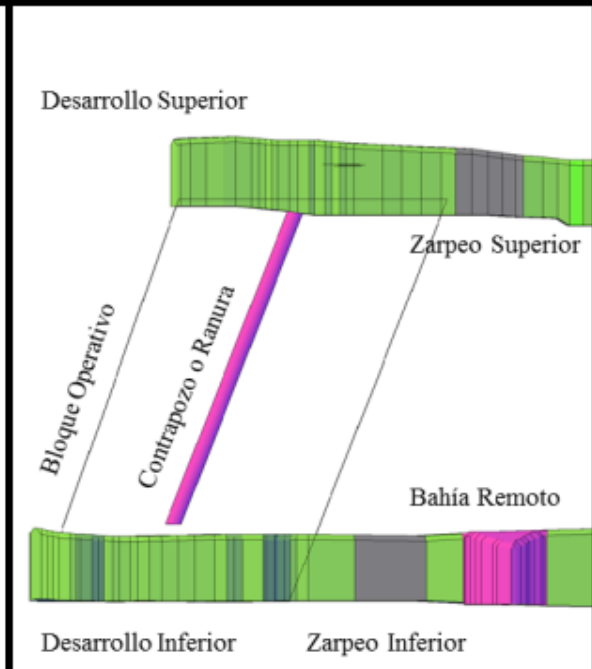


Vista Isométrico

Vista Isométrico

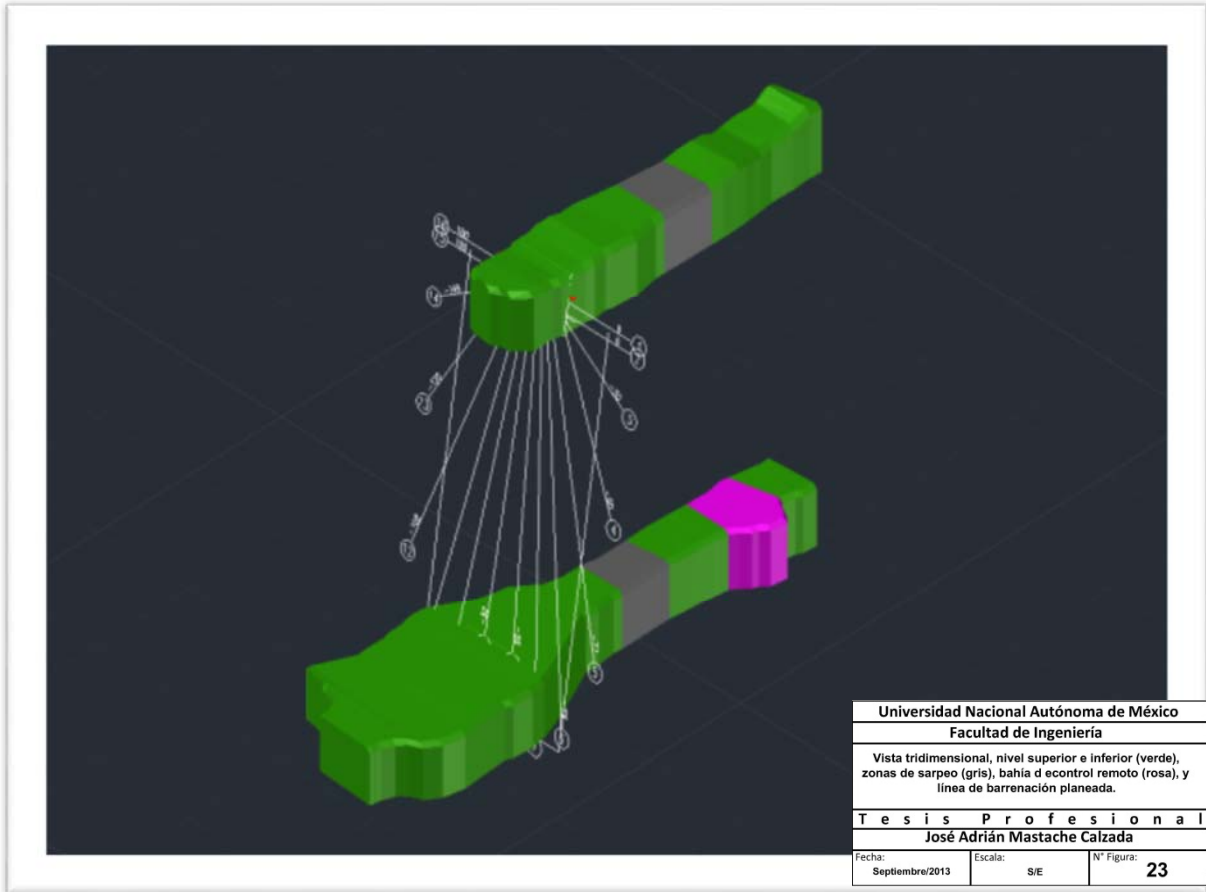


Vista Isométrico



Vista Longitudinal

Universidad Nacional Autónoma de México Facultad de Ingeniería		
Imágen mostrando las etapas de preparación de un rebaje. (Desarrollos, sarpeos, bahía para rezagado a control remoto, bloque operativo, contrapozo ranura).		
Tesis Profesional José Adrián Mastache Calzada		
Fecha:	Escala:	N° Figura:
Septiembre/2013	S/E	22



