



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

**SISTEMAS DE REFORZAMIENTO DE ACUERDO CON MECÁNICA DE
ROCAS, EN LAS OBRAS MINERAS DE LA UNIDAD TAXCO, GRO.**

TESIS

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

PRESENTA:

HERNÁNDEZ ANIDEZ, JORGE EMIGDIO

Ciudad Universitaria, Distrito Federal,

1981



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA

FACULTAD DE INGENIERIA
EXAMENES PROFESIONALES
60-1-144

Al Pasante señor HERNANDEZ ANIDES JORGE EMIGDIO,
P r e s e n t e .

En atención a su solicitud relativa, me es grato transcribir a usted a continuación el tema que aprobado por esta Dirección propuso el Prof. Ing. David Gómez Ruiz, para que lo desarrolle como tesis en su Examen Profesional de INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA.

"SISTEMAS DE REFORZAMIENTO, DE ACUERDO CON MECANICA DE ROCAS,
EN LAS OBRAS MINERAS DE LA UNIDAD TAXCO, GRO."

- I.- Introducción
- II.- Información geológica
- III.- Sistemas de reforzamiento de acuerdo con mecánica de rocas.
- IV.- Descripción de la planta de beneficio "El Solar".
- V.- Conclusiones y recomendaciones.

Ruego a usted se sirva tomar debida nota de que en cumplimiento de lo especificado por la Ley de Profesiones, deberá prestar Servicio Social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito indispensable para sustentar Examen Profesional; así como de la disposición de la Dirección General de Servicios Escolares en el sentido de que se imprima en lugar visible de los ejemplares de la tesis, el título del trabajo realizado.

Atentamente,
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Cd. Universitaria, D.F., a 11 de septiembre de 1981
EL DIRECTOR

Ing. Javier Jiménez Espada

JJE'NRV:mdb.

I N D I C E

I.- INTRODUCCION.

I.1.- LOCALIZACION Y ACCESO.

I.2.- GENERALIDADES.

I.3.- ANTECEDENTES HISTORICOS.

I.4.- BREVE DESCRIPCION DE LA UNIDAD.

II.- INFORMACION GEOLOGICA.

II.1.- FISIOGRAFIA.

II.2.- ESTRATIGRAFIA.

II.3.- ROCAS INTRUSIVAS.

II.4.- ESTRUCTURA.

II.5.- YACIMIENTOS MINERALES.

II.6.- RESERVAS Y LEYES.

III.- SISTEMAS DE REFORZAMIENTO DE ACUERDO CON MECANICA DE ROCAS.

III.1.- ASPECTOS GENERALES DE MECANICA DE ROCAS.

A).- ANTECEDENTES.

B).- CARACTERISTICAS.

III.2.- EL CONCRETO LANZADO.

- A).- ANTECEDENTES.
- B).- FUNCIONES.
- C).- CARACTERISTICAS.
- D).- DISEÑO.
- E).- PROCESO DE APLICACION.
- F).- CARACTERISTICAS DE LOS MATERIALES.
- G).- EL REBOTE.
- H).- RESISTENCIAS.
- I).- SEGURIDAD Y CONTROL AMBIENTAL.
- J).- COSTOS.

III.3.- ANCLAJE.

- A).- CARACTERISTICAS.
- B).- ANCLAJE CON VARILLA CORRUGADA.
- C).- ANCLAJE CON SPLIT - SET.
- D).- COSTOS.

III.4.- DISEÑO DE PILARES.

- A).- REQUERIMIENTOS DE DISEÑO.
- B).- CALCULOS.
- C).- COMPORTAMIENTO DE UN POST - PILLAR.

III.5.- ANALISIS DE LOS SISTEMAS DE REFORZAMIENTO
CONVENCIONALES.

A).- SISTEMAS DE REFORZAMIENTO CONVENCIONALES.

B).- COSTOS DE LOS SISTEMAS CONVENCIONALES.

C).- VENTAJAS Y DESVENTAJAS CON RESPECTO A —
LOS SISTEMAS DE REFORZAMIENTO ACTUALES.

IV.- DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO
"EL SOLAR".

IV.1.- SECCION DE QUEBRADO.

IV.2.- SECCION DE MOLIENDA Y CLASIFICACION.

IV.3.- SECCION DE FLOTACION Y FILTRADO.

IV.4.- REACTIVOS.

V.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

BIBLIOGRAFIA.

ANEXOS.

I.- INTRODUCCION.

I.1.- LOCALIZACION Y ACCESO.

La ciudad de Taxco de Alarcón se localiza en la parte Norte del Estado de Guerrero, a 160 km de la ciudad de México, a 89 km de Cuernavaca, Mor. y a 36 km de Iguala, Gro. por la Carretera Nacional. El punto de entronque al ferrocarril México-Balsas es la estación El Naranjo, y está a 26 km al Sur de Taxco.

Limita al Norte con los municipios guerrerences de Pilcaya y Tetipac; al Suroeste con el de San Pedro de Alquisiras; al Sur con los municipios de Ixcateopan e Iguala; al Sureste con Huitzucó y al Oeste con el Estado de Morelos (Fig. 1).

El Distrito abarca un área de 90 km², situada a los 18°33' 16" de latitud Norte y a los 6°38' 25" de longitud Oriente, a 1,755 m sobre el nivel del mar.

I.2.- GENERALIDADES.

Población y Servicios.- La ciudad de Taxco se compone de 60,000 habitantes, y cuenta con los servicios de: correo, telégrafo, teléfono, agua potable, energía eléctrica, alumbrado público, clínicas del IMSS y SSA, escuelas de educación primaria, secundaria, preparatoria y técnicas.

Clima y Vegetación.- El clima es tropical lluvioso con una temperatura que varía entre 12°C y 32°C, y una precipitación plu-

vial anual de 1,260 mm.

La vegetación está constituida principalmente por ocotes, cedros y encinas en las partes altas, y por eucaliptos, jacaran-- das, etc., en las partes bajas.

Agricultura e Industria.- La agricultura es raquítica de-- bido a que son cultivos de temporal, como el maíz, frijol, tomate, chile y calabaza; árboles frutales como el ciruelo, guayaba y --- limón.

La minería, la orfebrería (platería) y el turismo, consti-- tuyen las principales fuentes de ingresos para la población.

I.3.- ANTECEDENTES HISTORICOS.

La palabra Taxco de origen mexicano es la versión castella-- nizada de "Tlachco", que significa juego de pelota. Esta región - fue habitada por los indios Tlahuicas e invadida por los Aztecas en 1445, por el entonces emperador Moctezuma Ilhuicamina.

A partir de la conquista de México en 1521, comenzaron a divulgarse las leyendas de los ricos minerales de Taxco. La prime-- ra referencia histórica sobre esta región se halla en la Cuarta - Carta de Relaciones de Hernán Cortés a Carlos V, fechada el 15 de Octubre de 1524. Cortés informa al Rey que por necesitar estaño - para su artillería había enviado exploradores a las zonas donde - se decía existía dicho metal. Los exploradores hallaron en Taxco un yacimiento de estaño que denominaron "Socavón del Rey", hoy ce-- rro de Bermeja.

Algunos historiadores suponen que Taxco perteneció al Real de San Miguel, y la primera bonanza de las minas de plata fue encontrada en el año de 1524 por Don Luis de Castilla.

La minería tuvo su mayor florecimiento en el siglo XVIII - con la llegada de Don José de la Borda, quien trabajó la mina La Lajuela, misma que le dió grandes utilidades.

Acaecida la muerte de Don José en 1769, las minas fueron - trabajadas a baja escala hasta parar totalmente en 1812, debido a la guerra de Independencia.

Hasta 1923 la región había estado aletargada, pero al surgir nuevos métodos de concentración por flotación, que hicieron - más costeable la explotación de minerales sulfurosos de baja ley, volvieron a resurgir las minas de Taxco.

La Segunda Guerra Mundial vino a impulsar la explotación - de plomo y zinc, dado el uso que de estos minerales se hizo en -- ese tiempo. Fue entonces cuando la Eagle Pitcher Company explotó las reservas minerales del grupo de vetas Babilonia. En 1943 la - American Smelting and Refining Company (ASARCO) adquirió ésta y - otras propiedades para extender paulatinamente sus trabajos y exploraciones. El beneficio de mineral se hacía cerca de la mina Pe dregal, y en 1948, se cambió a El Fraile a 10 km de Taxco. Este - cambio se debió a la escasez de agua, la lejanía de otras minas, y la necesidad de un molino de mayor capacidad.

En el año de 1965, en acatamiento a la Ley Minera, se realiza la mexicanización de ASARCO, denominándose ASARCO MEXICANA -

S.A., y posteriormente, INDUSTRIAL MINERA MEXICO, S.A. (IMMSA).

A partir de 1973 se iniciaron los trabajos para aumentar - la producción mineral, mecanizando los sistemas de explotación y construyendo una planta de beneficio de alta capacidad, haciendo de la Unidad Taxco una de las más grandes y modernas de México.

I.4.- BREVE DESCRIPCION DE LA UNIDAD.

La Unidad cuenta con una planta de beneficio con capacidad de 2,400 ton de mineral in situ, al día; estando por terminar los trabajos para que próximamente la planta opere a una capacidad de 3,300 ton/día. Actualmente, la producción de mineral proviene en un 90% de la mina Guerrero, y 10% de las minas Guadalupe y ----- Remedios.

La operación de la mina Guerrero, de acuerdo a los sistemas de explotación, es la siguiente:

Niveles 1 y 2, sistema de banqueo descendente en mantos.

Nivel 4, sistemas de relleno con tepetate y tumble sobre -- carga, en mantos y vetas.

Nivel 5, sistema de relleno con tepetate en mantos.

Niveles 6, 7 y 9 se encuentran en proceso de exploración - directa, tanto al Sur como al Norte.

El nivel de acarreo es sobre vía con sistema Trolley y se

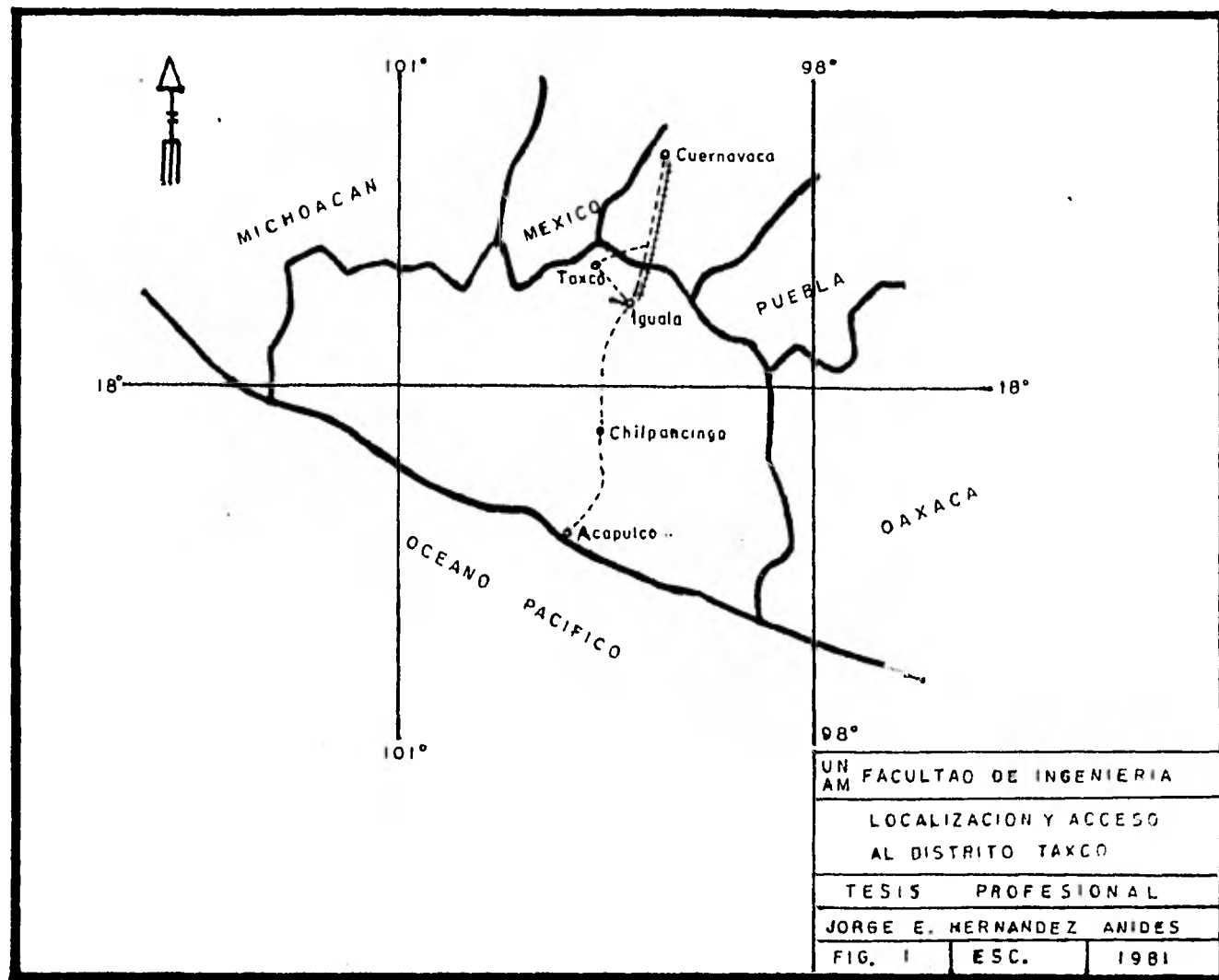
encuentra en el nivel 5, donde se mueve el total de la producción con 6 metaleras tipo Kiruna. Se cuenta con 42 góndolas de 100 ft³ de capacidad cada una, movidas por 3 motores de 3 ton y 2 motores de 6 ton marca Goodman.

La estación de quebrado se encuentra en el nivel 9, a una profundidad de 480 m, contando con un alimentador de placas que abastece a una quebradora de 30" x 42".

El área de manto está a 520 m de profundidad, y se encuentra en el nivel 10; aquí un alimentador de placas recibe directamente el mineral de la metalera que viene del área de quebrado, depositando la carga al alimentador de bandas que lo transporta al cartucho de manto, que tiene una capacidad de 13 ton y trabaja automáticamente con el sistema de alimentación.

La extracción de mineral se hace con un malacate de fricción de 13 ton de capacidad tipo ASEA, con una descompensación de 6.5 ton con sistema de contrapeso. Todo el sistema está totalmente automatizado, con lo cual la operación se hace con un mínimo de personal.

Para el mantenimiento de equipos e instalaciones, se cuenta con talleres diesel, mecánico, eléctrico y de carpintería.



UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM	LOCALIZACION Y ACCESO AL DISTRITO TAXCO	
	TESIS PROFESIONAL	
	JORGE E. HERNANDEZ ANIDES	
FIG. I	ESC.	1981

II.- INFORMACION GEOLOGICA.

II.1.- FISIOGRAFIA.

El Distrito está ubicado en el borde Septentrional de la subprovincia denominada "Cuenca del Balsas-Mexcala", de la provincia fisiográfica de la Sierra Madre del Sur.

Se trata de un área muy compleja topográficamente, en la que se encuentran rocas cuyas edades varían desde el Precámbrico hasta el Oligoceno, aunque los mayores afloramientos corresponden a rocas sedimentarias del Cretácico.

II.2.- ESTRATIGRAFIA.

La roca más antigua en el Distrito es del Precámbrico, tratándose de un esquisto de tres variedades: uno sericítico, uno clorítico y uno talcoso; todos presentan numerosos micropliegues, formados posiblemente durante la Orogenia Laramide. Intercalada a este esquisto existe una pizarra que proviene de sedimentos pelíticos, que se derivaron de la erosión, en parte del basamento y en parte de tobas riolíticas.

Suprayaciendo en discordancia angular sobre el esquisto se encuentra la Roca Verde de Taxco Viejo, que está compuesta por una interestratificación de tobas, brechas, y corrientes lávicas de composición andesítica. Se le asigna una edad Triásica Superior.

Sobre esta última y también en discordancia, existe una su

cesión de calizas arcillosas, lutitas y filitas del Jurásico Superior, denominadas Formación Acahuizotla. Le sigue la Formación -- Acuitlapán, que se compone de delgadas capas de lutitas y limonita calcáreas del Cretácico Inferior.

Cubriendo a la anterior se encuentra la Formación Morelos, que consiste en una sucesión de estratos potentes de calizas y dolomitas. Se formó por la acumulación de partículas calcáreas, por precipitación esencialmente "in situ" y casi sin adición o mezcla de material terrígeno. La edad fue determinada como Albiano Cenomaniano. Se correlaciona con la Caliza El Doctor, de Querétaro y San Luis Potosí. Sedimentos, clásicos de la Formación Mexcala del Turoniano al Campaniano, están sobre la unidad anterior.

Después siguió el depósito del Grupo Balsas, que es una variedad de las rocas clásticas continentales expuestas en la Cuenca del Balsas-Mexcala. Su edad puede variar desde el Eoceno Superior hasta el Oligoceno Inferior.

Al final, la roca más joven que aflora en el Distrito, es del Oligoceno Superior y se compone de una serie de ignimbritas, derrames y tobas de composición potásico-sódica.

II.3.- ROCAS INTRUSIVAS.

En el Distrito existen tres tipos de intrusivos, de diferentes composiciones y edades.

Los más antiguos son diques, diquestratos y cuerpos irregulares de composición sódico-cálcica. Están limitados únicamente al Escudo Taxco, y por lo mismo se le asigna edad Precretácica.

Otro tipo consiste de diques potásico-sódicos, que varían de riolita-traquita y tienen textura afanítica. Aunque con frecuencia ocupan las mismas fisuras que las vetas, los intrusivos - deben considerarse un poco anteriores a la mineralización, ya que fragmentos de diques están envueltos en material de veta y atravesados por vetillas de cuarzo con sulfuros.

Los últimos intrusivos son diques cálcicos, posteriores a la mineralización, ya que en ocasiones atraviesan u ocupan fallas que desplazan a las vetas.

II.4.- ESTRUCTURA.

Los rasgos estructurales más notables en el Distrito son: los sistemas de fallas que se produjeron antes y después de la mineralización en el Distrito, y plegamientos con un rumbo al Noroeste y Sureste.

Los plegamientos más notables y mayores los constituyen: - el Sinclinal de Juliantla, que se localiza al Oriente del Macizo Taxco; y el Anticlinal de San Antonio, que se encuentra al Poniente.

El sistema de fallas de la región se puede dividir en dos grupos; de acuerdo con sus edades: uno que afectó la base del Grupo Balsas, de principios del Eoceno y que sirvió como patrón para las vetas del Distrito; y otro posterior al mismo Grupo Balsas, - cuyos movimientos se manifestaron tanto en las rocas anteriores - al Oligoceno, como en las volcánicas de esta edad.

II.5.- YACIMIENTOS MINERALES.

Se manifiestan tres tipos diferentes de yacimientos minerales en el Distrito; por orden de importancia son: Filones de fisura, cuerpos de reemplazamiento y chimeneas brechadas.

Filones de Fisura.- Constituyen los criaderos más importantes y consisten en vetas de fisuras, que se formaron por fluidos hidrotermales que rellenaron espacios vacíos de fallas preexistentes. También se encuentran vetas en que la roca huésped, por su composición permitió el reemplazamiento a lo largo de la fisura; a este tipo de yacimientos se les denomina filones de reemplazamiento. Las vetas se encuentran en el Esquisto Taxco en la Formación Morelos y en la Formación Mexcala, que son los tres tipos de rocas que por su edad y composición se prestan para que ocurra este tipo de yacimientos en el Distrito.

Cuando la roca encajonante no es favorable para que haya reemplazamiento en las tablas, como en el caso del esquisto y filitas de Taxco y lutitas de la Formación Mexcala, las soluciones mineralizantes simplemente rellenaron las cavidades preexistentes, mostrando sólo endurecimiento por silicificación, lo que ha ayudado a reducir la dilución durante el minado. La parte superior de las vetas está completamente oxidada, aunque la zona de oxidación tiende a ser más profunda en las que arman en caliza, que en las que lo hacen en esquisto o en lutita.

