

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y
METALURGICA**



“GEOTECNIA EN LA UNIDAD OPERATIVA ARES”

Informe de Ingeniería

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE :

INGENIERO DE MINAS

LUIS SEGUNDO CORAS ALVAREZ

LIMA – PERU

2007

Dedicatoria

*A mis padres Cesar Coras Flores y
Balvina Alvarez Valdez por su
abnegada labor, comprensión y cariño,
que hicieron posible la culminación de mi
carrera profesional en minas.*

AGRADECIMIENTO

Agradezco a mis profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la **Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería (FIGMM - UNI)**, por la formación teórica, profesional y humana, que han contribuido en mi formación profesional de “Ingeniería de Minas”.

A mi profesor de escuela y decano Ing. **Marco Antonio Flores**, por sus sabios consejos y orientaciones en la elaboración de este informe profesional.

Mi agradecimiento también a los Ingenieros **Carlos Benavides A.**, Superintendente del área de planeamiento y al Ingeniero **Adrián Corihuaman**, sub.-Gerente de operaciones de la Cía. Minera Ares respectivamente, por la oportunidad y confianza depositada en mi persona para realizar el presente trabajo.

Y por las facilidades brindadas en la consecución de los fines trazados. Así mismo mi reconocimiento a los geólogos de la mina, quienes me brindaron su apoyo incondicional en todo momento.

INFORME DE INGENIERIA
“GEOTECNIA EN LA UNIDAD OPERATIVA ARES”

ÍNDICE

CAPITULO I

GENERALIDADES

Pág. N°

1.1 - Ubicación y acceso	9
1.2 - Vegetación y ganadería	11
1.3 - Clima y geomorfología	12
1.4 - Antecedentes	13
1.5 - Objetivos y alcances del estudio	14

CAPITULO II

GEOLOGIA DE ARES

2.1 - Geología General	16
2.2 - Geología Local	16
2.3 - Origen del yacimiento	17
2.4 - Deposito epitermal ares	18
2.5 - Unidades estratigráficas	18
2.6 - Estratigrafía de los domos ares y Maria	21
2.7 - Plegamiento y fracturamiento	22
2.8 - Estructuras mineralizadas	22
2.9 - Alteración hidrotermal	27
2.10 - Paragenesis	28
2.11 - Programa de exploración.	30
2.12 - Conclusiones y recomendaciones	31

CAPITULO III

GEOTECNIA EN ARES

3.1 - Introducción	32
3.2 - Geotecnia	33
3.2.1 - Influencias en el lajamiento de rocas	33
3.3 - Clasificación Geomecánica del macizo rocoso	34
3.3.1 - Clasificación de Bieniawsky o sistema RMR	34
3.3.2 - Clasificación de Barton o NGI (Q)	35
3.3.3 - Nueva Clasificación GSI	39
3.4 - Grado de estabilidad del macizo rocoso	41
3.4.1 - Estabilidad de labores	
3.5 - Mapeo Geotécnico	42
3.5.1 - Diseño Geotécnico	43
3.5.2 - Características del macizo rocoso	43
3.5.3 - Condiciones Hidrogeológicas	44
3.5.4 - Resultados de la evaluación geomecánica en el tajo 151 SW	45
3.6 - Soporte temporal y permanente	49
3.6.1 - Tipo de soporte empleado en Ares	49
3.7 - Instrumentación	51
3.7.1 - Ensayos a la Tracción de Pernos Swellex	51
3.7.2 - Pruebas de resistencia uniaxial y carga puntual de roca	54
3.7.3 - Mediciones de Convergencia	54
3.7.4 - Datos de laboratorio (Anexo 10)	59
3.8 - Conclusiones	62

CAPITULO IV

APLICACIÓN DE NUEVAS TECNOLOGIAS DE SOSTENIMIENTO

4.1 - Aspectos Geomecánicos	64
4.2 - Sostenimiento activo	65
4.2.1 - Pernos de anclaje Swellex y Split Set – ventajas y desventajas	65
4.2.2 - Refuerzo de roca con concreto lanzado	88

4.3 - Sostenimiento pasivo	96
4.3.1 - Elementos metálicos circulares – Tunel Liner	96
4.3.2 - Uso de cimbras metálicas de perfiles H de 2.4 x 2.7 m	102
4.4 - Diseño e instalación de malla en los astiales	106
4.5 - Proyecto de soporte con tubos metálicos	111
4.6 - Consumo mensual e índice de madera, año 2005 - 2006	121
4.7 - Conclusiones	127

CAPITULO V

MINERIA EN ARES

5.1- Introducción y antecedentes	129
5.2 - Desarrollo, Preparación y explotación	130
5.3 - Relleno en pasta	141
5.4 - Optimización de la planta Merrill Crowe	145
5.5 - Conclusiones y recomendaciones	153

CAPITULO VI

SEGURIDAD EN MINERA ARES

6.1 - Actividad en seguridad minera	157
6.2 - Levantamiento de ventilación en interior mina	165
6.3 - Recomendaciones	169

CAPITULO VII

CONCLUSIONES	171
---------------------	-----

CAPITULO VIII

RECOMENDACIONES	172
------------------------	-----

CAPITULO IX

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	173
-----------------------------------	-----



1.1.- UBICACION Y ACCESO

El yacimiento minero Ares se encuentra a 275 Km. al NW de la ciudad de Arequipa, en el paraje de Cajchaya, distrito de Orcopampa, provincia de Castilla, departamento de Arequipa, a una altitud de 4,950 msnm.

El área de estudio que comprende 8,000 hectáreas, se ubica en la mina Ares y sus alrededores, comprendiendo también el caserío de Vizcacuto, el caserío de Quimsachata, el Cerro Sauce y la laguna Machucocha. La mina Ares esta ubicada en el distrito de Orcopampa, Provincia de Castilla, departamento de Arequipa; a una altitud promedio de 4,940 m.s.n.m. Ver Fig. N° 01.



Figura N° 01: Ubicación Geográfica de la mina Ares.

El punto central de toda el área de estudio tiene las siguientes coordenadas UTM:

Norte 8'337,000

Este 807,000

Para llegar a Arequipa desde Lima, existe un acceso de carretera:

Vía Terrestre:	<u>Kms.</u>	<u>Tiempo</u>
1.- Lima – Arequipa.	512	14 horas

Vía Aérea:

- **Aeropuerto Lima - Aeropuerto Arequipa – Aeropuerto Orco pampa – Ares (de Orcopampa a Ares hay 40 Km. por carretera en 1 hora).**

Para llegar desde Arequipa a la mina ares, existen dos accesos carreteros de los cuales el más utilizado es el primero:

	<u>Kms.</u>	<u>Tiempo</u>
1. Arequipa – Sibayo – Caylloma – mina Ares.	275	6 horas
2. Arequipa – Aplao – Viraco – Orcopampa – mina Ares.	330	9 horas



Figura N° 02: Posicionamiento global del proyecto de oro en Ares.

1.2.- VEGETACION Y GANADERIA

En las partes más bajas, como es el valle del río Collpa, crecen pastos y bofedales. La Vegetación de la zona es muy limitada solo se encuentra el Ichu, Tolas y especies vegetales hemicriptofíticas.

La ganadería es una actividad importante, sobre todo en Vizcacuto y Quimsachata, donde se cría principalmente camélidos (llamas, alpacas) y ganado ovino. En la laguna Machucocha existe un criadero de truchas.



Figura N.3: Zona de vegetación donde se encuentra el ichu.

1.3.- CLIMA Y GEOMORFOLOGIA

El clima presenta 2 épocas bien diferenciadas; la primera con intensas nevadas y una temperatura promedio de -5°C se da en los meses de Diciembre a Marzo, la segunda con poca presencia de nevadas pero bastante hielo y una temperatura promedio de -12°C se da durante los meses de Abril a noviembre.

En general el clima es frío, tipo Puna, caracterizado por temperaturas mayores a los 10 grados centígrados durante el día, y temperaturas debajo de cero grados centígrados durante las noches.

La geomorfología del terreno es moderadamente accidentada, las unidades a temperaturas gélidas no permiten mayor desarrollo de los recursos naturales.



Figura N.4: Con geomorfología moderadamente accidentada.

1.4.- ANTECEDENTES

La Compañía Minera Ares S.A.C es una Empresa Peruana que pertenece al Grupo HOCHSCHILD cuya actividad minera es el beneficio de minerales de Oro y Plata. El Yacimiento fue descubierto en el año 1993 por Geólogos de la empresa, y que luego de intensas actividades de Exploración, Estudios de Pre-Factibilidad y Factibilidad se hizo realidad iniciando sus operaciones en el mes de Abril de 1998, siendo actualmente una de las más importantes minas subterráneas productoras de Oro y Plata en el Perú.

El 02 de agosto del presente año, Cía. Minera Ares S.A.C. contrato los servicios del suscrito para efectuar un reconocimiento geológico del área de Ares, ubicada en el distrito de Orcopampa, provincia de Castilla, departamento de Arequipa.

El objetivo principal de la Compañía ha sido definir la estratigrafía volcánica en toda el área y correlacionarla con el domo Ares donde se ubica la mina. Así mismo establecer las zonas prospectivas, su importancia económica y las exploraciones que deben realizarse.

Con tal motivo, el 03 de agosto pasado, se iniciaron los trabajos de campo.

1.5.- OBJETIVOS Y ALCANCES DE ESTUDIO

El objetivo del presente trabajo es mostrar el desarrollo y aporte de la geotecnia en la minería subterránea, en este caso en mina Ares, donde se cuenta con rocas malas a extremadamente malas; definiendo algunos conceptos importantes empleados para determinar los diferentes tipos de refuerzo y / o sostenimiento utilizados.

Además, se trata de evaluar la estabilidad de las labores subterráneas y la elección de un sostenimiento apropiado en la labor para zonas delimitadas en los planos geotécnicos.

La finalidad del presente curso es dar a conocer a toda persona involucrada en la actividad minera las bondades de la GEOTECNIA aplicada a la minería y por ende lograr la calidad en la operación minera, optimizando los recursos empleados en el refuerzo del macizo rocoso.

Lo primordial en este compromiso es dar a conocer al personal de las operaciones la evaluación del macizo rocoso en todo desarrollo y explotación, para que así estén más familiarizados con las propiedades del macizo que se presentan día a día.

El objetivo de la Geotécnia en Ares es evaluar, difundir, capacitar y preparar a todo el personal sobre el comportamiento geomecánico de las labores mineras con el fin de normalizar el sostenimiento de rocas mediante un refuerzo adecuado.

En nuestras operaciones de minado se presentan cajas muy inestables en labores generalmente convencionales de ancho de minado de 90 a 150 cm., esto quiere decir que si no se da el sostenimiento adecuado estas cajas tanto caja piso como caja techo tienden a generar mayor fracturamiento en ellas o en alguna otras cajas en forma de lajas debido al minado que se desarrolla en ella.

Esperando que, el presente informe de Geotecnia, tenga la acogida del caso, el Área de Geotecnia agradece la participación de todos los interesados y el personal que labora en la Unidad Minera. Ares.

CAPITULO II GEOLOGIA DE ARES

En el área de estudio afloran rocas sedimentarias del Cretáceo – Jurásico, rocas volcánicas del Terciario, rocas volcánicas del Cuaternario y depósitos recientes. Las rocas sedimentarias y Terciarias afloran siguiendo el plegamiento andino.

En Ares existen pocos afloramientos mineralizados, gran parte del área ha sido cubierto por derrames lávicos Cuaternarios, existiendo una pequeña zona erosionada conocida como ventana geológica, donde fue descubierta la mina Ares. A esta ventana corresponde gran parte de los afloramientos de las vetas de la mina.

La mineralización y alteración hidrotermal se presenta en los sedimentos mesozoicos y en los volcánicos Terciarios.

2.1.- GEOLOGÍA GENERAL

Ares se clasifica como un yacimiento de baja sulfuración (cuarzo – adularia) tipo bonanza, la mineralización se presenta en vetas asociadas a centros volcánicos (Huajrahuri, Cajchaya y otros menores). La veta Victoria es la estructura mayor y principal del yacimiento. Es reconocida en una longitud horizontal de 1.200 m, en la proyección vertical se tiene 250 m de reconocimiento.

La litología esta conformada por **riolitas, tufos, riodacitas y andesitas**. La Veta Victoria tiene un rumbo general de N 50° E, buzamiento entre 65° a 80°, la potencia varia de 0,50 m a 6,00 m. Los metales preciosos son de aspecto microscópico asociados a bandas de cuarzo gris, cuarzo lechoso, cuarzo limonitizado, cuarzo masivo y cuarzo sacaroide, con presencia de óxidos.

2.2.- GEOLOGIA LOCAL

Presenta depósitos epitermal-Parapitermal de baja sulfuración, depósitos volcánicos del Terciario del Grupo Tacasa (mineralización), Grupo Yura, Grupo Alpabamba. Secuencias de rió dacitas emplazadas en niveles inferiores, andesititas a mayor profundidad.

Presenta depósitos Aluvio Glacial, Morreno en Bloque, Tufos Andesiticos Aglomerados, Domos Riодaciticos, Derrames Lavicos Daciticos – Andeciticos de color gris oscuros violáceos.

La litología del yacimiento Ares al igual que los yacimientos de Arcata, Orco pampa y Caylloma, se encuentran dentro de una amplia franja de rocas volcánicas de composición Intermedio a Sílice, cuyas edades fluctúan entre el Mioceno Temprano y Plioceno Tardío. Las rocas están constituidas por Tufos, Lavas y Domos de Andecitas, Riодacitas y Riолitas; Clastos Tufaceos y alto contenido de Pirita fina diseminada, Tufos limo arenoso a gravoso de naturaleza dacitica, estos se encuentran moderadamente argelitizados, Clorotizados y en menor grado Siritizados.

La secuencia Volcánico-Sedimentaria, fue intruida por domos volcánicos de composición Riolítica-Riodacítica que forman "Lacolitos" y Sills" dentro de los tufos. La Riodacita es de color blanco grisáceo de textura porfirítica y fluidal, están cruzadas por fracturas rellenas de cuarzo, que han silicificado a estas rocas.

La mayor mineralización se presenta en la Riodacita y en el contacto de falla entre la Riodacita y los Tufos, Depósitos Morrenicos Cuaternarios y aluviales que cubren gran parte del yacimiento.

Los Sistemas de Fracturamiento son de NE-SW, NW-SE y E-N; presentando fallamiento de distensión, que originaron fallas normales en la cual se formaron las vetas mineralizadas, las que posteriormente originaron fallas de desgarre. Estas vetas fueron bautizadas con los nombres de Veta Victoria, Veta Maruja, Veta Tania, Veta Lula y Veta Ramal Victoria, las cuales constituyen yacimientos epitermales de oro y plata.

La Veta Victoria es la estructura mineralizada mas importante del yacimiento la cual se divide en 2 sectores NE y SW. El sector NE presenta un rumbo de N60°E con una potencia que varia entre 0.80 m a 9.0 m, formando lazos cimoides cuya potencia fluctúa entre 0.50 a 1.50 m.

2.3.- ORIGEN DEL YACIMIENTO

Estos yacimientos vetiformes están asociados a centros volcánicos cercanos como el Huajrahui, Cajchaya y otros menores, dentro de la franja volcánica aurífera de Caylloma Parinacochas, además a los complejos intrusivos dómicos. Se determinan como epitermales de baja sulfuración, cuyo horizonte guía es el cuarzo - adularia.

Litológicamente, el yacimiento de Ares se encuentra dentro de una secuencia de rocas volcánicas de composición silícea cuyas edades fluctúan entre el Mioceno Temprano y Plioceno Tardío.

Las rocas están constituidas por tobos (tufos), domos de riodacita - riolita, sobre las que están suprayaciendo en discordancia angular los derrames de lavas andesíticas. A continuación se describen brevemente la secuencia litológica y sus características geomecánicas determinadas en el yacimiento minero Ares:

Depósitos cuaternarios

Constituidos básicamente por suelos inconsolidados, principalmente de morrenas, escombros rocosos, cenizas, gravillas, arenas volcánicas (piroclásticos), y depósitos fluvio glaciáricos, que cubren la mayor parte del distrito minero, con espesores variables de hasta 30 m. en las zonas próximas a las vetas.

Volcánicos riodacíticos – riolíticos

Roca ígnea de origen volcánico, de color blanco grisáceo, de textura generalmente afanítica, ocasionalmente porfirítica, que presenta estructura fluidal. La roca intacta es de resistencia muy alta (mayor de 200 Mpa).

Esta roca ha sufrido una intensa alteración hidrotermal que la ha transformado en arcillas. En algunos casos se presenta caolinizada, principalmente en las zonas contiguas a la veta, con venillas mineralizadas, que en ocasiones aumentan ligeramente su dureza. La riolita - riodacita muy alterada y húmeda tiene una resistencia muy baja estimada entre 1 a 25 Mpa, cuyo comportamiento es de un suelo poco consistente, relacionándose con una buena mineralización.

Tobas volcánicas (tufo brecha)

De origen volcánico-sedimentario, de color gris verdoso a verde grisáceo, está conformado por fragmentos angulosos y heterométricos de naturaleza volcánica tobácea, con una matriz limo-arenosa de textura porfirítica. La roca intacta presenta una resistencia media (50 a 100 MPa), y en las rocas con intensa alteración propilítica y argílica, la resistencia a la compresión es muy baja (aprox. 1-25MPa), al estar expuestas al medio ambiente se alteran fácilmente en la zona de juntas o fracturas.

2.4.- DEPÓSITO EPITERMAL ARES

- Depósito epitermal de baja sulfuración. Baja relación Ag/Au: ~20
- Mineralización en vetas hospedadas en fallas normales oblicuas (dextral) y fracturas tensionales.
- Dos sistemas de vetas: NE y NW. Mineralización económica en NE.
- Mineralización principalmente alojada en Domo andesítico Victoria.
- 3 estadios de depositación mineral. Mineralización económica solamente en la sílice negra (sulfuros y sulfosales de Ag).
- Alteración argílica (caolinita) no relacionada a la mineralización (sobreimpuesta?).
- Clavos horizontales con base abrupta.
- Precipitación de Au y Ag relacionada a ascenso y ebullición de fluidos hidrotermales.

2.5.- UNIDADES ESTRATIGRAFICAS

La secuencia estratigráfica en el área de estudio, de más antiguo a más reciente, esta conformada por las siguientes unidades: 1. Rocas sedimentarias Mesozoicas, representada por el Grupo Yura. 2. Rocas Volcánicas del Terciario, representadas por el Grupo Tacaza. 3. Rocas Volcánicas del Cuaternario, representada por el Grupo Barroso; y 4. Depósitos Cuaternarios.

2.5.1 Rocas sedimentarias Mesozoicas.- Grupo Yura.

Aflora a 1.5 kms. al Sureste del caserío de Vizcacuto y consiste de areniscas y cuarcitas blanco amarillentas, de rumbo N 30° - 40° O y buzamientos de 20° - 40° NE. No se conoce el contacto inferior, el contacto superior es discordante con los volcánicos Terciarios. Por correlaciones estratigráficas se le asigna una edad Jurásica superior a Cretáceo Inferior, Caloviano – Neocomiano (Benavides, 1962)

Los sedimentos son correlacionados con el miembro Hualhuani.

2.5.2 Rocas Volcánicas del Terciario.- Grupo Tacaza.

Constituido por el grupo Tacaza que se presenta en discordancia angular sobre las cuarcitas Hualhuani y es cubierto en discordancia erosional por los volcánicos Barroso.

Localmente en el área de estudio, de más antiguo a más reciente, se han diferenciado las siguientes unidades: Volcánicos Machucocha, aglomerado-brecha Collpa, tufo dacítico Ares y lavas andesíticas Quimsachata, con potencias mayores a 600 metros.

2.5.2.1.- Volcánicos Machucocha

Es la unidad volcánica más antigua en la localidad y consiste de una variedad de rocas volcánicas como son: brechas andesíticas, aglomerados andesíticos, lavas dacíticas – andesíticas y tufos andesítico – dacítico. Aflora en los alrededores de la laguna Machucocha, en la margen derecha del río Collpa y en la zona de Diana.

Aunque no se conoce su contacto inferior se estima que alcanza una potencia mayor a 300 metros.

Tres muestras de estudio petrográfico (P-33, P-34 y P-35) indican la ocurrencia de andesita porfírica con débil propilitización, tufo litocristalino con débil a moderada propilitización y andesita porfírica con alteración argílica y propilítica.

2.5.2.2.- Aglomerado – brecha Collpa

Sobreyace a los volcánicos Machucocha y consiste de una matriz tufacea andesítica que engloba clastos redondeados y brechados de composición andesítica. La matriz es de color verdoso, gris y violáceo y los fragmentos verdosos, grises, rojizos, violáceos y púrpura.

Los clastos son decimétricos a centimétricos, que oscilan de 0.02 a 0.50 metros.

Aflora en los alrededores del domo Ares, en la zona Maria, en la zona Diana, en la margen izquierda del río Collpa y alrededores de la localidad de Quimsachata.

Las muestras de estudio petrográfico P-29 y P-37 tomadas al Oeste del domo Ares y en la margen izquierda del río Collpa, se reportan como tufo litocristalino con alteración argílica (illita montmorillonita y sericita) y propilítica (carbonatos cuarzo y cloritas); y tufo cristalolítico con alteraciones argílica y propilítica respectivamente.

2.5.2.3.- Tufo dacítico Ares

Sobreyace a los aglomerados–brecha Collpa y aflora en los alrededores de la mina Ares, en la zona Maria y Sur de la zona Diana. Los afloramientos presentan alteración argílica, caolinización y sericitización.

La unidad alcanza potencias de 30 a 50 metros reconocidas, desconociéndose si pudiera ser mayor debido a la erosión.

Una muestra de estudio petrográfico (P – 27) tomada al Sur de Diana, reporta un tufo de cristales con alteración argílica (illita, kaolín, halloysita, cuarzo), cloritas y opacos.

2.5.2.4.- Lavas andesíticas Quimsachata

Se presenta localmente en los alrededores de Quimsachata, sobreyaciendo a los aglomerados-brechas Collpa. Por su posición estratigráfica sería contemporáneo al tufo dacítico Ares.

La unidad consiste de lavas andesíticas de textura afanítica y porfirítica, de color gris pero intemperizan de color marrón.

Al Noroeste de Quimsachata, la unidad aflora a lo largo de la cumbre del cerro Marcaré como una franja, alcanzando potencias hasta de 50 metros. En cambio en la margen izquierda del río Quimsachata los afloramientos son poco potentes llegando a tener de 5 a 20 metros.

La muestra de estudio petrográfico P – 36 tomada al Noroeste del caserío de Quimsachata, reporta una andesita porfirítica con alteración propilítica débil.

2.5.3.- Diques brechas

En la zona de Quimsachata se han reconocido hasta 3 diques brecha, que cortan rocas volcánicas del Terciario. Son de longitudes de 15 a 100 metros, con potencias de 5 a 20 metros, que consiste de una matriz andesítica con clastos de volcánicos andesíticos – dacíticos y cuarcitas. En uno de los diques se ha reconocido una veta longitudinal pegada a la caja Suroeste.

Una muestra de PIMA (Pi – 26) nos revela la presencia de caolinita, dikita y trazas de alunita.

2.5.4.- Rocas Volcánicas del Cuaternario.- Grupo Barroso

Con el nombre de grupo Barroso se conoce a las lavas, derrames, ceniza y otros materiales procedentes de la emisión de volcanes recientes. Las lavas y derrames son de composición andesítica, de color gris.

Se presenta depositado en discordancia erosional sobre las rocas volcánicas Terciarias. Afloran ampliamente en todo el área de estudio, constituyendo aproximadamente el 55% de los afloramientos.

La edad puede ser Plioceno superior a Pleistoceno. (1.2 m.a.)

Cerca al área de estudio ocurre el volcán Huajrahuire, cuyos flujos se disponen en forma escalonada rellenando sobre todo depresiones.

2.5.5.- Depósitos Cuaternarios

Aquí se agrupa a los depósitos recientes de material coluvial, suelo, aluvial y residual que se presentan como cobertura cuaternaria sobre las unidades descritas.

2.6.- ESTRATIGRAFÍA DE LOS DOMOS ARES Y MARÍA

Como resultado de los trabajos de reconocimiento y la revisión de las rocas cajas en las diferentes vetas de la mina Ares, se ha determinado que el domo Ares tiene su propia estratigrafía de edad Terciaria.