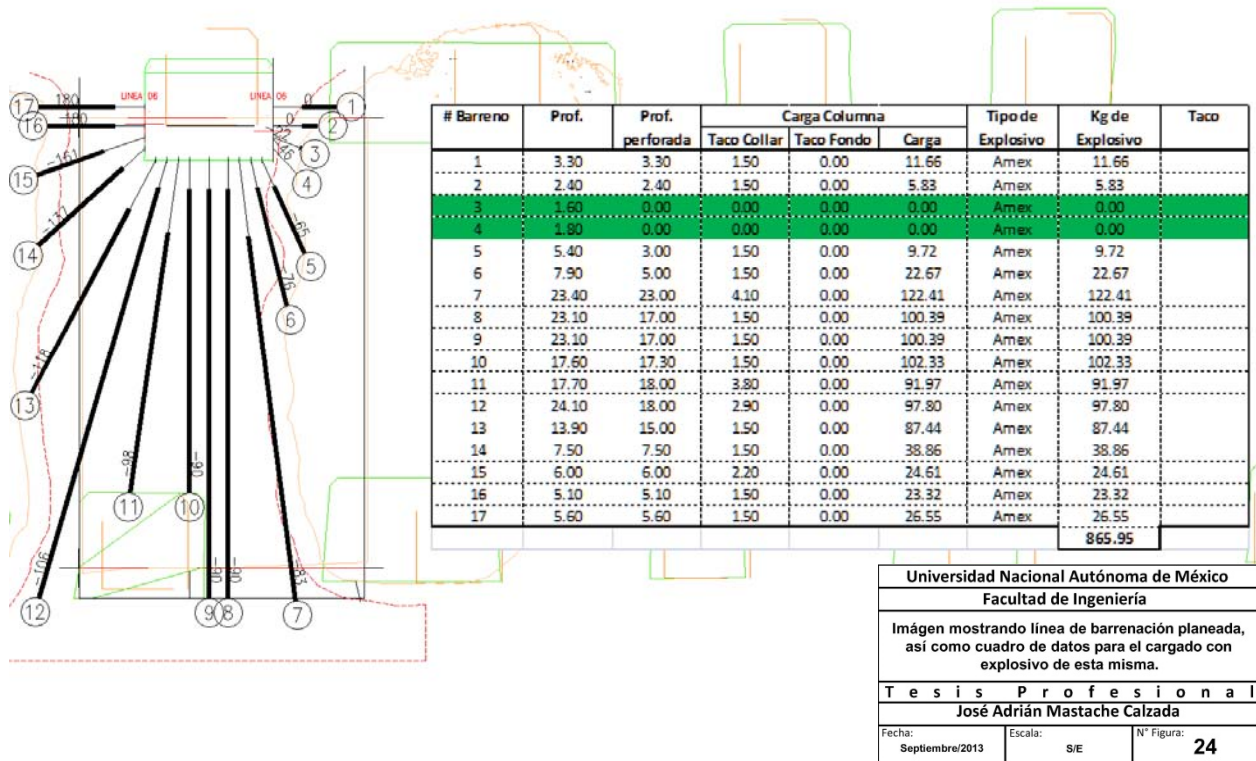
Lo descrito anteriormente es uno de los problemas que se presentan con mayor frecuencia después de concluir con la barrenación de un rebaje y que es posible detectar gracias a que existe un levantamiento topográfico de los barrenos una vez terminada dicha barrenación, pero en sí este levantamiento topográfico a lo que más ayuda es a que con él se genera lo que conocemos como el *timing* el cual no es más que la programación de los tiempos de salida para el cargado respectivo de la voladura en el rebaje (figura No. 24).

Con lo descrito anteriormente se cuenta con las principales herramientas para realizar la voladura de un rebaje. Resumiendo las actividades que se describieron en párrafos anteriores, se tiene que:

1. Lo primero que se realizó fue delimitar tanto por el nivel superior como por el nivel inferior el bloque que se desea minar.
2. Posterior a esto, se realizan los trabajos de cuele de las llamadas T's de un cruceo de extracción y después realizar una barrenación de desborde y utilizar las T's como cara

libre o salida para la voladura de estos desbordes, estos con la finalidad de generar un mayor espacio o hueco para que al momento de realizar la voladura del rebaje el mineral fragmentado quepa dentro de este y no exista problema alguno con el abundamiento del mineral.

3. Se continúa con las actividades de zarpeo, instalación de cables, slot raise o contrapozo ranura, líneas de barrenación para el rebaje, y la realización del timing para el cargado y la voladura del rebaje



Universidad Nacional Autónoma de México
 Facultad de Ingeniería
 Imagen mostrando línea de barrenación planeada, así como cuadro de datos para el cargado con explosivo de esta misma.
Tesis Profesional
 José Adrián Mastache Calzada
 Fecha: Septiembre/2013 Escala: S/E N° Figura: **24**

Antes de realizar una voladura de un rebaje, es necesario dar un cuele de desborde en el crucero de extracción del nivel inferior del rebaje. Este cuele será conocido como “bahía de control remoto”, que no es otra cosa que un “recoveco” que tendrá como finalidad resguardar al operador del equipo de rezagado (extracción del mineral) del rebaje. En esta bahía de control remoto se instala la “base de control remoto”, desde la cual los operadores podrán realizar la extracción del mineral de una forma más segura. En las siguientes imágenes (ver

figura 25) se muestran tanto la bahía de control remoto, como la base de control remoto que en el siguiente inciso se describirán con mayor detalle.