La mineralización consiste básicamente en galena, esfalerita y pirita. También se encuentran magnetita, specularita, proustita y pirargirita, pero en grado menor. La mineralización se efectuó en dos etapas, una constituida por cuarzo, galena argentífera, esfalerita y pirita; la otra ocurrió bastante después y está asociada estructuralmente a un intrusivo máfico que secciona a la

veta El Cobre en su parte Norte-Central, zona a la que se encuentra restringida; esta segunda etapa fue rica en sulfosales como - proustita, pirargirita, jamesonita y ótras.

Se puede apreciar zoneamiento vertical donde, a medida que aumenta la profundidad, decrecen los valores de plata. El plomo - se comporta de manera similar y los valores de zinc van en aumento aún en los niveles más bajos alcanzados actualmente, siempre y cuando se refiera a un clavo mineral.

En la mina Guerrero las vetas de este tipo son: El Cobre, Victoria, Titania, Ladera, Tepehuaje, Chicharrón. En la mina Pedregal todas las vetas son filones de fisura y lo mismo ocurre en la mina Remedios.

Cuerpos de Reemplazamiento.- En el Distrito existen dos tipos, que son: filones de reemplazamiento y mantos de reemplazamiento.

Filones de Reemplazamiento.- Son muy similares a los filones de fisura, pero se diferencian de ellos en que los fluidos mineralizantes no sólo rellenaron a la fisura preexistente, sino -- que también reemplazaron a la roca encajonante a lo largo de dicha fisura. Estas vetas se localizan al SW del Distrito.

En las minas Jesús y San Antonio todas las vetas corresponden a este tipo y en la mina Guerrero las vetas Babilonia, Babel, 66, Guadalupe y Leonor.

Mantos de Reemplazamiento.- Se encuentran únicamente en la Caliza Morelos y a veces en la base de la Formación Mexcala, que

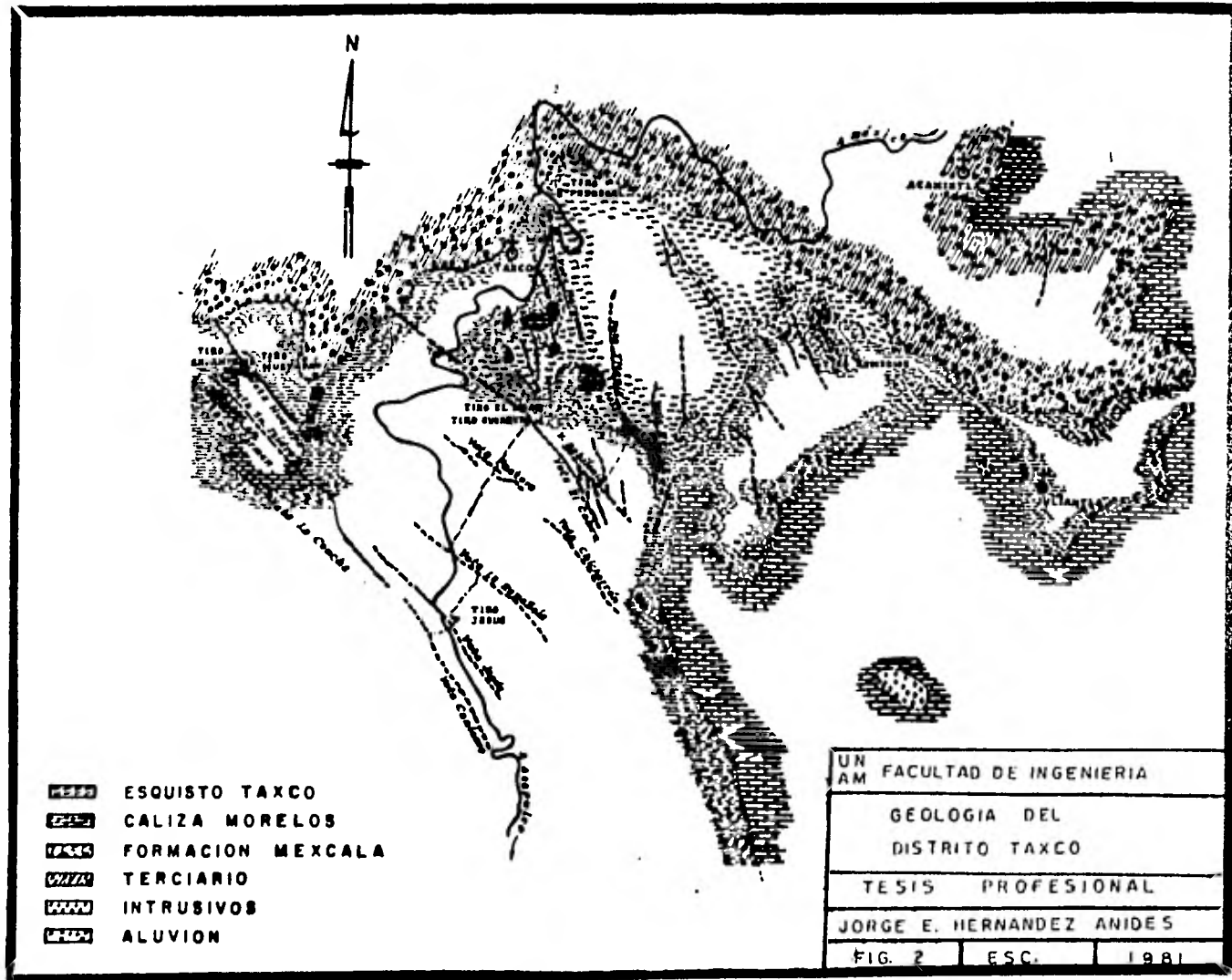
es calcárea, ésto último ocurre sólo cuando la caliza es delgada. Los conductos de la mineralización fueron las fisuras de las vetas y, por consiguiente, las zonas con mayor contenido mineral -- son en las cercanías de las intersecciones de las vetas con la caliza. Los mantos no tienen estructura interna definida y la mineralización consiste principalmente de magnetita, pirita, especularita, hematita e ilvaita, y en menor cantidad esfalerita y galena, con ganga de epidota, cuarzo y calcita. El único zoneamiento que se les ha observado es que los valores de plomo y zinc decrecen -- conforme se aleja el cuerpo de la veta. La alteración en los mantos es silicificación muy intensa.







Chimeneas Brechadas.- Estos depósitos se localizan al NE -- del Distrito, aproximadamente a 10 km de Taxco y se conocen con -- el nombre de La Azul. Se trata de una chimenea brechada originada por hundimiento donde la fluorita rellena los espacios vacíos y -- reemplaza parcialmente a la roca encajonante, que son calizas y -- dolomitas de la Formación Morelos (Fig. 2).

II.6.- RESERVAS Y LEYES.

La estimación de reservas de mineral en el Distrito Taxco es de 15,764966 ton, quedando distribuidas de la siguiente forma:

MINERAL	TONELADAS	Ag	Pb	Zn
Explotable	8,753,352	141	2.7	6.6
De Interés	7,011,614	117	2.2	7.9



-  ESQUISTO TAXCO
-  CALIZA MORELOS
-  FORMACION MEXCALA
-  Terciario
-  INTRUSIVOS
-  ALUVION

UN AM FACULTAD DE INGENIERIA		
GEOLOGIA DEL DISTRITO TAXCO		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANIDES		
FIG. 2	ESC.	1981

III.- SISTEMAS DE REFORZAMIENTO DE ACUERDO
CON MECANICA DE ROCAS.

III.1.- ASPECTOS GENERALES DE MECANICA DE ROCAS.

A).- ANTECEDENTES.

Desde las épocas prehistóricas el hombre comenzó a utilizar rocas para su beneficio. De las cavernas naturales, hasta los templos subterráneos, como el famoso templo Gaughard en Armenia; de los primeros túneles, como el construido en Palestina - en el siglo XX a.c., hasta los modernos túneles de comunicación.

La siguiente, es una cronología resumida del desarrollo histórico de la Mecánica de Rocas:

Año de 1925: se hacen los primeros estudios de Mecánica de Suelos y de Rocas por el doctor Terzaghi, profesor del M.I.T. en los E.U.A.

Año de 1935: se inician las primeras investigaciones.

Año de 1938: la Mecánica de Rocas tiene un gran auge con las investigaciones del doctor Rudolf Fenner, ingeniero de minas, considerado como el padre de esta ciencia.

Año de 1950: los doctores Obert y Duval comienzan a desarrollar experimentos para la detección de sonidos emanados de la roca.

Año de 1951: se lleva a cabo el Primer Coloquio de Mecánica de Rocas en Salzburgo, Austria.

Año de 1956: se lleva a cabo el primer Simposio de Mecánica de Rocas en la Escuela de Minas de Colorado, E.U.A.

Año de 1957: se publica el primer libro sobre esta ciencia: "Le Mecanique Des Roches", de J. Talobre.

Con estos antecedentes, la Mecánica de Rocas se reconoció como un campo de estudio a niveles internacionales, en los años posteriores a 1960. Continúan a la fecha los estudios e investigaciones en este campo.

B).- CARACTERISTICAS.

La Mecánica de Rocas estudia el comportamiento de masas rocosas bajo la acción de fuerzas producidas por fenómenos naturales o resultantes de excavaciones o construcciones realizadas por el hombre. Para lograrlo, es preciso determinar las propiedades mecánicas del macizo rocoso, mediante ensayos de campo o de laboratorio, cuyos resultados cuantitativos se utilizan en ecuaciones, modelos mecánicos a escala, o correlaciones empíricas, que permiten evaluar las condiciones pertinentes en un problema específico.

Planteado así, el campo de acción de la Mecánica de Rocas no parece ser distinto del que abarca el diseño estructural, que también mide experimentalmente las propiedades mecánicas de los materiales, y cuyos resultados se hacen intervenir en ecuaciones o en modelos mecánicos, para determinar las condiciones de

esfuerzos y deformaciones a la que está sujeta una estructura. -- Sin embargo, existen diferencias fundamentales en la aplicación de tales procedimientos y principios. Las propiedades mecánicas de los materiales utilizados en las estructuras se pueden controlar dentro de los límites que resultan de considerar teóricamente materiales idealizados. Además, las estructuras tienen, casi siempre, formas geométricas bien definidas. En contraste, las masas de roca están constituidas por bloques de forma irregular, y sus propiedades varían de una clase de roca a otra y de un punto a otro de una masa.

Un macizo rocoso, en general, está formado por rocas de distinto origen geológico, con diferentes condiciones de fragmentación, grado de alteración variable y, a menudo, se encuentra discontinuado por fallas tectónicas o cavernas. Además, los constantes movimientos de la corteza terrestre introducen esfuerzos naturales, variables en magnitud, dirección y sentido, que influyen considerablemente en las propiedades mecánicas de las rocas. En suma, al utilizar las leyes de la mecánica para investigar el comportamiento de una masa rocosa, se debe considerar un medio discontinuo, heterogéneo y anisotrópico, cuyas características no se pueden controlar a voluntad y deben ser estudiadas en cada caso particular, a fin de conocer los límites de validez de la aplicación de las teorías.

Las características fundamentales de las rocas, -- que a un ingeniero de minas le interesa conocer, son:

Fragmentación natural, resistencia a la compresión, resistencia al cortante, deformabilidad, permeabilidad, estado natural de esfuerzos y grado de alterabilidad.

III.2.- EL CONCRETO LANZADO.

A).- ANTECEDENTES.

El concreto lanzado se puede definir como la aplicación de concreto sobre una superficie, mediante lanzado a presión neumática por medio de una tubería o manguera.

Su utilización se originó a principios de este siglo, y a partir de 1962 empezó a emplearse en México en obras de ingeniería. Para 1968 su utilización se incrementó en las excavaciones del Sistema de Drenaje Profundo de la ciudad de México, obteniéndose excelentes resultados, así como en las obras del Metro.

En la actualidad, y dentro de la industria minera mexicana, su uso sólo se conoce en las Unidades Mineras de Taxco, Gro. y Charcas, S.L.P. La aplicación de este sistema comenzó a -- partir de 1980.

Debido al avance de las técnicas del concreto, éstas se consideran como un elemento nuevo y revolucionario de construcción de túneles. Los austriacos han llamado al sistema NATM, que significa "Nuevo Método Austriaco de Construcción de Túneles". Los suecos lo han llamado el SPS, es decir, "Sistema Sueco de Tuneleo". En otras palabras, el concreto lanzado como sistema es un componente de los métodos de tuneleo, que incluyen los medios de excavación, la estabilización del terreno, el soporte primario y con frecuencia, el revestimiento total.

B).- FUNCIONES..

Entre sus funciones en la minería, se pueden mencionar las siguientes:

a).- Estabiliza la superficie expuesta a la excavación.

b).- Ofrece un soporte estructural a la superficie excavada.

c).- Cubre la superficie de la roca expuesta al aire por la excavación, para evitar el intemperismo.

d).- Al colocar el concreto lanzado en las juntas abiertas y en las fisuras, hace una función de liga entre las mismas.

e).- Sirve como recubrimiento en los tapones permanentes de ventilación.

C).- CARACTERISTICAS..

Antes que nada, debe enfatizarse que el principal objetivo del concreto lanzado no es funcionar como único soporte, sino integrar y emplear la roca circundante que es incapaz de funcionar como una estructura autosoportante. Por tal razón, la propia roca es la que tiene que absorber la carga principal de las presiones existentes en la roca, y no el concreto lanzado.

La dependencia en la resistencia de la roca misma

para suministrar el soporte necesario, es la característica fundamental del método de soporte. Aún en roca débil, se requiere la completa movilización de su resistencia y, en consecuencia, la prevención del deterioro de la roca, abertura de grietas y aflojamiento debido a los movimientos excesivos hacia la cavidad del túnel.

El método, sin embargo, permitirá y aún favorecerá alguna pequeña cedencia de la roca para reducir las medidas de protección necesarias para lograr el soporte. Estas medidas protectoras, que incluyen en caso necesario un sistema de anclaje, u otros miembros estructurales que se adhieren directamente a, o alcanzan directamente la roca inestable, se han desarrollado con el método, y pueden ser consideradas como su segunda característica.

El axioma de que el refuerzo que proporciona el concreto lanzado debe actuar como una parte integral de la roca y debe activar a la roca para que participe como una parte del soporte del túnel, es correcta. Sin embargo, frecuentemente se cree, pero definitivamente no siempre es verdadero, que el concreto lanzado debe aplicarse tan pronto como sea posible, después que la roca ha quedado expuesta. Esta regla básica es válida en roca que sea de buena calidad y autosoportante, a condición de que las debilidades tectónicas sean rápidamente resanadas.

Las condiciones normalmente son bastantes diferentes en lo que se denomina "Roca Suave". En la práctica se ha confirmado que puede ser benéfico y frecuentemente necesario retardar la aplicación del concreto lanzado, hasta que los esfuerzos hayan ocurrido.

La filosofía con respecto al refuerzo de un túnel a base de concreto lanzado, particularmente en roca suave, es --- breve, en no pelear en contra de las fuerzas en la roca, sino someterse a ellas, dejándolas que tomen su propio camino, y aplicar el remedio cuando su intensidad baja temporalmente, antes de que estas fuerzas se incrementen nuevamente en el proceso final de --- ruptura. Este proceso se denomina "Cedencia Controlada de los Movimientos de la Roca".

Este principio se aclara en las figuras 3, 4 y 5:

La figura 3 ilustra que la presión de borde en la interfase roca-túnel disminuye si se permite que la roca se descargue. Pero al mismo tiempo o un poco más tarde, la estructura de la roca empieza a romperse, dando lugar a la llamada presión de aflojamiento. La suma de estas dos curvas da la presión total, que es con la que se debe tratar. Se puede ver que la magnitud de la presión total primero disminuye y después aumenta.

La figura 4 muestra el modelo de esfuerzos antes y después de la excavación de la roca. Si se descubriese la roca, se encontrarían los esfuerzos existentes de la roca P_{to} (esfuerzos tangenciales) y P_{ro} (esfuerzos radiales). El equilibrio de esfuerzos es perturbado, resultando una redistribución de esfuerzos. La roca trata de curar sus heridas expandiéndose hacia la cavidad, logrando así una descompresión. Esta redistribución de esfuerzos continúa, ya sea hasta la falla o hasta que un nuevo equilibrio de esfuerzos se establece.

Los esfuerzos radiales disminuyen mientras que los esfuerzos tangenciales aumentan en magnitud. El equilibrio se es-

tablece en roca sana que tenga una resistencia a la compresión mayor que el esfuerzo tangencial en la periferia del túnel. Este es un típico curso de eventos para la mayoría de los tipos de roca - fresca de origen ígneo.

Pero en roca suave ocurren deformaciones plásticas que son seguidas por un aflojamiento y colapso final, si la deformación no se impide con un refuerzo del túnel, en este caso por - concreto lanzado.

La resistencia de soporte necesaria del concreto - lanzado para lograr el equilibrio, depende de la descarga de la - roca que se permita y, en primera etapa es considerablemente me--nor que los esfuerzos originales en la roca. Una descompresión sunada a una redistribución de esfuerzos resulta en la formación -- progresiva de una zona de deformación plástica o zona protectora. Esta zona reduce la carga unitaria radial en el concreto lanzado. La roca situada dentro de, o detrás de la zona plástica, queda sujeta al mismo tiempo a una correspondiente carga tangencial mayor.

La figura 5 muestra la magnitud de los esfuerzos - temporales, radiales y tangenciales, en la roca elasto-plástica, después de la formación de la zona protectora.

Los esfuerzos radiales y tangenciales en la periferia del túnel disminuyen. El esfuerzo tangencial es máximo en el borde externo de la zona remodelada. La magnitud de los esfuerzos radiales y tangenciales se aproxima a los esfuerzos originales de la roca a medida que se aleja de la ocuedad del túnel.

Relacionando estos fenómenos en la figura 6:

La figura muestra, como se ha visto previamente, - que la presión radial en roca que no es autosoportante, sufre primeramente una marcada reducción y después un incremento igualmente definido. Es por esto por lo que el espesor y el tiempo para - la aplicación del concreto lanzado en roca suave resultan importantes.

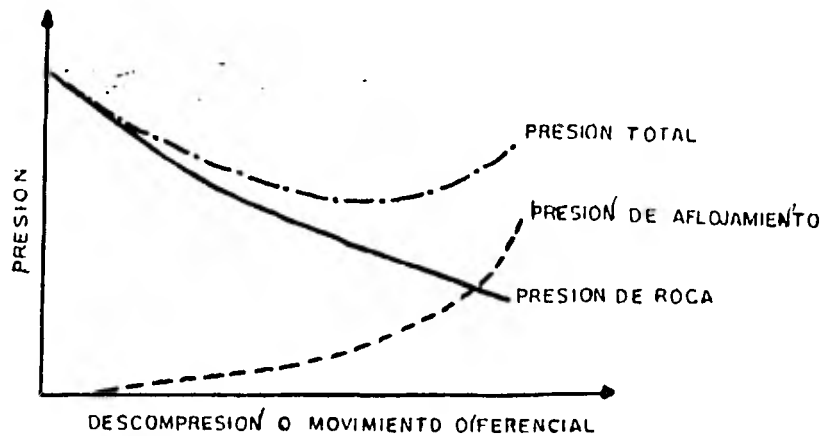
El soporte no debe ser ni demasiado rígido o grueso, ni tampoco demasiado flexible o cedente. La capacidad soportante (P) requerida del concreto lanzado será innecesariamente -- grande, y el refuerzo antieconómico, si la capa de concreto lanzado es demasiado rígida y/o se aplica prematuramente.

Sin embargo, el refuerzo es por lo menos confiable en este caso, puesto que cualquier falla cortante en el concreto no es peligrosa, porque el movimiento que sigue a tal falla releva el esfuerzo radial.

D).- DISEÑO.

Como se mencionó anteriormente, el objetivo del -- concreto lanzado no es tomar por él mismo la carga total de la roca, sino emplear y activar la roca misma como un miembro soportante. En base a este concepto, se han originado varios de los criterios de diseño que a continuación se enuncian.