En interior mina las vetas Victoria, split de Victoria, Lula y la veta 097 han cortado la unidad de aglomerados-brechas Collpa en los niveles superiores (nivel 4825 hacia arriba); sin embargo estos aglomerados no ocupan todo el nivel, encontrándose tufos andesíticos y volcánicos dacíticos lateralmente. A partir del nivel mencionado hacia abajo, ocurren volcánicos andesíticos-dacíticos porfiríticos y tufos alterados llamados por otros genéricamente como riocacitas.

Por otra parte es importante mencionar que en las vetas Maruja y el Ramal Sur de Victoria no se han reconocido los aglomerados-brecha Collpa.

En el área del domo Ares afloran tufos riolíticos intensamente argilizados y silicificados, con illita, muscovita, cuarzo, montmorillonita y esméctita. Dos muestras de estudio petrográfico (P-30 y P-31) reportan tufo cristalolítico con alteración argílica, y riolita con débil alteración argílica respectivamente. Por presentarse estos tufos únicamente en el domo, es muy posible que su posición estratigráfica corresponda al centro volcánico.

Teniendo en cuenta que en el área de estudio debajo de los aglomerados-brechas Collpa infrayacen extensamente los volcánicos Machucocha, que consisten de una variedad de rocas volcánicas como son brechas andesíticas, aglomerados volcánicos andesíticos, volcánicos dacíticos – andesíticos y poco tufo andesítico – dacítico, cuyas variaciones laterales ocurren continuamente, entonces esta unidad no está presente en el domo Ares y en consecuencia el domo tiene su propia estratigrafía.

Tal conclusión amerita un estudio estratigráfico detallado del domo Ares, ya que la mineralización podría estar restringida a él.

De acuerdo a estudios anteriores parte de las unidades estratigráficas han sido llamadas como formación Alpacabamba y en profundidad otras unidades han sido identificadas como Tacaza. A nuestro criterio la formación Alpacabamba puede continuar como tal, ubicándose particularmente en el domo.

Un primer intento por definir la estratigrafía de la mina Ares ha sido realizado por el Ing. Marcelo Lavado B. con información de las perforaciones diamantinas y la correlación de la geología de superficie, determinándose cuatro unidades litológicas. En su informe se recomienda usar mapeos de mina y estudios petrográficos para un estudio estratigráfico final. (Diciembre 1, 1999)

El domo María está constituido por flujos de lavas andesíticas grises y brechas andesíticas verdosas recientes.

2.7.- PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO

Es posible que en el área exista un anticlinal de plegamiento suave, evidenciado por la posición de las capas de los aglomerados – brechas Collpa, que afloran tanto en la margen izquierda del río del mismo nombre como en la zona de Diana, cuya proyección de sus capas coincide formando un anticlinal; sin embargo en los volcánicos Machucocha por donde pasaría el eje del anticlinal, no se presenta este plegamiento típico, sino que todas sus capas están inclinadas hacia el Noreste. Como los volcánicos Machucocha están deformados por levantamientos y hundimientos en bloques (Horst y Graben) podría haberse modificado localmente la posición de las capas, de modo que aquí no se reconoce eje alguno.

El fracturamiento más notable se puede agrupar en tres sistemas:

Sistema NO – SE con buzamientos de 65°- 80° hacia el NE o SO.

Sistema NE – SO con buzamientos de 70°-80° al NE.

Sistema N – S con buzamientos de 80°-85° al Oeste.

El sistema NO – SE ó sistema longitudinal es el más prominente, aproximadamente coincidente con el rumbo de los estratos. A este sistema pertenecen algunas de las vetas de Ares y las fallas que han provocado la formación de horst y graben en los valles del río Collpa y del río Quimsachata. A 1.5 Kms. al Sureste de Vizcacuto afloran las cuarcitas Hualhuani en un nivel topográfico más alto que los volcánicos Terciarios, debido a estos fallamientos y que se ponen en contacto con los aglomerados – brecha Collpa.

El sistema NE – SO ó sistema transversal, también puede ser pre y post mineral. El fracturamiento pre-mineral esta representado por las estructuras mineralizadas económicas existentes en el domo de Ares y los post – minerales por fallas perpendiculares a los horst y graben. El domo esta levantado en la zona además del fallamiento por el impulso volcánico.

El sistema N-S aunque es poco frecuente presenta desplazamientos significativos del orden de los 100 metros, como es el caso de la falla Quimsachata que pone en contacto los aglomerado – brecha Collpa con las lavas andesíticas.

2.8.- ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

Las estructuras mineralizadas más importantes se ubican en el domo Ares y zonas adyacentes, en el prospecto Vizcacuto, en la zona Maria y en los volcánicos Machucocha al Noreste de Diana.

Las estructuras mineralizadas principales presentan una textura tabular, conformada por bandeamientos subparalelos de cuarzo gris, cuarzo lechoso, cuarzo limonitizado, cuarzo masivo y cuarzo de estructura sacaroidea. Generalmente, la estructura se presenta con relleno de arcilla (caolín e illita). La resistencia de las estructuras mineralizadas es ligeramente superior a las cajas.

2.8.1.- Vetas en el domo Ares

Las estructuras mineralizadas en el domo Ares son vetas de Au – Ag de origen epitermal, de baja sulfuración, con adularía, esméctita, illita, caolín, halloysita, sericita-muscovita, cuarzo y trazas de alunita; la silicificación se presenta en algunos sectores, siendo la argilización y caolinización más extendidas. La muestra de estudio petrográfico P-28, tomada en el afloramiento de una veta ubicada entre las vetas Victoria y Maruja (cerca al punto L-13) nos confirma la presencia de adularía siendo las cajas tufo litocristalino alterado.

Las vetas conocidas se pueden agrupar en dos sistemas. El sistema Noreste a la cual pertenecen las vetas de valor económico como Victoria, Ramal Victoria, Maruja, Split de Victoria, Cimoide Victoria, Ramal Sur, 097, 096; y el sistema Noroeste, de valor marginal al cual pertenecen las vetas Guadalupe, Tania y Diana.

Figura N.2. La Veta Victoria en el tajo 151 SW.

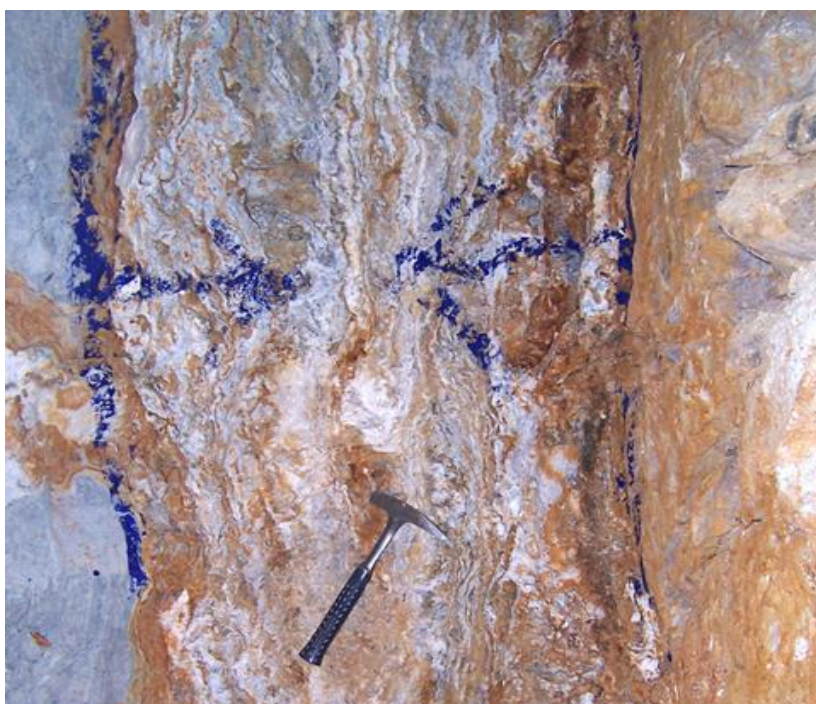
La veta falla Victoria es la estructura principal del yacimiento que aporta de 70 a 80 % de la producción. Tiene una longitud de afloramiento de 37 metros pero en interior mina se conoce en una longitud de mas de 1,000 metros. Profundiza 240 metros y tiene potencias variables de 0.50 a 6.00 metros, llegando hasta 10.00 metros. La estructura es del tipo rosario con ramales y cimoides. La mineralización macroscópica consiste de cuarzo lechoso, cuarzo gris, cuarzo limonitizado, cuarzo masivo, cuarzo poroso, cuarzo sacaroide y óxidos de fierro. Hacia el Suroeste la veta continua pero con valores de Au - Ag bajos, y hacia el Noreste la veta sigue como falla desconociéndose su limite. Su rumbo y buzamiento es N 50° - 70° E/ 65°- 80° SE.



El ore shoot de la veta victoria tiene la forma de un ovoide erosionado en la parte superior, los valores económicos de oro profundizan hasta la cota 4,700 y los valores económicos de plata tienden a profundizar debajo de esta cota

El Ramal Victoria sale de la caja techo de la veta Victoria. Su rumbo y buzamiento es N 65° E / 70°-80° SE. En la mina tiene una longitud desarrollada de 465 metros y potencias que varían de 0.30 a 2.20 metros. La mineralización consiste principalmente de cuarzo lechoso bandeado con óxidos de hierro.

La veta Maruja aunque no aflora se presenta aprox. paralelo al Noroeste de la veta Victoria, estando en un sector cerca al borde silicificado del domo Ares. Ha sido reconocida en una longitud de 600 metros y su potencia varía de 0.30 a 0.90 metros. Profundiza 190 metros y la mineralización macroscópica consiste principalmente de cuarzo lechoso con óxidos de hierro y manganeso. Hacia el Noreste la veta se intercepta con la veta Victoria constituyéndose en un ramal de esta.



El split de Victoria ha sido reconocido en el nivel 4825 por 300 metros y en el nivel 4725 por 50 metros de longitud, profundiza 210 metros y tiene potencias de 0.30 a 0.50 metros; su rumbo y buzamiento es N 60° - 70° E / 60° - 80° NE. Hacia el SO la veta se intercepta con la veta cimoide.

Figura N.3. Veta Split Victoria.

La veta ramal Sur es paralela a la veta Victoria y ha sido reconocida con una longitud de 230 metros aproximadamente en las cotas 4740 y 4720 en interior mina.

La veta 097 ha sido reconocida en interior mina entre las cotas 4910 y 4700. Su potencia promedio es de 1.00 metro. Hacia el Suroeste se intercepta con la veta Victoria, al Noreste parece estar limitado en una zona de falla. Tiene dos ramales conocidas como veta 096 y veta 098.

La veta Lula tiene una longitud de afloramiento discontinuo de 650 metros habiéndose reconocido en interior mina desarrollos de 400 metros en el nivel 4830 y de 250 metros en el nivel 4775; profundiza 220 metros y tiene potencias de 1.50 a

2.00 metros. La mineralización macroscópica consiste principalmente de cuarzo que puede estar bandedado, masivo o cristalizado. En afloramiento, hacia el Oeste, la veta se presenta brechada, con una intensa silicificación pegada a la estructura y una moderada argilización alejándose de las cajas. Su rumbo y buzamiento es N 60° O / 78° NO.

La veta Guadalupe tiene una longitud de afloramiento discontinuo de 200 metros ubicándose en el borde Suroeste del domo Ares. Su rumbo y buzamiento es N 40°-50° O / 75° NE a vertical. Hacia el Sureste la estructura continua como falla por una longitud de 500 metros.

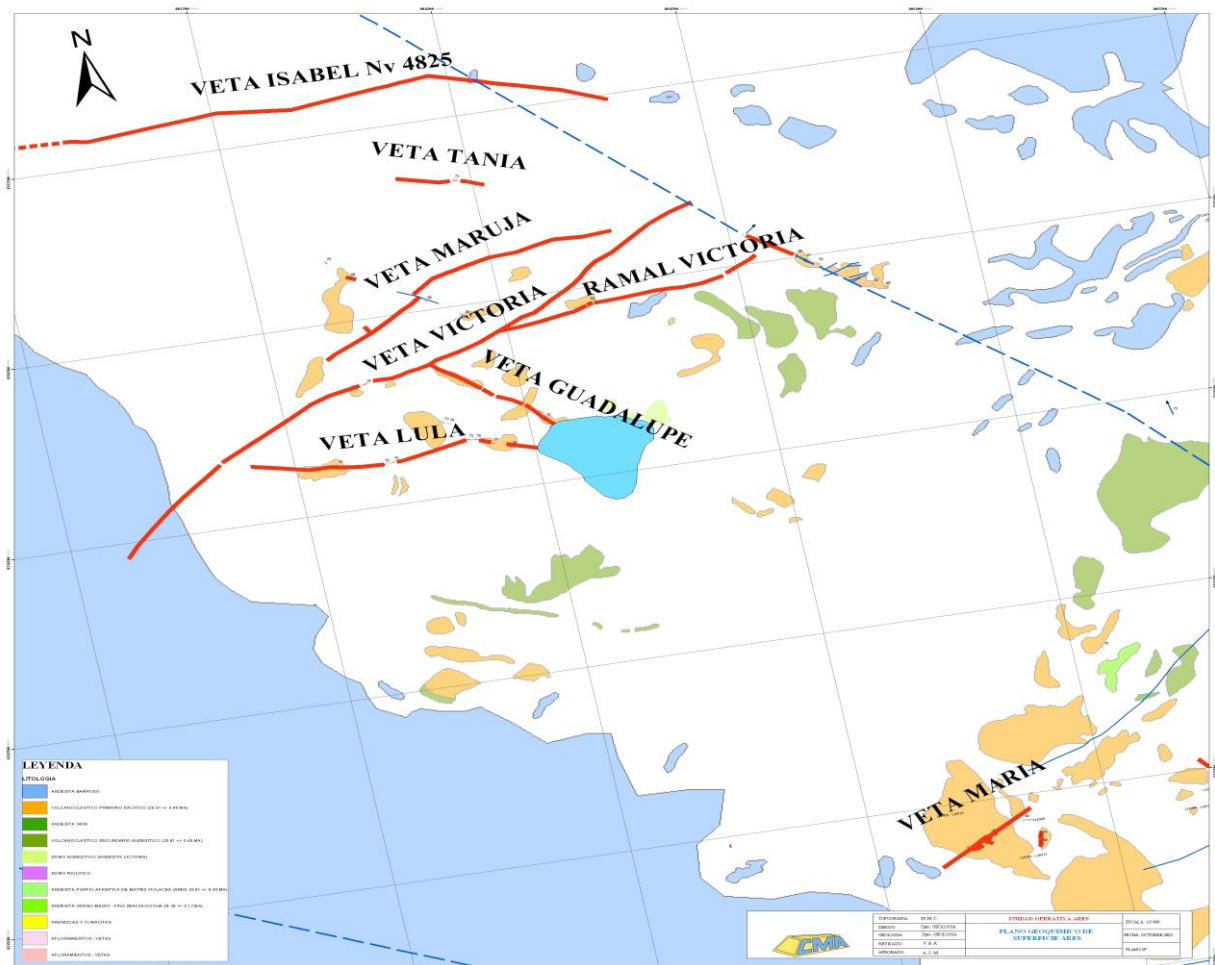


Figura N.4. Afloramiento de estructuras principales en Ares.

La veta Tania tiene una longitud de afloramiento de 930 metros y su potencia promedio es de 1.20 metros. El afloramiento silicificado y con alteración argilica de sus cajas tiene 6.00 metros en su extremo Noroeste y 70 metros en su extremo Sureste.

Por estar el borde del domo intensamente silicificado, aquí se han tomado 60 muestras de canales que dan leyes promedios de: 0.12 ppm Au, 3.93 ppm Ag, 72.67 ppm Pb, 9.87 ppm Zn, 0.94 ppm Cu, 316.49 ppm As, 0.09 ppm de Hg y 1.07 % Fe.

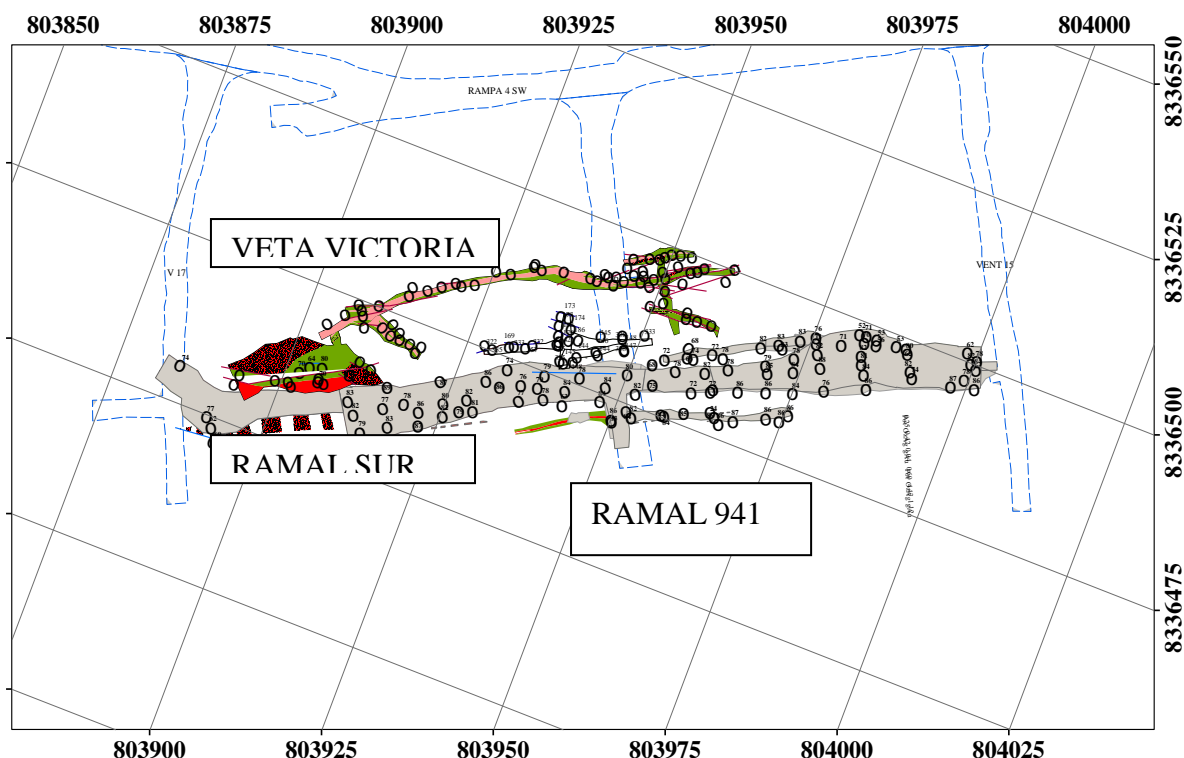


Figura N.5. Estructuras principales en el tajo 941.

2.8.2.- Estructuras mineralizadas en el prospecto Vizcacuto

En el prospecto Vizcacuto existen dos tipos de mineralización: En vetas y en una zona de brecha.

Las vetas más importantes son de rumbo N 60° - 80° E, con buzamientos de 70° - 85° NO o SE, con longitudes de 15 a 150 metros y potencias de 0.10 a 0.80 metros. En las vetas explotadas antiguamente en la mina Paquita, se nota las cajas brechadas lo cual a favorecido la mineralización. Existen otras vetas menores de rumbo N 70° - 80° O y buzamientos de 75° - 85° al SO ó NE, de poca longitud (25 a 40 metros) y potencias de 0.10 metros.

2.8.3 Estructuras mineralizadas en la zona María

En la zona Maria afloran vetas de rumbo N 35°- 70° E con buzamientos de 50° a 75° NO y SE, vetas de rumbo E-O con buzamiento de 65° - 70° al Sur y venillas de rumbo N 60° - 70° O que han sido reconocidas en las trincheras 01 al 08.

Las estructuras más conocidas son la veta María y la veta 1 que son del sistema Noreste. Las otras vetas son de diferentes rumbos aflorando en conjunto en forma de abanico.

La veta Maria es una estructura tipo rosario, tiene una longitud de afloramiento discontinuo de 260 metros desconociéndose sus extensiones laterales por estar encapado. La mineralización macroscópica consiste de cuarzo hialino, cuarzo lechoso, cuarzo gris y pirita. Su potencia varia de 0.10 a 1.00 metros. Tiene rumbo y buzamiento N 60° E / 70° SE

La veta 1 ha sido reconocida en las trincheras 1 al 4, con una longitud de afloramiento de 150 metros y una potencia promedio de 0.80 metros. La mineralización consiste de brecha hidrotermal con cuarzo hialino, cuarzo lechoso, cuarzo gris y pirita diseminada. Pegada a la estructura existe una silicificación intensa cuyo afloramiento tiene forma cóncava. Su rumbo general es N 65° E y su buzamiento 75°-85° NO.

A 1.0 Km al Noreste de la zona María, aflora otra veta que es del sistema Noroeste, conocida como **veta Diana**. Tiene una longitud de afloramiento de 240 metros continuando su extremo Sureste como falla. Su potencia varia de 0.10 a 0.80 metros; la mineralización consiste de cuarzo hialino, cuarzo sacaroide y poca pirita diseminada. Su rumbo y buzamiento es N 50° O / 55° a 80° NE.

2.8.4.- Estructuras mineralizadas en los volcánicos Machucocha

En la unidad volcánica Machucocha, al Noreste de Diana, se han reconocido vetas y venillas de cuarzo, sílice y pirita, con longitudes de 1 a 30 metros y potencias de 0.10 metros promedio. El muestreo de estas estructuras con 14 muestras tomadas nos dan valores promedio de: 0.10 metros de ancho, 0.06 ppm Au, 6.45 ppm Ag, 64.47 ppm Pb, 39.41 ppm Zn, 59.07 ppm Cu, 29.14 ppm As, 0.01 ppm Hg y 2.53 % Fe.

Por ser las vetas de poca longitud y potencia, y por ser sus leyes muy bajas se descarta la exploración de la zona.

2.9.- ALTERACIÓN HIDROTHERMAL

Las zonas con alteración hidrotermal más importantes son 3: Domo Ares y sus alrededores, Machucocha - Sauce y Maria.

La alteración hidrotermal en el domo Ares y sus alrededores, consiste principalmente de silicificación, argilización, caolinización, sericitización y propilitización. La silicificación se encuentra en superficie bordeando el domo y pegada a las estructuras mineralizadas, mientras que en interior mina las vetas presentan silicificación por zonas; las otras alteraciones mencionadas son más extendidas en toda el área. De acuerdo a los análisis de PIMA se han reconocido también illita, esméctita, jarosita; y de acuerdo al estudio petrográfico adularía, illita y esméctita.

Un estudio detallado sobre las alteraciones en la mina Ares ha sido realizado recientemente por el Ing. Orlando Zavala M. Un estudio petrográfico detallado propio

de la estratigrafía del domo sería interesante para complementar dicha información.