Con todos los pasos descritos anteriormente, se puede llevar a cabo la voladura de un rebaje, y así consecutivamente se debe de realizar lo mismo para cada uno de los bloques planeados para su posterior minado.

Todo lo anterior se debe de seguir sin dejar de tomar en cuenta las planeaciones a largo plazo con las que ya se cuenta y sobre todo, seguir cumpliendo con los objetivos principales de la empresa: tener una producción de mineral a un bajo costo con la máxima seguridad posible para todo el personal.

Una vez realizada la voladura se continúa con la extracción de mineral del rebaje, para lo cual se deben de seguir ciertos procedimientos:

Al siguiente turno después de realizada la voladura, no se debe de tener acceso al rebaje, sino hasta 12 horas después. Es decir, todo un turno completo sin accesar al lugar con la finalidad de que en el rebaje sigan trabajando los esfuerzos de la roca (condiciones de estabilidad). Una vez cumplido este lapso de tiempo, se procede a rezagar los excedentes que produce la

voladura, tanto por el nivel superior como por el inferior, dichos excedentes son causados por el abundamiento del mineral y por la fuerza explosiva provocada para el fracturamiento de la roca.

Extracción (rezagado)

Para realizar las actividades de extracción del mineral de un rebaje, se debe realizar el cuele de una bahía de control remoto cuyas dimensiones serán de 6m de ancho x 4m de alto x 2m de profundidad y a 15 metros de distancia como mínimo, o lo que es el límite de la voladura o límite del mineral. Estos 15 metros son manejados por procedimiento y deben ser forzosamente respetados, tanto la bahía de control remoto, como el llevar a cabo el rezagado a control remoto, son actividades que garantizan la seguridad del personal es decir, del operador que realiza las labores del rezagado con *scoop-tram*.

En la bahía de control remoto se debe colocar la base de control remoto, que no es más que una estructura de acero fabricada en la misma empresa. Dicha base cuenta con escaleras que ascienden al operador del *scoop-tram* a un metro y medio de altura aproximadamente, donde existe un descanso y un espacio para apoyar el control remoto del equipo. Desde esta altura el operador tiene la suficiente visibilidad para realizar el rezagado y además constituye una protección para él mismo.

El rezagado se debe realizar con control remoto, una vez que el mineral se encuentre a partir de la zona de la obra abierta es decir donde inicia el rebaje, por lo cual la primera parte del rezagado se puede realizar sin utilizar el control remoto.

Para las labores de rezagado, considerando también el rezagado de las obras de desarrollo, se cuenta con el siguiente equipo:

- 6 *scoop-tram* R1700G (***Elphistone***) con una capacidad en el cucharón de 8 yd cúbicas. (Se cuenta con 4 radiocontroles, los cuáles se pueden adaptar a cualquiera de los 6 equipos y con ello realizar el rezagado a control remoto. No están fijos en la máquina, ya que si así fuera, el equipo que sufriera algún daño o tuviera que entrar en servicio de mantenimiento retrasaría las actividades).

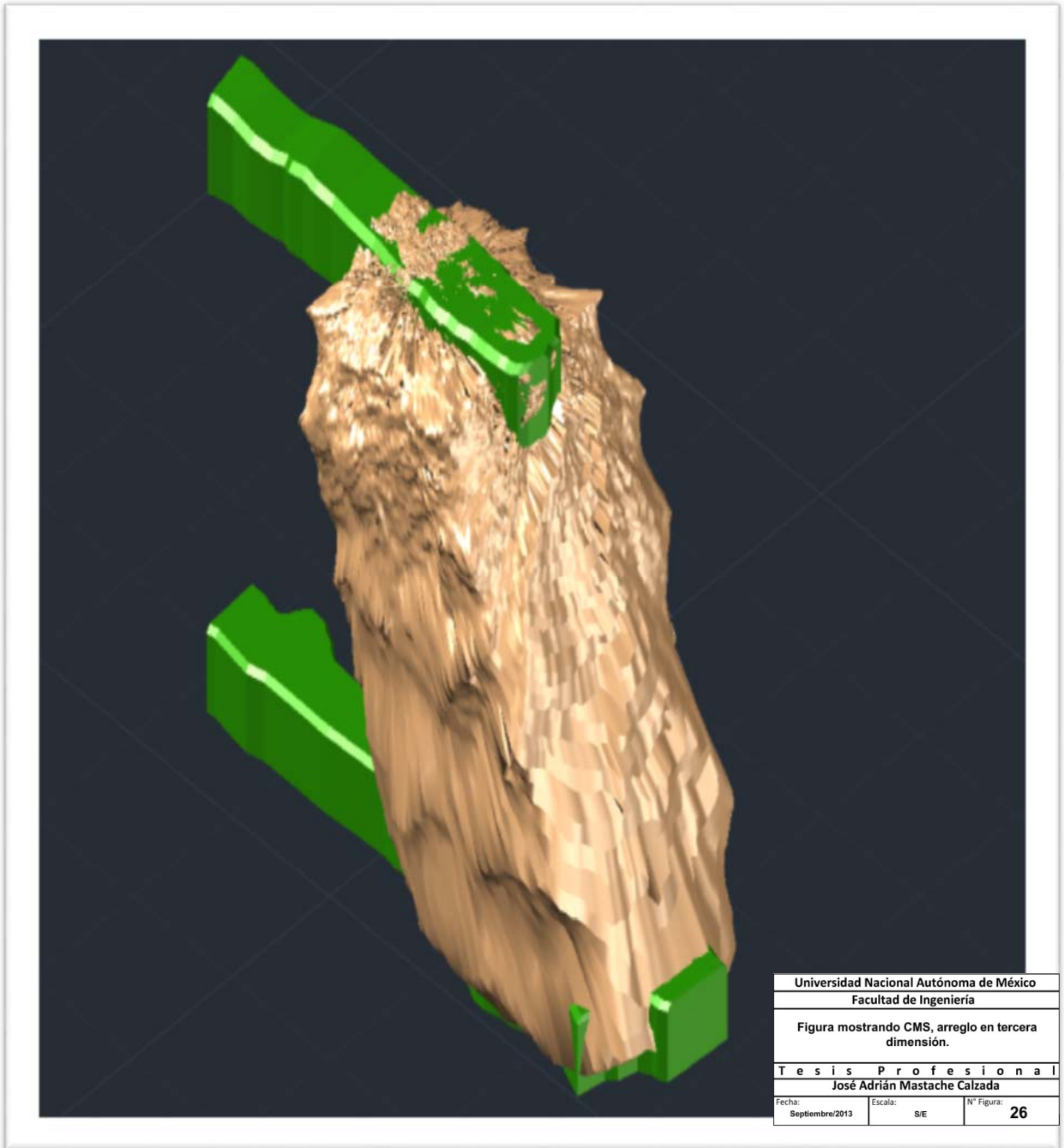
- 7 camiones de bajo perfil: 5 con capacidad para 45 toneladas y 2 con capacidad para 30 toneladas.