Diseño basado en Mediciones.- La deformación controlada de la masa rocosa se puede ocasionar intencionalmente mediante una relajación de la presión de la roca en la interfase -- roca-túnel. Debido a esta cedencia controlada, los esfuerzos máximos de la roca se desplazan hacia afuera del túnel. La magnitud -



SEGUN WAGNER

UN	FACULTAD DE INGENIERIA
AM	

PRESIONES EN LA MASA ROCOSA

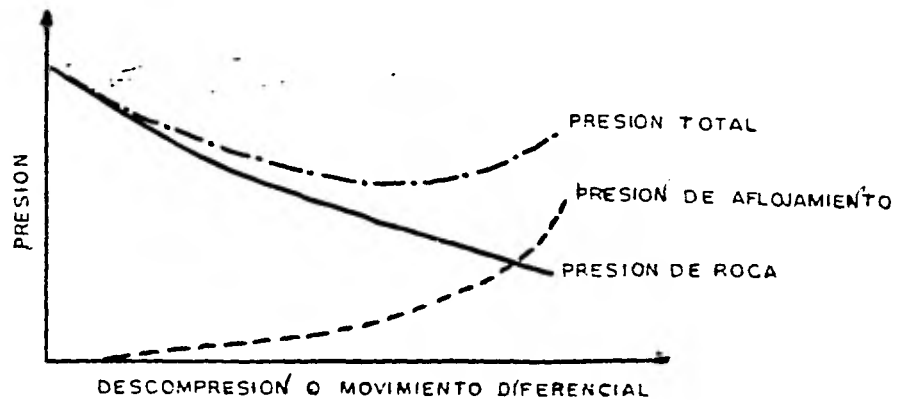
TESIS PROFESIONAL

JORGE E. HERNANDEZ ANIDES

FIG. 3

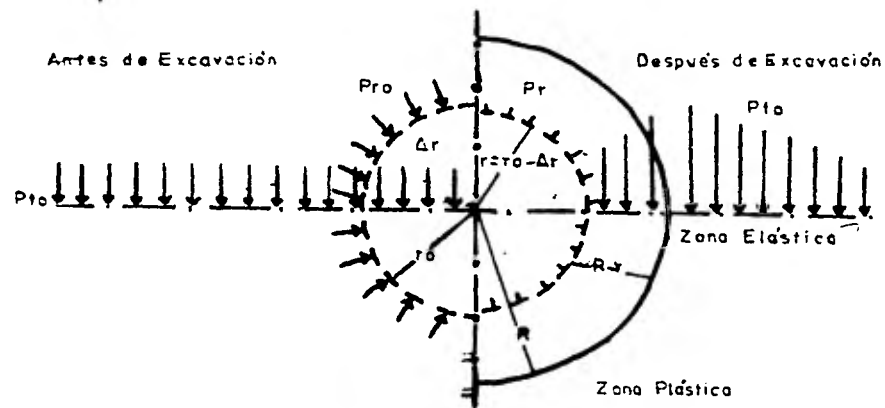
ESC.

1981



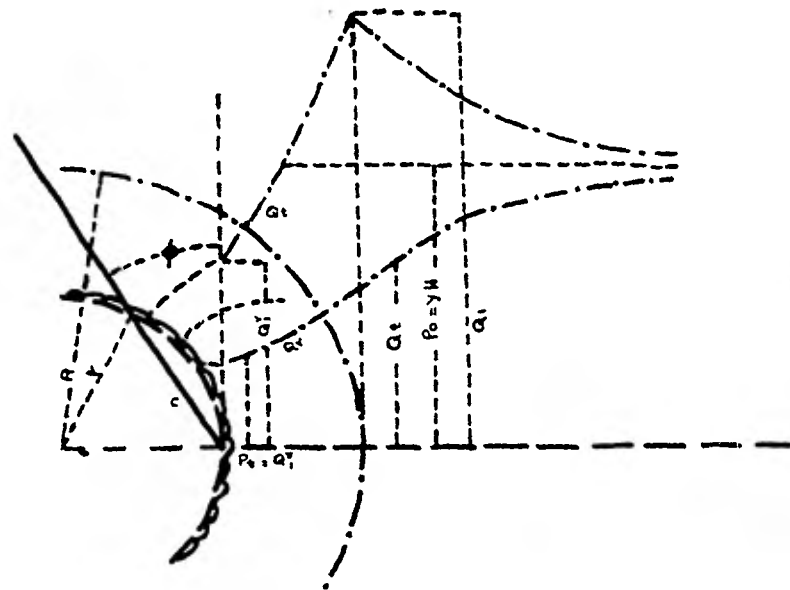
SEGUN WAGNER

UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM		
PRESIONES EN LA MASA ROCOSA		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANDES		
FIG. 3	ESC.	1981



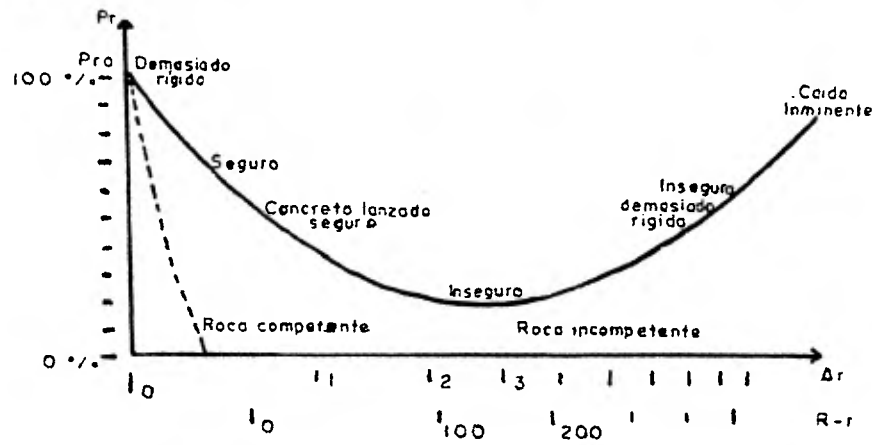
IDEALIZACION $P_0 = P_{to}$ SEGUN NUSSBAUM

UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM	ESFUERZOS Y DEFORMACIONES	
	ALREDEDOR DE UNA CAVIDAD	
	TESIS PROFESIONAL	
	JORGE E. HERNANDEZ ANIDES	
	FIG. 4	ESC. 1981



SEGUN KASTNER

UN	FACULTAD DE INGENIERIA
AM	
ESFUERZOS ALREDEDOR DE UN	
TUNEL	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE E. HERNANDEZ ANIDES	
FIG. 5	ESC. 1981



Δr : Reducción del perímetro
 $R-r$: Extensión de la zona plástica

UN AM	FACULTAD DE INGENIERIA	
RESISTENCIA DEL CONCRETO LANZADO		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANIOES		
FIG. 6	ESC.	1981

de la deformación y el desarrollo de los esfuerzos son controlados por medio de un programa extensivo de mediciones para decidir las medidas de soporte definitivas que deben ser tomadas.

Pero, para que estas mediciones sean de utilidad, la roca debe ser en grandes extensiones monolítica, isotrópica y homogénea. Estas condiciones son a veces cumplidas en los tipos de roca que se encuentran en depósitos sedimentarios, tales como lodolita, toba, conglomerado, arena, limo, arcilla, etc..

A su vez, debe observarse que los esfuerzos medidos son los esfuerzos de revestimiento locales en el concreto lanzado y los esfuerzos entre la roca y el concreto lanzado; en otras palabras, la presión del concreto lanzado contra la roca y el esfuerzo tangencial en el soporte del concreto lanzado, respectivamente. Para obtener un panorama completo de lo que está sucediendo, tales mediciones deben combinarse con medidas de precisión de los movimientos de la superficie del concreto lanzado.

Como dato de interés, este tipo de diseño se llevó a cabo en las obras de excavación del Sistema de Drenaje Profundo de la ciudad de México. Para este propósito, se usaron celdas --- Glötzl que fueron embebidas en el concreto lanzado tanto radial como tangencialmente a la superficie de la roca.

Diseño basado en la Clasificación de Rocas.— Se han presentado a discusión varias tentativas para designar tipos de roca y condiciones que indiquen medios económicos y adecuados de soporte. Estas aproximaciones varían desde simplificaciones -- prácticas hasta sistemas muy elaborados.

En virtud de que la roca dista mucho de ser un material isotrópico, el tipo de roca, su calidad y otras características, combinadas con factores que afectan su resistencia, estabilidad y comportamiento, han sido incorporados en fórmulas, de acuerdo con la supuesta influencia de estos parámetros. Un típico ejemplo de tal sistema es de hecho la clasificación de rocas de Terzaghi, basada en sus cargas admisibles. Linder (1963) fue el primero en relacionar el espesor requerido de concreto lanzado con las condiciones de la roca y sus tiempos de aplicación; basando su trabajo en un sistema de clasificación de rocas de Lauffer. Clasificaciones más recientes incluyen sistemas basados en el índice RQD (Rock Quality Designation), fueron presentados por Deere (1963) y Cecil (1970), además de Merritt (1972).

Un sistema más amplio de clasificación numérica de rocas, combinado con indicaciones de soporte, fue dado a conocer por Wickham (1972) y modificado por Bieniawski (1973).

Recientemente, Barton, Lien y Lunde (1974) presentaron a discusión una clasificación basada en unos cuantos cientos de casos registrados que variaban desde roca monolítica sana, hasta roca descompuesta fluible (squeezing ground). Ellos proporcionan 38 categorías de soporte incluyendo el concreto lanzado.

Diseño basado en Experiencia.— Para la aplicación del concreto lanzado en las rampas de la mina Guerrero, su diseño se basa en la experiencia y en el sentido común del ingeniero, aunque esto parezca un método racional. Esta aproximación es todavía la más ampliamente usada en Suecia y, está basada en la experiencia obtenida durante los últimos 50 años de construcción de túneles y galerías.

Esto puede parecer incongruente con el progreso científico logrado durante las últimas décadas. Sin embargo, se ha probado que esta práctica a menudo es la más sana, la más flexible, y, ciertamente, la más económica aproximación al soporte de rocas. Naturalmente, es requisito indispensable que se disponga de técnicos con experiencia práctica y con conocimientos relacionados en problemas geológicos.

E).- PROCESO DE APLICACION.

Existen dos procesos para la aplicación de concreto lanzado; el de mezcla húmeda y el de mezcla seca.

El primer proceso consiste en premezclar los agregados, cemento y agua, después conducirla neumáticamente a través de una manguera para finalmente expulsarla por la bocuilla. Tiene la ventaja de poder llevar un buen control de la relación agua - cemento, pero el equipo sólo maneja agregados con tamaño máximo de 9.5 mm (3/8").

Por otra parte, como los aditivos (en polvo o líquido), por su acción rápida, no es posible añadirlos antes de la bocuilla, no se logra un mezclado completo de los mismos, y el concreto lanzado no llega a adherirse bien del todo a superficies húmedas.

El proceso de mezcla seca, que es el que se utiliza en la Unidad Taxco, consiste de lo siguiente:

La dosificación de los agregados (arena-grava) se hace en superficie; éstos son bajados al lugar del lanzado con --

un scoop-tram de 5 yd³ al igual que el cemento y el acelerante en polvo, para posteriormente ser dosificados con pala de mano.

Hecha la dosificación de agregados, cemento y acelerante, se alimenta continuamente a la máquina lanzadora, marca Aliva-250. La lanzadora conduce la mezcla seca por la manguera regadora, e inmediatamente antes de la expulsión se agrega el agua en la boquilla misma, regulándola por medio de una válvula que opera el mismo lanzador.

Este proceso de mezcla seca tiene la ventaja de que el operador regula la cantidad de agua, dependiendo de la humedad del terreno.

Las proporciones de dosificación para un turno de trabajo, son las siguientes:

Agregados	{	Arena	3,400 kg
		Grava	1,700 kg
Cemento			1,700 kg
Acelerante			51 kg

Relación en peso de los materiales:

Arena - grava	2 : 1
Agregados - cemento	3 : 1
Acelerante	3% del peso del ----- cemento.

Tiempo aproximado de lanzado: 2 horas.

Lanzado.— Antes de iniciar el lanzado, la superficie donde se va aplicar debe de quedar libre de polvo, rebote o materiales extraños; esto se hace lavando la superficie con agua a presión.

Al iniciar el lanzado, el lanzador se coloca de -- tal forma que siempre pueda lanzar en dirección normal a la superficie de la roca, y a una distancia de 2 a 3 m, para obtener el -- mínimo de rebote (Fig. 7). Además de que se protege de las partículas del rebote, que alcanzan grandes proporciones de velocidad.

El lanzado se lleva de atrás hacia adelante, como medida de seguridad, empezando por las tablas de la rampa y después con el techo. Esto se hace para evitar que el rebote del techo a las tablas provoque una mala adhesión del concreto sobre -- éstas.

Principio de trabajo de la máquina Aliva-250.— La máquina Aliva-250 ha sido diseñada según el proceso de transporte en seco. La mezcla seca llega desde la tolva de llenado con el -- agitador a través de la abertura de llenado de la placa de sellado superior, a las cámaras del rotor que giran en frente de ---- aquélla.

La mezcla es transportada continuamente hasta el -- orificio de salida en la placa de sellado inferior, entrando a la corriente de aire comprimido. A continuación es soplada neumática -- mente, a través de una bocuilla, a la manguera de proyección. El agua se agrega a la mezcla seca al final de la manguera de pro---

yección (Fig. 8).

Datos técnicos:

Consumo de aire comprimido: 6 a 7 m³/min.

Potencia del motor: 7.5 hp a 1,500 r.p.m.

Presión de servicio: 4 a 6 bar.

Consumo de aire comprimido,
para el lanzado: 14 m³/min.

Longitud de transporte: 300 m.

Altura de transporte: 100 m.

Capacidad mezcla seca: 5.3 m³/hora.

Tamaño de agregados: 2.5 cm (1").

Húmedad máxima de la mezcla: 7 %.

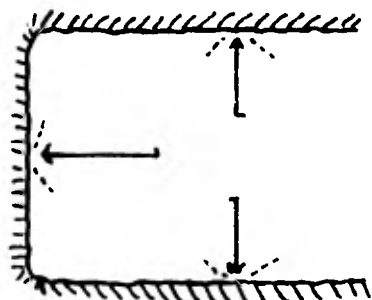
F).- CARACTERISTICAS DE LOS MATERIALES.

a).- AGREGADOS.

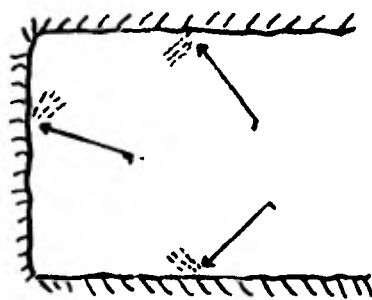
Para obtener una compactación óptima, máxima densidad, impermeabilidad y resistencia a la compresión y el mínimo de rebote, los agregados se forman mediante una dosificación de arena - grava de 2:1 en relación a sus pesos. Esta relación se obtuvo de pruebas preliminares para cumplir con una regla del concreto lanzado, en la que se especifica que no debe existir más -- del 30% de material de un mismo tamaño, entre dos medidas consecutivas de tamaño de agregados. Los resultados son los siguientes:

Húmedad: 4.5 % ..

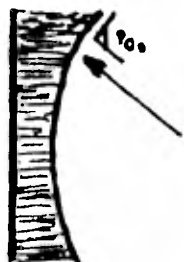
Densidad: 1.35 gr/cc.



CORRECTO



INCORRECTO



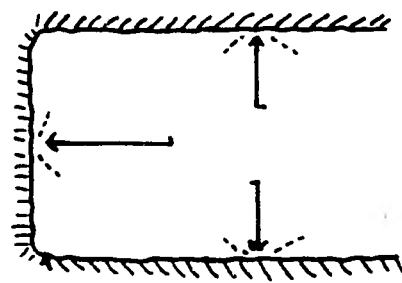
UN	FACULTAD DE INGENIERIA
AM	

ANGULO DE LANZADO

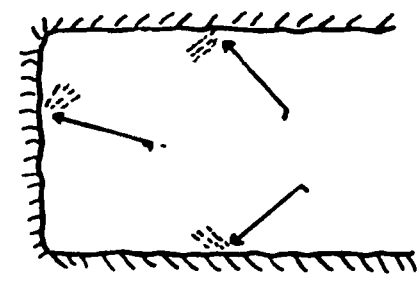
TESIS PROFESIONAL

JORGE E. HERNANDEZ ANIDES

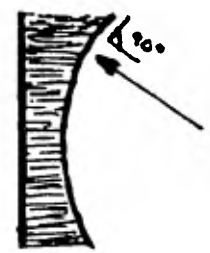
FIG. 7 | ESC. | 1981



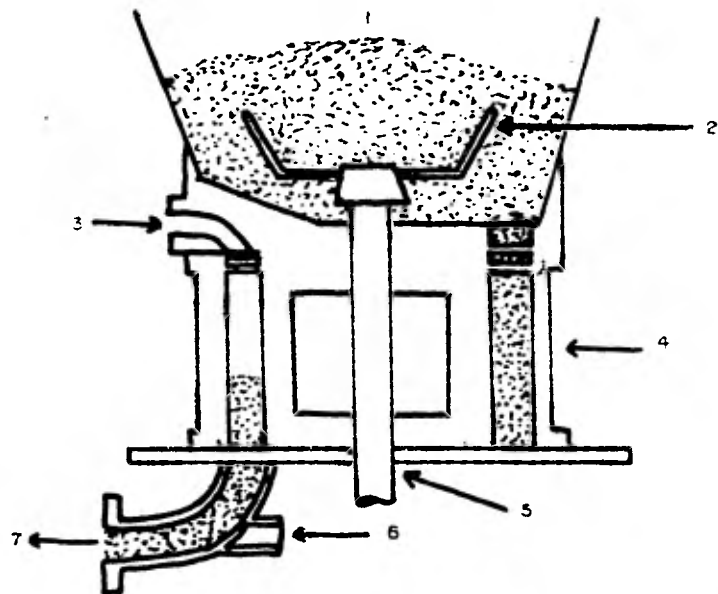
CORRECTO



INCORRECTO



UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM		
ANGULO DE LANZADO		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANIDES		
FIG. 7	ESC.	1981



- 1 Entrada del material
- 2 Agitador
- 3 Aire comprimido
- 4 Rotor
- 5 Eje de accionamiento
- 6 Aire comprimido
- 7 Salida del material

UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM	MAQUINA LANZADORA	
	ALIVA - 250	
	TESIS PROFESIONAL	
	JORGE E. HERNANDEZ ANDES	
FIG. 8	ESC.	1981

Análisis de mallas:

MALLA	% PESO	PRODUCTO	% QUE PASA
+ 1"	5.34	+ 1"	100.00
- 1" + 3/4"	0.76	- 1"	94.65
- 3/4" + 1/2"	2.01	- 3/4"	93.90
- 1/2" + 1/4"	10.80	- 1/2"	91.88
- 1/4" + 10	24.93	- 1/4"	81.08
- 10 + 32	16.86	- 10	56.15
- 32 + 48	11.29	- 32	39.29
- 48 + 65	7.15	- 48	28.00
- 65 + 100	7.58	- 65	20.85
- 100 + 150	6.16	- 100	13.27
- 150 + 200	1.58	- 150	7.11
- 200	5.54	- 200	5.53

La humedad de los agregados es aceptable, ya que debe estar comprendida entre 3% y 6%. Mezclas muy húmedas producen taponamientos en las mangueras y desperfectos en la máquina. Mezclas muy secas dan problemas por falta de uniformidad del humedecimiento en la bocuilla, lo que aumenta el polvo durante el lanzamiento y reduce la compactación (Fig. 9).

b).- CEMENTO.

El cemento cumple con las normas de aceptación de la ASTM, y se utiliza tipo I (normal) marca Tolteca ó Moctezuma.

El contenido de cemento se determinó también por pruebas preliminares, obteniéndose una relación en peso de 1:3 --

respecto a los agregados.

c).- AGUA.