La alteración hidrotermal es por:

- Silicificación
 - Cuarzo+pirita
- Argilización
 - Caolinita+illita/esmectita
- Propilitización
 - Clorita+calcita±illita

2.10.- PARAGÉNESIS

- Estadio inicial**
Cuarzo blanco y gris + pirita diseminada

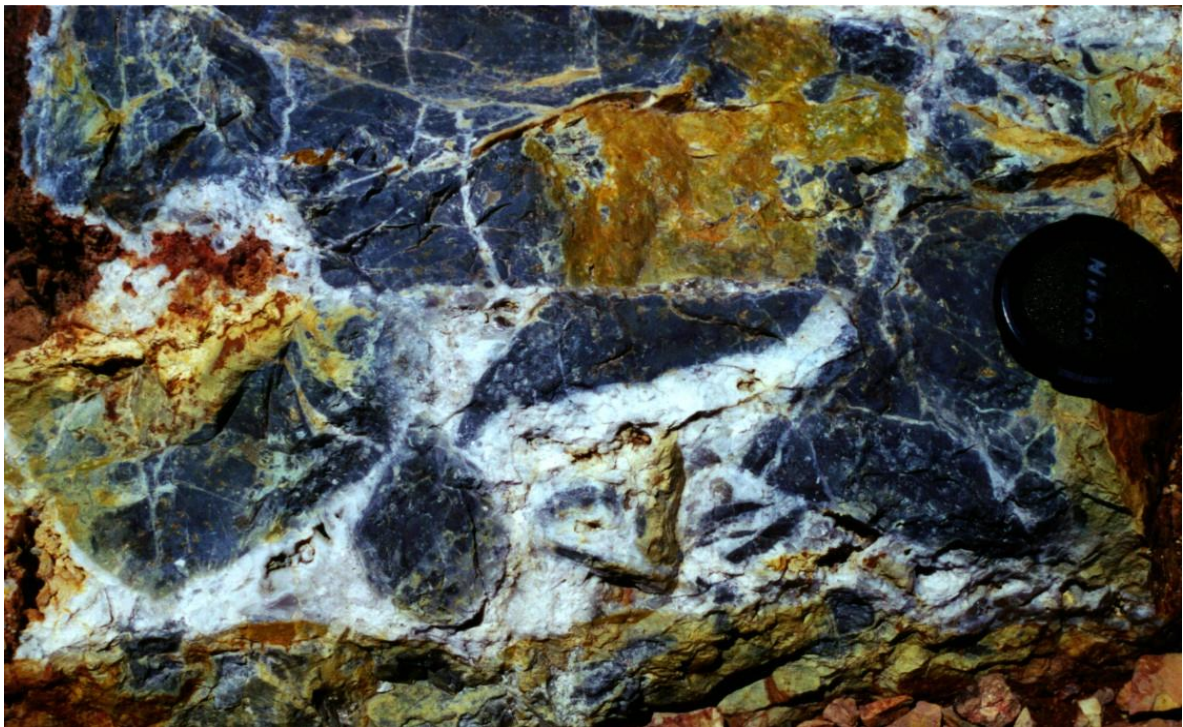
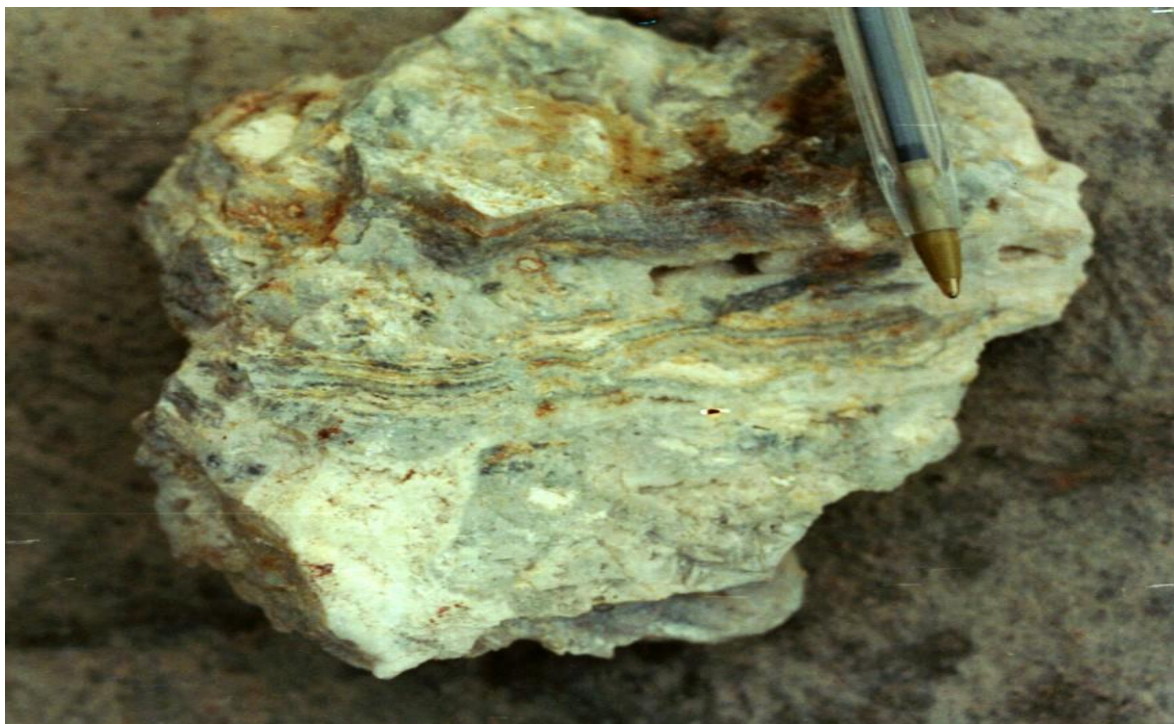


Figura N.6. Estadio inicial del cuarzo blanco y gris.

Estadio de cuarzo



Cuarzo blanco

Figura N.7. Estadio de cuarzo blanco.

Estadio de bonanza
Silice negra + arcillas + metales
(sulfuros + oro + electrum)



Figura N.8. Estadio de bonanza.

2.10.1.- Distribución de los estadios paragénéticos

Vetas Noreste

Presente los 3 estadios

Estadio de cuarzo y bonanza alternados

Primer estadio relacionado al piso de las estructuras

Vetas Noroeste

No se desarrollan todos los estadios

Comúnmente está presente el primer estadio

No se reconoce el estadio de bonanza

2.11.- PROGRAMA DE EXPLORACIONES

De acuerdo a los resultados obtenidos en el presente estudio, con prioridad I se propone efectuar un programa de exploraciones en la zona del domo Ares, zona de alteración Machucocha-Sauce y el prospecto Vizcacuto, consistente en levantamientos topográficos, mapeos geológicos detallados, muestreos y estudio geoquímico. Así mismo con prioridad II efectuar mapeos y muestreos en la zona María.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Los Volcánicos Terciarios constituidos por el grupo Tacaza, son conocidos como un metalotecto importante en la zona Sur del país, ya que existen minas como Arcata, Orcopampa y Caylloma, donde las estructuras mineralizadas se ubican en este grupo, tal como es el caso de Ares.
- Los volcánicos Cuaternarios Barroso constituyen aproximadamente el 55% de los afloramientos, cubriendo en gran parte las rocas más antiguas y las estructuras mineralizadas. Por tal razón al área de la mina se le ha denominado ventana geológica.
- Las características de la mineralización, la alteración hidrotermal, el fracturamiento y los valores químicos obtenidos de los muestreos efectuados, indican la posibilidad de encontrar mineral económico en los prospectos Quimsachata- Sauce, Vizcacuto y Maria.
- En el domo Ares, las vetas del sistema NE son de valor económico ó de buenas posibilidades como Victoria, Ramal Victoria, Split de Victoria, Cimoide Victoria, Ramal Sur, Maruja, 096, 097, Maria y vetas en Vizcacuto; y las vetas del sistema NO son de valor marginal a baja ley como Guadalupe, Tania y Diana.
- Como resultado de los trabajos de reconocimiento y la revisión de las rocas cajas en las diferentes vetas de la mina Ares, se ha determinado que el domo Ares tiene su propia estratigrafía, por lo que la mineralización podría estar restringida a el.

Con el objeto de continuar las exploraciones tanto en el domo Ares como en las zonas prospectivas reconocidas, se recomienda efectuar el programa de exploraciones tentativo que sé esta proponiendo, el cual consiste en realizar levantamientos topográficos-geológicos detallados, muestreos y levantamiento geoquímico.

Las zonas a explorar son: con prioridad I el domo Ares, la zona de alteración Quimsachata-Sauce y el prospecto Vizcacuto; y con prioridad II la zona Maria.

CAPITULO III

GEOTECNIA EN ARES

3.1.- INTRODUCCIÓN

Ares es un Yacimiento epitermal, cuya característica principal es tener rocas cajas y estructuras mineralizadas consideradas entre las más complejas del Perú y por no decir del mundo. Sus valores geomecánicos son menores de 20 en el sistema RMR e inferiores de 0.12 en el sistema Q. Esta calidad de rocas y los problemas de estabilidad de la misma han llevado a crear una Superintendencia de Geotecnia, cuyo trabajo consiste en elaborar los planos geotécnicos de la mina, sobre la base de levantamientos y calificación geomecánica de las diferentes labores mineras.

Es de gran importancia el reconocimiento geotécnico de todas las rocas circundantes al yacimiento para realizar el planeamiento de accesos para la explotación de la mina. Este reconocimiento se realiza mediante el logueo Geotécnico de todos los taladros diamantinos ejecutados en la mina, donde se delimitan las zonas favorables del macizo rocoso para la ejecución de proyectos.

El presente INFORME de aplicación de Sostenimiento en la Unidad Minera ARES contiene los conceptos básicos de GEOTECNIA que involucra conocer los diferentes tipos de sostenimiento ACTIVO y PASIVO, que son descritos en forma detallada, como los diferentes tipos de PERNOS DE ANCLAJE PARA ROCA; el concreto lanzado (SHOTCRETE), asimismo se hace mención del control de voladura relacionando a la clasificación de la calidad de roca aplicando los mapeos Geomecánicos con los sistemas de RMR, NGI (Q) y GSI.

- La finalidad del presente curso es dar a conocer a toda persona involucrada en la actividad minera las bondades de la GEOTECNIA aplicada a la minería y por ende lograr la calidad en la operación minera, optimizando los recursos empleados en el refuerzo del macizo rocoso.
- Esperando que, el presente informe de Geotecnia, tenga la acogida del caso, el Área de Geotecnia agradece la participación de todos los interesados y el personal que labora en la Unidad Minera. Ares.

3.2.- GEOTECNIA.

La geotecnia es una rama de la ciencia geología muy especializado, que estudia el comportamiento de los suelos que reforzada con la información útil de otras ciencias de la tierra y con nociones de ingeniería de construcción, contribuye para el diseño, planeamiento y control de las obras de infraestructura, en el caso de obras civiles y minería.

También podemos definir geotecnia como el área de la ingeniería civil que estudia el comportamiento de suelos bajo la intervención de cualquier tipo de obra civil.

- **MECÁNICA DE ROCAS.**- La mecánica de rocas es la ciencia que intenta describir y predecir las propiedades del fragmento rocoso y su comportamiento dentro de los macizos rocosos.
- **MECÁNICA DE SUELOS.**- La mecánica de suelos estudia las propiedades, características y resistencia de las arcillas, limos y depósitos granulares, que se le conoce generalmente como "roca suave" entre los geólogos y mineros. Se basa muchos de sus conceptos en la mecánica de los medios continuos y la mecánica de los fluidos.
- **GEODINÁMICA.**- La geodinámica determina el grado de influencia de los fenómenos naturales a las obras de infraestructura implantadas en rocas o suelos; estos fenómenos son internos y externos.
- **GEOMECÁNICA.**- Rama de la ciencia geológica que estudia la calidad del macizo rocoso, determinando el grado de alteración, resistencia y otras propiedades mecánicas.

3.2.1 - INFLUENCIAS EN EL LAJAMIENTO DE ROCAS EN ARES

Generalmente en las operaciones mineras en excavaciones existen problemas de lajamiento de rocas, debido a su evaluación geomecánica dado de roca mala a muy mala y con problemas de otros factores influyentes como el agua y la voladura hacen que estas rocas generalmente se lajeen, esto es debido a las arcillas expansivas que ocurre con el agua y la concentración de esfuerzos que existe en ella.

Estos problemas de ocurrencia son generalmente en tajos convencionales a semi-convencionales de potencias de 0.80 a 1.50 m. En este tipo de avance tenemos que ser mas minuciosos con el sostenimiento previo desatado del frente de trabajo y hacer disparos con voladura controlada sin dañar en exceso las cajas o contactos, para eso realizamos las pruebas de control de ondas de vibracion de partículas mediante el uso del equipo Blaster Plus con el sismógrafo.

El problema de los estallidos de la roca (Rock-burst).

Otro de los problemas que existen en otras unidades mineras mas **no en ares** son los estallidos de la roca se definen como un desprendimiento violento que se produce cuando la presión que soporta la roca, vence a la resistencia de la misma.

La concentración de esfuerzos que se forma en la masa rocosa alrededor de un túnel inmediatamente después de la excavación se redistribuye progresivamente por zonas de mayor extensión, reduciéndose así la concentración máxima de los esfuerzos.

Los reajustes en roca dura, relativamente frágil, se desarrollan hasta mucho después de la voladura. Y, en consecuencia, cuando los esfuerzos son altos se produce una fracturación considerable en la roca próxima a la superficie, propiciando ocasionalmente estallidos de la roca.

Cuando se registran estallidos de la roca, se ha de reforzar el frente de avance y las paredes para evitar que el personal y equipo sufran daños.

Los pernos empleados para la consolidación deberían ser del tipo sin tensar y estar completamente anelados, a fin de que puedan responder a la liberación de cargas de la roca sin romperse. Los pernos Swellex representan una solución obvia, debido a que son simples y de rápida instalación, y mediante pequeñas modificaciones de la placa frontal pueden acomodar deformaciones bastante grandes y rápidas.

3.3.- CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Para sistematizar, cualificar y cuantificar las características geomecánicas de los macizos rocosos, donde se realiza la excavación, se evalúan las propiedades del macizo, como la combinación entre las características de las rocas y discontinuidades. Para tal fin se tiende a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas; además, se determina la valuación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación sobre la base de la más adecuada clasificación. Para que esta evaluación sea la más verídica y de gran apoyo, en Ares se consideran hasta catorce sistemas de clasificación geomecánica; entre los más importantes: Terzaghi, Protodiákonov, Wickman, Tiedemann y Skinner (RSR), Bieniawski (CSIR), Barton (NGI), Hoek y Brown, Laubsche, siendo éste muy apropiado a muestra realidad, tomando en consideración factores inestabilizadores del macizo, como la voladura, el agua y grado de alteración de las rocas.

De todas estas clasificaciones en la Unidad Minera Ares se esta aplicando las siguientes:

- Clasificación Bieniawski (CSIR) sistema RMR.
- Clasificación de Barton (NGI) sistema Q
- Clasificación de Hoek y Brown o sistema GSI.

3.3.1.- CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKY SISTEMA RMR (ROCK MASS RATING)

Los parámetros considerados por esta clasificación son:

- **Resistencia a la compresión:** resistencia de un testigo de roca sana (sin planos de debilidad) en un ensayo de compresión uniaxial.
- **Juntas por metro (j/m):** Incorpora el concepto desarrollado por Deere (RQD) y separación entre fracturas, en este contexto se define como fractura a todo tipo de discontinuidad.
- **Persistencia de fractura:** permanencia de la continuidad a través del medio rocoso.
- **Abertura de fractura:** distancia entre las paredes de una fractura (espesor de la discontinuidad).
- **Rugosidad :** definido como la textura de los planos de las discontinuidades
- **Relleno de fracturas:** Considera el espesor y dureza del material de salvanda.
- **Meteorización:** cambios en la calidad de la roca por procesos naturales, químicos y/o mecánicos, los cuales determinan el comportamiento estructural del macizo rocoso.
- **Efecto del agua :** flujo de agua medido cualitativamente sobre un tramo de tunel
- **Orientación de fracturas:** posición geométrica de las discontinuidades en relación al avance del tunel.

INDICE RMR

RATING	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20
CLASE	I	II	III	IV	V
TIPO DE ROCA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MALA	MUY MALA
COHESION (Kpa)	> 300	200 - 300	150 - 200	100 - 150	< 100
ANGULO DE FRICCIÓN INTERNA (°)	> 45°	40 - 45	35 - 40	30 - 35	< 30

RESISTENCIA A LA COMPRESION										
VALOR (Kg/cm2)	> 2500	1000 - 2500	500 - 1000	250 - 500	50 - 250	10 - 50	< 10			
VALORACION	15	12	7	4	2	1	0			
J/M	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
VALORACION	40	34	31	29	28	27	26	25	24	23
J/M	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
VALORACION	22	21	20	19	18	17	17	16	15	14
J/M	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
VALORACION	14	13	13	12	12	11	11	10	10	9
J/M	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39
VALORACION	9	9	8	8	8	7	7	7	7	7
J/M	40	41	42	43	44	45				
VALORACION	6	6	6	6	6	6				
PERSISTENCIA	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	>20 m					
VALORACION	6	4	2	1	0					
ABERTURA	0	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm					
VALORACION	6	5	4	1	0					
RUGOSIDAD	MUY RUGOSA	RUGOSA	LIGERAMENTE RUGOSA	LISA	ESPEJO DE FALLA					
VALORACION	6	5	3	1	0					
RELLENO	NO HAY	DURO < 5mm	DURO > 5mm	BLANDO < 5mm	BLANDO > 5mm					
VALORACION	6	4	2	2	0					
METEORIZACION	NO AFECTADO		LIGERO	MODERADO	ALTO	DESCOMPUERTO				
VALORACION	6		5	3	1	0				
AGUA	SECO	LIG. HUMEDO	HUMEDO	GOTEANDO	CHORREANDO					
VALORACION	15	10	7	4	0					

DIRECCION PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL				DIRECCIÓN PARALELA AL EJE DEL TUNEL		BUZAMIENTO
EXCAVACIÓN HACIA EL BUZAMIENTO		EXCAVACIÓN CONTRA EL BUZAMIENTO				0° - 20°
BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	CUALQUIER DIRECCIÓN
45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	
0	-2	-5	-10	-12	-5	

PLANTILLA DE CLASIFICACION RMR

3.3.2.- CLASIFICACIÓN DE BARTON O NGI (Q)

Un sistema estructural de macizos rocosos orientado también a servir en la construcción de tuneles, fue desarrollado por Barton, Lien y Lunden, investigadores del NGI (norwegian geotechnical institute), basandose en extensivos estudios en terreno y un gran número de casos de estabilidad de excavaciones subterráneas

- El sistema propuesto, considera seis parámetros para definir la calidad de un medio rocoso, tales como:

- RQD : PARÁMETRO DEFINIDO POR DEERE
- Jn : INDICE DE NÚMERO DE FAMILIAS DE FRACTURAS
- Jr : INDICE DE RUGOSIDAD
- Ja : INDICE DE ALTERACIÓN DE LAS PAREDES DE LAS FRACURAS
- Jw : INDICE DE FLUJO DE AGUA O PRESION DE AGUA.
- SRF : INDICE DEL ESTADO DE TENSIÓN DEL MACIZO ROCOSO (STRESS REDUCTION FACTOR)

PLANTILLA PARA LA CLASIFICACION NGI (Q)

DESCRIPCIÓN				VALOR
1 INDICE DE CALIDAD DE ROCA				R.Q.D.
A - MUY MALA				0 - 25
B - MALA				25 - 50
C - REGULAR				50 - 75
D - BUENA				75 - 90
E - MUY BUENA				90 - 100
2 NUMERO DE FAMILIAS DE FRACTURA				Jn
A - MACIZO, SIN O CON POCAS FRACTURAS				0.5 - 1.0
B - UN SET DE FRACTURAS				2
C - UN SET DE FRACTURAS MAS OTRA ALEATORIA				3
D - DOS SET DE FRACTURAS				4
E - DOS SET DE FRACTURAS MAS UNA ALEATORIA				6
F - TRES SET DE FRACTURAS				9
G - TRES SET DE FRACTURAS MAS UNA ALEATORIA				12
H - CUATRO O MAS SET DE FRACTURAS Y ALEATORIOS				15
I - ROCA QUEBRADA, SUELOS				20
3 RUGOSIDAD DE FRACTURAS				Jr
a) contacto entre roca de caja				
b) contacto de cajas antes de 10 cm de cizalle				
A - FRACTURAS DISCONTINUAS				4
B - ASPERAS O IRREGULARES, ONDULADAS				3
C - SUAVES, ONDULADAS				2
D - LISAS, ONDULADAS				1.8
E - ASPERAS O IRREGULARES PLANAS				1.5
F - SUAVES, PLANAS				1.0
G - LISAS PLANAS				0.5
c)no hay contacto de cajas al producirse el cizalle				
H - ZONA CON MINERALES ARCILLOSOS, CON ESPESOR SUFICIENTE PARA EVITAR EL CONTACTO DE ROCA DE CAJA				1.0
I - ARENA, GRAVA O ZONA QUEBRADA, CON ESPESOR SUFICIENTE PARA EVITAR EL CONTACTO DE ROCA DE CAJA				1.0

DESCRIPCIÓN	VALOR
4 ALTERACIÓN DE FRACTURAS	Ja
a) contacto de roca de caja	
A - EXTREMADAMENTE SANO, DURO NO REBLANDECIDO, RELLENO IMPERMEABLE	0.75
B - PAREDES NO ALTERADAS SOLO DESCOLORAMIENTO SUPERFICIAL	1
C - PAREDES LEVEMENTE ALTERADAS, REVESTIMIENTO NO REBLANDECIDO, PARTICULAR ARENOSAS, DE ARCILLA, ETC	2
D - REVESTIMIENTO DE ARENAS ARCILLOSAS CON PEQUEÑA PORCIÓN DE ARCILLA (NO REBLANDECIDO)	3
E - REVESTIMIENTO DE MINERALES ARCILLOSOS, BLANDOS DE BAJA FRICCIÓN (REVESTIMIENTO DISCONTINUODE ESPESOR < 2mm)	4
b) contacto de cajas antes de 10 cm de cizalle	
F - PARTICULAS ARENOSAS, ROCA DISGREGADA CON PESENCIA MENOR DE ARCILLAS	4
G - FUERTEMENTE CONSOLIDADO, RELLENO DE MINERALES ARCILLOSOS NO REBLANDECIDO (CONTINUOS < 5mm DE ESPESOR)	6
H - MEDIANA O BAJA CONSOLIDACIÓN, RELLENO CON MINERALES ARCILLOSOS (CONTINUOS < 5mm DE ESPESOR)	8
I - RELLENO CON ARCILLAS EXPANCIVAS (MONTMORILLONITA), CONTINUA CONTINUOS < 5mm DE ESPESOR	8 - 12
c) no hay contacto de cajas al producirse el cizalle	
J - ZONAS O BANDAS DE ROCA DESINTEGRADA	6
K - O QUEBRADA Y ARCILLAS	8
L - VER G,H o I PARA CONDICIONES ARCILLOSAS	8 - 12
M - ZONAS O BANDAS DE BARRO O ARENAS ARCILLOSAS , PEQUEÑA PORCIÓN DE ARCILLAS (NO REBLANDECIDAS)	8
N - ZONAS O BANDAS GRUESAS Y CONTINUAS DE ARCILLA	10 - 13
O - VER G,H y J PARA CONDICIONES ARCILLOSAS	13 - 20
DESCRIPCIÓN	VALOR
5 FLUJO DE AGUA	Jw
A - EXCAVACIONES SECAS, FLUJO MÍNIMO < 5 lt/min EN FORMA LOCALIZADA	1
B - FLUJO O PRESIÓN MODERADA, LAVADO DE RELLENO DE FRACTURA EN FORMA OCACIONAL	0.66
C - FLUJO O PRESIÓN ALTO, EN ROCA COMPETENTE CON FRACTURAS SIN RELLENO	0.5
D - FLUJO O PRESIÓN ALTO, CONSIDERABLE LAVADO DE RELLENO	0.33
E - FLUJO O PRESIÓN EXCEPCIONALMENTE ALTO AL MOMENTO DE LA EXCAVACION, DECALLENDO CON EL TIEMPO	0.2 - 0.1
F - FLUJO O PRESIÓN EXCEPCIONALMENTE ALTO SIN DISMINUCIÓN EN EL TIEMPO	0.1 - 0.05
6 FACTOR REDUCTOR DE ESFUERZOS	SRF
a) zonas de debilidad intersectan la excavación, las cuales pueden provocar levantes cuando el tunel es excavado	
A - PRESENCIA DE MUCHAS ZONAS DE DEBILIDAD, CON CONTENIDO DE ARCILLA O ROCA QUIMICAMENTE DESINTEGRADA, ROCA DE CONTORNO DEBIL (CUALQUIER PROFUNDIDAD)	10
B - ZONAS DE DEBILIDAD SIMPLES CON CONTENIDO DE ARCILLAS O ROCAS DESINTEGRADA QUIMICAMENTE (PROFUNDIDAD < 50 m)	5
C - ZONAS DE DEBILIDAD SIMPLES CON CONTENIDO DE ARCILLAS O ROCAS DESINTEGRADA QUIMICAMENTE (PROFUNDIDAD > 50 m)	2.5
D - ZONAS DE CIZALLE MULTIPLE EN ROCA COMPETENTE (SIN ARCILLAS) CON PERDIDA DE ROCA DE CONTORNO (CUALQUIER PROFUNDIDAD)	7.5
E - ZONAS DE CIZALLE SIMPLE EN ROCA COMPETENTE (SIN ARCILLAS) PROFUNDIDAD < 50m	5
F - ZONAS DE CIZALLE SIMPLE EN ROCA COMPETENTE (SIN ARCILLAS) PROFUNDIDAD > 50m	2.5
G - FRACTURAS ABIERTAS, DENSAMENTE FRACTURADO, CUALQUIER PROFUNDIDAD	5

RQD SEGÚN LOGUEO EN TESTIGOS:

$$R.Q.D.(%) = \frac{S \text{ Longitud total en trozos } > 100 \text{ mm}}{\text{Longitud (3m)}} \times 100$$

Basandose en rangos de valores de **RQD**, el medio rocoso es caracterizado según su calidad de evaluación, de acuerdo al siguiente cuadro:

<u>RQD (%)</u>	<u>CALIDAD DE ROCA</u>
90 - 75	BUENA
75 - 50	MEDIANA
50 - 25	MALA
25 - 0	MUY MALA

Al no disponer de sondajes diamantinos, el RQD puede calcularse, definiendo un RQD superficial según la siguiente expresión:

$$RQD (%) = 115 - 3.3 \times J_v$$

Donde:

$J_v = N^\circ$ de juntas por metro cúbico

$J_v = j_x + j_y + j_z$

Para $J_v < 5 \implies RQD = 100$

- El parámetro **Jn** representa el numero de conjuntos de fracturas, a menudo este indice se ve afectado por foliación, esquistocidades, estratificaciones, etc. ante estos fenómenos debe efectuarse un análisis orientado a definir si es lícito considerarlos como un conjunto o bien como fracturas erráticas, dependiendo de la cantidad que se detecten
- los parámetros **Jr** y **Ja** que representan la resistencia al cizalle, deberán ser relevantes para el conjunto de fracturas más débiles o para discontinuidades rellenas con arcillas.