El acarreo es por medio de rampa con una longitud de 3,000 metros hasta el nivel más profundo que existe actualmente, y se debe cumplir con una cuota de extracción de 3,200 ton/día de mineral.

Una vez concluida la extracción del rebaje se debe verificar por parte de los departamentos de geología y mina, en conjunto. Lo anterior tiene la finalidad de saber si en realidad el rebaje está limpio o aún se puede extraer más mineral y poder realizar un comparativo entre el tonelaje presupuestado y el tonelaje real extraído. Esta verificación también sirve para realizar mejoras en los diseños, tanto de las líneas de barrenación, el *timing*, el cargado y el diseño del bloque.

Una vez realizada la verificación del rebaje por parte de los departamentos mencionados, se coordina con el Departamento de Topografía la realización de un levantamiento conocido como CMS (*Cavern Monitoring System*) el cuál se realiza con un equipo que ejecuta un escaneo con puntos laser en el rebaje vacío.

Con dicho escaneo se obtiene un modelo tridimensional del rebaje minado a través del cual se puede calcular el tonelaje total y compararlo con el tonelaje total extraído y reportado. A su vez, como se cuenta con un modelo tridimensional del hueco final generado por el minado del rebaje, también es posible calcular el tonelaje de pasta que se requerirá para rellenar dicho rebaje. (fig. No. 26).



VI. RELLENO DE PASTA

El relleno o *backfill* en la minería, es un proceso a través del cual algún tipo de material como roca estéril, jal, cemento ó la mezcla de estos, es colocado en áreas minadas o rebajes para remplazar el mineral que fue removido. Este proceso tiene muchas ventajas en la minería subterránea ya que con él se reduce el daño por desprendimiento de roca, mejora el soporte para las obras o áreas de trabajo aumentando la seguridad del trabajador. Los tipos de relleno o *backfill* que existen son:

1. *rockfill* (mezcla de roca, cemento y agua)
2. El relleno hidráulico ó *hydraulic fill* (el material más usado es el jal)
3. El *pastefill* (mezcla de agua, cemento y jal). Este último es el tipo de relleno utilizado en la unidad Pinos Altos.

Una vez concluida la extracción del mineral, el rebaje queda vacío, por lo que para poder continuar con la secuencia de explotación se debe ejecutar la última etapa; es decir, el relleno del rebaje.

La pasta que se utilizará como relleno se depositará en los rebajes que han sido minados y que van quedando vacíos. En Pinos Altos, los primeros rebajes que se rellenarán serán los llamados *rebajes primarios*. Lo que se pretende con el relleno de pasta, es minimizar la dilución al momento de minar los *rebajes secundarios* (adyacentes a los primarios) y generar con ello, buenas condiciones de estabilidad, tanto en éstos, como en el terreno o área que se minó, ya que cuando el mineral es removido de un rebaje, los esfuerzos inherentes en la roca son re-direccionados y concentrados alrededor de las obras que quedan abiertas. Estos esfuerzos a menudo afectan la estabilidad del terreno provocando caídos y estallamientos de roca.

Para realizar el relleno, la empresa diseñó y construyó una planta de inyección de pasta con capacidad de producir 3,200 t/d, mismas que son enviadas a los diferentes rebajes de la mina, con la ayuda de una bomba que maneja una presión de 2,500 psi. La mezcla de jal-cemento-agua conocida como "pasta de relleno" viaja hacia el interior del rebaje destinado a ser rellenado a través de tuberías metálicas. El sistema de transporte de la pasta es realizado con el trabajo de bombeo así como por la acción de la gravedad.