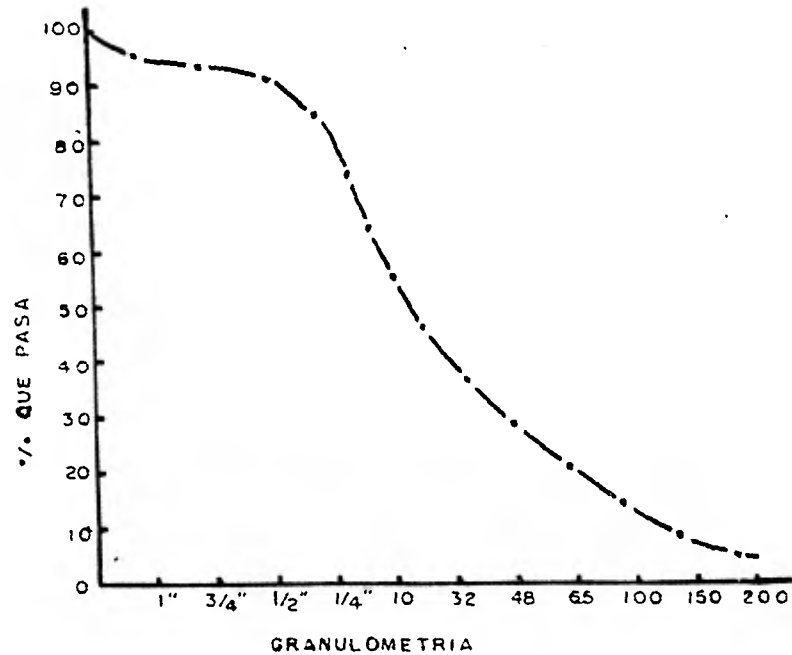
El agua debe estar libre de sustancias agresivas o deletéreas como aceite, arcilla, limo, ácidos o materia orgánica. Esta regla, hasta ahora, prácticamente no se ha llevado a cabo debido a que no se han hecho análisis químicos del agua. Sin embargo, no se han tenido problemas con el agua durante el lanzamiento.

d).- AGENTE ACELERANTE.

Se utiliza un agente acelerante en polvo (Tecnocret QP-500), el cual reacciona con el tricalcio aluminato que se encuentra en el cemento; y su dosificación es del 3% del peso del cemento.

El objetivo del acelerante es obtener una gran fuerza inicial suficiente, como para soportar los efectos en la vecindad del lugar de la explosión. Los acelerantes actuales no contienen Cloruro de Calcio y son por lo tanto inofensivos. La única desventaja de casi todos los acelerantes es que son cáusticos.

Un punto muy importante que se debe recordar en todo momento, es que los acelerantes afectan la fuerza final. En Europa, cuando recién se utilizaba la técnica del concreto lanzado, se encontró que la fuerza final se reducía en 30%, una pérdida que algunas veces contribuía directamente al uso de acelerante.



UN	FACULTAD DE INGENIERIA
AM	

GRAFICA DE AGREGADOS

TESIS PROFESIONAL

JORGE E. HERNANDEZ ANIDES

FIG. 9	ESC.	1981
--------	------	------

G).- EL REBOTE.

Debido al proceso de lanzado, gran parte del material es rebotado de la superficie de aplicación. El porcentaje, - en nuestro caso, en peso, del material producto del rebote varía entre 15% y 25%, dependiendo de varios factores entre los cuales se pueden mencionar los siguientes:

a).- Cuando la superficie es muy irregular y presenta varias fracturas, la dirección del lanzado no queda a 90° , - lo que ocasiona una gran cantidad de material rebotado.

b).- En superficies húmedas no se logra una buena adherencia.

c).- La mala dosificación del agua produce más cantidad de rebote.

d).- Cuando la distancia del lanzado es mayor de 3 m, se incrementa el rebote y disminuye la resistencia a la compresión.

H).- RESISTENCIAS.

Aunque en la literatura sueca se habla de resistencias de 300 a 700 kg/cm^2 para la compresión, a los 28 días, pruebas hechas en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Unidad -- Taxco, han dado los siguientes resultados:

Tiempo de fraguado (días)	Resistencia a la compresión (kg/cm ²)
2	18
5	90
10	110
20	135

Que para fines estructurales en las obras mineras han sido suficientes.

Las muestras se tomaron en el momento del lanzado con moldes en forma de cilindros de 12" x 6". A estos cilindros se les aplicó una fuerza de compresión hasta su ruptura, por medio de una prensa hidráulica que marca la fuerza aplicada al concreto en tiempos diferentes de fraguado (Fig. 10).

La resistencia se calculó por medio de la fórmula:

$$\text{Resistencia} = \frac{\text{Fuerza Aplicada}}{\text{Área del cilindro}}$$

I).- SEGURIDAD Y CONTROL AMBIENTAL.

La primera consideración para la aplicación del concreto lanzado es la protección física del operador. El está sujeto a altas concentraciones de polvo del rebote, escasa visibilidad y piso deficiente.

Tomando los problemas en turno, el primero es el polvo que flota en el aire. Se desarrolla en varios lugares alre-

dedor de la operación de lanzado; es esparcido al aire debido al húmedecimiento desigual en la boquilla y el poderoso torbellino - que se desarrolla cerca del chorro.

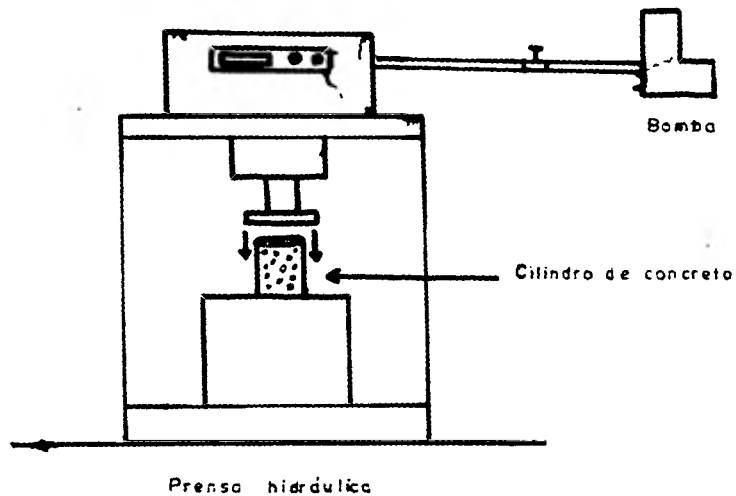
Medidas de concentración de polvo en diferentes lugares de Estados Unidos muestran niveles de hasta 30 millones de partículas por pie cúbico (MPPFC), donde el límite en la entrada es de 15 MPPFC y basado en una fórmula estándar para polvo en el aire con un contenido de 10% de sílice; esto necesita automáticamente una ventilación adecuada.

La protección respiratoria en la forma de franelas y respiradores bien ajustados, se hace obligatorio para el personal de lanzamiento.

Las partículas del rebote, particularmente las más gruesas, pueden viajar distancias considerables antes de perder su velocidad. Una partícula del rebote puede llegar a lastimar a un hombre al golpearlo; es por eso que a todo el personal se le provee de gafas para proteger sus ojos.

Otros problemas que se presentan en el concreto -- lanzado, son las irritaciones en la piel y la dermatitis industrial causadas por el cemento y los agentes de fraguado rápido. Para evitar esto, el trabajador se le proporciona overol, franela y guantes para protegerse de las acumulaciones de acelerante y cemento. Además de que se les insita al baño diario, el uso de ropa limpia y aplicación de crema en la piel.

Un problema experimentado en algunos países de Europa, es la acumulación de una carga estática en la manguera y



UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM		
PRUEBAS DE CONCRETO		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANIDES		
FIG. 10	ESC.	1981

en la boquilla de lanzado. Hasta ahora, aquí no se ha presentado tales acumulaciones, pero bajo ciertas condiciones podría ser un problema. Si la mezcla en sí es seca y la humedad relativa es menor que el 50%, puede desarrollarse una carga estática.

J).- COSTOS.

Para el lanzado del concreto se cuenta con una cuadrilla de trabajadores, y se compone de la siguiente forma:

1 Operador, encargado de:

- Movilizar la cuadrilla en el lanzado.
- Revisar y conectar mangueras.
- Operación de la máquina.
- Mantenimiento preventivo de la máquina.

1 Lanzador, encargado de:

- Ayudar al operador en las conexiones.
- Extender y conectar la manguera de lanzado.
- Operar la ~~máquina~~ manguera durante el lanzado.

5 Ayudantes, encargados de:

- Cargar y descargar materiales.
- Dosificar materiales.
- Alimentar la máquina durante el lanzado.
- Limpieza del lugar, una vez terminado el lanzado.

COSTO POR M² DE CONCRETO LANZADO
(RESUMEN)

CONCEPTO	COSTO POR M ²
Mano de obra operacional	\$ 34.04
Lubricantes	0.22
Herramientas y accesorios	4.86
Aire comprimido	2.03
Materiales de operación	81.09
Mantenimiento	18.37
Amortización del equipo	5.01

 TOTAL	 \$ 145.42 / M ²

NOTA: Para mayor información de costos, consultar Anexo I.

III.3.- ANCLAJE.

A).- CARACTERISTICAS.

Durante los últimos años, el uso de anclas en las minas se ha incrementado considerablemente, principalmente en las excavaciones en rocas relativamente sanas. Esto se debe a que, durante la excavación, se crean superficies abiertas dentro de la masa de roca, la cual puede estar fisurada y con concentraciones -- elevadas de esfuerzos, por lo cual no está en condiciones de so-- portarse a ella misma.

Fenómenos de este tipo han dado lugar al desarro-- llo de técnicas para estabilización; y entre muchos, son dos los factores básicos que ayudan a facilitar este requerimiento. El -- primero, es evitar deformaciones que excedan notablemente las de-- formaciones permisibles de la roca; y el segundo, soportar la ro-- ca expuesta por las pegadas lo más rápidamente posible. Hay cua-- tro operaciones que ayudan a cumplir con los dos factores ante--- riormente señalados, ellas son: el diseño de las obras, la secuen-- cia de excavación, el método de excavación y el soporte de la --- roca.

En nuestro caso, para que un anclaje rinda su ma-- yor eficiencia para prevenir la continúa alteración física de la roca, el sistema tendrá que contar con los siguientes requisitos:

a).- Las deformaciones máximas a soportar tendrán que ser calculadas en avance.

b).- Su instalación debe quedar incluida, si es posible, dentro del ciclo de barrenación-cargado-disparado-rezagado.

La función estabilizadora se logra mediante uno de los tres criterios que a continuación se enuncian:

1).- Efecto de Suspensión.- El efecto es explicado en tres casos, que son:

1a).- En la figura 11a se observa un cielo en la mina formado por una lámina situada bajo una cama potente de roca. Dicha lámina está suspendida de anclas uniformemente distribuidas. En un espaciamiento de anclas y espesores de roca dados, se pueden conocer los límites máximos de carga soportada por cada una de las anclas.

1b).- En la figura 11b se tiene el caso de una viga formada por una capa de roca empotrada en sus dos extremos. Si un número suficiente de anclas son instaladas y tensionadas de manera que la superficie de la lámina inferior es colocada en contacto con la capa superior, la carga de la capa inferior es transmitida a la superior a través del sistema de anclas.

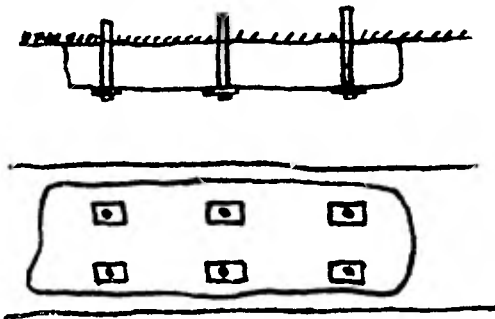
1c).- Considerando ahora un contracielo formado por dos capas de roca que trabajan como vigas empotradas y sin fricción entre sus superficies (Fig. 11c). Si el orden de las vigas es tal que la razón de la carga por unidad de longitud entre la flexión es más grande en la viga superior, a medida que el tiempo transcurra estará parcialmente suspendida y se apoyará sobre la viga inferior.

Si el orden de los dos miembros es cambiado, de manera que la razón de la carga por unidad de longitud a la rigidez flexurante es mayor para el miembro superior, cada losa flexionará independientemente y se formará una separación entre dichas losas. Pero si las losas fueran ancladas y apretadas de manera que los dos miembros se toquen y el espaciamiento entre anclas sea -- pequeño, se obtiene una distribución uniforme de la carga, tanto transversal como longitudinalmente (Fig. 11d).

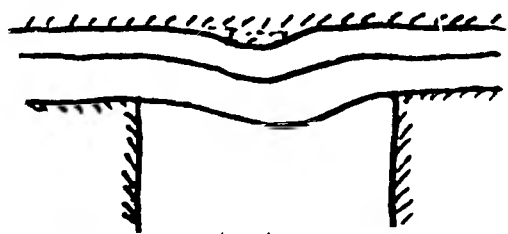
2). Efecto de Fricción.- El efecto de fricción aparece cuando un contracielo formado por capas de diferentes espesores es anclado y las anclas tensionadas, dicha tensión incrementa la fricción existente entre las superficies de las capas disminuyendo el riesgo por desplazamiento entre ellas, y a su vez la acción de las anclas reduce la flexión, esfuerzos y deformaciones.

3). Efecto Combinado de Fricción y Suspensión.- Este tipo de problema ya implica una gran complejidad, pero se puede resolver utilizando una combinación de datos teóricos y experimentales. En el caso más general, el espesor, peso unitario, módulo de elasticidad y fricción de cada lámina de un contracielo son diferentes. Escribir una ecuación que definiera este caso resultaría difícil y no tendría aplicación práctica.

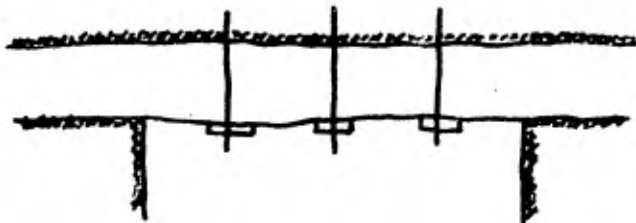
Durante varios años, el anclaje en la Unidad Taxco ha comprendido varios sistemas de aplicación, pero debido a sus propiedades y a los resultados obtenidos de ellos, el de varilla corrugada y el de split-set (estabilizadores de fricción) son los sistemas que más se han adaptado a las necesidades de seguridad en las obras mineras. Y son los que a continuación se describen.



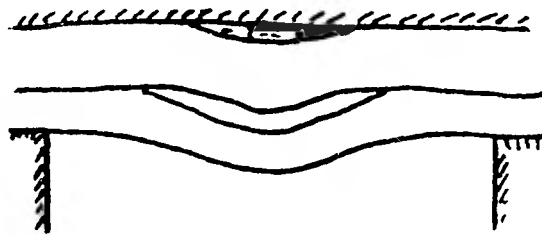
(a)



(c)



(b)



(d)

UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM	EFFECTOS DE LA ROCA EN EL ANCLAJE	
	TESIS PROFESIONAL	
	JORGE E. HERNANDEZ ANIDES	
FIG. 11	ESC.	1981

B).- ANCLAJE CON VARILLA CORRUGADA.

Características.- El anclaje con varilla corrugada es un medio de preservar y reforzar los esfuerzos naturales que existen en las capas de la roca, y prevenir fallamientos provocados en rebajes, túneles y demás obras subterráneas. El fallamiento de la roca es disminuído a través de cargas a tensión y fricción sobre un patrón de anclas, que a su vez actúa a compresión y disminuye el desarrollo de tensiones provocadas en capas debilitadas o alteradas. El resultado es una viga formada de láminas de diferentes espesores que se opone al flexionamiento, fracturamiento, fallamiento o movimientos laterales de sus componentes.

Este fallamiento de la roca del techo es generalmente causado por la tendencia natural de los estratos de la roca a "fluir" dentro del hueco provocado durante el minado.

Cálculo de Anclaje para Rampas, en la Unidad Taxco.

Se tomará como ejemplo el cálculo que se hizo para la rampa que comunica con un manto denominado Calizas, en la mina Guerrero, teniendo la roca un efecto de suspensión.

En la actualidad, no existe un método para el cálculo de anclaje que satisfaga todas las condiciones de reforzamiento en la roca. Sin embargo, existen procedimientos válidos que nos llevan a un anclaje que cumple con las normas de seguridad.

El cálculo de anclaje para esta rampa es el resultado de variar valores para ciertos parámetros que nos dieran como resultado final un factor de reforzamiento mayor o igual que -

el factor de seguridad para este tipo de anclaje.

Estos parámetros son: longitud propuesta de la rampa (cálculo por partes), el número de anclas por línea propuesta, el número de líneas propuesta, y la longitud de las anclas.

El desarrollo del cálculo es el siguiente:

Datos:

γ : Peso específico de la roca = 3.3 ton/m³.

X : Ancho promedio de la rampa = 4.20 m.

Z : Longitud propuesta para el cálculo = 40 m.

Y : Espesor promedio de caídos = 1.0 m.

L : Longitud de las anclas = 7'.

N_1 : Número de anclas por línea propuesta = 6

N_2 : Número de líneas propuesta = 10.

Tipo de roca: Caliza alterada.

Esfuerzo a tensión de las anclas (W_b).

$$W_b = \frac{(\gamma) (X) (Y) (Z)}{(N_1+1) (N_2+1)} = \frac{3.3 \times 4.2 \times 1.0 \times 40}{(6+1) (10+1)}$$

$$= 7.2 \text{ ton} = 7,200 \text{ kg} \times 2.2046 = \underline{15,873 \text{ lb.}}$$

Espaciamiento entre anclas (E_1).

$$E_1 = \frac{X}{N_1 + 1} = \frac{4.20}{6 + 1} = \underline{0.60 \text{ m.}}$$

Espaciamiento entre líneas de anclaje (E_2).

$$E_2 = \frac{Z}{N_2 + 1} = \frac{40}{10 + 1} = \underline{3.60 \text{ m.}}$$

Factor de reforzamiento (F.R.).

F.S. = 1.5 (Factor de Seguridad) F.R. \geq F.S.

La tensión aplicada a las anclas es de 8,343 lb, - pero para fines de cálculo se considera de 10,000 lb.

$$F.R. = \frac{W_b}{\text{Tensión aplicada}} = \frac{15,873}{10,000} = \underline{1.6.}$$

F.R. > F.S.

Por lo que el anclaje se considera aceptable.

Instalación.- Para la instalación de las anclas de varilla corrugada, se da primeramente un barreno de 1 1/2" de diámetro y 7' de largo con perforadora Atlas Copco BBC-35. La varilla utilizada es de 5/8" de diámetro y de 7' de largo.

Una vez dado el barreno, por medio de una bomba -- accionada con aire comprimido se inyecta cemento (premezclado con agua) en el barreno, e inmediatamente se introduce el ancla (Fig. 12).

Pruebas de extracción.- Con el objeto de conocer -- la resistencia a la tensión con que trabajan las anclas de varilla corrugada, se han estado haciendo una serie de pruebas de extracción en diferentes lugares de la mina Guerrero. A su vez, estas pruebas están siendo consideradas para mejorar el funciona---

miento de este sistema de anclaje.

En la figura 13 se muestra una gráfica de una serie de pruebas de extracción efectuadas en la rampa Santa Fe. En ella se nota la carga aplicada a las varillas en tiempos diferentes a su instalación; e indica también que el amarre del medio -- acero-cemento-roca, empieza a trabajar efectivamente hasta las 24 horas de haberse instalado el ancla.

El método y el equipo para este tipo de pruebas se explicará en el subíndice (C) de este capítulo (Anclaje con Split Set), ya que prácticamente son idénticos.

Un análisis del funcionamiento de este sistema de anclaje, es el que a continuación se describe:

Las figuras 14a - 14d representan secciones de anclaje en una rampa; cada sección tiene un número diferente de parámetros entre los que se pueden mencionar: espaciamiento, longitud y número de anclas.

El análisis se conjuga en:

1.- Esfuerzos a compresión circulares se forman al rededor de la abertura, esto resulta de la tensión en las anclas, la cual provoca que la roca comprimida se expanda hacia los lados. Como esta tendencia es restringida, la compresión se induce con - ángulos de 90° a la dirección de las anclas.