- **RQD / Jn**: Representa la estructura del macizo rocoso; es una medida aproximada del tamaño de los bloques.
- **Jr / Ja** : representa las características de fricción de las paredes de una fractura o del material de relleno donde más probablemente se puede iniciar el fallamiento.
- **Jw / SRF**: Es un factor empírico que relaciona los esfuerzos activos del medio rocoso.

$$Q = (RQD / Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$$

El valor de **Q** puede variar aproximadamente entre 0,01 y 40.0, dentro de este rango se definen, los parámetros de la unidad minera Ares, tal como se muestra en la tabla siguiente:

<u>CALIDAD DE ROCA</u>	<u>INDICE Q</u>
EXTREMADAMENTE MALA	0.01 - 0.1
MUY MALA	0.1 - 1.0
MALA	1.0 - 4.0
REGULAR	4.0 - 10.0
BUENA	10.0 - 40.0

3.3.3.- NUEVA CLASIFICACIÓN GSI (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX)

En la unidad minera ares se elaboro las tablas GSI, dichas tablas se adjuntan en anexo

La clasificación GSI fue propuesto por Hoek en 1997 y confirmado por Hoek kaiser y Bawden 1998, comprende los siguientes conceptos o parámetros geomecánicos, determinando el grado de fracturamiento del macizo rocoso:

- **Levemente fracturado (LF)** – de seis ha doce fracturas por metro, RQD (70-90).
- **Moderadamente fracturada (F)** – de seis a doce fracturas por metro, RQD (50-70).
- **Muy fracturada (MF)** -- de 12 a 20 por metro, RQD (25 A 50).
- **Intensamente fracturada (IF)** – con mas de 20 fracturas por metro, RQD (0 – 25).

- **Triturada y brechada en zonas de falla (TB)** - sin RQD, incluyéndose las condiciones de trabazón de los bloques que se han mencionado en las tablas GSI elaboradas en la unidad minera ARES.

Con respecto al parámetro de condición de las discontinuidades se ha asociado a la resistencia de la roca intacta, determinada en forma muy sencilla con golpes de picota o su indentación o disgregación, usando la siguiente terminología:

- **Muy buena (MB)** - extremadamente resistente, solo se astilla con golpes de picota.
- **Buena (B)** - muy resistente, se rompe con varios golpes de picota.
- **Regular (R)** - resistente, se rompe con uno o dos golpes de picota.
- **Pobre (P)** - frágil, se indenta superficialmente con golpes de picota hasta 5 Mm. de profundidad.
- **Muy pobre (MP)** - blanda a muy blanda, se indenta profundamente con golpes de picota.

CODIGO DE COLORES PARA UNA EVALUACION GEOTECNICA.

CODIGO DE COLORES	CLASE DE ROCA	DESCRIPCIÓN	VALUACIÓN	
			RMR	Q
	I	Buena	61 - 80	10.00 – 40.00
	II	Regular	41 - 60	4.00 – 10.00
	III	Mala	31 - 40	1.00 – 4.00
	IV	Muy mala	21 - 30	0.10 – 1.00
	V	Extremad. Mala	3 - 20	0.01 - 0.10

3.4.- GRADO DE ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO EN ARES

La estabilidad de una excavación subterránea esta relacionado con las dimensiones de excavación, la resistencia, firmeza a las dimensiones y el tiempo de permanencia de la labor.

La estabilidad también esta determinado por factores internos tales como: el agua de infiltración, gravedad, movimientos sísmicos, fracturas, alteraciones, grado de cohesión, descompresión y otros.

Los factores externos que afectan a la estabilidad son los generados por el hombre, tales como: la perforación (el agua y la percusión), la voladura, el desate de rocas y tiempo sin soporte.

LABOR ESTABLE:

Se entiende de una labor que presenta firmeza, constancia, permanencia. Dícese de zonas con sostenimiento o sin sostenimiento pero que presentan estas características. Estas se subdividen en:

Labor muy estable: Sectores altamente seguros, cuando la roca se auto soporta por mucho tiempo o zonas que ya tienen soporte adecuado como el caso de túnel Linner, cámaras reforzadas y otros.

Labor estable: Áreas seguras en roca dura, competente, buena, para el avance de un ciclo normal a veces es necesario de reforzamiento con pernos en forma puntual; se entiende también por zonas con sostenimiento definitivo como el caso de labores permanentes túneles, rampas, y otros.

Labor medianamente estable : La roca es dura, pero ya presentan síntomas de inestabilidad, que para estabilizarlas requieren de un refuerzo moderado; como una capa delgada de concreto lanzado (shotcrete) 2cm, pernos sistemáticos distanciados a mas 1.5 m, entre otros elementos; se califica como roca regular.

LABOR INESTABLE:

Se conoce por aquellos sectores o áreas que no son seguras, que están en constante movimiento, que carecen de firmeza, resistencia y tienen el potencial de fallar o colapsar. Se subdividen en:

Labor medianamente inestable : Se conoce cuando la roca es mala, tienen un tiempo de autosoporte de hasta una semana, para un área excavada de 3 m, o áreas mas pequeña que permite un mayor tiempo de auto soporte, pocas posibilidades de movimiento del macizo rocoso; para estabilizarla se requiere de pernos sistemáticos en una malla de 1.0 a 1.5 m, o shotcrete en espesores de hasta 5 cm, o pernos mas malla electrosoldada, en labores pequeñas se requiere de puntales de seguridad distanciados a mas de 1.50 m.

Labor inestable : Cuando la roca esta fracturada y muy alterada, donde existen indicios de posibles movimientos del macizo rocoso, por agentes inestabilizadores como perforación, voladura, agua y otros; El tiempo de auto soporte se estima hasta 1 día en este caso el sostenimiento es parte del ciclo de trabajo y sin el cual no se debe realizar trabajo alguno; el sostenimiento esta en función al tipo de labor como: shotcrete estructural mas pernos sistemáticos, cuadros de madera, cribbing para chimeneas, cimbras metálicas en rampas, puntales de seguridad para labores angostas, u otro tipo de soporte, la calificación del macizo determina como roca muy mala.

Labor muy inestable: Cuando se presenta movimientos claros del macizo rocoso o del área circundante por presentar fallas, alto fracturamiento, intensa alteración, agua y otros factores que permiten generar peligros a personas o equipos. El tiempo de auto soporte es de hasta 8 horas las condiciones del terreno son muy desfavorables para un trabajo normal, se requiere de elementos de soporte adicionales para los trabajos de avance, como guarda cabeza, marchavantes, spiling bars. La roca es calificada como extremadamente mala.

LABOR CRÍTICA:

Se entiende por áreas, sectores o macizo rocoso extremadamente malo, que ha sufrido disturbaciones como: derrumbes, asentamientos, colapsos, tubificaciones y otros; generado en un determinado estado, momento, punto de las labores, en que esta se produce, requieren de evaluación geotécnica para su soporte.

Labor crítica: Son derrumbes y/o asentamientos de hasta 3 m, estas para ser estabilizadas requieren de maderamen o relleno cementado.

Labor muy crítica: Cuando el acceso es muy complicado, por los vacíos muy amplias dejados por las perturbaciones, para su control y acceso requiere principalmente de relleno cementado.

3.5.- MAPEO GEOTÉCNICO

Se realiza el mapeo en todas las excavaciones; para labores permanentes, el mapeo es en arco rebatido, y en labores temporales, el mapeo es en planta, donde se consideran todos los parámetros requeridos para una buena calificación geomecánica. Con los datos obtenidos de los mapeos se han elaborado los planos geotécnicos en planta, secciones longitudinales y transversales, zonificando de acuerdo con condiciones de comportamiento similar con fines de utilizar y estandarizar el soporte para una determinada evaluación.

En Ares, las valoraciones del macizo llegan como máximo a buena. No existe la calificación de muy buena ni extremadamente buena, generalmente en las labores se tiene roca mala a extremadamente mala.

3.5.1.- DISEÑO GEOTÉCNICO DE EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS

Para realizar el diseño de las excavaciones y del soporte del macizo rocoso en los tajeos, galerías y rampas; se describen algunos aspectos por considerar:

Investigación Geotécnica: de todas las rocas circundantes al yacimiento, éste reconocimiento es a través de la evaluación y logueo geotécnico de los sondajes diamantinos ejecutados.

El diseño para el sostenimiento: de los tajos, galerías y rampas se utilizan parámetros preestablecidos, ajustándose a las variaciones locales.

Análisis estructural: mediante estaciones microtectónicas, donde se determinan los distintos tipos de fracturamiento, estos datos son procesados. Con software apropiados que aporten parámetros importantes para diseñar proyectos.

3.5.2.- CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO EN ARES

Para efectos de evaluación y mapeo geotécnico, se han considerado 5 clases de rocas (cuadros 1 y 2), donde se recomienda el tipo de soporte y el color de identificación para los planos geotécnicos.

Roca Buena (Clase I): Consiste en roca químicamente intacta, tiene fisuras y ramales, pero los bloques entre las juntas están soldados o tan íntimamente embonados que las paredes verticales no necesitan refuerzo.

Roca Regular (Clase II): Roca fracturada, agrietada en bloques; es una roca químicamente inalterada o casi inalterada, cuyos fragmentos se encuentran totalmente separados unos de otros y no embonan. Este tipo de roca puede necesitar refuerzo de las paredes verticales.

Roca Mala (Clase III): Son las rocas alteradas, fracturadas, las que requieren el refuerzo una vez descubiertas o evaluadas.

Roca Muy Mala (Clase IV): Son las rocas fuertemente alteradas, fácilmente disgregables. Éstas avanzan lentamente en la excavación sin aumento perceptible de volumen. Presentan un porcentaje elevado de minerales arcillosos de poca expansibilidad (caolín e illita).

Roca Extremadamente Mala (Clase V): Se comportan como un suelo; son terrosas, arcillosas, blandas, deleznable y movedizas, principalmente por efectos del agua.

3.5.3.- CONDICIONES HIDROGEOLOGÍCAS

La presencia de aguas en el área de la mina está controlada principalmente por las precipitaciones névicas (pluviales).

Las aguas de escorrentía superficial discurren en su mayor porcentaje y otro menor se infiltra por los depósitos morrénicos llegando al contacto con las rocas volcánicas. Las aguas subterráneas tienen trampas estructurales o límites, que son los tufos y/o fallas con relleno de arcilla.

La cantidad de las aguas subterráneas es un factor importante para el incremento sustancial de la variada sensibilidad de las rocas alterando la veta y sus cajas, las que contribuyen a aumentar el grado de inestabilidad del macizo rocoso.

PROYECTO CRUCERO ISABEL: V 5 RP 5NE

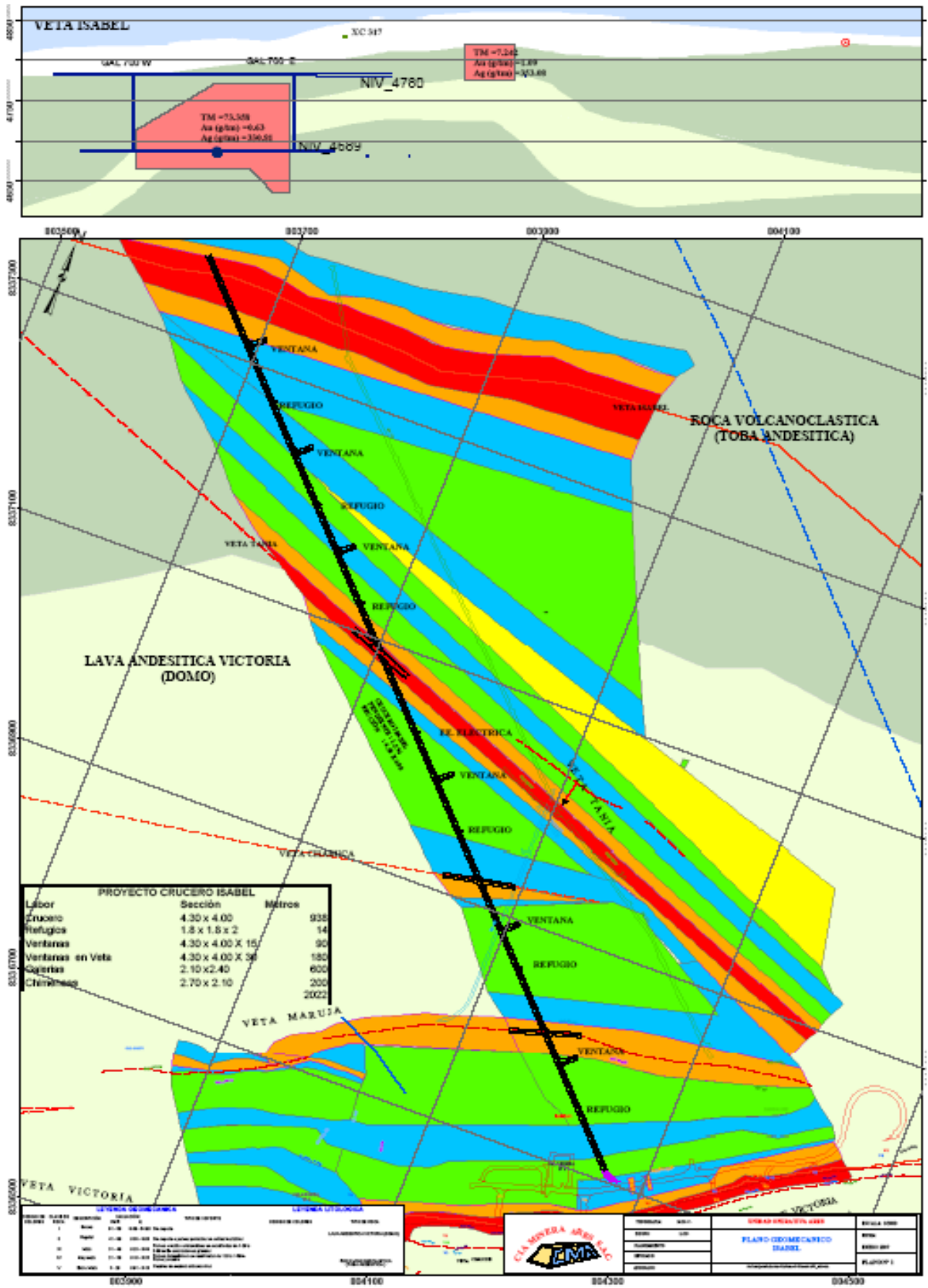
PROYECTO: CX ISABEL

LONGITUD 938 M

SECCIONÑ: 4.3 x 4m

CUADRO DE CALIDAD Y TIPO DE SOSTENIMIENTO POR TRAMOS

TIPO .SOSTENIMIENTO	RMR	GSI	OBSERVACIONES
Shotcrete	50	F/P	Concreto lanzado con fibras
Perno sistematico	65	F/R	En techo swellex y cajas split set
Shotcrete con fibra	50	F/P	Concreto lanzado con febras
Perno sistematico	65	F/R	En techo swellex y hastiales split set
Shotcrete + malla o cimbra	40	MF/P	Sin factores influyentes como el agua
Shotcrete	50	F/P	Concreto lanzado con febras de acero
Perno sistematico	65	F/R	En techo swellex y cajas split set
Shotcrete	50	F/P	Concreto lanzado con febras
Shotcrete + malla o cimbra	40	MF/P	Sin factores influyentes como el agua.
Shotcrete	50	F/P	Concreto lanzado con febras
Perno sistematico	65	F/R	En techo swellex y cajas split set
Shotcrete	50	F/P	Concreto lanzado con febras
Shotcrete + malla o cimbra	40	MF/P	Sin factores influyentes como el agua.
Cimbra	30	MF /MP	Roca muy mala con factores influyentes (fallas, agua, etc)
Shotcrete + malla o cimbra	40	MF/P	Sin factores influyentes como el agua.
Perno sistematico	65	F/R	En techo swellex y cajas split set
Shotcrete	50	F/P	Concreto lanzado con febras
Perno sistematico	65	F/R	En techo swellex y cajas split set
Shotcrete	50	F/P	Concreto lanzado con febras
Shotcrete + malla o cimbra	40	MF/P	Sin factores influyentes como el agua.
Cimbra	30	MF /MP	Roca muy mala con factores influyentes (fallas, agua, etc)
Cimbra	30	MF /MP	Roca muy mala con factores influyentes (fallas, agua, etc)



PLANO GEOMECHANICO DEL PROYECTO CRUCERO ISABEL, EXPLORATORIO

3.5.4.- RESULTADOS DE UNA EVALUACION GEOMECANICA EN EL TAJO 151 SW

LABOR: TAJEO 151 SW, ZONA 1 - VICTORIA

NIVEL: 4725 msnm.

PROGRESIVA: CH. 151 + 21.5 m.

ZONA: CONEXIÓN GAL 340

CLASIFICACION GEOMECANICA			
	HASTIAL IZQ.(CAJA TECHO)	TECHO O CORONA	HASTIAL DER. (CAJA PISO)
JVX	8	14	8
JVY	3	12	10
JVZ	14	4	10
JV	25	30	28
RQD	32.5	16	22.6
Jn	6	3	6
Jr	2.5	3	2.25
Ja	2	2	3
Jw	1	1	0.9
SRF	2.5	2.5	3.5
Q	2.708	3.200	0.726
RC	2	7	2
RQD	8	3	8
Esp. Juntas	10	5	10
Est. De fisuras	12	12	12
Agua subteranea	7	7	7
Ajuste, orientación fisuras	-5	-5	-5
RMR (VALUACION)	34	29	34
LUZ DE EXCAV.PERTE.(M).	3.873	4.140	2.288
LUZ EXCAVACION TEMP.(M).	4.767	5.096	2.816
TIPO SOSTENIMIENTO	III	III	IV
INDICE G.S.I	MF/P	MF/P	TB/P

Ver grafico, de calidad de roca por labores y estabilidad de labores día a día.

INFORME GEOTECNICO MINA ARES MES DE OCTUBRE 2006

EXPLOTACIÓN (TEMPORALES)

YETA	LABOR	LITOLOGIA	Q	RMR	CALIDAD DE ROCA	GRADO DE ESTABILIDAD	SOSTENIMIENTO
ZONA 1							
VICTORIA	T1001WINE	ANDESITA	0,04-1	40	MALA - REGULAR	MED. INESTABLE - INESTABLE	CUADROS + PERNOS + MALLA
VICTORIA	T151WINE	ANDESITA	0,2-1,1	30	MUYMALA - MALA	INESTABLE - MUY INESTABLE	CUADROS - LONGARINA
V-095	T151-095	ANDESITA	4-10	60	MUYMALA - MALA	INESTABLE - MUY INESTABLE	CUADROS
VICTORIA	T715W SW	VOLCANOCLASTICO	2-3	50	MALA	MED. INESTABLE	PERNOS - PUNTALES
YENY	T351 SW	ANDESITA	0,24-2,37	50	MALA	MED. INESTABLE	PERNOS
RAMAL	T747 SW	VOLCANOCLASTICO	0,4-2,37	50	MALA	MED. INESTABLE	PERNOS + MALLA
VICTORIA	T262 VI SW	ANDESITA	0,01-0,1	25	MUYMALA	INESTABLE	CUADROS - LONGARINA
LULA	T111LU SW	VOLCANOCLASTICO	0,01-0,5	30	MUYMALA - MALA	INESTABLE	CUADROS

ZONA 2

SPLIT VICTORIA	T526 SP SW	ANDESITA	0,4-1,5	45	MALA	MED. INESTABLE - INESTABLE	PUNTALES
VICTORIA	T526 VI SW	ANDESITA	0,4-1,5	45	MALA	MED. INESTABLE - INESTABLE	PERNOS MALLA - CUADROS
VICTORIA	T826 VI SW	ANDESITA	0,5-2	40	EXTREMAD. MALA - MUYMALA	INESTABLE - MUY INESTABLE	CUADROS - LONGARINA
VICTORIA	T826 WINE	ANDESITA	0,5-2	40	EXTREMAD. MALA - MUYMALA	INESTABLE - MUY INESTABLE	CUADROS - LONGARINA
GIMOIDE	T184 OI SW	ANDESITA	0,01-0,1	25	MUYMALA	INESTABLE	CUADROS
RAMAL NORTE	T184 RN NE	ANDESITA	0,01-0,1	25	MUYMALA	INESTABLE	CUADROS
ANGELA	T184 AN SW	ANDESITA	0,01-0,1	25	MUYMALA	INESTABLE	PUNTALES
YACKY	T184 YC SW	ANDESITA	0,01-0,1	25	MUYMALA	INESTABLE	CUADROS
V-097	T014-097 SW	ANDESITA	1-4	55	MALA	INESTABLE	CUADROS - PUNTALES
V-097	T014-097 NE	ANDESITA	1-4	55	MALA	INESTABLE	CUADROS - PUNTALES
V-096	T014-096 NE	ANDESITA	0,5-2	40	MALA	INESTABLE	CUADROS
RAMAL SUR	T941RS SW	ANDESITA	0,5-2	40	MUYMALA - MALA	MUY INESTABLE - INESTABLE	CUADROS - LONGARINA
RAMAL SUR	T948RS NE	ANDESITA	0,18-1,5	45	MALA	INESTABLE	CUADROS
RAMAL SUR	T948RS SW	ANDESITA	0,18-1,5	45	MALA	MED. INESTABLE - INESTABLE	PERNOS MALLA - CUADROS

DESARROLLO Y REHABILITACION

YETA	LABOR	LITOLOGIA	INDICE Q	RMR	CALIDAD DE MACIZO ROCOS	GRADO DE ESTABILIDAD	SOSTENIMIENTO
VICTORIA	SUB NIVEL 715	VOLCANOCLASTICO	2-3	50	MALA - REGULAR	MED. INESTABLE	PERNOS - PUNTALES
RAMAL SUR	SUB NIVEL 941	ANDESITA	1-14	60	MALA	INESTABLE	CUADROS
RAMAL VICTORIA	GALERIA 747	VOLCANOCLASTICO	2-3	50	MALA	INESTABLE	CUADROS
VICTORIA	GALERIA 360	ANDESITA	1-14	55	MALA	INESTABLE	CUADROS
VICTORIA	CHIMENEA 825	ANDESITA	1-14	55	MALA	INESTABLE	CRIBING