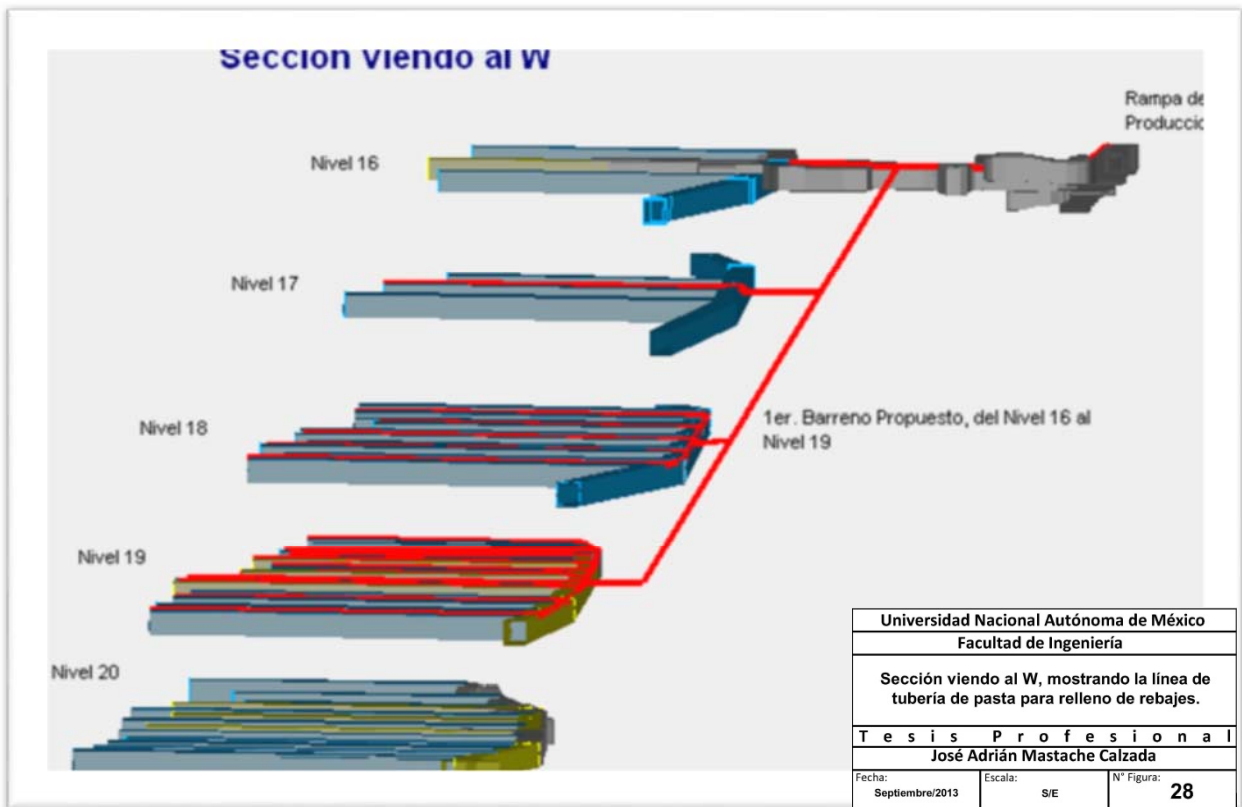
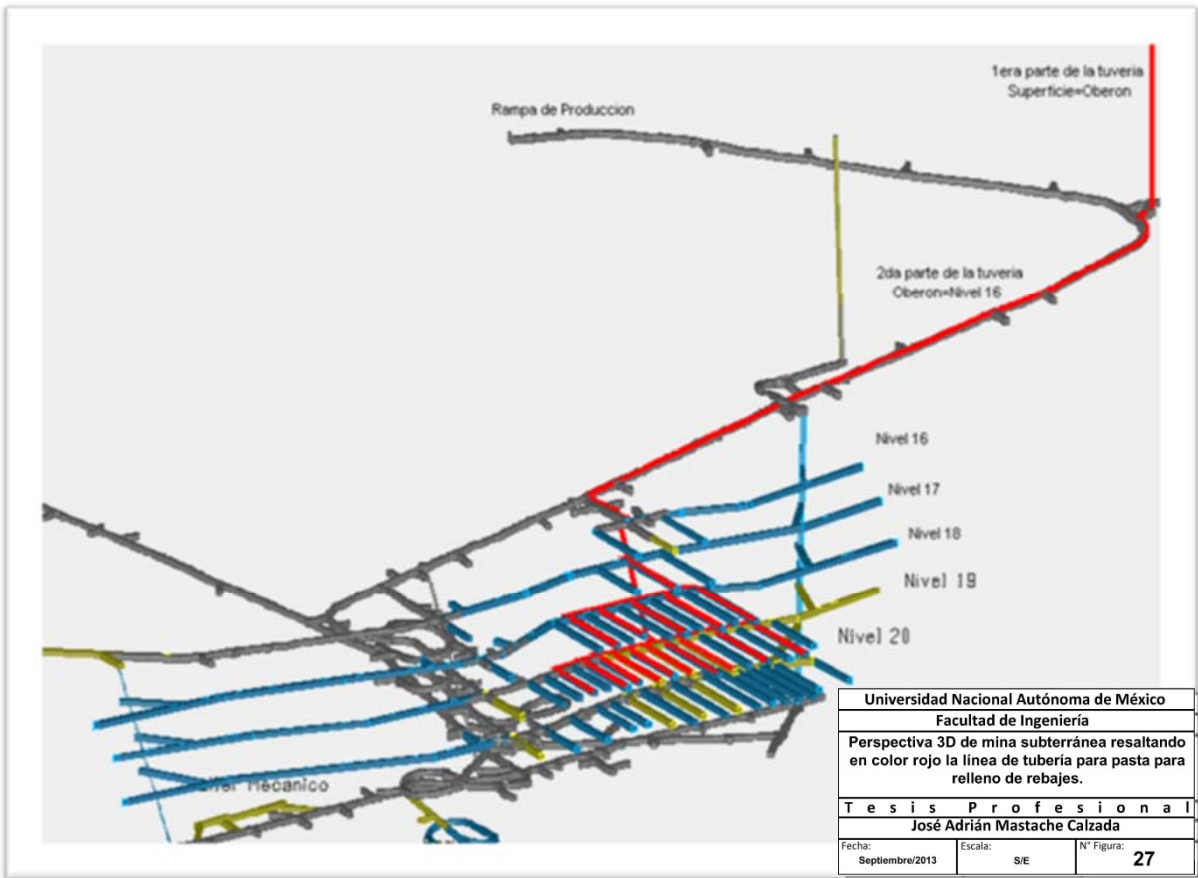
Se cuenta con una línea de tubería de acero de 8 pulgadas que inicia en superficie (más específicamente en la planta de pasta) y baja al interior de la mina por medio de dos barrenos verticales que van desde la superficie, en el área de la planta de pasta y comunican en el interior de la mina con una zona específica sobre la rampa de producción.