2.- Si una longitud y un espaciamiento convenientes son utilizados, los conos a compresión formados por cada una

de las anclas se sobreponen unos a otros formando un anillo de -- compresión dentro de la roca del techo, el cual ayuda a la roca -- a sostenerse por sí misma y forma una bóveda con resistencia para soportar un peso mayor que el suyo propio.

3.- El anillo de compresión dentro de la roca tiene mas o menos $2/3$ de la longitud del ancla y se inicia aproximadamente a 2 pies arriba de la cara libre de roca.

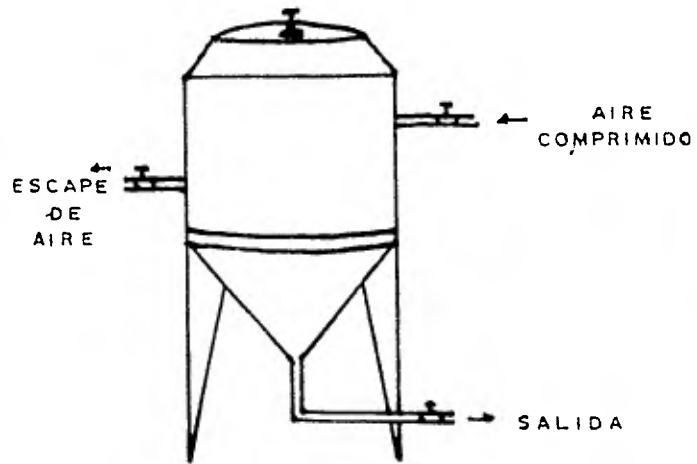
4.- La figura 14a muestra un anillo de compresión de mayor espesor.

5.- Las características de las figuras 14b y 14c -- son semejantes a las de la 14a, pero es importante notar que el -- anillo de compresión va disminuyendo a medida que la separación -- entre las anclas se incrementa.

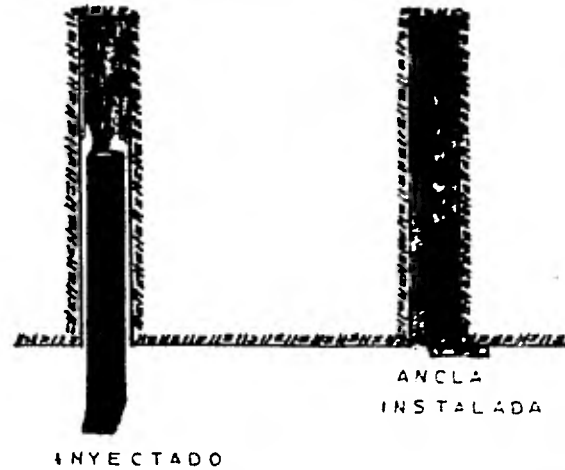
6.- En la figura 14d el anillo a compresión desaparece definitivamente, en este punto cada ancla trabaja individualmente perdiéndose una parte de la función del anclaje: formar una entidad estructural de roca que además de sustentar su propio peso resiste un excedente. Por lo cual la razón entre la longitud -- efectiva del ancla y el espaciamiento debe ser 2 (o mayor).

C).- ANCLAJE CON SPLIT - SET.

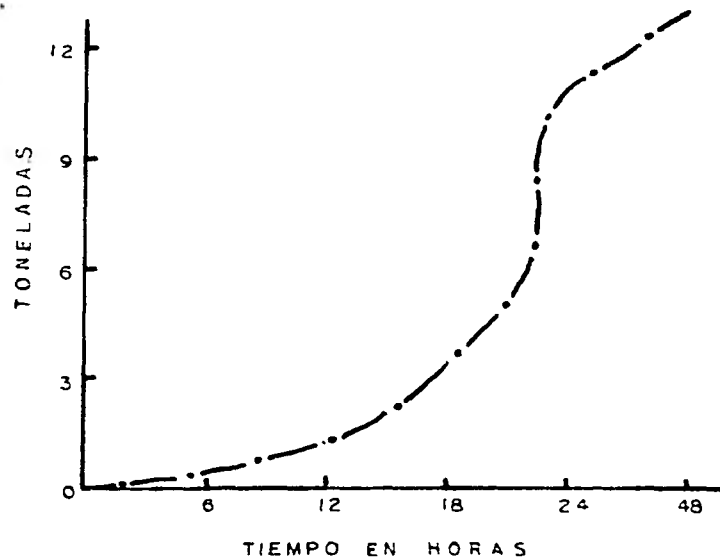
Características. - El Split-Set (estabilizador de -- fricción), es un tubo de 6' de longitud y $1\ 1/2$ " de diámetro, con una ramura de $5/8$ " a todo lo largo de él. En la parte inferior, -- el tubo lleva soldado un anillo el cual sujeta la placa de presión (6" x 6" x $1/4$ ") contra la roca. En la parte superior tiene un



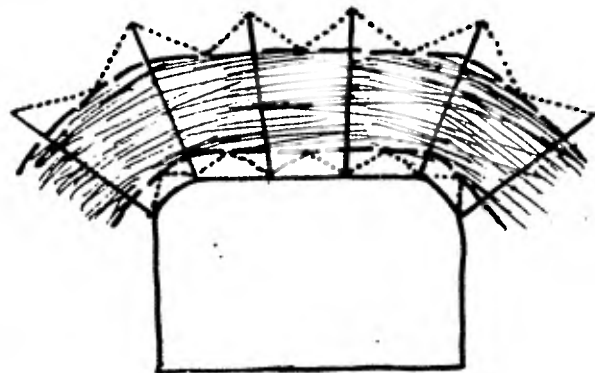
BOMBA



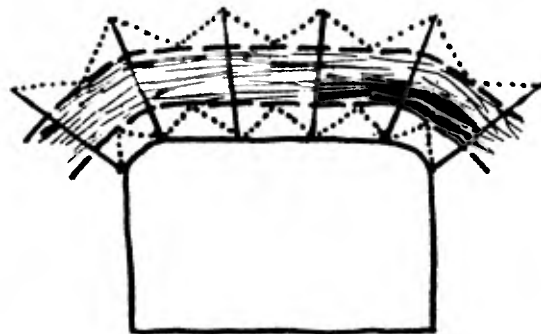
UN	FACULTAD DE INGENIERIA	
AM	INYECTADO DE BARRENOS	
	TESIS PROFESIONAL	
	JORGE E. HERNANDEZ ANDES	
FIG. 12	ESC.	1981



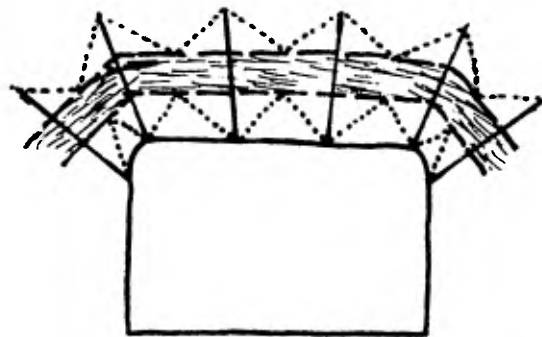
UN AM FACULTAD DE INGENIERIA		
GRAFICA DE RESISTENCIA DE ANCLAS DE VARILLA		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANIDES		
FIG. 13	ESC.	1981



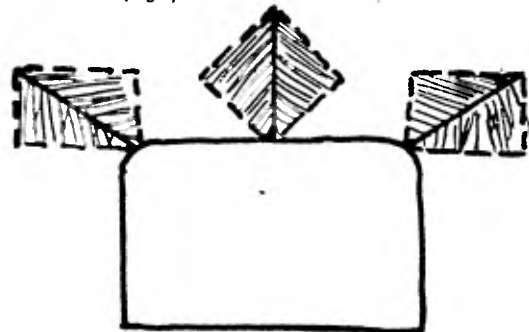
(a)



(c)



(b)



(d)

UN FACULTAD DE INGENIERIA
AM

SECCIONES DE ANCLAJE
EN UNA RAMPA

TESIS PROFESIONAL

JORGE E. HERNANDEZ ANIDES

FIG. 14 ESC. 1981

adelgazamiento cónico para facilitar su introducción dentro del barreno (Fig. 15). Soportan una alta resistencia (punto de cedencia) de 60,000 lb/in², y una resistencia de ruptura de 75,000 lb/in².

Los principales mecanismos del medio formado por la roca y el ancla son:

a).- En condiciones de esfuerzos horizontales elevados, éstos tienden a cerrar el barreno ayudando a incrementar la presión radial y la resistencia por fricción (Fig. 16a).

b).- A medida que pasa el tiempo, la oxidación que se forma sobre la superficie del ancla cubre las asperezas del barreno proporcionando un trabamiento adicional (Fig. 16b).

c).- Movimientos entre los estratos deforman el ancla, y ésta tiende a trabarse y acuñaarse dentro de dichos estratos (Fig. 16c).

d).- En caso de presentarse concentraciones elevadas de esfuerzos, a tensión y cortante, el ancla se desplaza fracciones de centímetro liberando las presiones a que está sujeta, volviendo de nueva cuenta a asirse sin perder sus propiedades de soporte (Fig. 16d).

Como anteriormente se mencionó, durante los trabajos de reforzamiento se busca que los movimientos primarios de la roca carguen el soporte al mismo tiempo que la roca genera movimientos interiores de flexión y esfuerzos cortantes, en un intento de ser autoportable.

Los split-set pueden resistir la reacción primaria de la roca sin desarrollar demasiada fuerza de anclaje y concentraciones de esfuerzos que fracturen la roca alrededor del ancla. Después de una concentración de carga, el orificio se desliza --- unas milésimas de pulgada, liberando dicha carga y recobrando ins tantáneamente sus propiedades de sujeción.

Estadísticas hechas con relación a los split-set, indican que su capacidad de anclaje se incrementa con el tiempo. Dicho incremento de la capacidad de anclaje se debe probablemente a dos factores:

a).- Movimientos originados dentro de la masa rocosa tienden a reducir el diámetro del barreno o cambiar su geometría, deformando, por lo tanto, el ancla y aumentando su traba--- miento.

b).- La corrosión sobre la superficies del ancla incrementa los efectos por fricción.

El cálculo para este sistema de anclaje es el mismo que para el de varilla corrugada.

Instalación.- Se da un barreno de 1 1/2" de diámetro y 6 1/2" de largo con una perforadora Atlas Copco BBC-35; después se coloca un adaptador en el broquero de la perforadora y se pone la punta del ancla dentro del barreno. El ancla es introducida en el barreno con el adaptador y el accionar (avance y rotación) de la perforadora (Fig. 17).

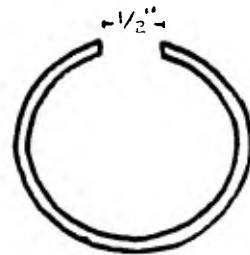
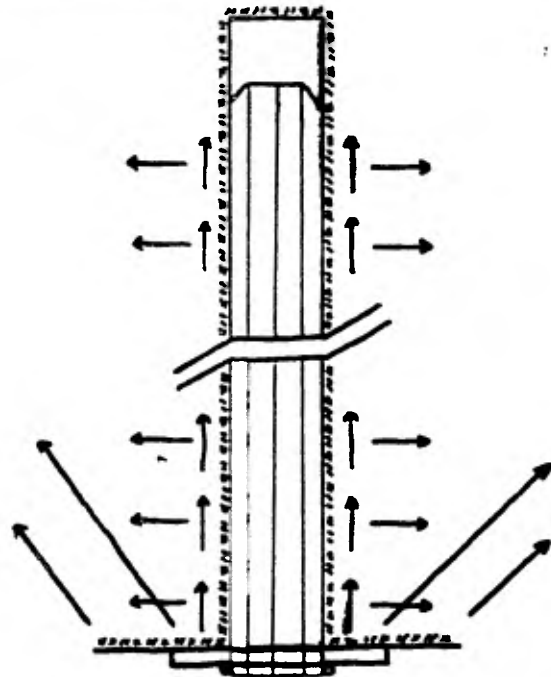
Pruebas de extracción.- Para las pruebas de extracción de los split-set, se cuenta con el siguiente equipo y material:

Una bomba Enerpac P39; un gato hidráulico de cilindro hueco RCH-302, Enerpac; una mordaza de acero para unir el extremo del ancla con tornillo de alta resistencia; tornillo de varilla corrugada de 1.6' x 5/8" con rosca en ambos extremos; extensómetro de carátula; espaciadores de acero de 1" x 1/8" x 1 9/8".

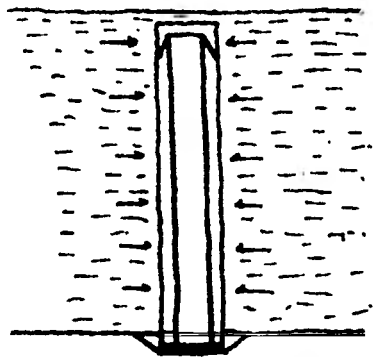
La instalación del equipo y material se ilustra en la figura 18. En ella se nota la fuerza aplicada (medida en la carátula) de la bomba al gato hidráulico para tratar de sacar el ancla, la cual opone resistencia a la fuerza aplicada.

Una serie de pruebas se hicieron en diferentes lugares de la mina Guerrero, obteniéndose los siguientes resultados (resumen):

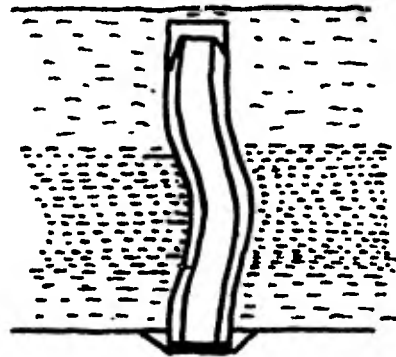
Prueba No	Fuerza al deslizamiento	Magnitud del deslizamiento	Caída de presión	Observaciones
1	8.3 ton.	1/4" - 1/8"	3.7 ton.	Al instalarse
1a	7.5	1/4" - 1/8"	4.2	2 sem. después
2	7.2	1/8" - 1/16"	3.2	Al instalarse
2a	6.0	3/16" - 1/8"	3.0	2 sem. después
3	6.0	1/8"	3.0	Al instalarse
3a	6.2	1/8"	2.0	3 sem. después
3b	6.2	1/4"	1.0	4 sem. después



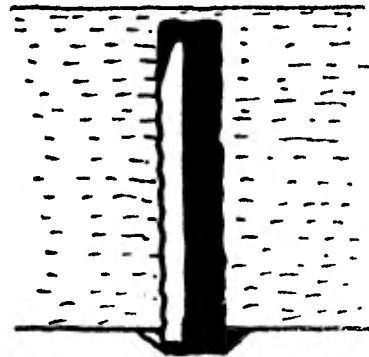
UN AM	FACULTAD DE INGENIERIA	
ESTABILIZADOR DE FRICCION		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANDES		
FIG. 15	ESC.	1981



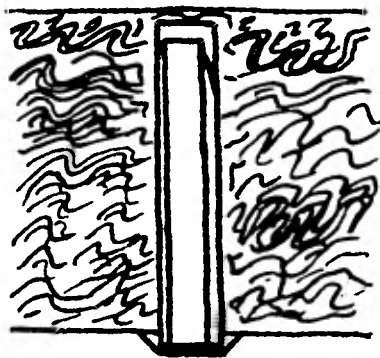
(a)



(c)

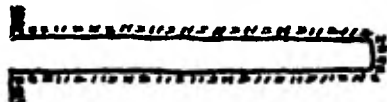
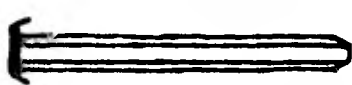


(b)

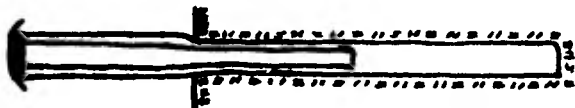


(d)

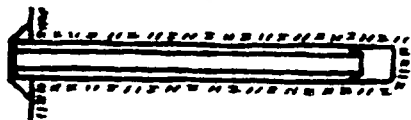
UN AM	FACULTAD DE INGENIERIA	
CARACTERISTICAS DE SPLIT-SET		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANIDES		
FIG. 16	ESC.	1981



1

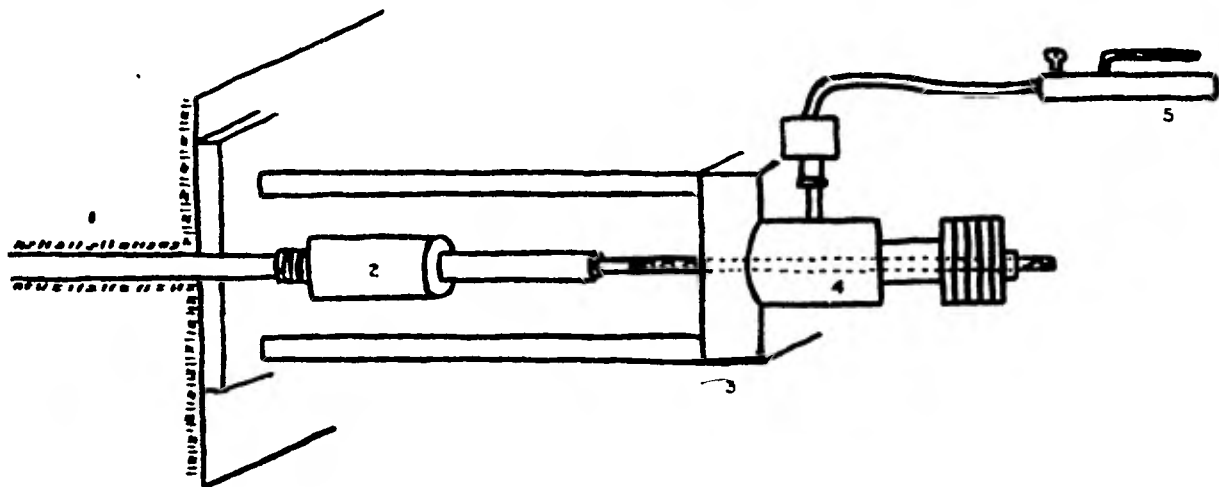


2



3

UN		
AM FACULTAD DE INGENIERIA		
INSTALACION DE SPLIT-SET		
T E S I S P R O F E S I O N A L		
JORGE .E. HERNANDEZ ANIDES		
FIG. 17	ESC.	1981



- 1 Tubo de fricción
- 2 Mordaza
- 3 Pedestal
- 4 Gato hidráulico
- 5 Bomba

UN FACULTAD DE INGENIERIA
AM

EXTRACCION DE SPLIT-SET

TESIS PROFESIONAL

JORGE E. HERNANDEZ ANIDES

FIG. 18

ESC.

1981

En base a los resultados de estas pruebas, se puede afirmar que los estabilizadores de fricción mantienen su habilidad de aceptar ciclos de carga y desplazamientos masivos sin detrimento de sus propiedades de sujeción.

D).- COSTOS.

COSTO POR ANCLA INSTALADA DE VARILLA CORRUGADA
(RESUMEN)

CONCEPTO	COSTO / ANCLA
Mano de obra operacional	\$ 41.77 / ancla
Acero	20.37
Lubricantes	2.80
Herramientas y accesorios	9.67
Materiales de operación	74.11
Aire comprimido	1.05
Amortización del equipo	4.22
Mantenimiento	2.10
<hr/>	
TOTAL	\$ 156.09 / ancla

NOTA: Para mayor información de costos, consultar Anexo II.

COSTO POR ANCLA INSTALADA DE SPLIT - SET
(RESUMEN)

CONCEPTO	COSTO / ANCLA
Mano de obra operacional	\$ 31.33 / ancla
Acero	20.37
Lubricantes	2.09
Herramientas y accesorios	5.53
Materiales de operación	119.70
Aire comprimido	1.05
Amortización del equipo	2.00
Mantenimiento	2.10
<hr/>	
TOTAL	\$ 184.17 / ancla

NOTA: Para mayor información de costos, consultar Anexo III.

III.4.- DISEÑO DE PILARES.

A).- REQUERIMIENTOS DE DISEÑO.