ESTABILIDAD DE LABORES MINA ARES

SEMANA 29-10-06 al 04-11-06

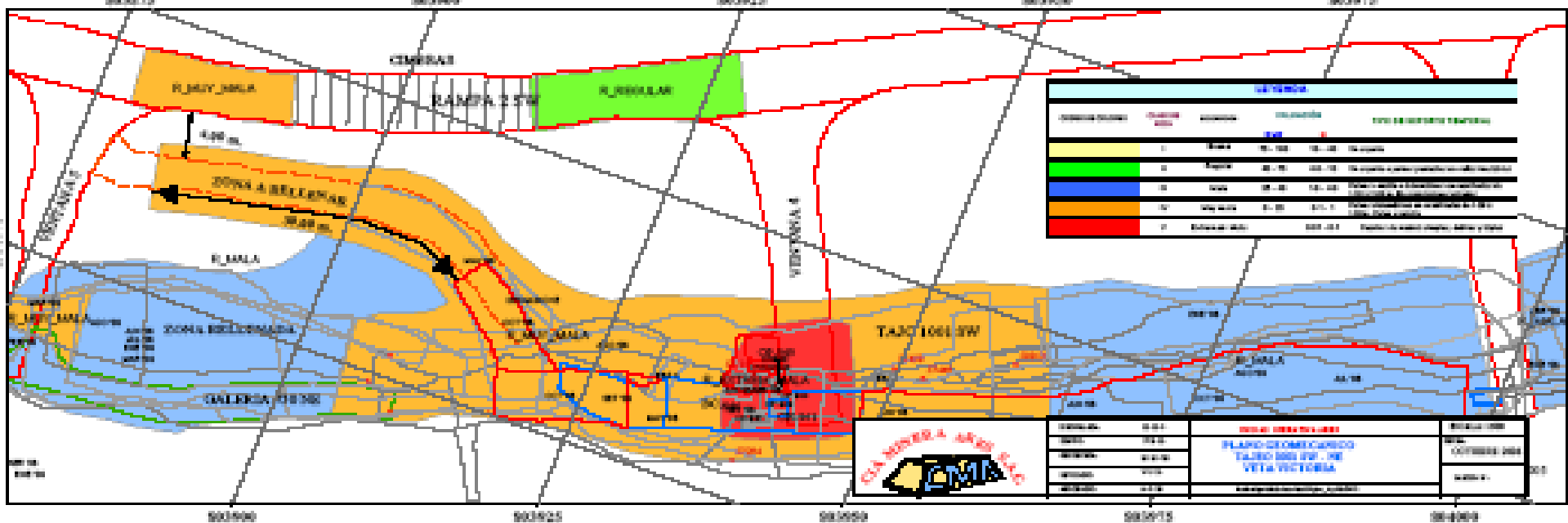
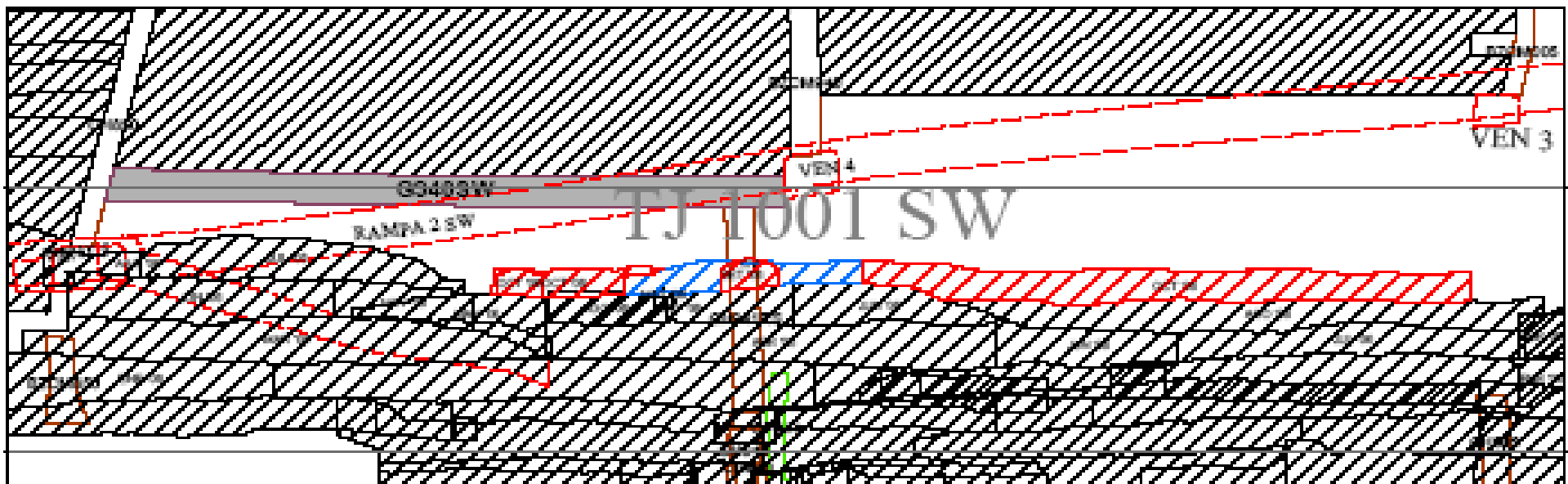
FECHA	T.ACTUAL	29/10/2006				30/10/2006				31/10/2006				02/11/2006			
		GRADO DE	SOSTENIMIENTO	TIEMPO EXPOSICION		GRADO DE	SOSTENIMIENTO	TIEMPO EXPOSICION		GRADO DE	SOSTENIMIENTO	TIEMPO EXPOSICION		GRADO DE	SOSTENIMIENTO	TIEMPO EXPOSICION	
		ESTABILIDAD		F.INICIO	T.ACTUAL	ESTABILIDAD		F.INICIO	T.ACTUAL	ESTABILIDAD		F.INICIO	T.ACTUAL	ESTABILIDAD		F.INICIO	T.ACTUAL
Explotación																	
ZONA I																	
T1001VI NE	XXXX	INESTABLE	PROCESO 1ra ETAPA	29/09 (35)	6	INESTABLE	FALTA 2da ETAPA	29/09 (35)	6	INESTABLE	FALTA 2da ETAPA	29/09 (35)	4	INESTABLE	XXXXXX	29/09 (35)	XXXXXX
T1001VI SW	XXXX	INESTABLE	FALTA 2da ETAPA	12/10(35)	19	INESTABLE	FALTA 2da ETAPA	12/10(35)	18	INESTABLE	FALTA 2da ETAPA	12/10(35)	17	INESTABLE	XXXXXX	12/10(35)	XXXXXX
T716VI NE	15	INESTABLE	CUADROS	05/10(25)	6	INESTABLE	CUADROS	05/10(25)	4	INESTABLE	CUADROS	05/10(25)	3	INESTABLE	CUADROS	05/10(25)	16
T161VI NE	41									INESTABLE	CUADROS	30/10(43)	43	INESTABLE	CUADROS	30/10(43)	41
T262VI SW	11	INESTABLE	CUADROS	03/10(30)	6	INESTABLE	CUADROS	03/10(30)	6	INESTABLE	CUADROS	03/10(30)	12	INESTABLE	CUADROS	03/10(30)	10
T747VI NE	17	INESTABLE	PERNOS + MALLA	16/10(25)	12	INESTABLE	PERNOS + MALLA	16/10(25)	11	INESTABLE	PERNOS + MALLA	16/10(25)	10	INESTABLE	PERNOS + MALLA	16/10(25)	17
T747RV SW	6	MED. INESTABLE	FALTA RELLENO	30/09(45)	1	MED. INESTABLE	FALTA RELLENO	30/09(45)	0	MED. INESTABLE	FALTA RELLENO	30/09(45)	8	MED. INESTABLE	RELLENO EN PROCESO	30/09(45)	6
T831VI SW	26	MED. INESTABLE	PERNOS	15/09(35)	8	MED. INESTABLE	PERNOS	15/09(35)	7	MED. INESTABLE	PERNOS	15/09(35)	6	MED. INESTABLE	PERNOS	15/09(35)	26
T831 YENY SW	8	MED. INESTABLE	PERNOS	10/07 (16)	6	MED. INESTABLE	PERNOS	10/07 (16)	4	MED. INESTABLE	PERNOS	10/07 (16)	10	MED. INESTABLE	PERNOS	10/07 (16)	8
ZONA II																	
T826VI SW	7	INESTABLE	CUADROS DOBLES	24/09 (45)	11	INESTABLE	CUADROS DOBLES	24/09 (45)	10	INESTABLE	CUADROS DOBLES	24/09 (45)	9	INESTABLE	CUADROS	24/09 (45)	7
T826VI NE	26									MED. INESTABLE	PERNOS + MALLA	30/10(28)		MED. INESTABLE	PERNOS + MALLA	30/10(28)	26
T01496 NE	16	MED. INESTABLE	PUNTALES	29/10(18)	18	MED. INESTABLE	PUNTALES	29/10(18)	17	MED. INESTABLE	PUNTALES	29/10(18)	16	MED. INESTABLE	PUNTALES	29/10(18)	16
T01497 SW	7	INESTABLE	CUADROS	14/10 (25)	11	INESTABLE	CUADROS	14/10 (25)	10	INESTABLE	CUADROS	14/10 (25)	9	MED. INESTABLE	PERNOS	14/10 (25)	7
T184 CIMOIDE SW	8	INESTABLE	CUADROS	13/10(25)	11	INESTABLE	CUADROS	13/10(25)	11	INESTABLE	CUADROS	13/10(25)	10	INESTABLE	FALTA RELLENO	13/10(25)	8
T184 RN. NE	XXXX	INESTABLE	CUADROS	24/10(20)	18	INESTABLE	CUADROS	24/10(20)	16	INESTABLE	CUADROS	24/10(20)	14	INESTABLE	XXXXXX	24/10(20)	XXXXXX
T184 RN. SW	7	INESTABLE	CUADROS	13/10(25)	11	INESTABLE	CUADROS	13/10(25)	10	INESTABLE	CUADROS	13/10(25)	9	INESTABLE	CUADROS	13/10(25)	7
T184 ANGELA SW - NE	7	MED. INESTABLE	PUNTALES	24/10(15)	11	MED. INESTABLE	PUNTALES	24/10(15)	10	MED. INESTABLE	PUNTALES	24/10(15)	9	MED. INESTABLE	PUNTALES	24/10(15)	7
T184 YACKY SW	XXXX	INESTABLE	FALTA RELLENO	08/10(25)	6	INESTABLE	FALTA RELLENO	08/10(25)	6	INESTABLE	FALTA RELLENO	08/10(25)	4	INESTABLE	XXXXXX	08/10(25)	XXXXXX
T826 VI SW	27	INESTABLE	CUADROS DOBLES	14/10(45)	31	INESTABLE	CUADROS DOBLES	14/10(45)	30	INESTABLE	CUADROS	14/10(45)	29	INESTABLE	CUADROS	14/10(45)	27
T849RV NE	7	MED. INESTABLE	PERNOS + MALLA	04/10(40)	11	MED. INESTABLE	PERNOS + MALLA	04/10(40)	10	MED. INESTABLE	PERNOS + MALLA	04/10(40)	9	MED. INESTABLE	PERNOS + MALLA	04/10(40)	7
T841RS SW	12	INESTABLE	CUADROS	17/10(XX)	16	INESTABLE	CUADROS	17/10(XX)	16	INESTABLE	CUADROS	17/10(XX)	14	INESTABLE	CUADROS	17/10(XX)	12
TAJOS SUPERFICIE																	
T160 SUP SW. VICTORIA	7	MED. INESTABLE	TALUD	25/06 (60)	11	MED. INESTABLE	TALUD	25/06 (60)	10	MED. INESTABLE	TALUD	25/06 (60)	9	MED. INESTABLE	TALUD	25/06 (60)	7
T826 SUP NE. VICTORIA	11	MED. INESTABLE	TALUD +PERNOS	29/06 (60)	15	MED. INESTABLE	TALUD +PERNOS	29/06 (60)	14	MED. INESTABLE	TALUD +PERNOS	29/06 (60)	13	MED. INESTABLE	TALUD +PERNOS	29/06 (60)	11
AVANCES																	
GAL. 960 R6 SW V-27		INESTABLE	CUADROS			INESTABLE	CUADROS			INESTABLE	CUADROS			INESTABLE	CUADROS		
S/N.802 R6 SW V-28		INESTABLE	CUADROS			INESTABLE	CUADROS			INESTABLE	CUADROS			INESTABLE	CUADROS		
CH 848 R6 SW														INESTABLE	CRIBING		

LABORES A RELLENAR

LABOR	VETA	PRIORIDAD	RELLENO	EXP.
T1001VI NE	VICTORIA	UNO	RELLENO CONCLUIDO	6
CX 184	CIMOIDE	DOS	FALTA 2 ETAPA	8
T747RV SW	VICTORIA	TRES	EN PROCESO	6

LABOR	GRADO DE ESTAB.	SOSTENIMIENTO	PROGRAMA	EJECUTADO	% DE AVANCE	OBSERVACIONES
CH826 V6 R2 SW	INESTABLE	CRIBING	15	15	100.00	
CX 108 V6 R8 NE	INESTABLE	ENTIBADO	16	16	1000.00	
V4 R4 NE	INESTABLE	CIMBRAS	2		0.00	
V9 R4 NE	INESTABLE	ENTIBADO	18		0.00	
GAL. 820	INESTABLE	CUADROS	15		0.00	
V2-V8 R4 NE	INESTABLE	SHOTCRETE	12 M3		0.00	
GAL. 747	INESTABLE	CUADROS	40	6	12.50	
GAL. 750	INESTABLE	CUADROS	10		0.00	
GAL. 367	INESTABLE	CUADROS	20		0.00	

LABOR	GRADO DE ESTABILIDAD	OBSERVACIONES
T716 VI NE	INESTABLE	SE PASA CHIMENEA ANTIGUA CON LONGARINA.
T262	INESTABLE	SE CONTINUA CON PETS. POR CONEXIÓN A RELLENO
LEYENDA		
FC	PARTE CENTRAL	
XXXXXX XXXX	LABOR CONCLUIDO	



3.6.- SOPORTE TEMPORAL Y PERMANENTE

I Sin soporte: (No se tiene tajos con esa valuación Pernos puntuales y/o shotcrete ocasional de espesor < 0.03 m. Color amarillo en el plano.

II Sin soporte o pernos puntuales: ocasionales en cuñas inestables Pernos principalmente en la bóveda y shotcrete de 0.05 m. de espesor. Color verde claro

III Pernos puntuales o sistemáticos con cuadrícula de 1.20 a 2.00 m: en excavaciones grandes.

Perno sistemático + shotcrete simple ó con fibra de acero ó, entre 0.05 a 0.10 m. de espesor ó sistema Ares. Color celeste en el plano.

IV Perno sistemático en cuadrícula de 1.00 a 1.20 m. malla + perno sistemático + shotcrete: Con espesores de hasta 0.10 m ó sistema Ares. Color naranja en el plano.

V Malla con pernos sistemático en cuadrícula de 1.00 m a 1.50 m ó cuadros ó sistema Ares: Cimbras metálicas en rampas o cuadros de madera e galerías. Color rojo en el plano.

REFORZAMIENTO Y / O SOSTENIMIENTO DE ROCAS

Se realizan cuadros de clasificaciones geomecánicas de todas las labores en base a los sistemas RMR, índices Q y Laubscher, con los cuales se estima el sostenimiento adecuado. Considerando que las rocas cajas de los tajos principales son de muy baja calidad y los claros máximos sin soporte son pocos; además, el tiempo de auto soporte calculado es de horas, lo que obliga a la instalación inmediata del soporte requerido para continuar con la secuencia de explotación.

Los tipos de soporte que se instalan están en función a la calificación geomecánica, por las variaciones locales de explotación tanto horizontal o vertical. En razón a ello se realizan calificaciones continuas para determinar y optimizar la cantidad de elementos de soporte dando seguridad a la labor. Estas variaciones locales son debido a factores inestabilizadores del macizo, como la presencia de agua, voladura, alteraciones y otros.

3.6.1.- TIPOS DE SOPORTE EMPLEADO EN ARES

Para la determinación del tipo de soporte por emplear, se realizó una serie de pruebas a los distintos elementos existentes en el mercado, determinándose hasta 28 tipos de soporte que se resumen en:

PERNOS DE ANCLAJE PARA ROCA.

- PERNOS SWELLEX
- PERNOS SPLIT SET
- PERNOS DE FIERRO CORRUGADO.

Anclaje mecánico radial y por fricción axial

Es el perno más adecuado para nuestro requerimiento y tipo de roca, ya que trabaja a la compresión y tracción, cuya característica principal es el refuerzo inmediato en toda la columna del terreno y la capacidad de sostener plenamente a la roca. Los ensayos a la tracción, en rocas duras, dieron una capacidad promedio de trabajo por encima de las 15 toneladas y en rocas blandas entre 5 y 11 toneladas.

Anclaje de fricción o tubo partido

Al colocar el tubo se comprime y éste aplica una fuerza radial contra la roca, que genera una resistencia de fricción de la roca sobre el acero. Los ensayos de tracción en rocas duras tienen la capacidad promedio de trabajo de hasta 9 toneladas y en roca suave plástica no llegan ni a una tonelada.

Anclajes mecánicamente tensados (cabeza expansiva)

Se realizaron pruebas y no reúnen las condiciones de anclaje para el tipo de roca que se tiene en mina Ares.

Anclajes helicoidales

Varillas de fierro helicoidal de 22 mm de diámetro, éstos trabajan con resina de distintos tipos no apropiados para roca blanda o deleznable. La resistencia a la tracción aumenta a medida que pasa el tiempo hasta que llegue a fraguar la resina. Los ensayos de tracción en rocas duras dieron como capacidad promedio de trabajo hasta 9.8 toneladas y en roca suave plástica no llegó a 2.5 toneladas.

Anclajes de adhesión - Varilla lisas con resina (Pernos con resina)

Se realizaron pruebas en rocas caja de tajeos que no dieron resultados, porque al momento de colocarlos se rompen los cartuchos de resina y se forma una masa con la roca suave, impidiendo la penetración de todo el perno.

ELEMENTOS RÍGIDOS

Cimbras metálicas, Túnel Linner, segmentos circulares, planchas acanaladas, entre otros.

Elementos flexibles

Concreto lanzado estructural (shotcrete estructural), concreto lanzado simple (shotcrete), relleno cementado (distintos diseños), bolsacrete, bolsa anhídrita, muros de concreto entre cimbras, malla metálica electrosoldada, malla de eslabones, sistema Ares (listones metálicos, malla y pernos).

Elementos de sostenimiento con madera

Cuadros, cribbing, puntales, pilares, marchavantes, bloques, cuñas, soleras, plantillas, enrejados, entablados, longarinas, entre otros.

3.7.- INSTRUMENTACIÓN:

3.7.1.- Ensayos a la Tracción de Pernos:

El objetivo principal es verificar la capacidad de los distintos pernos instalados, si corresponden a la carga de trabajo para nuestro diseño en base a los procedimientos estándares indicados en la norma ANSI/ASTM.

PASOS DE OPERACIÓN

1. Limpiar la superficie de la roca alrededor del cabezal del perno, para que la superficie sea solidamente estable.
2. Instalar el montaje de agarre sobre el cabezal del perno, y ajustar las sierras destornillando la barra dentro del montaje de agarre.
3. Cuando la barra es ajustada, instalar el trípode sobre el montaje de agarre ajustando los pies de la altura del trípode para orientar el equipo pull tester que sea paralelo a los ejes del perno. Si no se obtiene un medianamente paralelismo en el montaje puede resultar en errores muy remotas y obtener bajos resultados.
4. Instalar el ram al final del perno y ajustar la tuerca.



5. Unir el pull tester con la cadena
6. cargar el perno usando la guía o el bombeo eléctrico.

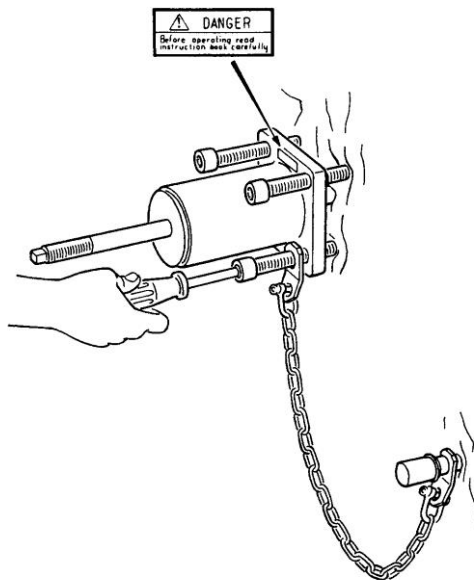


7. Cuando el medidor o manómetro es medido el desplazamiento puede llegar a 2 mm con un sistema de bombeo eléctrico y de 3-5 mm con un manual de bomba mecánica.
8. Con un tipo de perno Mn, es necesario usar muchos golpes o bombeos porque la deformación en la falla es siempre muy real que se presenta y esto

no es recomendado emplear el ciclo de carguio y descarga lo cual es vano. En los casos de Mn24E, la deformación total del cabezal es causado por rendimiento o agotamiento (cuando excede a 180 kN, el rendimiento del perno también se expone al esfuerzo de la rotura) y puede alcanzar a 100 mm o mas.

El comportamiento de este mecanismo en pernos de Mn12 puede ser vistos desde la siguiente grafica o fotografía. En Mn24 y Mn24E su comportamiento puede mostrar la cargar el modelo de deformación que los valores de carguio son generalmente mas altos en la elongación total y puede llegar a alcanzar a tener valores máximos.

9. La mala instalación puede ser muy dúctil, asi hay muchos que no están protegidos de la corrosión en el pull tester del cabezal.



10. Resultados generales

Clase de perno	Capacidad de anclaje	Esfuerzo máximo de medida	Elongación máxima
Standard Swellex	13 – 20 T/m	105 kN	30 mm
Mn12 Swellex	13 – 20 T/m	125 kN	55 mm
Mn24 Swellex	20 – 40 T/m	24 kN	100 mm
Mn24 E	20 – 40 T/m	24 kN	100 mm

11. Cuando se ejecuta el Pulltest es muy suave a romper la masa rocosa, esto es sugerido a usar platinas de acero bajo los pies del trípode en orden para reducir la presión sobre la roca o sobre el shotcrete, y así minimizar la penetración en la roca.



Forma en que es anclado la prensa con unas platinas metálicas para su mayor ajuste.

3.7.2.- Pruebas de resistencia uniaxial y carga puntual de roca

Se realizan pruebas de resistencia uniaxial y carga puntual de los diferentes tipos de rocas, en laboratorios especializados de las universidades, como también in situ, siendo un dato importante para la calificación geomecánica. Ver anexo 10.

3.7.3.- Mediciones de Convergencia:

Otras de las mediciones que se realiza son las de convergencia en zonas de mayor deformación y mayores esfuerzos de las labores, donde se miden desplazamientos en función al tiempo para diseñar el elemento adecuado de soporte.

Para estas mediciones de convergencia utilizamos las pruebas de convergencia o puntos de convergencia, con el análisis del extensímetro o cinta extensiométrica, lo cual se encarga de medir los desplazamientos de la deformación en milímetros, tanto horizontales como verticales, dando una precisión mas exacta en su medida con la ayuda de sus manómetros de lectura.

NOTA: Ver mediciones de convergencia en la galería 500 en la ventana 8, de la zona 2 y ensayos de pruebas de arranque de pernos swellex en el tajo 1001 SW y 826 SW.

PRUEBA DE INSTALACIÓN DE PERNOS DE ANCLAJE
METODO DE ARRANQUE
TAJO 826 INF SW

PRUEBA N° 1

CARACTERÍSTICAS GENERALES		CARACTERÍSTICAS DEL ANCLAJE		POSICIÓN
FECHA	25.04.15	GRADO ACERO	SAE 1818	
NIVEL	4758	TIPO DE PERNO SWELLEX	Standard	
VETA	VICTORIA	DIAMETRO DE PERNO PLEGADO	25.5 mm	
LAVOR	Tja. 826 inf	LONGITUD [m]	1.5	
UBICACIÓN	Vialanza 18 Rampa 4 SW	MODULO ELASTICO [E]		
Diam. talad. [mm]	36	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN		
FECHA INSTAL.	22.03.15	PRESION DE EXPANSIÓN [MPa]	20	

CONDICIONES GEOLÓGICAS Y GEOTÉCNICAS

LITOLOGIA		APERTURA	
RESIST. COMPRES. UNIX [MPa]	50	AGUAS SUBTERRANEAS	***
RQD	45%	CLASIF. GEOMECÁNICA:	
ESPACIAMIENTO	1.5	SISTEMA GSI	MF/R
PERSISTENCIA		SISTEMA RMR	SI
RUGOSIDAD	Regular	ESTRUCTURAS MAYORES	
RELLENO	Material de mineral triturada	VOLUMEN BLOQUE	
GRADO DE ALTERACIÓN	Medianamente alterada	PESO APROXIMADO	

DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA N° 1

N° PRUEBA	HORA	TIEMPO PRUEBA		CARGA EN HANOMETROS	CARGA UNITARIA EN EL PERNO	ELONGACIÓN MÁXIMA
		MIN.	SEG.			
1	9,15	0	0,00	0,00	0,00	0,00
2	9,25,	10,00	46,00	2,00	2,00	2,00
3	9,27,	2,00	95,00	4,00	5,20	5,20
4	9,28,	1,00	140,00	6,00	6,70	6,70
5	9,31,	3,00	187,00	8,00	7,20	7,20
6	9,35,	4,00	217,00	9,00	8,70	8,70
7	9,36,	1,00	228,00	9,80	9,00	9,00

1.- RESULTADOS
 ESFUERZO MAXIMO APLICADO: 228 D.r.
 PORCENTAJE DEL ESFUER. MAXIM. 9,8 Tm
 DESPLAZAMIENTO MAXIMO 9 mm
 ESFUERZO DE ARRANQUE
 CARACTERÍSTICAS DE LA FALLA

OBSERVACIONES
 se inicia a las 9.15 am la prueba de arranque en la instalación se demora 10 min.
 la prueba llegó a 9,8 Tm por ser de 5 pies de longitud se encuentra dentro del rango permisible

DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA N. 02 DE DESTRUCCIÓN

N°	HORA	TIEMPO PRUEBA		CARGA EN HANOMETROS	CARGA UNITARIA EN EL PERNO	ELONGACIÓN MÁXIMA
		MIN.	SEG.			
1	10,3	0	0,00	0,00	0,00	0
2	10,32,	2,00	46,00	2,00	2,00	2,00
3	10,35,	2,00	93,00	4,00	4,00	4,00
4	10,40,	5,00	140,00	6,00	6,00	6,00
5	10,43,	3,00	186,00	8,00	8,00	8,00
6	10,48,	5,00	233,00	10,00	10,00	10,00
7	10,55,	7,00	280,00	12,00	12,00	12,00
8	11,02,	7,00	289,00	12,80	13	13

2.- RESULTADOS
 ESFUERZO MAXIMO APLICADO: 289 D.r.
 PORCENTAJE DEL ESFUER. MAXIM. 12,8 Tm
 DESPLAZAMIENTO MAXIMO 13 mm
 ESFUERZO DE ARRANQUE
 CARACTERÍSTICAS DE LA FALLA

OBSERVACIONES
 se inicia a las 10.30 am la prueba de arranque N° 2 en la instalación se demora 15 min
 la prueba llegó a su máxima resistencia de rotura 12,8 Tm y se experimenta la prueba de destrucción del perno.