A partir de este punto en la rampa, la tubería baja hacia el nivel 16 a través de la rampa principal y una vez en ese nivel, la línea es llevada por medio de barrenos de nivel a nivel (ver figuras 27 y 28). En cada uno de dichos niveles se deben llevar a cabo las actividades de planeación y cuele de los que se llamarán “cruceos de pasta”, una hacia el lado Este y otro hacia lado Oeste. En dichos cruceos es donde se proyectarán los barrenos para que a través de ellos se instale la tubería que transportará la pasta, es decir, que con estos barrenos se le da continuidad a la línea de tubería para la pasta en cada uno de los niveles para poder contar con el relleno de un rebaje conforme lo requiera el avance de las pirámides de producción (figura No. 10).

Una vez se dispone de tubería para pasta en un nivel (específicamente en un cruceo de pasta), la continuidad de la tubería para poder realizar el relleno es sencilla, ya que a partir de cada uno de los cruceos de pasta, se instala una tubería principal que correrá a través de su respectiva contra frente. De dicha tubería principal se irán desprendiendo tuberías auxiliares en cada uno de los rebajes según le corresponda su etapa de relleno. A continuación se muestra una tabla con las características de los elementos que se mezclan para formar la pasta de relleno:

PRODUCTO	DENSIDADES (g/cm³)	PROPORCIONES	
Mineral	2.54	Jal	80%
Jal	2.66	Cemento	5%
Cemento	3.17	Agua	15%
Agua	1		

Tabla 13



6.1 Preparación de un rebaje para su relleno

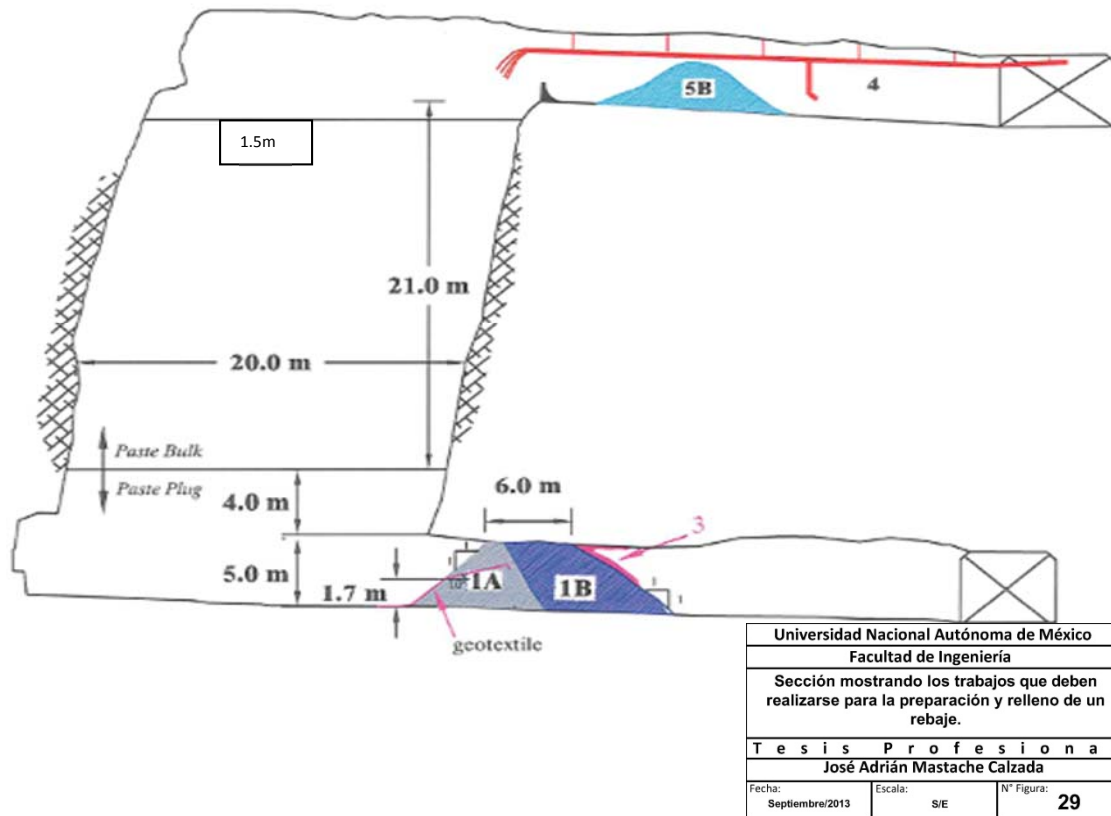
Una vez concluida la extracción del rebaje, se debe contar con la tubería que transportará la pasta por el nivel superior del rebaje que se pretende rellenar. En el nivel inferior se deben iniciar las actividades de preparación con un “tapón” o bordo formado con material estéril o tepetate. Para poder realizar de una manera más eficiente la construcción de este tapón, se le instala al cucharón de un *scoop-tram* una placa vertical conocida como “*push-plate*”. Esta placa tiene como finalidad facilitar la acción de empujar el tepetate o estéril para descargar el cucharón en el momento que se requiera, durante la formación del tapón o bordo ya que este material estéril debe cubrir toda la sección de la obra del crucero de extracción.