Las dimensiones adecuadas y la distribución uniforme de pilares en un cuerpo mineral, es el resultado de una serie de estudios y pruebas de laboratorio de la roca y/o mineral que forman el cuerpo.

Los requerimientos de diseño para pilares son los siguientes:

a).- Primeramente hay que dar barrenos a diamante en puntos estratégicos para conocer algunas propiedades de la roca, útiles en el diseño.

b).- Someter los testigos de diamante a estudio de RQD, resistencia a compresión simple, módulo de elasticidad, módulo de ruptura, constante de Poisson, etc..

Aunque para el cálculo de pilares, lo que más nos interesa es el estudio RQD y la resistencia a la compresión de la roca.

Rock Quality Designation (RQD).- La calidad de la roca se basa en un procedimiento modificado de la recuperación de testigo, el cual en turno, se basa indirectamente en el número de fracturas y la cantidad de roca suave o alterada que se observa - en los testigos tomados de la masa rocosa. En lugar de contar las fracturas, una medida indirecta se logra sumando la longitud to--

tal recuperada, pero contando sólo las piezas de 10 cm o mayores que no estén fuertemente alteradas.

Determinación de RQD	Cualidad
0 - 25 %	Muy pobre
25 - 50 %	Pobre
50 - 75 %	Regular
75 - 90 %	Buena
90 - 100 %	Excelente

Clasificación Ingenieril de la Roca.- La clasificación se basa en una importante propiedad de la roca, la resistencia a compresión simple. La roca se divide en una de cinco categorías de resistencia como se muestra en la tabla siguiente:

Clase	Descripción	Resistencia a la compresión uniaxial
A	Resistencia muy alta	sobre - 32,000 lb/in ²
B	Resistencia alta	16,000 - 32,000
C	Resistencia media	8,000 - 16,000
D	Resistencia baja.	4,000 - 8,000
E	Resistencia muy baja	menos - 4,000

B).- CALCULOS.

Para el cálculo de pilares se tomará la siguiente secuencia:

Características del cuerpo mineral.

Los cuerpos del yacimiento se presentan en forma - de chimeneas y mantos de naturaleza masiva, lo cual es función de los rasgos estructurales y estratigráficos que lo limitan. Las di mensiones son variables, lo mismo que la forma y magnitud.

El cuerpo objeto es una chimenea tabular casi vertical, con irregularidades en su sección transversal, a veces se estrangula y otras se ensancha. El ancho promedio de la chimenea es de 30 m, con longitud definida hasta el momento de 1,000 m y - profundidad de 700 m.

Los cuerpos mineralizados están estrechamente rela cionados con calizas que por sus condiciones físicas y químicas - resultaron favorables al reemplazamiento.

Minerales de mena: Argentita, esfalerita, galena, y calcopirita.

Minerales de ganga: Limonita, hematita, magnetita, cuarzo, calcita y algunos silicatos de calcio y magnesio.

Sistema de minado: Corte y relleno hidráulico.

Cálculos:

Determinación de RQD:

Longitud perforada = 15 m.
 Recuperado 10 cm = 11.94 m.
 RQD: $11.94 / 15 = 73 \%$.
 Calidad de la roca = Regular.

Longitud perforada = 18.5 m.
 Recuperado 10 cm = 14.10 m.
 RQD: $14.10 / 18.50 = 76 \%$.
 Calidad de la roca = Buena.

Resistencia promedio a la compresión simple:
 Obtenida = $1,400 \text{ kg/cm}^2 = 19,880 \text{ lb/in}^2$.
 Descripción = Resistencia alta.

Separación entre pilares.

Fórmula:
$$L_s = \left(\frac{2 \times T_a \times t}{F_s \times \gamma} \right)^{1/2}$$

Donde:

L_s = Luz
 T_a = Módulo de ruptura
 t = Espesor de losas de techo
 F_s = Factor de seguridad
 γ = Peso específico

Datos:

$T_a = 5,700 \text{ lb/in}^2$.
 $t = 5'$.
 $F_s = 8$, para criterio de diseño.

$$\gamma = 2.5 \text{ ton/m}^3 = 0.09 \text{ lb/in}^3.$$

$$L_s = \left(\frac{2 \times 5,700 \times 5 \times 12}{8 \times 0.09} \right)^{1/2} = 81.22'.$$

$$L_s = 24.75 \text{ m.}$$

Se tomará: $L_s = 25 \text{ m.}$

Dimensión de pilares.

Fórmulas:

$$\sigma_v = \gamma \times h$$

$$\sigma_p = \sigma_v (A_t / A_p)$$

$$C_p = C_o [0.778 + 0.222 (W_p / H_p)]$$

$$F_s = C_p / \sigma_p$$

$$R = 1 - (A_p / A_t)$$

Donde:

σ_v = Esfuerzo vertical

σ_p = Esfuerzo promedio sobre pilares

C_p = Resistencia de los pilares a compresión

F_s = Factor de seguridad > 1

R = % de recuperación

γ = Peso específico de la roca

h = Profundidad de puntos considerados

A_t = Area total (Area tumbe + Area pilares)

A_p = Area pilares

C_o = Resistencia a compresión simple

W_p = Ancho pilar

H_p = Altura promedio del pilar

Datos:

$$\gamma = 2.5 \text{ ton} / \text{m}^3.$$

$$h = 400 \text{ m}.$$

$$A_t = 625 \text{ m}.$$

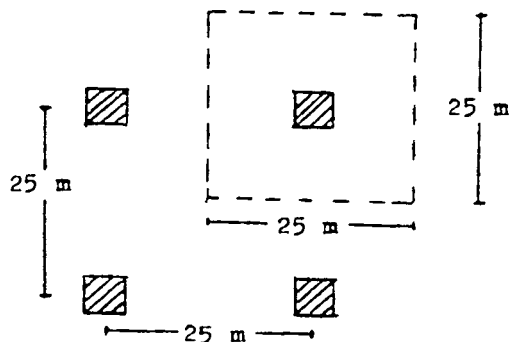
$$C_o = 1,400 \text{ kg/cm}^2.$$

A_p = De acuerdo a la sección del pilar.

W_p = De acuerdo a la sección del pilar.

Cálculos:

- 1.- Seleccionando pilares de 7.0 x 7.0 m (separados entre centros 25 m).



$$a.- \bar{C}_v = 400 \times 2.5 = 1,000 \text{ ton/m}^2 = 100 \text{ kg/cm}^2.$$

$$b.- \bar{C}_p = 100 \times (625/49) = 1,275.5 \text{ kg/cm}^2.$$

$$c.- C_p = 1,400 \cdot 0.778 + 0.222 (7/30) = 1161.7 \text{ kg/cm}^2.$$

$$d.- F_s = 1,161.7/1,275.5 = 0.91 < 1 .$$

$$e.- R = 1 - (49/625) = 92 \%.$$

2.- Seleccionando pilares de 8.0 x 8.0 m (separados entre centros 25 m).

$$a.- \bar{C}_v = 100 \text{ kg/cm}^2.$$

$$b.- \bar{C}_p = 100 \times (625/64) = 976.56 \text{ kg/cm}^2.$$

$$c.- C_p = 1,400 \cdot 0.778 + 0.222 (8/30) = 1,172.07 \text{ kg/cm}^2.$$

$$d.- F_s = 1,172.07/976.56 = 1.2 > 1 .$$

$$e.- R = 1 - (64/625) = 89 \%.$$

3.- Seleccionando pilares de 7.5 x 7.5 m (separados entre centros 25 m).

$$a.- \sigma_v = 100 \text{ kg/cm}^2.$$

$$b.- \sigma_p = 100 \times (625/56.25) = 1,111.11 \text{ kg/cm}^2.$$

$$c.- C_p = 1,400 \cdot 0.778 + 0.222 (7.5/30) = 1,166.90 \text{ kg/cm}^2.$$

$$d.- F_s = 1,166.90/1,111.11 = 1.05 > 1 .$$

$$e.- R = 1 - (56.25/625) = 91 \%.$$

Analizando los tres cálculos diferentes, nos podemos dar cuenta de que la mejor opción es la tercera; ya que tanto el factor de seguridad como el % de recuperación son aceptables - en comparación con las otras dos opciones. Por lo tanto:

Se selecciona pilares de 7.5 x 7.5 m, separados -- de centro a centro 25 m.

C).- COMPORTAMIENTO DE UN POST - PILLAR.

Un post-pillar se define como una columna de roca con cuatro caras laterales libres, diseñada para fallar lentamente bajo la línea de relleno hidráulico. Uno de los rasgos distintivos de este tipo de pilares es su deformación progresiva a medida que los cortes de mineral avanzan ascendentemente. Si se llevan a cabo medidas de instrumentación durante la vida de un pilar es posible describir el proceso de deformación.

En la figura 19 se ilustra el mecanismo de deformación, que claramente se forma en dos partes a las que se denominan activa y pasiva.

La fase activa presenta las fuerzas que son liberadas a consecuencia del minado (pegadas, presiones confinantes, -- concentraciones de esfuerzos, etc.). La pasiva representa el estado de deformación completa, en esta fase todas las fuerzas actuales han logrado su punto de equilibrio.

A medida que se va incrementando la altura del pilar, la fase pasiva avanza verticalmente hacia arriba, y una vez terminado el minado toda la longitud del pilar queda dentro de dicha fase.

Si después de seis cortes en el rebaje, la altura del pilar se divide igualmente en seis partes, cada una de ellas sufre un estado físico particular que a continuación se describe:

Zona 1.- Area completamente en tensión.

Zona 2.- La deformación del pilar es completa.

Zona 3.- Representa la respuesta del post-fallamiento del pilar que aun recibe cargas por redistribución de esfuerzos, pero conservando aun suficientes resistencia como para no fallar violentamente.

Zona 4.- El pilar en este punto comienza a fallar en su área de exposición.

Zona 5.- En este punto se miden las concentraciones máximas de esfuerzos.

Zona 6.- Area de material con comportamiento elástico.

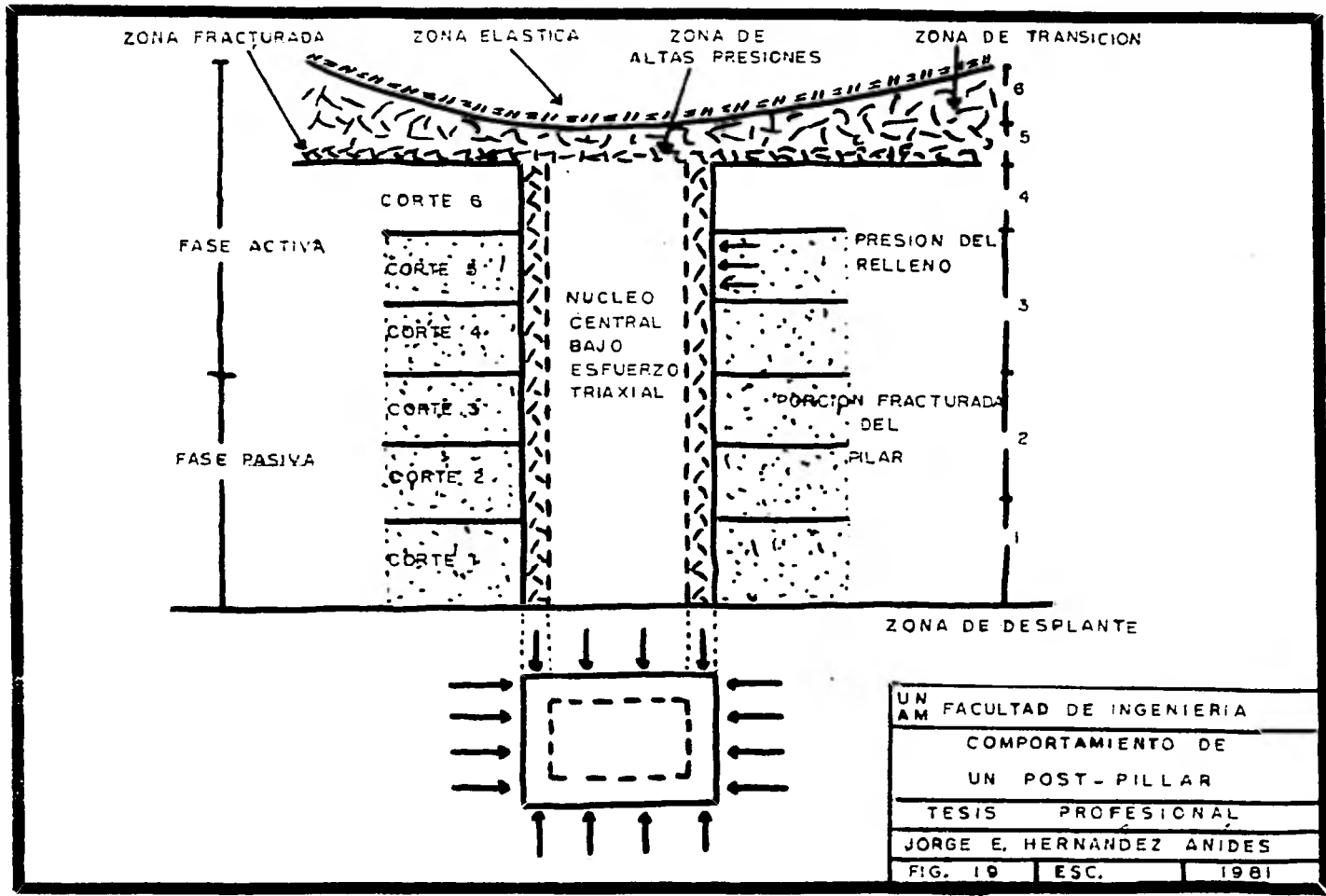
En base a estas observaciones, podemos ver que la estabilidad de un pilar es crítica sólo en tres cortes a partir del contracielo.

III. 5.- ANALISIS DE LOS SISTEMAS DE REFORZAMIENTO CONVENCIONALES.

A).- SISTEMAS DE REFORZAMIENTO CONVENCIONALES.

Los sistemas de reforzamiento que anteriormente se utilizaban en las obras mineras de la Unidad Taxco, hoy comúnmente denominados convencionales, son los que a continuación se describen.

1.- Marcos de Madera. Los marcos de madera consisten en tres piezas: una viga y dos columnas o postes. Estos se utilizaban hasta antes de la mecanización de las obras mineras y se hicieron obsoletos debido a la ampliación de las obras. Aún así, se puede hacer un análisis comparativo de éstos si se toman las dimensiones de la madera mas grandes.



UN AM FACULTAD DE INGENIERIA		
COMPORTAMIENTO DE		
UN POST-PILAR		
TESIS PROFESIONAL		
JORGE E. HERNANDEZ ANIDES		
FIG. 19	ESC.	1981

El criterio para la instalación de los marcos de madera ha sido el método de tanteos, que consiste en reforzar la roca utilizando madera de diferentes dimensiones, a medida que los esfuerzos en la roca sean mayores o menores.

2.- Anclas de Concha de Expansión. Este es un sistema que carga la roca en dos puntos, uno en la placa inferior y otro en el área de colocación de la concha. Se obtiene inmediatamente una roca reforzada después de instalada el ancla, aunque es susceptible de sufrir daños por pegadas de explosivos, por movimientos diferenciales entre los estratos de la roca, por deformaciones de la concha con el tiempo y a veces también por fracturamiento excesivo de la concha sobre la roca que la rodea.

3.- Varilla Corrugada y Cartuchos de Resina. Este tipo de ancla proporciona un bulbo de presión sobre la roca situada encima de la placa de manera similar a un ancla de concha de expansión. La tensión en la varilla se extiende a un máximo de 6" arriba de la placa. Este tipo de anclaje es muy rígido y se considera como un sistema de alto poder de sujeción.

El criterio de diseño para el anclaje con concha de expansión y con resina, es el mismo que el utilizado para el split - set y varilla corrugada con cemento.

B).- COSTOS DE LOS SISTEMAS CONVENCIONALES.

Marcos de Madera.

Se tomó como consideración que, de 62 m² de reforzamiento con concreto lanzado, obtenemos un avance de reforzamiento de 5.5 m para una rampa de 4.2 x 3.6 m.

Para tener un reforzamiento de 5.5 m de avance, se necesitan 5 marcos de madera separados 1.4 m de centro a centro, utilizando columnas de 12" x 12" x 10' 5" y vigas de 12" x 12" x 12'.

COSTO POR M² CON MARCOS DE MADERA
(RESUMEN)

CONCEPTO	COSTO / M ²
Mano de obra operacional	\$ 50.00 / M ²
Herramientas y accesorios	1.40
Materiales de operación	296.90
<hr style="width: 20%; margin-left: auto;"/>	
TOTAL	\$ 348.30 / M ² .

NOTA: Para mayor información de costos, consultar Anexo IV.

COSTO POR ANCLA INSTALADA DE VARILLA CORRUGADA CON RESINA
(RESUMEN)

CONCEPTO	COSTO / ANCLA
Mano de obra operacional	\$ 41.80 / ancla
Acero	20.40
Lubricantes	2.80
Herramientas y accesorios	9.80
Materiales de operación	407.05
Aire comprimido	1.05
Amortización	2.00
Mantenimiento	2.10
TOTAL	\$ 487.00 / ancla

NOTA: Para mayor información de costos, consultar Anexo V.

COSTO POR ANCLA INSTALADA DE CONCHA DE EXPANSION
(RESUMEN)

CONCEPTO	COSTO / ANCLA
Mano de obra operacional	\$ 41.80 / ancla
Acero	23.30
Lubricantes	2.80
Herramientas y accesorios	9.80
Materiales de operación	191.52
Aire comprimido	1.10

Amortización	\$ 2.30
Mantenimiento	2.40

TOTAL \$ 275.05 / ancla.

NOTA: Para mayor información de costos, consultar Anexo VI.

Para obtener los costos sobre m^2 de los sistemas - de anclaje, se tomó el siguiente criterio:

Avance de reforzamiento de la rampa = 5.5 m ($62 m^2$)
 No de anclas por línea en el techo = 6
 No de anclas por línea en cada tabla = 5
 No de líneas de anclaje = 2
 Total de anclas a instalarse = 32

COSTO/ m^2 DE SPLIT - SET.

Costo por ancla	\$ 184.17
Costo por 32 anclas	\$ 5,893.45
Costo/ m^2 : 5,893.45/62	\$ 95.10

COSTO/ m^2 DE VARILLA CORRUGADA CON CEMENTO.

Costo por ancla	\$ 156.09
Costo por 32 anclas	\$ 4,994.90
Costo/ m^2 : 4,994.90/62	\$ 80.56

COSTO/m² DE VARILLA CORRUGADA CON RESINA.

Costo por ancla	\$	487.00
Costo por 32 anclas	\$	15,548.00
Costo/m ² : 15,548.00/62	\$	251.35

COSTO/m² DE CONCHA DE EXPANSION.

Costo por ancla	\$	275.05
Costo por 32 anclas	\$	8,801.60
Costo/m ² : 8,801.60/62	\$	141.95

C).- VENTAJAS Y DESVENTAJAS CON RESPECTO A LOS SISTEMAS DE REFORZAMIENTO ACTUALES.

Del cuadro sinóptico que se presenta al final de este capítulo, podemos deducir las siguientes ventajas y desventajas de los sistemas convencionales respecto a los sistemas actuales de reforzamiento.

Marcos de Madera.

Ventajas:

No se considera ninguna ventaja para grandes aberturas en la roca con este sistema de reforzamiento.

Desventajas:

- a).- Alto costo de instalación.
- b).- Mayor tiempo para su instalación.
- c).- Reduce considerablemente la sección de la ram
pa.
- d).- No soporta grandes concentraciones de esfuer-
zos.

Varilla Corrugada con Resina.

Ventajas:

- a).- Sistema de alto poder de sujeción.
- b).- Proporciona un reforzamiento casi instantáneo
de la roca.
- c).- Tiene una vida promedio igual que el sistema
de varilla corrugada con cemento.

Desventajas:

- a).- Alto costo de instalación.
- b).- Es un sistema de anclaje pasivo.
- c).- Puede llegar a fallar o deformarse si la con-
centración de esfuerzos es grande.

Concha de Expansión.