Se hizo pruebas de arranque en el tajo 826 inf SW. Se ha obtenido resultados satisfactorios en una elongación máxima de 13 mm, con una carga unitaria del perno swellex (7 pies) de 12.8 Ton.

**PRUEBA DE INSTALACIÓN DE PERNOS DE ANCLAJE
METODO DE ARRANQUE
TAJO 1001 SW**

PREBETA N° 1

CARACTERÍSTICAS GENERALES		CARACTERÍSTICAS DEL ANCLAJE		POSICIÓN
FECHA	24/04/2005	GRADO ACERO	SAE 1018	
NIVEL	4859	TIPO DE PERNO SWELLEX	Standard	
VETA	VICTORIA	DIAMETRO DE PERNO PLEGADO	25.5 mm	
LABOR	Tja. 1001 SW	LONGITUD (m)	2.4	
UBICACIÓN	Rampa 2 SW V-6	MÓDULO ELÁSTICO (E)		
Diam total (mm)	37	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN		
FECHA INSTAL.	14/04/2005	PRESIÓN DE EXPANSIÓN (MPa)	38	

CONDICIONES GEOLÓGICAS Y GEOTÉCNICAS

LITOLÓGIA RESIST. COMPRES. UNIX (MPa): 58 ROD 55X ESPACIAMIENTO 1,20M PERSISTENCIA 50Mp RUGOSIDAD Regular RELLENO material suelto, q para arcilla GRADO DE ALTERACIÓN ligeramente alterado	APERTURA AGUAS SUBTERRAN HUMEDO CLASIF. GEOMECÁNICA: SISTEMA GSI T/R-P SISTEMA RMR 58 ESTRUCTURAS MAYORES VOLUMEN BLOQUE PESO APROXIMADO
---	--

DESCRIPCIÓN DE LA PREBETA

N°	HORA	TIEMPO	CARGA EN	CARGA UNITARIA	ELONGACIÓN
PREBETA		PREBETA	MANÓMETRO	EN EL PERNO	MAXIMA
		MIN.	DAR	TM	mm
1	9:35		0.00	0.00	0.0
2	09:55	20.00	46.00	2.00	0.5
3	09:56	1.00	95.00	4.00	2.5
4	09:57	1.00	143.00	6.00	3.2
5	09:58	1.00	186.00	8.00	4.5
6	10:00	1.00	235.00	10.00	5.6
7	10:05	5.00	278.00	12.00	6.0

RESULTADOS
 ESFUERZO MÁXIMO APLICADO:
 PORCENTAJE DEL ESFUER. MÁXIM.
 DESPLAZAMIENTO MÁXIMO
 ESFUERZO DE ARRANQUE
 CARACTERÍSTICAS DE LA FALLA

OBSERVACIONES
 se inicia a las 9:35 am la prueba de arranque en la instalación se demora 20 min la prueba llegó a su máxima resistencia de 12 Tm, con una elongación máxima de 6 mm.

Del mismo modo se hizo pruebas de arranque en el tajo 1001 SW, obteniéndose una elongación máxima de 6.0 mm, con una carga unitaria del perno swellex (7 pies) de 12.0 Ton.

ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL EN EL TAJO 941 SW

LABOR T941 SW

TESTIGOS DE RELLENO (LOZA)

FECHA TOMA DE MUESTRA

17/01/2006

FECHA ROTURA

21/01/2006

CALCULO DE INDICE DE CARGA PUNTUAL

FORMULA

$$IS = P/D^3$$

Donde:

IS= Indice de carga puntual

P= Carga de ruptura

D= Diámetro testigo

Datos:

P:	0.067 Ton.	67 Kg.	0.66 Kn
D:	50 mm.	0.05 m	
Is:	264 Kpa		
Is:	2.69 Kg./cm ²		

Los valores experimentales obtenidos para el indice de carga puntual, se corrigen por el tamaño para obtener el indice estandar I(50) mediante la siguiente expresión:

FORMULA

$$Is(50) = (D/50)^n \cdot Is$$

Donde:

Is(50)= Indice estándar corregido por tamaño

D= Diámetro testigo

n = 0.45

Datos:

D:	50 mm.
n:	0.45

Is(50) : 1 1 264

Is(50) :	264 Kpa	0.264 MPA
----------	---------	-----------

MEDIDAS DE CONVERGENCIA										
GAL 500										
PROGRESIVA SECCIÓN 01										
FECHA	PUNTO S	LECTURA				RESULTAD 0 mm	VARIACIÓ M mm	VEL. mm/liraps	ACEL. mm/liraps2	OBSERVACIONES
23-Sep	1a2	1450	25	23	2	1400.00	0.00	0.00	0.00	
	3a1	800	0	15	0.575	784.43	0.00	0.00	0.00	
	3a2	850	50	2.5	1.175	796.33	0.00	0.00	0.00	
13-Oct	1a2	1450	8.25	22.5	5	1414.25	14.25	0.7125	0.00	
	3a1	800	0.5	12.5	0	787.00	2.58	0.13	0.00	
	3a2	850	12.25	0	0	837.75	41.43	2.07	0.01	Altar esfuerzar de compresion
18-October.	1a2	1450	50	0	0.525	1399.48	-0.53	-2.955	-0.15	
	3a1	800	0	15	0.75	784.25	-0.17	-0.55	-0.03	
	3a2	850	50	0	1.2	798.80	2.47	-7.79	-0.39	esfuerzar de compresion
30-October.	1a2	1450	50	0	2.4	1397.60	-2.40	-0.15625	0.02	
	3a1	800	0	15	0	785.00	0.58	0.06	0.00	
	3a2	850	50	2.5	1.55	795.95	-0.38	-0.24	0.05	
PROGRESIVA SECCIÓN 02										
FECHA	PUNTO S	LECTURA				RESULTAD 0 mm	VARIACIÓ M mm	VEL. mm/liraps	ACEL. mm/liraps2	OBSERVACIONES
23-Setiomb.	1a2	1450	25	0	0.8	1424.20	0.00	0.00	0.00	
	3a1	800	0	14	2.375	783.63	0.00	0.00	0.00	
	3a2	850	25	23	1.15	800.85	0.00	#:DIV/0!	#:DIV/0!	
13-Oct	1a2	1450	23.25	2.5	2.5	1421.75	-2.45	-0.12	0.00	
	3a1	800	5	12	1.55	781.45	-2.17	-0.11	0.00	
	3a2	850	25	17.5	0	807.50	6.65	1.33	#:DIV/0!	
18-Oct	1a2	1450	25	5	1.975	1418.03	-6.17	-0.74	-0.02	
	3a1	850	50	25	1.4	773.60	-10.03	-1.57	-0.06	alta esfuerza de tension
	3a2	850	50	0	0.6	799.40	-1.45	-0.675	-0.01	
30-Oct	1a2	1450	25	5	0.45	1419.55	-4.65	0.13	0.01	
	3a1	850	50	5	2.05	792.95	-10.03	0.00	0.01	Altar esfuerzar de tension
	3a2	850	50	0	0.6	799.40	-1.45			
PROGRESIVA SECCIÓN 03										
FECHA	PUNTO S	LECTURA				RESULTAD 0 mm	VARIACIÓ M mm	VEL. mm/liraps	ACEL. mm/liraps2	OBSERVACIONES
23-Setiomb.	1a2	1500	0	15	2.475	1482.525	4.15	0.00	0.00	
	3a1	1000	25	7.5	2.275	965.23	0.17	0.00	0.00	
	3a2	850	25	17.5	1.325	806.18	-0.07	0.00	0.00	
13-October.	1a2	1500	13.5	17.5	0	1469	13.53	#:VALOR!	#:VALOR!	
	3a1	1000	16	17	2.5	964.50	0.73	-0.14	0.00	
	3a2	850	16	17	2.5	814.50	-8.33	0.00	0.00	
18-October.	1a2	1500	0	17.5	1.95	1480.55	-11.55	0	#:VALOR!	esfuerzar de tension
	3a1	1000	25	5	1.525	968.48	-3.98	0.00	0.01	
	3a2	850	25	17.5	1.9	805.60	8.90	0.00	0.00	esfuerzar de compresion
30-October.	1a2	1500	0	20	0.325	1479.675	0.88	0	0.00	
	3a1	1000	25	7.5	1.85	965.65	2.83	0.00	0.00	
	3a2	850	25	17.5	1.825	805.68	-0.07	0.00	0.00	

Medidas de convergencia por el método triangular en sus tres secciones medidos en la ventana 8 de la Galería 500 NE, proyección al tajo 526 SW de la veta victoria y Split Victoria.

3.7.4 – DATOS DE LABORATORIO

Estas muestras de bloques rocosos por cada tajo han sido llevadas para su análisis y evaluación a la pontificia universidad católica del Perú. Estas muestras fueron seleccionadas del tajo 014, 948 y 1001 de la veta victoria.

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL ENSAYOS DE CONSTANSTES ELASTICAS

Muestras
Bloques rocosos

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2216-98
Los resultados son los siguientes:

Muestra	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Húmeda (gr/cm ³)	Porosidad Aparente %	Absorción (%)	Peso Especifico Aparente (KN/m ³)
TAJO 014	2.07	2.46	39.75	19.25	20.26
TAJO 948	2.09	2.42	33.23	15.93	20.47
TAJO 1001	1.85	2.56	70.88	38.36	18.13
MINERAL	2.43	2.46	3.58	1.48	23.80

ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938
Los resultados son los siguientes:

Muestra	diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kgf)	Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
TAJO 014	2.93	6.21	300	44.81	4.39
TAJO 948	3.01	6.10	500	70.38	6.90
TAJO 1001	3.12	6.12	250	32.62	3.20
MINERAL	3.05	6.17	7100	973.16	95.37

Nota: Estandarizado según Protodyakonov ($L / D = 2$).

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se ha ensayado 3 testigos por cada muestra entregada. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

Los resultados son los siguientes:

<i>Código</i>	<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Longitud (cm)</i>	<i>Carga (kg)</i>	<i>Confin.</i>	<i>mi</i>	<i>Angulo De Fricción Interno (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>
TAJO 014	1	2.61	5.86	740	2	2.50	18.80	3.20
	2	2.69	6.00	960	4			
	3	2.69	5.72	1200	6			
TAJO 948	1	3.12	5.85	1020	2	3.20	19.50	3.20
	2	3.00	6.17	1205	4			
	3	3.14	6.06	1700	6			
TAJO 1001	1	3.21	6.03	710	2	3.50	16.90	1.80
	2	2.92	6.29	830	4			
	3	2.96	6.22	1105	6			
MINERAL	1	3.05	6.08	7205	2	28.80	54.70	12.20
	2	3.04	5.91	8550	4			
	3	3.04	6.22	10050	6			

ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS

Los resultados son los siguientes:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Modulo de Young (GPa)	Relación de Poisson
TAJO 014	2.67	5.55	1.17	0.22
TAJO 948	2.86	6.35	0.65	0.14
TAJO 1001	3.07	6.07	0.27	0.13
MINERAL	3.06	6.09	7.63	0.27

Nota: La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.

3.8.- CONCLUSIONES

Para poder sistematizar, cualificar y cuantificar las características geomecánicas de los macizos rocosos, se evalúan las propiedades del macizo como la combinación entre las características de las rocas y las discontinuidades. Para tal fin tendemos a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas, además de determinar una cuantificación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación en base a la más adecuada clasificación requerida.

La validez real de la clasificación en la mina es predecir el comportamiento del macizo rocoso y poder definir muy ajustadamente los parámetros de diseño basados en el conocimiento y experiencias anteriores. El comportamiento geomecánico de las labores varía en vertical y por zonas, en las cuales se realiza una evaluación permanente para que el soporte utilizado cumpla adecuadamente su función y así reducir costos sin sacrificar la estabilidad de la labor.

La velocidad de minado debe cumplirse de acuerdo con lo programado, ya que el tiempo de estabilidad se ve afectado por el mayor tiempo de exposición, demandando un reforzamiento provisional. El refuerzo oportuno, la rapidez del relleno y la voladura controlada son las bases para lograr una buena estabilidad de las rocas en las labores del yacimiento. El sistema de voladura Breasting es el más recomendado para el control de la estabilidad de las rocas.

El aporte de la geotecnia a la minería es también en mecánica de suelos y geodinámica. Tanto la mecánica de suelos como la geodinámica son herramientas de la geotecnia que contribuyen al desarrollo de la minería.

CAPITULO IV

APLICACIÓN DE NUEVAS TECNOLOGIAS DE SOSTENIMIENTO

4.1.- ASPECTOS GEOMECÁNICOS

Las rocas encajonantes conformadas por tobas volcánicas, riolitas-riolitas caolinizadas, todas fuertemente alteradas, tienen una clasificación que va de roca mala a muy mala, con el agravante de presencia de aguas subterráneas que contribuye a la mayor desestabilización de la excavación (RQD 20% a 25%). Las alteraciones hidrotermales son las más importantes y han afectado en mayor grado a la roca encajonante. Estas ocurrieron durante la precipitación de las soluciones mineralizantes, fácilmente reconocidas en las proximidades de las vetas.

El esfuerzo vertical en la roca a profundidad se asume que es equivalente al peso de la roca sobreyacente (carga litostática). Este esfuerzo horizontal frecuentemente varía y en profundidades medianas puede estar significativamente encima o debajo del valor de esfuerzo vertical (Hoek & Brown, 1980). Estos esfuerzos horizontales y verticales pueden ser similares en las rocas duras o de mediana dureza y con alteración argílica ligera.

En las rocas encajonantes, la alteración argílica es muy intensa o, en el mejor de los casos, moderada, por lo que al tener una composición arcillosa y con presencia de humedad o agua por ser éstas hidrófilas, ejercen fuertes presiones que pandean y derivan al sostenimiento instalado como en el caso de los cuadros.

La estimación del módulo de deformación de la masa rocosa determina el análisis de esfuerzos, para el cual se utiliza la correlación establecida por Serafín y Pereira (1983) sobre la base del valor RMR calculado.

DISEÑO GEOMECÁNICO DE LA EXCAVACIÓN

Para realizar el diseño de soporte del macizo rocoso y la metodología de excavación en las galerías, se describe resumidamente los siguientes aspectos por considerar:

- Los métodos de análisis para evaluar la estabilidad de la bóveda y los hastiales.
- Los métodos de análisis para predecir las deformaciones esperadas en el techo y los hastiales de los tajos, galerías y rampas.
- El diseño de los sistemas de soporte de rocas.
- Los sistemas de drenaje.

En el diseño para el sostenimiento en los tajos, galerías y rampas se utilizan parámetros de entrada evaluados en cada labor, pero que puede afinarse en razón de que hay variaciones locales. En el análisis se puede distinguir dos categorías de fallas:

- Fallas inducidas estructuralmente.
- Fallas inducidas por esfuerzos.

La ocurrencia de fallas controladas estructuralmente se presenta en lugares donde los bloques de rocas están limitados por discontinuidades estructurales desfavorablemente orientados en relación con el rumbo de la excavación y, por lo tanto, tienen mayor libertad para deslizarse o caer dentro de la excavación. En nuestros tajos, las discontinuidades principales están orientadas paralelas o subparalelas a la estructura mineralizada. Dada la naturaleza de la labor por explotar, esta orientación de la excavación es inevitable.

4.2.- SOSTENIMIENTO ACTIVO

Se entiende como el refuerzo del macizo rocoso en la excavación subterránea por aquellos elementos que actúan inmediatamente al ser instalados, como el perno swellex, expansión y otros que serán explicados mas adelante y como parte de conocimiento es necesario conocer los tipos de malla de perforación para diferentes tipos de pernos de anclaje de roca.

4.2.1.- PERNOS DE ANCLAJE SWELLEX Y SPLIT SET

4.2.1.1.- PERNOS SWELLEX

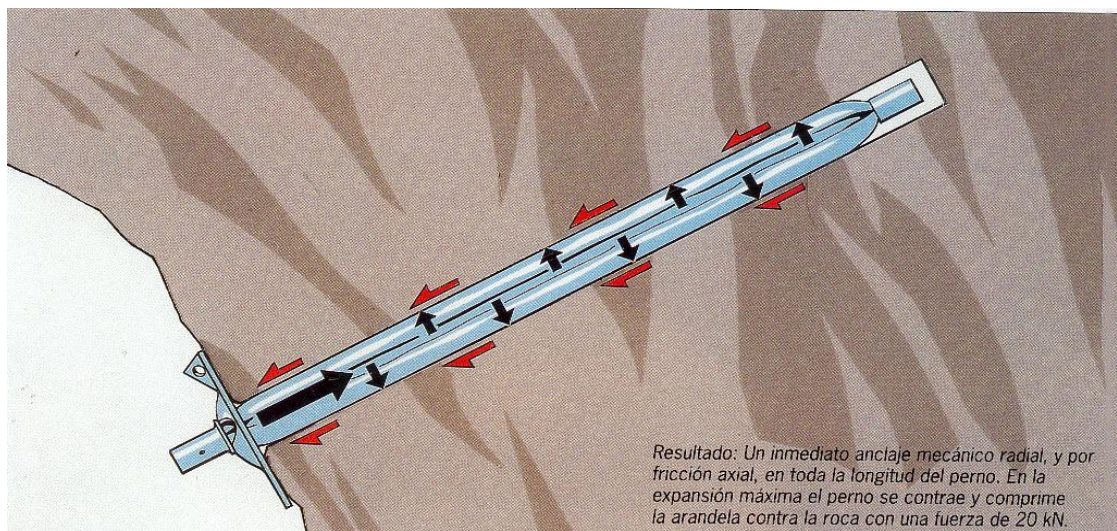


FIGURA 1: PERNO DE FRICCION Y EXPANSION TIPO SWELLEX.

EL SWELLEX PROPORCIONA UN INMEDIATO ANCLAJE MECÁNICO Y DE FRICCIÓN

El sistema de pernos de anclaje Swellex ha sido mundialmente aceptado desde que se introdujo hace unos diez años. Hoy en día estos pernos se utilizan en minas y obras de construcción de todo el planeta.

Las empresas que han utilizado Swellex para resolver sus problemas más difíciles de sostenimiento, al mismo tiempo han incrementado sus beneficios.

Mediante un proceso de desarrollo continuo, Atlas Copco ha ampliado y perfeccionado el programa Swellex, ofreciendo una familia de pernos de anclaje técnicamente adaptada para solucionar condiciones de gran deformación en la roca, grandes cargas y entornos fuertemente corrosivos.

Y, a medida que aumentan los requisitos de seguridad, también crece la demanda de este método de sostenimiento, tan flexible, rápido, fiable y adaptable.

Puede obtenerse documentación minuciosa de muchas de estas aplicaciones, a fin de que otros pueden elegir la mejor solución para resolver sus necesidades de empernado.

Debido a que no siempre es posible determinar las condiciones exactas de la roca que requiere sostenimiento, o los cambios que pueden producirse una vez ésta se ha reforzado, se precisa un perno de anclaje apto para las distintas situaciones que puedan presentarse.

El perno de anclaje perfecto.

Para describir las características más importantes que debe tener un perno de anclaje perfecto se ha creado el siguiente modelo.

- La deformación del terreno conduce a un soporte inmediato y completo de la carga.
- Se deforma para acomodarse a los movimientos del terreno, al mismo tiempo que conserva la capacidad de soportar la carga.

Características funcionales

- Todos los pernos instalados reaccionan igualmente para resistir los movimientos de la roca.
- Las características físicas no cambian en el transcurso del tiempo.

Características ambientales

- No introduce productos químicos nocivos al entorno.

Características de instalación

- Adaptable a cada aplicación
- Rentable.

Los pernos para roca Swellex cumple con todos estos criterios en la mayoría de aplicación.



Figura 2. Buen anclaje del swellex después de su instalación.

El sistema Swellex

El sistema Swellex consiste en pernos de anclaje de acero tubular que han sido comprimidos para reducir su diámetro, y una bomba de agua a alta presión. Los pernos se introducen en un barreno, expandiéndose mediante agua a alta presión.

Durante el proceso de expansión el perno Swellex comprime el material que rodea al barreno, adaptando su forma a las irregularidades de las paredes del taladro.

Por toda la longitud del perno se genera un enclavamiento por fricción y mecánico, que refuerza e incrementa la capacidad de sostener carga de la roca que rodea el barreno.

La carga de la roca se transfiere directamente al perno Swellex, sin necesidad de elementos auxiliares tales como dispositivos de bloque mecánico o lechad de cemento, cuya calidad es difícil de controlar.

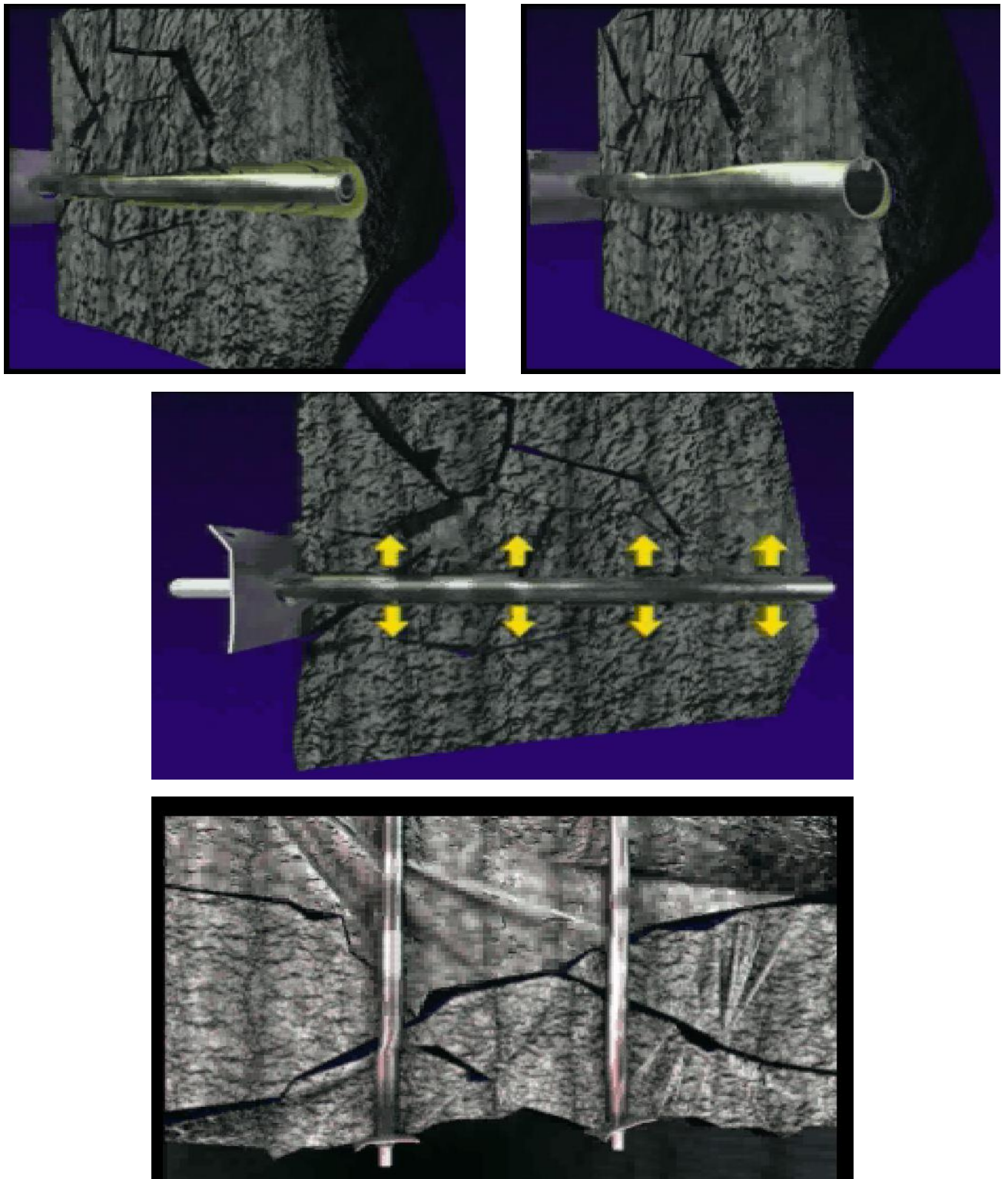


Figura 3. Presión mínima que se requiere a 300 bares, hasta que toda la longitud del swellex trabaje por compactación. Al deformarse, el perno debe actuar recíproca e inmediatamente con la roca, a fin de que se mantenga la integridad de la masa rocosa.