El “tapón” se debe de realizar en dos etapas; en la primera se debe realizar una berma, (que no es más que un montículo de rezaga que no cubre toda la obra en la altura, pero sí a todo lo ancho, por lo que se puede decir que esta berma inicial es un medio tapón que se coloca en el crucero de extracción) y aparece marcado como 1A, en la figura No. 29.

Una vez que se ha colocado esta primera parte del tapón, se extiende sobre el bordo una malla o “geotextil” que servirá para filtrar el agua que contiene el relleno de pasta. El agua escurrirá a un drene que se irá colocando simultáneamente durante la construcción del tapón. Una vez que se ha colocado el geotextil, se continúa con la segunda y última etapa del tapón, señalado en la figura No. 29, como 1B.

Cuando se termina el tapón por la parte inferior, se debe zarpear con una capa de cemento lanzado de 3 pulgadas de espesor, como mínimo. Es así como se tiene lista la preparación para la parte inferior del rebaje.

Ahora se debe preparar la parte superior, para lo cual es necesario realizar también una berma con material estéril o tepetate. En la imagen 29 esta berma está representada como el número 5B.



El tapón del nivel superior es de protección, ya que hasta esta zona es a donde se permite el acceso a cualquier persona encargada o autorizada para la revisión del relleno del rebaje. Este acceso se puede autorizar siempre y cuando utilice además de su equipo de protección personal (EPP), una “línea de vida” o de seguridad, enganchada al arnés de su cinturón de seguridad y a un punto fijo y sólido sobre la tabla o techo de la obra.

Cuando se termina y queda lista la preparación descrita en el párrafo anterior, es cuando se puede iniciar con el relleno formal del rebaje, es decir, con el bombeo de pasta desde la superficie hasta el rebaje en la cantidad y volumen calculados. Antes de iniciar con el bombeo de la pasta, se hace una prueba que consiste en la inyección de agua en lugar de pasta a través de la tubería. Esto se hace con la finalidad de verificar que la tubería no tenga ninguna fuga o taponamiento en cuyo caso se debe reparar antes de iniciar con el bombeo de la pasta.

El relleno del rebaje será en dos etapas: el objetivo de la primera etapa consistirá en rellenar el rebaje solamente unos 8 o 9 metros de la altura total (como lo indica la ilustración de la

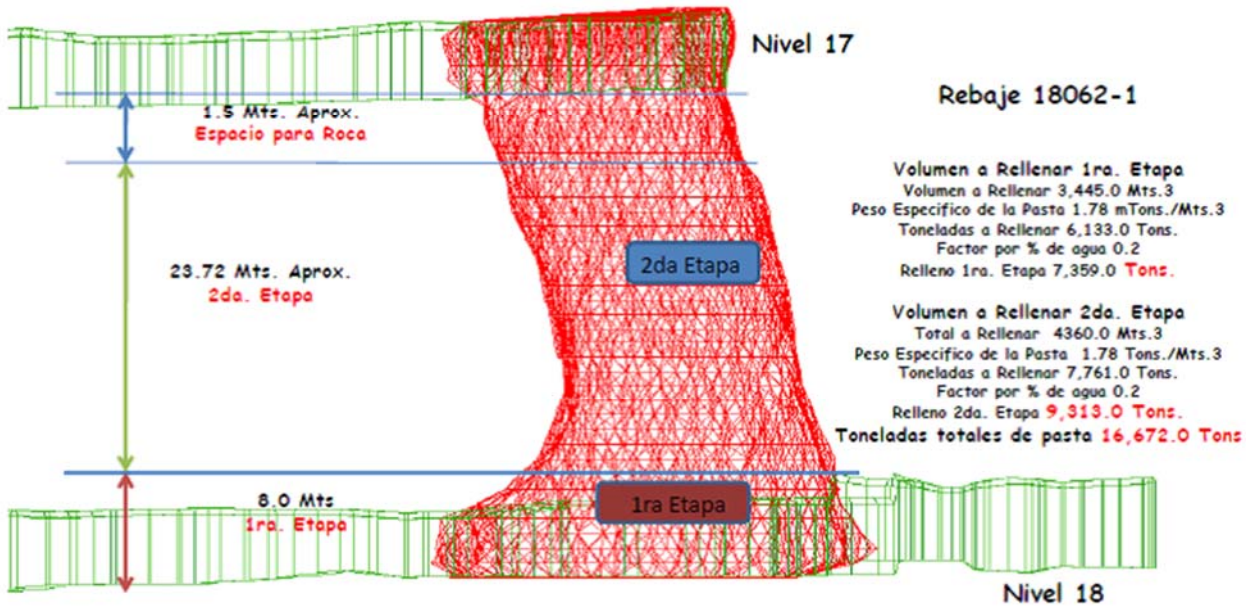
figura No. 30, con el objeto de no crear demasiada presión en el tapón de la parte inferior del rebaje.