Ventajas:

- a).- Proporciona un reforzamiento instantáneo.
- b).- Es un sistema de anclaje activo.

Desventajas:

- a).- Alto costo de instalación.
- b).- Tiende a fallar bajo altas concentraciones -- de esfuerzos.
- c).- La concha puede aflojarse por efectos de pe-- gadas cercanas.

Respecto al anclaje de varilla corrugada con resi-
na y con concha de expansión, prácticamente tienen las mismas ven-
tajas de reforzamiento respecto a los sistemas actualmente utili-
zados. Su gran desventaja es que, económicamente su instalación --
es más cara, además de que su costo de adquisición por unidad --
tiende a ser más alto.

Otra desventaja, inclusive para el anclaje con va-
rilla corrugada y cemento, es la tendencia cada día mayor de uti-
lizar split-set y concreto lanzado como sistemas de reforzamiento
primordiales en las obras mineras de la Unidad, dados los resulta-
dos satisfactorios que de ellos se han obtenido.

SISTEMA	COSTO M ²	REFORZAMIENTO DE LA ROCA	EFFECTOS POR PEGADAS CERCANAS	PODER DE SUJE- CION EN FUNCION DEL TIEMPO	COMPORTAMIENTO BAJO ALTAS CONCENTRACIONES DE ESFUERZOS	TIPO DE ANCLAJE
CONCRETO LANZADO	\$ 145.40	2 A 5 MINUTOS	NO RESIENTE DAÑOS	ES ESTABLE AL FLUJO DE LA ROCA	LA ROCA JUNTO CON EL CON- CRETO, ABSORBEN LA CAR- GA DE PRESIONES EXIS- TENTES EN LA MISMA ROCA	ACTIVO
SPLIT SET	\$ 95.10	INSTANTANEO	NO RESIENTE, DAÑOS	SE INCREMENTA	SE DESLIZA PARA LIBERAR PRESIONES O SE DEFORMA SEGUN LA DIRECCION DEL MOVIMIENTO DE LA ROCA	ACTIVO
VARILLA CORRUGADA CON CEMENTO	\$ 80.50	2 4 HORAS	SE FRACTURA EL CEMENTO	VIDA PROMEDIO 2 A 3 AÑOS	SI LA CONCENTRACION DE ESFUERZOS SUPERA LA RESISTENCIA A COMPRESION SE DEFORMA O FALLA	PASIVO
MARCOS DE MADERA	\$ 348.30	CUANDO HAY FLUJO DE ESFUERZOS EN LA ROCA	RESIENTE DAÑOS	DECRECE	FALLA CASI AL INSTANTE	PASIVO
VARILLA CORRUGADA CON RESINA	\$ 251.35	20 A 30 MINUTOS	NO RESIENTE DAÑOS	VIDA PROMEDIO 2 A 3 AÑOS	SI LA CONCENTRACION DE ESFUERZOS SUPERA LA RESISTENCIA A COMPRESION SE DEFORMA O FALLA	PASIVO
CONCHA DE EXPANSION	\$ 141.95	INSTANTANEO	SE AFLOJA LA CONCHA	NECESITA PRETENSIONARSE VARIAS VECES	GENERALMENTE FALLA EN LA CUERDA DE LA VARILLA	ACTIVO

IV.- DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO
"EL SOLAR"

IV.1.- SECCION DE QUEBRADO.

La planta de beneficio cuenta con un circuito de quebrado para una capacidad de 3,500 ton/día en 2 turnos de operación, trabajando 6 días a la semana.

El primer paso de quebrado se efectúa en el interior de la mina Guerrero, mediante una quebradora Allis Chalmers de 30" x 42", que es provista del mineral mediante un alimentador de barras --- elípticas. El mineral quebrado a 6" es manteado a la superficie - por el Tiro Solar y vaciado en la tolva de superficie. Esta es se micilíndrica y cuenta con una capacidad de 270 ton; es descargada por 2 alimentadores de placas, de los cuales, uno es de velocidad constante y alimenta la banda 1A de 30" que descarga en la tolva de mineral grueso. El otro alimentador es de velocidad variable y descarga en la banda 1 de 30" que va a la sección de quebrado fino.

La tolva de mineral grueso tiene una capacidad de 2,500 -- ton y se descarga con 2 alimentadores de placas, uno de velocidad fija y otro de velocidad variable. Estos descargan a la banda 1 - que cuenta con un electroimán autolimpiable para recolectar pedacera de hierro, posteriormente, tiene un detector de metales con sensor de apagado automático que detiene a la banda si algún objeto de hierro logró pasar el electroimán.

La banda 1 descarga en una criba vibratoria de 6' x 14', - donde se clasifica el mineral en 2 tamaños: + 2 1/2" y - 2 1/2". El segundo producto alimenta la banda 2, y el primer producto alimenta a la cuebradora secundaria Symons tipo Cono Estándar de --- 5 1/2', la cual descarga en la banda 2 de 30" con una capacidad - de 590 ton/hora, que a su vez descarga en la banda 3 de 30" con - una capacidad de 590 ton/hr. La banda 3 descarga en una tolva intermedia con capacidad de 95 ton, y cuenta con 2 alimentadores de banda de 48", uno fijo y otro variable con una capacidad de 180 y 330 ton/hr. Cada alimentador descarga en una criba vibratoria de 6' x 16' de doble tela, clasificando el mineral en 2 productos: - + 1/2" y - 1/2".

El producto + 1/2" descarga en la banda 4 de 24" con una - capacidad de 300 ton/hr; esta banda alimenta a la cuebradora terciaria Symons tipo Cono Cabeza Corta de 5 1/2". La descarga de esta cuebradora alimenta a la banda 2, cerrando así el circuito de cuebrado.

El producto - 1/2" alimenta la banda 5 de 24" con una capacidad de 300 ton/hr, esta banda cuenta con un integrador para llevar un control del tonelaje de mineral cuebrado. Finalmente, esta banda alimenta a 2 tolvas de mineral fino con capacidad de 2,260 ton cada una; en la descarga de esta banda se tiene un muestreador automático que corta cada 10 minutos una muestra, para someterla a ensaye y llevar un control de las leyes del mineral tratado.

La sección de cuebrado fino cuenta con recolectores de polvos y éstos son bombeados a la cabeza de los bancos de plomo (Pb).

IV.2.- SECCION DE MOLIENDA Y CLASIFICACION.

La sección de molienda opera toda la semana, con una capacidad de 2,110 ton/día.

Las tolvas de finos, mediante 2 alimentadores por tolva, - descargan el mineral en 2 bandas de 24" con una capacidad de 44 - ton/hr cada una; cada banda cuenta con un pesómetro para llevar - un registro del tonelaje alimentado a los molinos.

Los molinos son 2 de bolas Allis Chalmers de 10 1/2' x 14', con una capacidad de 44 ton/hr cada uno. La descarga de los molinos es conducida a un depósito donde se cuenta con una bomba AHS de 10" x 10" que envía la pulpa a clasificación. Se cuenta con -- clasificadores D20B - 869 Krebs, contando 2 ciclones en serie para cada molino. La descarga de gruesos retorna a la alimentación de molinos y los finos descargan a un colector (colector ciclones primarios); después se juntan los finos de los 2 circuitos de molienda en un colector de mayor capacidad, contándose aquí con una bomba vertical para enviar la pulpa al circuito de flotación.

IV.3.- SECCION DE FLOTACION Y FILTRADO.

La bomba que recibe la pulpa proveniente de los finos de - los ciclos clasificadores de molinos, la envía a un distribuidor de pulpa Denver; este distribuidor alimenta la pulpa en 2 partes a la cabeza de los bancos primarios agotativos de Pb. Cada banco cuenta con 9 celdas de una capacidad por celda de 160 ft³, el producto flotado de las primeras 7 celdas es llevado por medio de -- una bomba Galigher de 3 1/2" x 48" a la cabeza del banco limpia--

dor de Pb. Este banco está formado por 8 celdas de una capacidad de 50 ft³ por celda.

La flotación en la limpiadora de Pb se lleva mediante una bomba vertical Galigher de 3 1/2" x 48" al tanque espesador Eimco de 55' de diámetro de concentrado de Pb. De ahí se conduce la pulpa a un filtro de tambor Eimco de 8' x 10', donde el producto filtrado por medio de una banda de 24" con una capacidad de 11 ton/hr, es llevado a los patios de almacenamiento de concentrados.

Lo flotado en las 2 últimas celdas de los bancos primarios agotativos de Pb son conducidos por medio de una bomba al circuito de remolienda. En este circuito la carga es recibida por una bomba horizontal Denver SRL-C de 4" x 3", la cual alimenta a un ciclón clasificador D6B-838 Krebs. El producto grueso, por gravedad, alimenta al molino de bolas Allis Chalmers de 4' x 6' y se descarga a la misma bomba para cerrar el circuito. El producto fino por medio de una bomba vertical Galigher de 3 1/2" x 48", es enviado a un tanque espesador Door Oliver de medios de Pb, de 70' de diámetro; de este tanque, por medio de una bomba vertical Galigher de 3 1/2" x 48", se envía la pulpa a la cabeza de los bancos primarios agotativos de Pb.

Las colas de los bancos primarios agotativos de Pb son enviadas a los tanques acondicionadores de Zinc (Zn). Son 2 tanques en serie de 10' x 10', y por medio de una bomba Galigher vertical de 8" x 48", se envía la pulpa a un repartidor donde se alimenta a 2 bancos primarios agotativos de Zn. Estos bancos están compuestos de 8 celdas cada una, con una capacidad por celda de 160 ft³.

El producto flotado de las primeras 5 celdas (de los 2 ban-cos) y la cola de los bancos de la limpiadora secundaria, es man-dado por medio de una bomba vertical Galigher de 4" x 60" a un re-partidor de pulpa, donde se distribuye la pulpa en 2 partes, las cuales alimentan a los 2 bancos de la primera limpiadora de Zn. - Estos bancos cuentan con 12 celdas cada uno, de una capacidad de 50 ft³ cada celda; el producto flotado de las 12 celdas de cada - banco es enviado por medio de una bomba vertical Galigher de 3 -- 1/2" x 48", a la cabeza de los 2 bancos de la limpiadora secunda-ria de Zn.

Estos bancos cuentan con 6 celdas cada uno, con una capaci-dad de 50 ft³ cada celda; el producto flotado es enviado por me-- dio de una bomba Galigher vertical de 3 1/2" x 48", al tanque es-pesador de concentrado de Zn de 55' de diámetro. Este tanque por medio de una bomba vertical Galigher de 3 1/2" x 48", envía el -- concentrado a un filtro de tambor Kimco de 8' x 10'; el producto ya filtrado, por medio de una banda de 24" con capacidad de 21 -- ton/hr, es conducido a los patios de almacenamiento de concentra- do de Zn.

El producto flotado de las últimas 5 celdas de los 2 ban--cos de las primarias agotativas de Zn y las colas de los 2 bancos de la limpiadora primaria, por medio de una bomba vertical Gali--gher de 8" x 48", es llevada la pulpa al circuito de remolienda - de Zn. La pulpa es recibida en un depósito que alimenta a una bom-ba horizontal Denver de 5" x 4" SRL-C, donde envía la pulpa a un clasificador D10B-838 Krebs. El producto grueso, por gravedad ali-menta al molino de bolas Allis Chalmers de 4' x 6', y la descarga es conducida al depósito de la misma bomba, que envía la carga al

ciclón y así cerrar el circuito.

El producto fino alimenta a la celda 4 del banco llamado - desplomadora, este banco está formado por 8 celdas, cada celda -- con una capacidad de 50 ft³. El producto flotado en las 3 prime-- ras celdas es enviado a la bomba que se encarga de alimentar a la cabeza del banco limpiadora de Pb. El producto flotado en las úl-- timas 5 celdas es conducido por medio de una bomba vertical Galigher de 2 1/2" x 60" a la cabeza de la misma desplomadora; la cola de este banco es accionada por medio de una bomba vertical Galigher de 3 1/2" x 48" y llevada la pulpa a un tanque espesador -- de medios de Zn de 95' de diámetro.

De este tanque, por medio de una bomba vertical Galigher -- de 3 1/2" x 48", es llevada la carga hasta el repartidor de pulpa, que alimenta los bancos de las limpiadoras primarias agotativas -- de Zn. La cola de los bancos de las limpiadoras secundarias es -- conducida a la bomba alimentadora del repartidor de pulpa, que -- alimenta los 2 bancos de las limpiadoras primarias de Zn. La cola de los bancos primarios agotativos de Zn, es conducida al tanque espesador de cola final de 185' de diámetro. El producto obtenido de este tanque es la cola final, y es enviada a la presa de jales.

IV.4.- REACTIVOS.

Los reactivos usados en el proceso de flotación de minerales en la Unidad, son los siguientes:

a).- Cianuro de Sodio (NaCN) y Sulfato de Zinc ($ZnSO_4$). Se prepara una solución con una concentración de 1.43 % de NaCN y --

1.17 % de $ZnSO_4$, en peso, y se agrega en: Molinos primarios, flotación primaria de Pb, limpiadora de Pb, y circuito desplomador.

b).- Xantato Isopropílico de Sodio. Se prepara a una concentración de 2 %, en peso, y se agrega en: Flotación primaria de Pb, circuito desplomador, acondicionadores de Zn, flotación primaria de Zn, y primera flotación limpiadora de Zn.

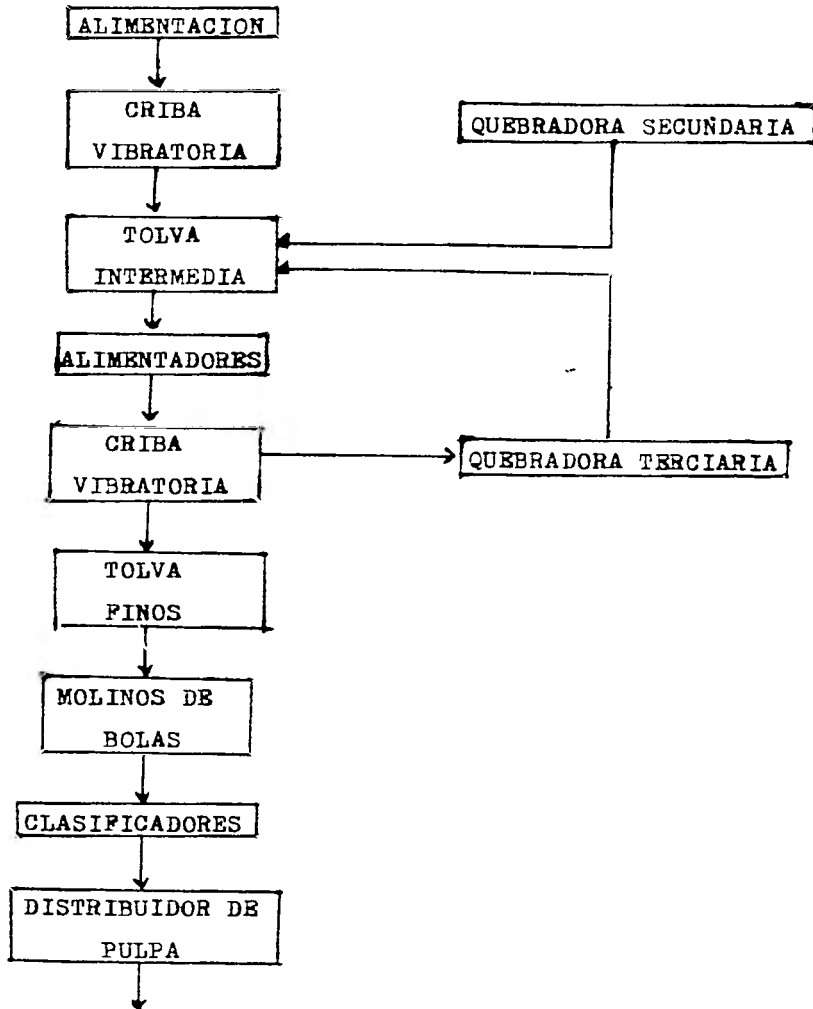
c).- Sulfato de Cobre ($CuSO_4$). Se prepara a una concentración de 6.8 %, en peso, y se agrega en los 2 tanques acondicionadores de Zn.

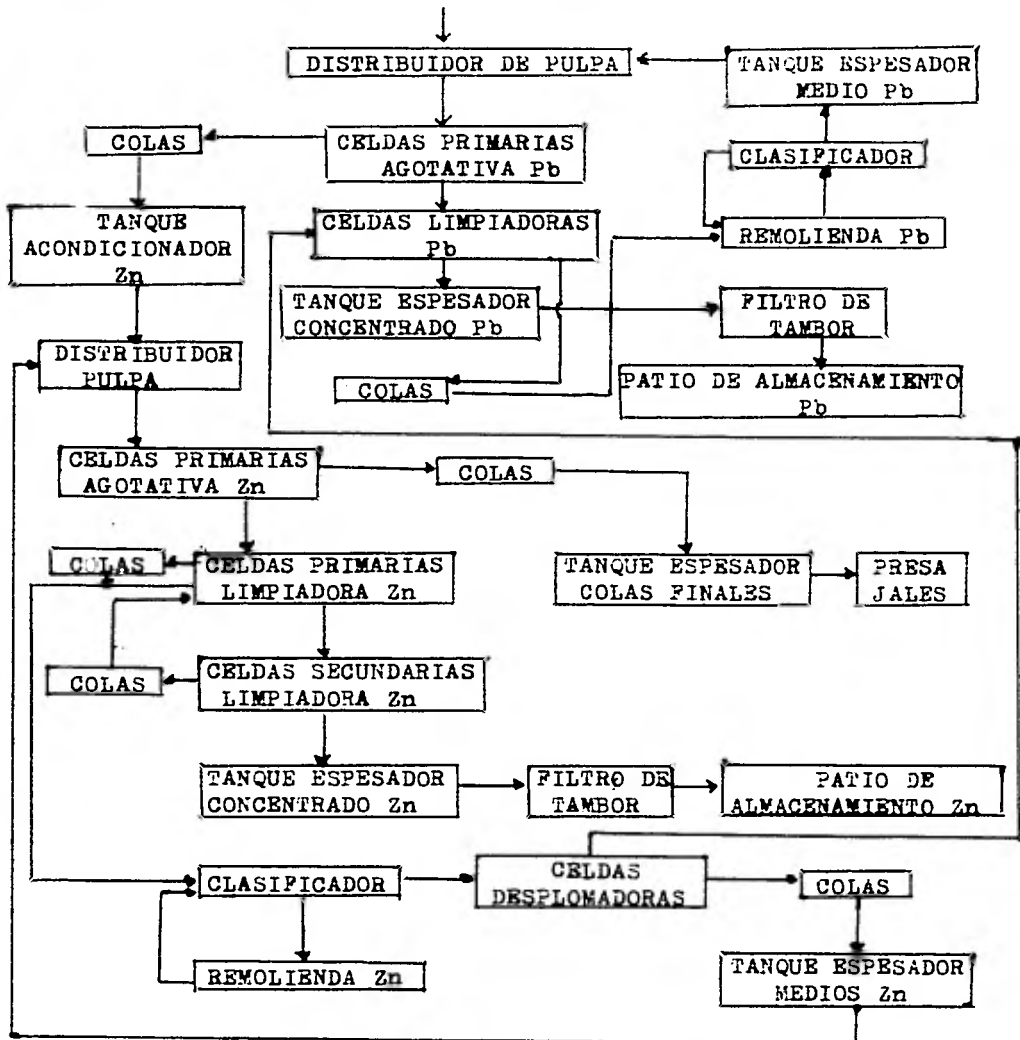
d).- Acido Cresílico y Metil Isobutil Carbinol (AF-70), espumantes. Se mezclan en partes iguales sin diluir, y son agregados en: Flotación primaria de Pb, acondicionadores de Zn, limpiadora primaria y secundaria de Zn, y desplomadora.

e).- Cal Hidratada (CaO). Se prepara en una solución del 10 %, en peso, y se agrega en: Molinos primarios, acondicionadores de Zn, limpiadora primaria y secundaria de Zn, y desplomadora.

f).- Floculante (Complex 25). Se prepara a una concentración de 0.25 %, en peso, y se agrega en: Espesador de concentrados de Pb, espesador de concentrados de Zn, y espesador de colas finales.