El procedimiento de instalación de Swellex. Sirve de control de garantía de calidad

La instalación de los pernos Swellex no puede ser más fácil: Se coloca la boquilla del perno en el cabezal y el perno se inserta en el barreno. Se pone en marcha la bomba accionando el gatillo de la empuñadura de instalación, y al alcanzarse la presión preseleccionada se establece un enclavamiento mecánico con la roca, y la bomba se detiene automáticamente.

Basta con un adiestramiento mínimo para que cualquiera realice unas instalaciones perfectas, día tras día.

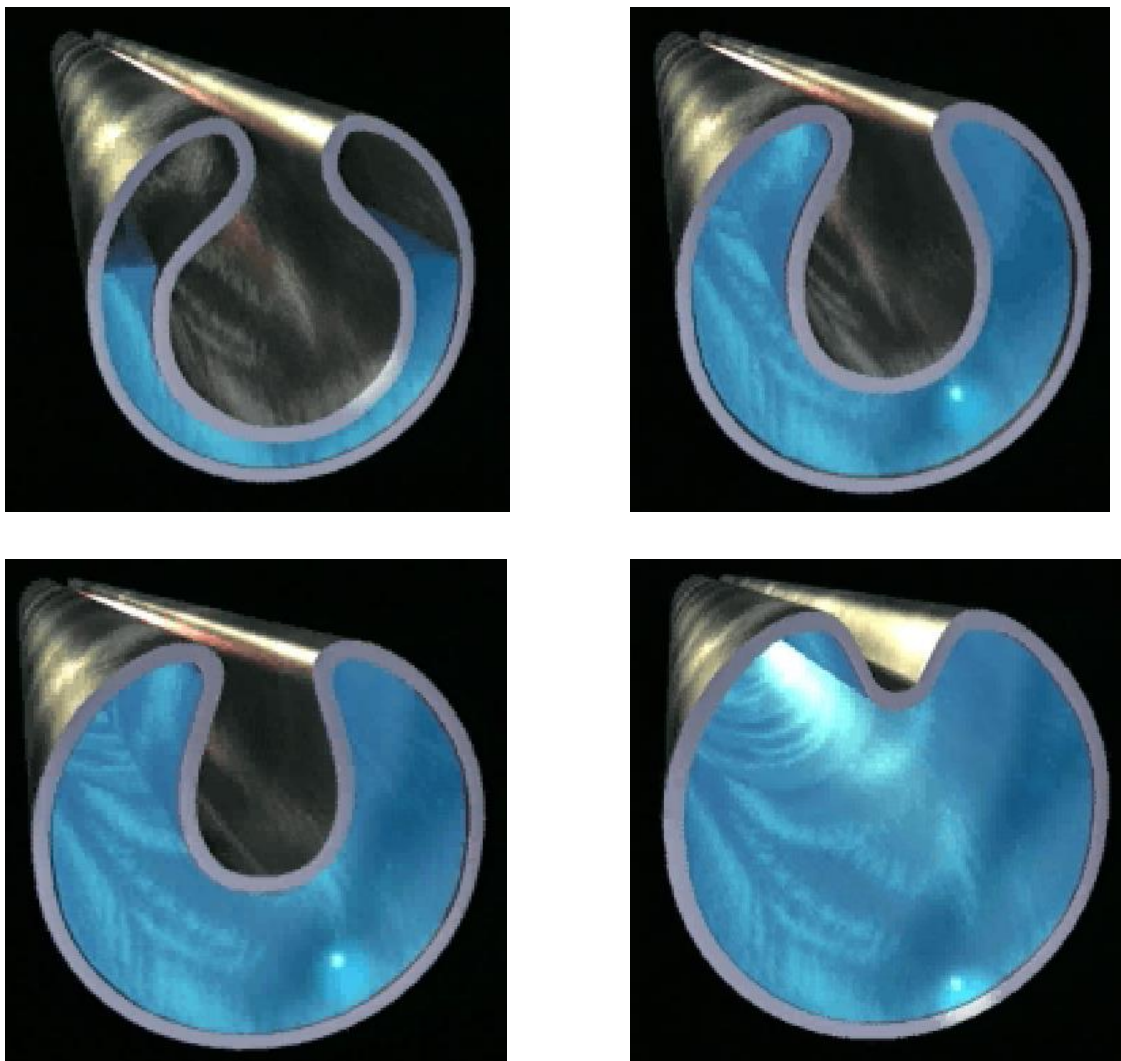


Figura 4. Durante este proceso de expansión del perno swellex, actúa en toda la longitud del perno lo cual se introducen en un taladro, expandiéndose mediante agua a alta presión. Su anclaje mecánico es por fricción y por expansión lo cual aumenta la capacidad de sostener carga de la roca que rodea al taladro.

Los pernos Swellex pueden instalarse a mano o utilizando equipos de empernado semimanuales o completamente mecanizados.

Este sistema elimina la necesidad de usar agentes químicos contaminantes y proporcionan un sostenimiento inmediato, lo cual es esencial para un buen control del techo.

El programa de pernos de anclajes Swellex está diseñado para diámetros de barreno de 32 a 52 mm.




Hole dimensions			
	 Bolt Ø	 min Ø	 max Ø
Standard Swellex	26 mm	32 mm	39 mm
Super Swellex	36 mm	43 mm	52 mm
Midi Swellex	36 mm	43 mm	52 mm

Figura 5. En esta grafica se muestra las dimensiones reales de variedades de swellex antes y después del inflado.

EXL Swellex.- el sistema de perno de anclaje ideal

Las propiedades físicas del acero usado en los pernos EXL Swellex proporcionan un margen de seguridad excepcional.

En ensayos simulando los movimientos de la roca por una unión, estos pernos fueron sometidos a cargas, no rompiéndose al alcanzar el límite de resistencia del material. El gráfico muestra el resultado de los ensayos realizados con el EXL Swellex.

El EXL Swellex está diseñado para disminuir en diámetro y soltarse de la roca sobrecargarse. Cuando se producen unos movimientos excepcionalmente grandes, la separación puede proseguir a lo largo del perno hasta que la parte que todavía

sigue en contacto empieza a deslizarse. El EXL Swellex continúa resistiendo el movimiento con una capacidad de sustentación de carga que oscila desde un valor constante a un valor en incremento, tal muestran los resultados del ensayo.

De la curva de característica del desplazamiento de carga de EXL Swellex se hace patente que se asemeja en mucho a un perno de anclaje ideal.

Resumen de las características de Swellex.

- Refuerzo inmediato en toda la columna de roca
- Capacidad de sostener plenamente la roca con carácter inmediato.
- El Swellex se adapta a grandes movimientos de terreno.
- Alta tolerancia a las variaciones en el diámetro del barreno.
- El perno se adapta a las irregularidades del barreno y sujeta a lo largo de toda su longitud.
- Es un perno insensible a las vibraciones producidas por las voladuras.
- Muy versátil; puede usarse en cualquier geometría de excavación.
- Longitud estándar hasta 8 metros.
- Procedimiento de instalación sencillo en todas las longitudes del perno.
- El Swellex puede instalarse con facilidad, manual o mecánicamente.

El swellex Amplia la aplicación tradicional de los pernos de anclaje.

Tradicionalmente, los pernos de anclaje se usaban sólo para reforzar roca razonablemente sólida. Las rocas débilmente consolidadas y desmenuzadas exigían el uso de apoyo externo más caro.

Los pernos Swellex se han empleado con éxito en muchos túneles perforados a través de roca dificultosa, reduciendo así considerablemente los costos de sostenimiento.

Estos pernos refuerzan y mejoran el estado de la roca situada en la zona interfacial, e incrementan su capacidad de soporte de carga.

La presión ejercida durante la instalación de los pernos Swellex compacta la roca que rodea al barreno e incrementa la fricción a lo largo de los pernos, convirtiéndolos en una parte integral del arco portante.

El refuerzo no es afectado por la presencia de agua, que es expulsada de la roca con la que el perno mantiene contacto.

Los pernos Swellex y la calidad garantizada de la instalación permiten reforzar la roca en lugares en los que normalmente se precisa sustentación externa.

El swellex Asegura los estratos del terreno

El mecanismo de anclaje de la mayoría de pernos producen un refuerzo insuficiente en roca débil, arcilla y tierra como para poder garantizar su uso.

La consolidación del material producida por la expansión de los pernos Swellex en barrenos perforados en suelos de los tipos antes mencionados incrementa su resistencia y capacidad de sustentación.

Los pernos Swellex pueden usarse eficazmente como micropilotes, clavos, pilotaje y para el soporte de frentes de ataque, techo y paredes en cualquier material en el que pueda perforarse un barreno. Muchas de estas aplicaciones no pueden llevarse a cabo con pernos de otro tipo.

Resumen de las ventajas que el Swellex reporta al cliente.

- Sustentación rentable en la mayor parte de tipos y condiciones de roca.
- El procedimiento de instalación garantiza que cada perno Swellex instalado proporcione un refuerzo óptimo.
- Los pernos Swellex se colocan rápidamente y basta con un pequeño adiestramiento para usar el equipo de instalación.
- Los pernos Swellex proporcionan un pleno enclavamiento en toda su longitud con la roca circundante, sin necesidad de anclajes mecánicos lechada de cemento o dispositivos de otro tipo.
- Los Swellex no necesitan usar lechadas químicas, nocivas para el medio ambiente, para anclar el perno en la roca.
- Su instalación rápida y fácil, y la garantía de que cada perno proporciona una plena capacidad de carga inmediatamente, convierten a los Swellex en el sistema más rentable para reforzar la roca.

Sostenimiento primario y secundario

Las modernas técnicas de monitorización Geotécnica basadas en ordenador indican que la máxima relajación o movimiento de la masa de roca se produce inmediatamente después de excavar. Estas técnicas confirman que, al cabo de un cierto periodo, la roca encontrará un nuevo equilibrio basado en su inherente capacidad autoportante.

La roca de mejor calidad seguirá siendo autoportante durante largos periodos de tiempo sin necesidad de sostenimiento adicional. A medida que la calidad de la roca disminuye, los requisitos de sustentación aumentan proporcionalmente. Cuanto menor sea la calidad roca, mayor será el grado de soporte preciso, y es perentorio instalar refuerzo tan pronto y tan cerca del frente de ataque como sea posible después de la excavación.

Para obtener la máxima seguridad y economía, los ingenieros dedicados al desarrollo de sistemas de consolidación de la roca tienen que satisfacer unas exigencias cada vez mayores de optimización del diseño. *El objetivo primario del diseño del sistema de sustentación es ayudar a la masa rocosa a que se sostenga por sí misma.*

Cada perno Swellex cuenta.

En consecuencia, la calidad y el tiempo son los dos parámetros principales que deben tenerse en cuenta al determinar el tipo de perno de anclaje a usar para

consolidar roca, tanto en aplicaciones de minería como de construcción. Para efectuar una comparación auténtica entre el sistema Swellex y los métodos de empernado convencional con resina deberían tenerse en cuenta ciertos datos significativos.

Estudios independientes revelan que nada menos que el 50% de los pernos de anclaje instalados con lechada de cemento o resina están colocados tan deficientemente que de hecho son virtualmente inefectivos. Los factores básicos subyacentes son la inherente sensibilidad al calor de la resina, el envejecimiento y almacenamiento inadecuado, así como la importancia de la habilidad y atención del operario. Estos son unos resultados altamente insatisfactorios en cuanto a la seguridad del lugar de trabajo, e igualmente negativos en términos económicos.

Con el sistema Swellex, en cambio, la roca queda asegurada mediante la acción inmediata y completa de los pernos Swellex. Al deformarse, el perno debe actuar recíproca e inmediatamente con la roca, a fin de que se mantenga la integridad de la masa rocosa. La calidad de la instalación del perno se confirma inmediatamente cuando la bomba se para.

Además, la calidad de la colocación queda asegurada, independientemente del operario y de la experiencia que éste tenga. La función desempeñada por el perno puede supervisarse en cualquier momento - fácilmente y sin sistemas destructivos - sin afectar a la instalación.

Esto se lleva a cabo volviendo a presurizar el perno usando la bomba de expansión. El sistema Swellex está diseñado para optimizar la aplicación de cada perno. Puede bastar con menos pernos para que la operación de empernado alcance los niveles de seguridad exigidos. Obviamente, el mismo programa de instalación proporcionará una mayor seguridad, debido a que cada perno Swellex colocado proporciona una plena sustentación.

Más ventajas con Swellex

Todos los tipos convencionales de pernos de anclaje fabricados con acero al carbono son susceptibles a la corrosión. En la mayoría de las condiciones, el proceso de corrosión acabará convirtiendo el acero al carbono en óxido de hierro.

Por consiguiente, lo importante no es la corrosión del perno de anclaje, sino la rapidez de la misma. Ésta es difícil de estimar exactamente, puesto que depende de la exposición a un entorno específico. No obstante, es similar en la mayoría de los pernos si el entorno es constante y los pernos están expuestos a dicho entorno de igual modo.

Cuando el PH en un entorno corrosivo es entre 4 y 7, el ritmo de corrosión en el acero al carbono es de 0,1 mm anuales. Esto significa que en 10 años toda la superficie expuesta se transformará en óxido de hierro o herrumbre hasta una profundidad de 1 mm.

Al estimar la corrosión de los pernos de anclaje, el problema primario - antes que el efecto sobre cada perno - es la incidencia global sobre el refuerzo de toda la superficie. El perno Swellex es presionado con gran fuerza contra las paredes del barreno, impidiendo que el agua circule libremente entre el perno y la roca y, debido a que está sellado mediante soldadura, no se produce corrosión en su interior.

No obstante, para superar los requisitos de protección de los pernos contra la corrosión, Atlas Copco ha desarrollado la variante Coated Swellex, provista de una capa protectora contra la corrosión. Al dilatarse, el perno queda plenamente protegido ya que el revestimiento forma una barrera entre la roca y el perno, impidiendo que el agua y la humedad actúen sobre el acero.

Aun cuando los pernos Coated Swellex se han utilizado ampliamente durante los últimos años, tiene que pasar tiempo antes de que puedan recuperarse muestras de una edad suficiente como para efectuar un análisis de la corrosión. *No obstante, las ventajas inherentes del sistema Swellex, combinadas con el revestimiento anticorrosión, se consideran como una doble garantía al consolidar roca a largo plazo en entornos corrosivos.*

Resistencia a los esfuerzos cortantes

Al considerar la deformación de la masa rocosa, tiene un interés primordial el comportamiento del perno ante los esfuerzos cortantes.

Los ensayos de cizallamiento realizados por varios institutos internacionales no han mostrado resultados divergentes en un grado significativo.

Los pernos Swellex acomodan el 90 - 100% de su resistencia a la tracción a los esfuerzos cortantes, lo cual es un valor excepcional alto.

El desplazamiento cortante en las juntas al romperse el perno es de 35 mm/56mm, con un ángulo 90° entre el perno y la superficie de la junta. Esto significa que los pernos Swellex acomodan como mínimo un desplazamiento cortante de una magnitud igual al diámetro del barreno.

Sostenimiento “A tiempo”

Los modernos equipos de perforación y excavación para obra pública y minería han proporcionado importantes incrementos en la eficacia y productividad del trabajo. De hecho, el desarrollo en este campo ha sido tan rápido que con frecuencia los métodos de empernado convencionales son cuellos de botella en la producción.

Los progresos en la rapidez y la facilidad para sostener la roca que pueden utilizarse para incrementar el aprovechamiento de la maquinaria, para limitar los periodos de inactividad y para aumentar la productividad, - cumpliendo al mismo tiempo con los requisitos de seguridad - interesan a todos los implicados en las obras de perforación de túneles.

El sistema Swellex ha evolucionado al ritmo de los últimos avances logrados en las técnicas de perforación y excavación. Y, partiendo del hecho de que un solo operario puede instalar de 40 a 50 pernos por hora, Swellex anuncia una nueva era en el empernado.

Nuestro método reúne todas las características necesarias para incrementar considerablemente la rapidez del empernado, la disponibilidad del equipo y para hacer más seguros los lugares de trabajo.

Al ritmo de progreso de las tuneladoras.

Las modernas máquinas de perforación de túneles a sección completa (Topos o tuneladoras) tienen una potencia y par inmensos. Hoy en día pueden conseguirse velocidades de avance de hasta 5 metros por hora - incluso en roca dura - y rendimientos puntuales de hasta 100 metros diarios. Sin embargo, en terrenos débiles o muy débiles, la consolidación del techo constituye un importante obstáculo, que puede disminuir el uso de la tuneladora en el orden del 60%. En estas aplicaciones el sistema Swellex ha demostrado ser la solución del problema.

En los espacios limitados en los que se trabaja, las características de sostenimiento inmediato alrededor y delante de la tuneladora que ofrecen los pernos Swellex son de un valor incalculable. Estos pernos pueden utilizarse en una gran variedad de condiciones del terreno, son insensibles al agua y a las vibraciones, y la longitud de los mismos puede ser casi igual al diámetro del túnel.

El fácil manejo de los pernos Swellex hace que sean los preferidos para la mayor parte del personal de perforación de túneles. Por sus propiedades geomecánicas, rapidez de instalación y demás ventajas, ganan adeptos entre los ingenieros asesores, clientes y contratistas de obras.

Los pernos Swellex proporcionan un sostenimiento inmediato, y tienen capacidad de acomodar grandes movimientos del techo hasta su capacidad máxima de soporte de carga. Cuando hace falta, la consolidación inicial puede complementarse con tela metálica y cerchas. Los pernos Coated Swellex (Pernos revestidos) forman parte del sistema de sustentación permanente.

El sistema Swellex no sólo ha aumentado la seguridad del lugar de trabajo, sino que también ha contribuido a incrementar la velocidad de avance, incrementando así la rentabilidad económica global.

El problema de los estallidos de la roca.

Los estallidos de la roca se definen como un desprendimiento violento que se produce cuando la presión que soporta la roca a la resistencia de la misma. La concentración de esfuerzos que se forma en la masa rocosa alrededor de un túnel inmediatamente después de la excavación se redistribuye progresivamente por

zonas de mayor extensión, reduciéndose así la concentración máxima de los esfuerzos.

Los reajustes en roca dura, relativamente frágil, se desarrollan hasta mucho después de la voladura. Y, en consecuencia, cuando los esfuerzos son altos se produce una fracturación considerable en la roca próxima a la superficie, propiciando ocasionalmente estallidos de la roca.

Cuando se registran estallidos de la roca, se ha de reforzar el frente de avance y las paredes para evitar que el personal y equipo sufran daños.

Los pernos empleados para la consolidación deberían ser del tipo sin tensar y estar completamente anelados, a fin de que puedan responder a la liberación de cargas de la roca sin romperse. Los pernos Swellex representan una solución obvia, debido a que son simples y de rápida instalación, y mediante pequeñas modificaciones de la placa frontal pueden acomodar deformaciones bastante grandes y rápidas.

Estabilización de taludes y paredes de pozos

El Swellex es también particularmente útil como micropilote o elemento estabilizador en terraplenes o formaciones de tierra durante el proceso de autocompactación que se produce gradualmente. Por ejemplo, cuando las paredes del barreno se han desmoronado a causa de la inestabilidad del material, es posible introducir en el barreno un perno Swellex a golpes de martillo y a pesar de todo conseguir una expansión apropiada.

La capacidad de los Swellex de entibar grietas abiertas, anclando las formaciones de ambos lados, y comprimir en toda su longitud al material hospedante al expandirse, proporciona una sustentación firme e inmediata, dando al material tiempo suficiente para que se auto estabilice.

El costo total es lo que cuenta

Lo que impulsa a los ingenieros de proyectos a evaluar globalmente un sistema de empernado son los costos y el tiempo que conlleva. El precio del perno de anclaje propiamente dicho, o sus propiedades, tales como la resistencia a la tracción, raramente tienen un interés primario.

Los factores decisivos son la seguridad resultante, los costos totales y el tiempo preciso para cumplir la misión. Swellex - el solucionador de problemas - le ayudará a conseguir unos ahorros que superarán en mucho al costo totales de los pernos de anclaje.

Adapte su competitividad

Pernos de anclaje Swellex.

Todos los pernos de anclaje Swellex están diseñados, fabricados y ensayados en concordancia con los más altos requisitos de calidad industrial, cumple las normas de producto internacionales ISO 9000 y las normas ASTM.

Los pernos Swellex son adecuados para prácticamente cualquier obra de consolidación de roca y control del terreno basado en la instalación de pernos de anclaje. Se usan en formaciones que varían desde roca débil fisurada, a roca dura, y a arcillas y arenas.



Figura 6. En esta grafica se observa la instalacion del perno swellex de 7 pies reforzado con malla electrosoldada en el tajo 1001 SW victoria.

La eficacia de los pernos Swellex en una gama tan amplia de condiciones de la roca los convierte en un auténtico resolutor de problemas. Han proporcionado nuevas soluciones en la estabilización de frentes de avance en túneles, ampliación de galerías, reforzamiento de roca altamente fisurada, consolidación en la perforación de túneles con topos a sección completa, y en el anclaje de cables, la estabilización de taludes y el micropilotaje. Basta con que nos indique la naturaleza del reto que presenta su proyecto y Swellex le proporcionará la solución.

EXL Swellex

Los pernos EXL Swellex pueden usarse en una gama de barrenos de 32 a 39 mm. Este perno de anclaje de 100 kN tiene un tubo con un diámetro original de 41 mm, y el espesor del material es de 2 mm.

Las propiedades físicas del acero usado proporcionan un margen de seguridad excepcional. El EXL Swellex se acerca mucho a las características ideales carga - desplazamiento de un perno instalado.

Las excepcionales características carga - desplazamiento del perno EXL Swellex, su capacidad de soporte grandes movimientos de roca sin menguar su capacidad de sustentación, lo hacen ideal en minas y aplicaciones sometidas a unos movimientos del suelo extraordinariamente grandes.

La presión de instalación de EXL Swellex es de 30 Mpa (4350 psi).

Midi - Swellex

El Midi Swellex se usa en la gama de barrenos de 43 a 52 mm y es una versión más ligera del perno Súper Swellex.

El diámetro original del tubo es de 54 mm, con un espesor de material de 2 mm. Se ha desarrollado para cumplir con los requisitos que se imponen a un perno de anclaje de 120 kN para la gama de diámetros de barreno más común, usando jumbos de perforación de alto rendimiento.

El Midi-Swellex incorpora las características físicas ideales de un perno de anclaje perfecto. Su alargamiento del 20% (A5) significa que no se rompe al alcanzar el límite de tracción, sino que se deforma para acomodar grandes movimientos de la roca.

La presión de instalación de los pernos Midi-Swellex es de 24 Mpa (3480 psi).

Súper Swellex

El Súper Swellex está diseñado para la gama de barrenos de 43 a 52 mm.

El diámetro original del tubo es de 54 mm, con un espesor de material de 3 mm. Este perno de anclaje de 200 kN cumple con los requisitos de mayor rapidez y seguridad en aplicaciones de minería y obras de construcción en las que sean frecuentes grandes cargas de ruptura.

La presión de instalación del Super-Swellex es de 30 Mpa (4350 psi).