Al concluir con esta primera etapa se debe dejar fraguar la pasta por un mínimo por 48 horas y posteriormente continuar con la segunda etapa que será la definitiva para el relleno del rebaje, cuidando solamente dejar una distancia entre 1.2 y 1.5 metros entre el piso original del nivel superior del rebaje y el relleno de pasta.

Es así como se concluye con la etapa de relleno de pasta al rebaje (ver figura 30). Posterior a esto se deben dejar pasar 28 días para el fraguado total de la pasta de relleno y una vez concluido este periodo, se debe retirar la berma que se realizó en la parte superior del rebaje y posteriormente formar una planilla de tepetate en lo que fue el rebaje y nivelar (aplanar) los 1.5 metros que habían quedado de desnivel.

Lo anterior servirá en un futuro para que cuando esta zona se convierta en un nivel inferior y se tenga que rezagar mineral, el operador lleve su nivel de piso al nivel del tepetate de la planilla. De lo contrario, en caso de dejar el piso de pasta expuesta en lugar de la planilla de tepetate, el *scoop tram* iría creando un hueco en el piso al momento de rezagar, diluyendo con ello el mineral con la pasta.

Sección Longitudinal
Norte-Sur, Viendo al W



Universidad Nacional Autónoma de México		
Facultad de Ingeniería		
Sección longitudinal mostrando las etapas de relleno de un rebaje, en rojo se muestra el CMS del rebaje.		
Tesis Profesional		
José Adrián Mastache Calzada		
Fecha: Septiembre/2013	Escala: S/E	N° Figura: 30

VII. CONCLUSIONES.

Después de analizar con este informe las actividades que se deben de realizar para la explotación de un bloque mineral dentro de la unidad Pinos Altos, es necesario recalcar el hecho de que cada una de estas actividades están enfocadas a un mismo objetivo, esto es, explotar hasta la mínima onza con el máximo de seguridad lo cual, a largo plazo, se verá reflejado en mejores utilidades a un menor costo y preservando siempre el recurso más importante que existe en toda actividad minera: *el recurso humano*, cuidando las vidas y la integridad física de todos y cada uno de los colaboradores de la unidad.

Al utilizar el sistema de minado descrito se muestra de forma muy clara su alta productividad, ya que a la fecha Pinos Altos ha superado su plan de producción esperado (en este año la producción de onzas de oro que tuvo Agnico Eagle representaron el 40% de la producción total en el estado de Chihuahua), además de que al implementar actividades como el soporte de obra por cada metro que se desarrolla y el relleno de rebajes vacíos con pasta, se genera un lugar de trabajo más seguro y que nos brinda a su vez la continuidad en el minado de los rebajes.

En lo referente al medio ambiente las operaciones están enfocadas a minimizar los efectos sobre éste y con ello mantener su viabilidad y diversidad. Un claro ejemplo de esto es la utilización de pasta para el relleno de rebajes, ya que al ser una mezcla de jal con cemento, se reduce la depositación de los jales en superficie y con ello los posibles daños que pueden generar al medio ambiente.

También nos muestra algunos de los adelantos que se están empezando a implementar en la minería mexicana para poder llevar a cabo la explotación de un yacimiento mineral. Un ejemplo de estos adelantos consiste en el relleno con pasta, del cual ya se comentaron sus ventajas. En la actualidad los retos que se nos presentan son cada vez más importantes, como muestra se tiene que hoy en día la unidad Pinos Altos es la primera mina subterránea en México en realizar un cuele de desarrollo a través de la pasta que con anterioridad se utilizó de relleno.

Todo este trabajo escrito está realizado y enfocado hacia las nuevas generaciones, no sólo de Ingenieros de Minas, Ingenieros Geólogos y profesionistas relacionados con el medio

ambiente, sino también a todas aquellas personas que desconocen las operaciones que se realizan en una mina subterránea, así como también resaltar el arduo trabajo que día a día se realiza dentro de la minería.

BIBLIOGRAFÍA.

- ACOSTA, G. Armando.** . *Barrenación larga por subniveles con secuencia de rebajes primarios/secundarios y relleno de pasta.* Agnico Eagle. Ocampo, Chihuahua, México 2010.
- ALVAREZ, A.** *Breve reseña historico-minera del Estado de Chihuahua.* Conferencia Internacional de Minería, Chihuahua siglo XXI. Memoria de trabajos. 1996
- DUQUETTE Dyane, Grondin Louise, Matte Pierre and Prince Camil.** *Pinos Altos gold silver mining project. Chihuahua State, Mexico.* Technical report on the mineral resources and reserves as of December 31st 2009. Agnico Eagle Mines Limited. Preissac, Quebec. Marzo 2009.
- ESTRADA Ramirez, J.G.** *Informe sobre trabajos de topografía realizados en el mineral de pinos Altos, Mpio. de Ocampo, Chihuahua.* Chihuahua, México,
- GASTELUM, G.** *Geología del distrito minero de Pinos Altos.* Mpio. de Ocampo, Chihuahua, México. 1998.
- COMPAÑÍA MINERA LA PARREÑA S.A DE C.V.** *Pre-feasibility study , summary,* Pinos Altos Project. Chihuahua, 2003.