DIAGRAMA DE FLUJO





V.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

El relativo incremento de las reservas de minerales y, en consecuencia, la extracción cada día mayor de éstos, hacen pensar en un futuro más promisorio para la expansión de la Unidad. De acuerdo con esto, el estudio y aplicación de los sistemas de reforzamiento en las obras mineras son indispensables para la seguridad de los trabajadores y equipos.

Durante el poco tiempo que se tiene trabajando con concreto lanzado, el método ha resultado confiable para el soporte de rampas y obras de avance; algunas veces superior a los métodos tradicionales, sobre todo en roca suave, y en condiciones de trabajo muy desfavorables.

Algunas de las ventajas, hasta ahora obtenidas con este sistema, son las siguientes:

- a).- Reducción del tiempo y costos en el avance de rampas.
- b).- Mas seguridad en el frente de ataque para el personal que labora en las rampas y obras de avance.
- c).- Menores filtraciones de agua.
- d).- Aplicación inmediata, en caso de que se requiera, después de la voladura.

Sin embargo, el proceso de aplicación ya resulta rudimentario, debido a que la máquina lanzadora puede trabajar durante cin

co horas continuas por turno, en comparación con las dos horas -- por turno que se tienen actualmente. Por lo que se sugiere la mecanización de este sistema, tomando en cuenta los siguientes ---- puntos:

- a).- Adquisición de un tractor agrícola para transportar - cemento y acelerante.
- b).- Adquisición de un scoop-tram de 2 yd³ para acarreo de agregados y limpieza de los lugares de lanzado.
- c).- Construcción de un camión "Triker". Este vehículo se compone de un camión de volteo sin ceja; sobre su cha sís se adaptan tolvas para cemento, agregados y acele rante, en cuyas descargas se encuentra un tornillo -- sin fin que revuelve y alimenta el material directa-- mente a la máquina lanzadora.
- d).- Construcción de un almacén para materiales, equipo y herramientas.
- e).- Construcción de una estructura para protección de los agregados en época de lluvias.
- f).- Instalación de una quebradora de impacto de 20" x 36" para la obtención de grava.

En lo que respecta al anclaje, el uso de split-set cada -- día es mayor, ya que, en relación con las anclas de varilla corrú

gada ofrece las siguientes ventajas:

- a).- Tiene mayor agarre en la roca, además de que actúa -- con élla en el momento de su instalación. La ancla de varilla actúa con la roca a las 24 horas de instalarse.
- b).- Se instala inmediatamente después de dar el barreno, lo que redundo en una mayor seguridad para los operadores. Las anclas de varilla se instalan después de -- dar todos los barrenos correspondientes, lo que puede ser un riesgo para los operadores.
- c).- No se requiere de otros materiales para su instalación. Para instalar anclas de varilla, se necesita in-- yectar neumáticamente cemento en los barrenos.

La única desventaja que podrían tener los split-set, es -- que su instalación es 16 % más cara que la de varilla corrugada.

Por último, con el objeto de vencer la escasez de informa-- ción precisa de la masa rocosa durante la etapa de diseño de pila-- res, es necesario adoptar métodos de control de estabilidad duran-- te las diferentes etapas de preparación.

El uso adecuado de la instrumentación puede indicar la apa-- rición de situaciones anómalas, que de no ser detectadas a tiempo, pueden poner en peligro el desarrollo de la obra y la integridad física del personal y equipo.

Los tipos de instrumento que se pueden usar en este caso -
son:

- a).- Extensómetros de tubo de un solo punto de apoyo o de varios puntos de apoyo para medir esfuerzos en la roca.
- b).- Seismitrones para la detección de un futuro fallamiento de la roca de tablas, pilares y techos.
- c).- Celdas para medir la presión hidrostática en los tapones para contención del relleno hidráulico.

En resumen, podemos decir que el factor seguridad en todo tipo de obras mineras, se traduce en una mayor o menor productividad para una Empresa. Y la aplicación de este factor, involucra no sólo al personal de mina, sino a todo aquel que esté relacionado con esta industria.

BIBLIOGRAFIA

- CUMMINS AND GIVEN, "MINING ENGINEERING HANDBOOK", VOLUMEN I, 1973.
- "CURSO DE APLICACIONES DE LA MECANICA DE ROCAS", CENTRO DE EDUCACION CONTINUA, FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M., 1974.
- GAZIEV E.G., "ASPECTOS GENERALES DE LA MECANICA DE ROCAS", INSTITUTO DE INGENIERIA, U.N.A.M., 1970.
- NAVA ROJAS R., "PRINCIPIOS DE MECANICA DE ROCAS", INEDITO.
- - KRAMERS MARTEEN, "SOPORTE CON CONCRETO LANZADO", 1980.
- "CONCRETO LANZADO", GRUPO I.C.A., INEDITO.
- HAAG GEORGE, "CONCRETO LANZADO EN MINAS" (2a PARTE), --- MINERO NOTICIAS, JULIO, 1980.
- BATES ROBERT C., "SAFETY AND ATMOSPHERE CONTROL OF SHOT--- CRETE", 1963.
- BIENIAWSKI Z.T., "ENGINEERING CLASIFICACION OF JOINTED --- ROCK MASSES".
- "THE DESIGN OF MINE OPENINGS AND PILLARS", INEDITO.

- MANUAL DE SERVICIO ALIVA - 250, 1980.
- "EL USO DE SPLIT - SET", FOLLETO, 1980.
- "UNIDAD TAXCO", I.M.M.S.A., FOLLETO, 1973.
- PARADA C. A., CHAVEZ M. J., SILVA S. C., "DISEÑO DEL REBAJE 1-20-80 PARA MINARSE POR SALONES Y PILARES CON BANCOS DESCENDENTES", GEOMIMET, MARZO - ABRIL, 1981.

ANEXO I

ANALISIS DE COSTOS DE CONCRETO LANZADO.

Se tomará el siguiente criterio para un metro cuadrado de lanzado y 4.5 cm de espesor.

Volumen del material: $1 \times 1 \times 0.045 = 0.045 \text{ m}^3$.

Considerando 25 % de pérdidas por rebote:

$$0.045 \times 1.25 = 0.056 \text{ m}^3.$$

Proporción cemento - agregados: 1 a 3.

Volumen del cemento: $0.056 / 4 = 0.014 \text{ m}^3$.

Peso específico del cemento: 1.17 ton/m^3 .

Peso del cemento: $0.014 \times 1.17 = 16 \text{ kg/m}^2$.

Se tiene un promedio de 20 sacos lanzados por turno:

$$20 \times 50 = 1,000 \text{ kg} ; 1,000 / 16 = 62 \text{ m}^2 / \text{turno}.$$

A).- MANO DE OBRA OPERACIONAL.

Salarios (incluye 7o día):

1 Encargado	\$	276.47
1 Lanzador		264.43
5 Ayudantes		<u>1309.04</u>
	\$	1849.84
Bonificación: \$ 1825/7	\$	260.71
Costo total: \$ 2,110.55 / 62	\$	34.04/m ² .

B).- LUBRICANTES.

Tomando 5 días efectivos de trabajo por semana:

5 x 0.5 lt = 2.5 lt/semana.

1 lt de aceite ATF-200 \$ 27.90

Costo total: (2.5 x 27.90)/310 \$ 0.22/m².

C).- HERRAMIENTAS Y ACCESORIOS.

Considerando en un mes, 20 turnos efectivos de trabajo:

DESCRIPCION	CANT.	COSTO UNIT.	COSTO TOTAL	COSTO/M ²
Llave Stillson/mes	1	\$ 351.90	\$ 351.90	\$ 0.28
Llave Crescent/mes	1	214.90	214.90	0.17
Pinza/mes	1	70.20	70.20	0.06
Manero/mes	1	166.10	166.10	0.13
Manguera 1"/6 meses	2	2859.00	5718.00	0.76
Manguera 1/2"/6 meses	2	1505.70	3011.40	0.40
Manguera 1 1/2"/6 meses	2	4341.90	8683.80	1.16
Manguera 2"/6 meses	1	12573.00	12573.00	1.69
Pala de mano/6 meses	4	105.90	423.60	0.05
Carretilla/6 meses	1	1260.00	1260.00	0.16

Costo total \$ 4.86/m².

D).- MATERIALES DE OPERACION.

Cemento:

1 saco de 50 kg \$ 154.00

Costo: (154 x 20)/62 \$ 49.67/m².

Grava (1 parte):

1 m³ \$ 500.00
 Costo: 0.014 x 500 \$ 7.00/m².

Arena (2 partes):

1 m³ \$ 290.00
 Costo: 0.014 x 2 x 290 \$ 8.12/m².

Acelerante (3 % del peso del cemento):

1,000 kg x 0.03 = 30 kg.
 1 kg \$ 33.70
 Costo: (30 x 33.70)/62 \$ 16.30/m².

Costo total \$ 81.09/m².

E).- AIRE COMPRIMIDO.

Se tiene 2 horas efectivas de trabajo.

Consumo de aire del motor: 7 m³/min.

Consumo de aire a la descarga: 14 m³/min.

Consumo total de aire: (7 + 14) x 120 = 2,520 m³/min.

1 m³ de aire comprimido \$ 0.05

Costo total: (2,520 x 0.05)/62 \$ 2.03/m²

F).- MANTENIMIENTO.

Se considera un turno por semana y cinco turnos de servicio a la semana de la máquina lanzadora.

Salario y bono:

Mano de obra \$ 2110.55
 Costo: $2110.55 / (5 \times 62)$ \$ 6.80/m².

Materiales:

DESCRIPCION	CANT.	COSTO UNIT.	COSTO TOTAL	COSTO/m ²
Lubricante/mes	1 kg	\$ 70.00	\$ 70.00	\$ 0.28
Cepillo/6 meses	4	29.00	116.00	0.02
Llave Alem/6 meses	1	300.00	300.00	0.04
Engrasadora/6 meses	1 jgo	550.00	550.00	0.07
Refacciones/mes	-	-	13594.00	10.96

Costo \$ 11.37/m².

Costo total \$ 18.17/m².

G).- AMORTIZACION DEL EQUIPO.

Se tomará una vida útil de la Aliva-250 de 5 años, y se —
 considera un total de 74,400 m² de área de lanzado en con-
 diciones actuales para concepto de amortización.

Valor de la Aliva-250 \$ 373,201.00

Costo total: $(373,201 / 74,400)$ \$ 5.01/m².

GRAN TOTAL \$ 145.42 / m².

ANEXO II

ANALISIS DE COSTOS DE ANCLAJE CON VARILLA CORRUGADA

Se utilizan anclas de varilla corrugada de 5/8" de diámetro y 7' de longitud, instalándose un promedio de 15/turno.

A).- MANO DE OBRA OPERACIONAL.

Salarios (incluye 7o día):

Perforista \$ 276.47

Ayudante \$ 261.80

Bonificación: $(280 + 250)/6$ \$ 88.33

Costo total: $(538.27 + 88.33)/15$ \$ 41.77/ancla.

B).- ACERO.

El costo promedio de acero es de \$ 9.70 por metro barrenado.

7' = 2.10 m.

Costo total: 2.1×9.70 \$ 20.37/ancla.

C).- LUBRICANTES.

Se consume un promedio de 1.5 lt por turno.

1 lt de aceite ATF-200 \$ 27.90
 Costo total: (1.5 x 27.90)/15 \$ 2.80/ancla.

D).- HERRAMIENTAS Y ACCESORIOS.

Considerando en un mes, 20 turnos efectivos de trabajo.

DESCRIPCION	CANT.	COSTO UNIT.	COSTO TOTAL	COSTO/ANCLA
Llave Stillson/mes	1	\$ 351.90	\$ 351.90	\$ 1.17
Pinza/mes	1	70.20	70.20	0.23
Manero/mes	1	166.10	166.10	0.55
Manguera 1"/6 meses	1	4364.70	4364.70	2.42
Lubricador/6 meses	1	3000.00	3000.00	1.66
Manguera 5/8"/mes	1	952.00	952.00	3.17
Escalera/6 meses	2	430.00	860.00	0.47

Costo total \$ 9.67 / ancla.

E).- MATERIALES DE OPERACION.

Se tiene una barrenación de 1 1/2" x 7' cuyo volumen a ocupar por el cemento y la varilla será de:

$$\text{Area de la varilla} = 0.0002 \text{ m}^2.$$

$$\text{Volumen de la varilla} = 0.0002 \times 2.1 = 0.00042 \text{ m}^3.$$

$$\text{Volumen del barreno} = \frac{3.1416 \times (0.038)^2}{4} \times 2.1 = 0.0024 \text{ m}^3.$$

Cemento:

Volumen ocupado por el cemento = Volumen del barreno.

Peso específico del cemento = $1,169 \text{ kg/m}^3$.

Cantidad de cemento: $0.0024 \times 1,169 = 2.80 \text{ kg/barreno}$.

1 kg de cemento \$ 3,10

Costo de cemento: 2.80×3.10 \$ 8.68/ancla.

Varilla:

1 tramo de 12 m \$ 373.90

Costo de varilla: $(373.90/12) \times 2.1$ \$ 65.43/ancla.

Costo total \$ 74.11/ancla.

F).- AIRE COMPRIMIDO.

El consumo de aire comprimido de una perforadora Atlas Copco BBU-35 es de $187 \text{ ft}^3/\text{min}$ y tiene un tiempo de penetración de 31 seg/ft .

Tiempo de barrenación: $(7 \times 31)/60 = 4 \text{ min/barreno}$.

Consumo de aire: $187 \times 4 \times 0.02832 = 21 \text{ m}^3$.

1 m^3 de aire comprimido \$ 0.05

Costo total: 21×0.05 \$ 1.05/ancla.

No se considera el aire empleado en la inyección de cemento por ser muy mínimo el consumo.

G).- AMORTIZACION DEL EQUIPO.

Perforadora:

Valor de la máquina perforadora \$ 68,700.00

Vida útil = 72,000 m.

Número de barrenos: $72,000/2.1 = 34,286$.

Costo: $68,700/34,286 \dots\dots\dots \$ 2.00/\text{ancla}$.

Bomba de inyección:

Valor de la bomba de inyección $\dots\dots\dots \$ 8,000.00$

Vida útil = 1 año.

Considerando 240 turnos al año y 15 anclas instaladas por turno:

Costo: $8,000/(240 \times 15) \dots\dots\dots \$ 2.22/\text{ancla}$.

Costo total $\dots\dots\dots \$ 4.22/\text{ancla}$.

H).- **MANTENIMIENTO.**

Se tiene un costo promedio de mantenimiento para perforadora de \$ 1.00 por metro barrenado.

Costo total: $2.1 \times 1.0 \dots\dots\dots \$ 2.10/\text{ancla}$.

GRAN TOTAL $\dots\dots\dots \$ 156.09 / \text{ancla}$.

ANEXO III

ANALISIS DE COSTOS DE ANCLAJE CON SPLIT - SET

Se instalan 20 split-set de 6' por turno, en barrenos de -
1 1/2" de diámetro y 7' de largo.

A).- MANO DE OBRA OPERACIONAL.

Salarios mas bonos: \$ 626.60
Costo total: 626.60/20 \$ 31.33/ancla.

B).- ACERO.

Costo total (calculado en Anexo II) \$ 20.37/ancla.

C).- LUBRICANTES.

Se consume un promedio de 1.5 lt de aceite por turno.

1 lt de aceite ATF-200 \$ 27.90
Costo total: (1.5 x 27.90) \$ 2.09/ancla.

D).- HERRAMIENTAS Y ACCESORIOS.

Considerando en un mes, 20 turnos efectivos de trabajo:

DESCRIPCION	CANT.	COSTO UNIT.	COSTO TOTAL	COSTO/ANCLA
Llave Stillson/mes	1	\$ 351.90	\$ 351.90	\$ 0.88
Pinza/mes	1	70.20	70.20	0.17
Manero/mes	1	166.10	166.10	0.41
Adaptador/6 meses	2	798.00	1596.00	0.66
Lubricador/6 meses	1	3000.00	3000.00	1.25
Jgo mangueras/6 meses	1	4364.70	4363.70	1.01
Escalera/6 meses	2	430.00	860.00	0.35

Costo total \$ 5.53/ancla.

E).- MATERIALES DE OPERACION.

Split-set con placa \$ 119.70

Costo total \$ 119.70/ancla.

F).- AIRE COMPRIMIDO.

Costo total (calculado en Anexo II) \$ 1.05/ancla.

G).- AMORTIZACION DEL EQUIPO.

Costo total (calculado en Anexo II)

de máquina perforadora \$ 2.00/ancla.

H).- MANTENIMIENTO.

Costo total (calculado en Anexo II) \$ 2.10/ancla.

GRAN TOTAL \$ 184.17 / ancla.

ANEXO IV

ANALISIS DE COSTOS DE MARCOS DE MADERA

A).- MANO DE OBRA OPERACIONAL.

Tiempo estimado en colocar 5 marcos de madera: 2 turnos.

Salarios (incluye 7o día):

1 Palero	\$ 267.12
4 Ayudantes	1020.40
- Bonificación: 1050/4	\$ 262.50
Costo total: (1550 x 2)/62	\$ 50.00/m ² .

B).- HERRAMIENTAS Y ACCESORIOS.

DESCRIPCION	CANT.	COSTO UNIT.	COSTO TOTAL	COSTO/M ²
Manero/3 meses	1	\$ 285.63	\$ 285.63	\$ 0.15
Serrucho/3 meses	1	877.50	877.50	0.50
Hacha/3 meses	1	243.35	243.35	0.15
Pala de mano/3 meses	2	105.90	211.80	0.11
Pico/3 meses	1	312.73	312.73	0.20
Escalera/6 meses	2	430.00	860.00	0.25

Costo total \$ 1.40/m².

C).- MATERIALES DE OPERACION.

1 pieza de madera de 12" x 12" x 12'.... \$ 1212.45

15 piezas de madera \$ 18186.75

1 kg, clavo de 10" \$ 36.80

6 kg, clavo de 10" \$ 220.80

Costo \$ 18,407.55

Costo total: 18,407.55/62 \$ 296.90/m².

GRAN TOTAL \$ 348.30/m².

ANEXO V

ANALISIS DE COSTOS DE ANCLAJE DE VARILLA CORRUGADA
CON RESINA

Utilizando anclas de varilla corrugada de 5/8" de diámetro y 7' de longitud, instálándose un promedio de 15/turno.

A).- MANO DE OBRA OPERACIONAL.

Costo total (calculado en Anexo II):\$ 41.80/ancla

B).- ACERO.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 20.40/ancla

C).- LUBRICANTES.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 2.80/ancla

D).- HERRAMIENTAS Y ACCESORIOS.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 9.80/ancla

E).- MATERIALES DE OPERACION.

Varilla:

1 Tramo de 12 m \$ 373.90
 Costo de varilla: $(373.90/12) \times 2.1$ \$ 65.45/ancla
 Cartuchos de resina \$ 341.60/ancla
 Costo total \$ 407.05/ancla

F).- AIRE COMPRIMIDO.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 1.05/ancla

G).- AMORTIZACION.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 2.00/ancla

H).- MANTENIMIENTO.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 2.10/ancla

GRAN TOTAL \$ 487.00/ancla.

ANEXO VI

ANALISIS DE COSTOS DE ANCLAJE DE CONCHA DE EXPANSION

Utilizando concha de expansión de 3/4" de diámetro en barrenos de 7' de longitud, instálándose 15/turno.

A).- MANO DE OBRA OPERACIONAL.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 41.80/ancla

B).- ACERO.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 20.40/ancla

C).- LUBRICANTES.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 2.80/ancla

D).- HERRAMIENTAS Y ACCESORIOS.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 9.80/ancla

E).- AIRE COMPRIMIDO.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 1.05/ancla

F).- MATERIALES DE OPERACION.

Concha de expansión \$ 195.10/ancla
Costo total \$ 195.10/ancla

G).- AMORTIZACION.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 2.00/ancla

H).- MANTENIMIENTO.

Costo total (calculado en Anexo II): ... \$ 2.10/ancla

GRAN TOTAL \$ 275.05/ancla.