Yielding Súper Swellex

El Yielding Súper Swellex es un perno de anclaje de 160 kN que tiene las mismas dimensiones y trabaja dentro de la misma gama de barrenos que el Súper Swellex ordinario.

Esta variante posee las características físicas ideales de un perno de anclaje perfecto. Su alargamiento del 30% (A5) significa que no se rompe al alcanzar el límite de tracción, sino que se deforma para soportar grandes movimientos de roca.

La presión de instalación del Yielding Súper Swellex es de 30 Mpa (4350 psi).

Coated Swellex.-

Versiones resistentes a la corrosión

Todos los tipos de pernos de anclaje convencionales fabricados con acero al carbono son susceptibles a la corrosión. Para superar este problema, Atlas Copco ha desarrollado el perno especial Coated Swellex provisto de un revestimiento protector, una vez expandido, el perno queda plenamente protegido debido a que el revestimiento forma una barrera entre la roca y el perno, impidiendo que el agua y la humedad ataquen al acero.

El revestimiento se aplica en fábrica bajo un estricto control de calidad.

Todas las variantes de los pernos de anclaje Swellex pueden obtenerse en versiones Coated Swellex.

La placa delantera Swellex.

La elección de la placa delantera es crucial para que la carga se distribuya uniformemente por toda la roca circundante. La placa delantera Swellex asegurará la instalación sin aplicar esfuerzos de tracción desfavorables a la cabeza del perno y garantizará que la placa contra la superficie de la roca. Esto lo facilita el orificio elíptico del perno y la placa abovedada.

Swellex.- El sistema de refuerzo de roca Técnicamente adaptado

En notable contraste con cualquier otro procedimiento de empernado de roca, el Swellex es un sistema excepcional por su función y su campo de aplicaciones.

Es apto para prácticamente cualquier obra de consolidación y control del terreno basado en la instalación de pernos de anclaje, en formaciones que pueden variar desde roca débil, fisurada y roca dura, hasta arcillas y arenas.

El refuerzo inmediato que proporcionan en toda la columna de roca sin necesidad de cemento o productos químicos nocivos, su procedimiento de instalación de calidad controlada y garantizada, su manejo sencillo y el hecho que sea igualmente apropiado para métodos de colocación manuales y semimecanizados, determina que este sistema cumple con las especificaciones exigidas a un sistema de consolidación moderno y versátil.

Todo el apoyo que Ud. necesita

La organización mundial de ventas y servicio de atlas Copco está a su disposición para aconsejarle y asesorarle el elegir la alternativa óptima para consolidar la roca.

Nuestro amplio know-how incluye la experiencia obtenida a través de cientos de proyectos por todo el mundo en los que se han utilizado estos pernos. A lo largo de los años hemos formado una biblioteca de informes in situ, informes de ensayos y aplicaciones, y referencias generales que son de un gran valor al abordar nuevos campos en la consolidación de la roca.

VENTAJAS.

- Su instalación es rápida y sencilla.
- Es perno activo que desde el momento de su instalación actúa.
- Es buen tensionador de la malla.
- En roca de formación estratificada y dura funciona excelente llegando hasta 20 TN de carga de rotura.
- Se adecua a las sinuosidades del taladro lográndose un mayor contacto a la fricción con la pared del taladro.

DESVENTAJAS.

- Para su instalación requiere de una bomba de agua de alta presión (300 Bar).
- Es el más costoso dentro de los pernos de roca.
- La bomba de agua tiene un alto costo y funciona con agua limpia.

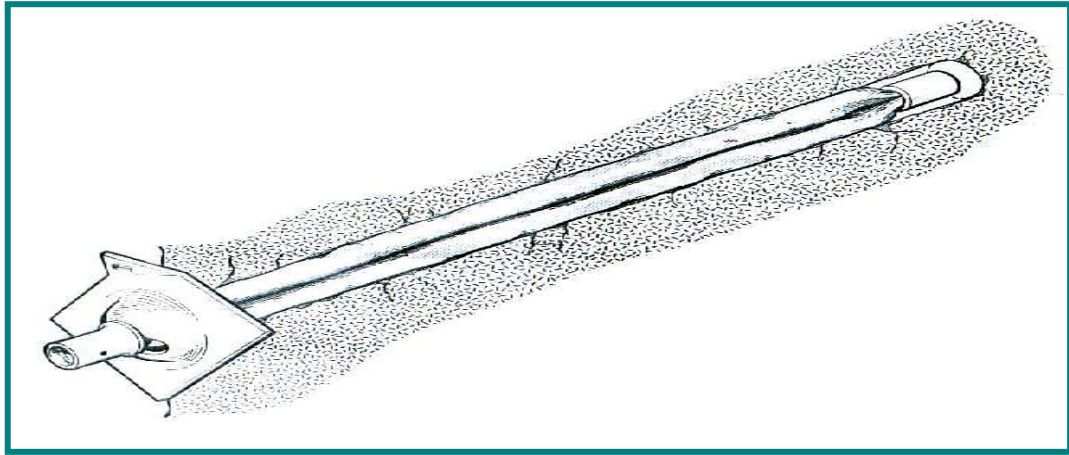


FIGURA 7. PERNO SWELLEX DE 5 PIES.

Pernos tipo Swellex, dando un efecto arco en toda la periferia de la corona y hastiales, es buen tensionador de malla y se adecua a las sinuosidades del taladro logrando mayor contacto a la fricción con las paredes del taladro.



FIG 8. Comportamiento del swellex en toda su dimension después de la instalación.

4.2.1.2 - PERNOS SPLIT SET (FRICTION – BOLT)

Fabricación

El estabilizador de Rocas se fabrica a partir de fleje de acero perfilado en una máquina de rodillos dejando una ranura de aproximadamente 5/8" (16 mm) de ancho. Los tubos son cortados del largo requerido y estampados por un extremo produciendo un cono truncado que facilita su penetración en la perforación de la roca. En el extremo opuesto, un anillo es soldado al tubo para soportar la planchuela.

Principio de funcionamiento

El tubo estabilizador es insertado en una perforación de menor diámetro, la que actúa como una matriz comprimiendo el estabilizador al diámetro de la perforación cerrando parcialmente la ranura durante el proceso.

La compresión del tubo genera fuerzas radiales que se extienden en toda su longitud de contacto con la roca.

Siendo "F" la fuerza de sujeción del tubo "N" la fuerza a la compresión "μ" el coeficiente de roca entre el estabilizador y la roca, y "S" la superficie de contacto, entonces, la fuerza queda expresada como:

$$F = \mu * P * S \quad \text{donde} \quad P = N/S$$

Lo anterior indica que la presión de compresión P a medida que disminuye el diámetro, está aumentada.

Grado del Acero

Los tubos Estabilizadores de Roca son fabricados en acero grado 60, según norma ASTM A607 de alta resistencia y aleación pobre con un contenido intermedio de carbono.

La resistencia a la soldadura es medida en pruebas de tracción y la resistencia a la ruptura, es típicamente superior a 11 toneladas métricas.

Dimensiones

El diámetro normal del tubo Estabilizador es de 39.5 a 40.5 mm., siendo el diámetro en su parte ahusada de 35 mm.

Las longitudes estándar de fabricación va desde 0.60 Metros a 3.0 Metros, de acuerdo a las necesidades del cliente.

Capacidad soporte

- ✓ Diámetro recomendado : 37-39 mm.
- ✓ Capacidad inicial instalada por metro lineal : $\mu = 0.57$
Min. : 2.6 Ton.
Promedio: 3.0 Ton.

CAMPO DE APLICACIÓN

Excavaciones Subterráneas

El tubo estabilizador tiene un amplio ámbito de aplicación encontrándose normalmente conformado sistemas cambiando de refuerzo temporal en la construcción de excavaciones subterráneas (cavernas, túneles, estaciones de sondajes, etc.) y/o en estabilización de taludes en obras de superficie.

El tubo Estabilizador es un anclaje seguro aunque la roca se mueva, otros estabilizadores convencionales quedan a menudo sueltos o cizallados debido a voladuras o movimiento de la roca. Los tubos Estabilizadores se desplazan junto con la roca y quedan anclados más firmemente. La placa del estabilizador y/o malla metálica permanece donde y como se instaló.

Otras aplicaciones

Los tubos estabilizadores pueden ser utilizados como elemento de soporte de monorrieles, ductos de ventilación, paleos de huincha de arrastre, requiriéndose para ello adaptadores o planchuela especiales para proveer

puntos de amarre o combinándose con perno de anclaje mecánico (cabeza de expansión) colocado dentro del tubo.

SISTEMA DE FIJACIÓN

Adicionalmente como elemento de fijación se planchuela metálica fabricada en acero A37 - 24ES, el tamaño de planchuela a emplear dependerá del tipo y característica de la roca, y si es usada con malla de alambre, cinta strap u otro soporte.

INSTALACIÓN

El estabilizador de roca por fricción se instala con gran facilidad.

Primero se perfora en la roca un hoyo de diámetro ligeramente menor al diámetro, luego de haber perforado el barreno se coloca el adaptador, se alinea el estabilizador en el barreno después de haberle colocado la placa, se apoya el adaptador contra el estabilizador y se va introduciendo con impactos sucesivos hasta que la placa queda contra la roca.

El equipo que se utiliza para colocar el estabilizador, depende de la maquinaria que se esté usando en la mina u otra subterránea. Aquí se señalen dos de los métodos mas usados.

Martillos con empujador (o de realce)

Con este tipo de maquinaria el estabilizador se introducen en un tiempo de 12 a 15 segundos. Dicho tiempo de introducción varia según el tamaño del martillo, la presión a que trabaja, la longitud del estabilizador, etc.

Perforadoras neumáticas o hidráulicas sobre deslizaderas

Las perforadoras neumáticas utilizadas para la instalación del estabilizador poseen, en general, las siguientes características:

Pistones : 76 mm a 140 mm.

Avances Deslizaderas : 1.8 Mts. a 3.6 Mts.

Perforadoras hidráulicas con impactos similares también se utilizan.

VENTAJAS

- Su simple diseño permite una rápida y fácil capacitación para su empleo, su instalación es simple y no requiere ajuste.
- El pleno contacto alrededor de la circunferencia de la perforación provee una gran resistencia al desplazamiento de la roca a lo largo de planos de cizalle y estratificación.
- El anclaje del tubo aumenta con el tiempo así como también el efecto de la corrosión normal aumenta la fricción y fuerza de sujeción.
- La carga sobre las planchuelas es mantenida permanentemente sin soltarse.
- Bajo costo de instalación y mantención.
- Permite el drenaje de aguas que provienen de techos de las labores mineras.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL SPLIT SET

DESCRIPCIÓN	FB 39	FB 39
Longitud (mts)	Hasta 3.0	Hasta 3.0
Diámetro Exterior Tubo (Mm)	39.6	Min. 39.5 mm. Máx. 40.5 mm.
Espesor Tubo (Mm)	2.6	2.3
Diámetro Anillo (Mm)	6.3	6.3
Grado Acero	NCH A52-34	ASTM A607 Grado 60
Límite Fluencia (Ton)	320 Mpa	410 Mpa
Límite Ruptura (Ton)	510 Mpa	520 Mpa
Peso Tubo	1,95 Kg/mt.	1.77 Kg/mt.
ACCESORIOS		
Planchuela	Acero A37-24ES	

VENTAJAS

- Es un perno de fricción, activo, porque actúa desde el momento de su instalación.
- Es fácil de instalar cuando se tiene un adaptador adecuado de fábrica.
- Es económico en comparación con otros pernos.
- Es empleado en labores de explotación, como tajos y frentes.
- Actúa excelente cuando la roca es competente y presenta estructuralmente capas con filtración de agua.
- Por la abertura interna permite drenar, estabilizando el macizo rocoso con presencia de agua.
- En el colocado de malla es un buen tensionador.

- No requiere elemento de adhesión como el perno cementado que necesita de una pasta de cemento i/o resina, etc.

DESVENTAJAS.

- Para una correcta instalación requiere hacer taladros de diámetro adecuado (36 - 38mm) caso contrario se incurre en defectos como se muestra en las figuras A y B.
- No actúa en terreno suelto, fracturado.
- Cuando el taladro presenta sinuosidades no se adecua a la forma, por lo que la fricción solamente es puntual entre la pared del taladro y el perno, disminuyendo la capacidad de soporte.
- La resistencia de soporte solamente alcanza de 6 a 9 TN (estos datos para un perno de 6 pies y un diámetro de taladro 38 mm.)
- Para su instalación, requiere de un adaptador de fábrica con aire de perforación entre 80 a 90 libras /Plg2.
- Cuando el taladro perforado no esta bien orientado el perno no actúa más al contrario ayuda a la inestabilidad.

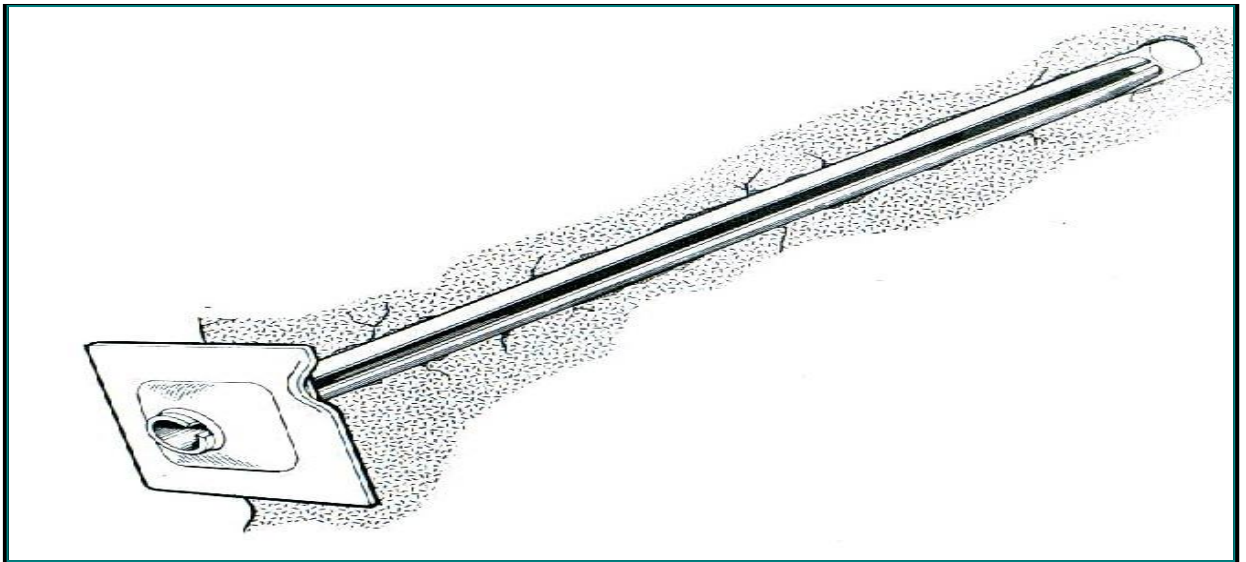


FIGURA 9. PERNO SPLIT SET DE 5 PIES.

4.2.1.3.- PERNOS DE FIERRO CORRUGADO

VENTAJAS.

- Es un perno económico en comparación con los demás pernos.
- La capacidad de soporte fluctúa entre 10 a 15 TN
- Es un perno que actúa excelentemente en el anclado de mallas.
- Se recomienda para sostener labores principales de acceso, bodegas, sub-estaciones, etc.

DESVENTAJAS

- Para la instalación requiere de una bomba de inyección de cemento y esto es dificultoso de transportar.
- Es un perno pasivo, puesto que el perno actúa desde el fraguado de la pasta de cemento (tres días).
- El traslado del cemento a las labores de sostenimiento es dificultoso.
- No es posible sostener labores de avance ni de explotación donde se realiza voladura.

4.2.2.- REFUERZO DE ROCA CON CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE)

CONCEPTO

Es una actividad que consiste en lanzar mezcla de concreto (cemento, aditivo y agregados) mediante una máquina ALIVA por vía seca a las paredes del macizo rocoso.

TECNICAS DE APLICACIÓN DEL CONCRETO LANZADO (shotcrete).

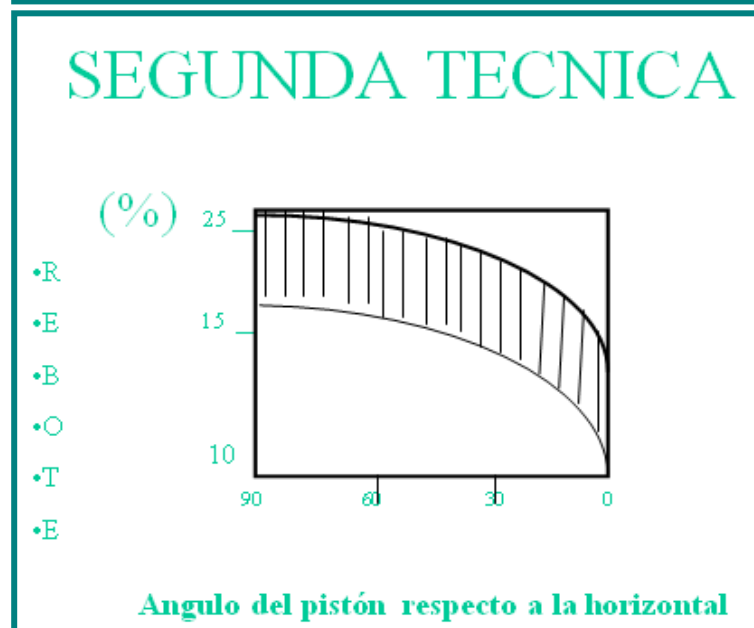
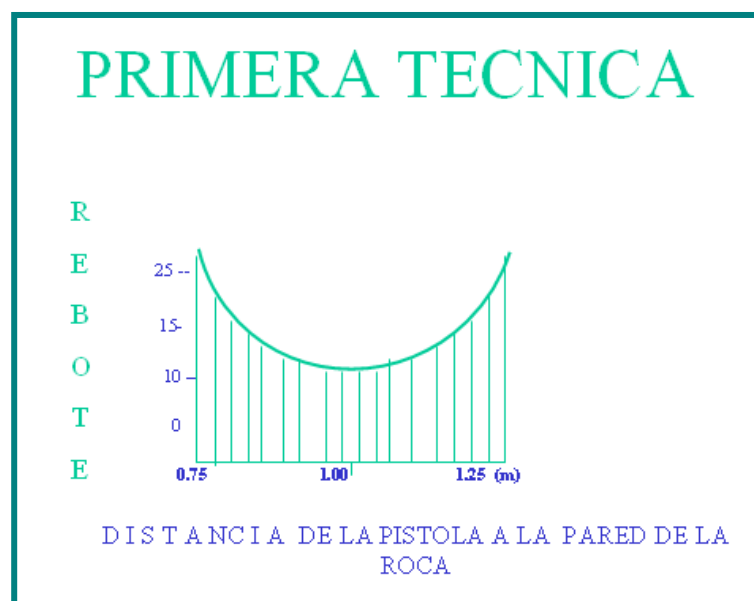
Las especificaciones de este rubro corresponden a las obras de un concreto simple, según normas ACI 318.83.

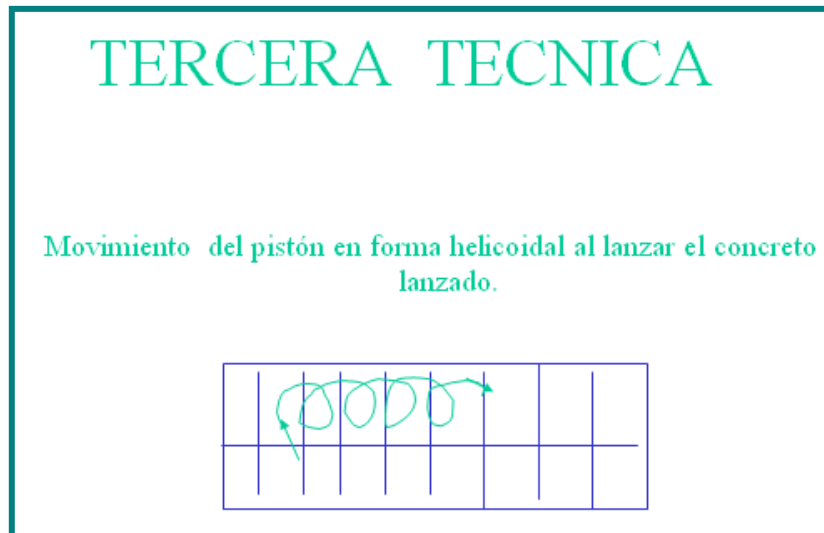
Los siguientes factores son determinantes para un eficiente resultado de refuerzo:

- Preparado de área (desatado, lavado y colocado de calibradores).

- Diseño de mezcla, teniendo una injerencia directa la calidad de los materiales.
- Técnicas de aplicación:
- Distancia entre la boquilla del pistón vs. Pared de roca (1m- 1.20m).
- Angulo de orientación del pistón con respecto a la horizontal ($0^\circ - 30^\circ$)
- Movimiento del pistón (formas elipsoidales)

Estas tres formas de aplicación se observan en el siguiente croquis:





4.2.2.1 - MATERIAL DEL CONCRETO LANZADO (SHOCRETE)

- Por ser de importancia la selección de los materiales para el diseño de mezcla a manera de ejemplo describimos las características de los siguientes materiales:

CEMENTO

- El cemento a utilizarse será el Pórtland tipo I que cumpla con las normas ASTM C-150. Debe contarse con un almacenamiento adecuado para que no se produzcan cambios en su composición y características físicas.

AGREGADOS

- Las especificaciones están dadas por las normas ASTM C – 33, para los agregados finos como gruesos, los finos se encuentran en los ríos, o canteras, deben ser limpias, silicosos, resistentes a la abrasión, lustrosos, libres de polvo; terrones, partículas suaves y escamosas, esquistos, pizarras, álcalis y materiales orgánicos.
- La arena utilizada para la mezcla del concreto será bien gradada y al probarse por medio de mallas estándar deberá cumplir los siguientes límites

MAQUINA ALIVA

La máquina lanzadora de concreto por vía seca con que cuenta la Mina Ares, tiene las siguientes características:

1. Modelo 252
2. Capacidad de expulsión de mezcla 5m³/hora.
3. Consumo de aire comprimido 8,7m³/min.
4. Presión de aire 4,5 Bars.
5. Longitud máxima vertical de transporte 70m.
6. Motor eléctrico, rendimiento 4,4 Kw.
7. Motor neumático, rendimiento 7,5 KW
8. Revoluciones 300 –1800 t/min.
9. Tensiones: 220V/50/60HZ; 380V /50/60HZ; 440V/50/60HZ.

PROPIEDADES DEL CONCRETO LANZADO

- Estructura interna consta de agregados más finos y mayor cuantía de cemento.
- Poros capilares se distribuyen uniformemente.
- La proyección forma poros aislados que mejoran resistencia a congelamiento y deshielo.
- Colocación por capas interrumpe continuidad de fisuras.
- Excelente adherencia a soporte (limpio, y saturado con superficie seca.)
- Baja permeabilidad y baja absorción.
- Mayor contracción por secado en razón a la alta cuantía de cemento.

DISEÑO DE MEZCLA

- Se basa normalmente en la resistencia a la compresión (inicial y final).
- En aplicaciones especiales se puede requerir el cumplimiento de parámetros distintos.
- Durabilidad, Baja permeabilidad etc.



FIGURA 10. SHOCRETERA ALIVA 262, CON EL METODO DE VIA SECA.

VIA SECA (Ventajas)

- Se facilitan ciertas condiciones de aplicación (filtraciones).
- Permite bajas relaciones A/C.
- Maquinaria más económica.
- Permite optimizar consumos de concreto.
- Mayor energía de compactación.

VIA SECA (Desventajas)

- Mayor generación de polvo.
- Mayor porcentaje de rebote.

- Condiciones de aplicación ambientalmente inconvenientes.
- Exige mayor experiencia en mano de obra.
- Compresor de mayor tamaño.

SUGERENCIAS DE OPERACIÓN

- Calidad depende de la destreza del lanzador.
- El flujo de concreto debe ser continuo. Podrían presentarse sobredosificaciones o deficiencias de aditivo o agua cuando se bombea en vacío.
- La distancia de la boquilla al sitio debe estar entre 0,5 mts a 1,5 mts.
- La colocación se inicia de abajo hacia arriba.
- Cuando la estructura es reforzada se acercará más la boquilla para evitar sombras tras la armadura.
- Las varillas no deberán colocarse una tras otra. (alternadas).
- La inclinación de la boquilla debe ser perpendicular o levemente inclinada.
- Cuando se lanza por capas se retirará el rebote y se dejará superficie rugosa.

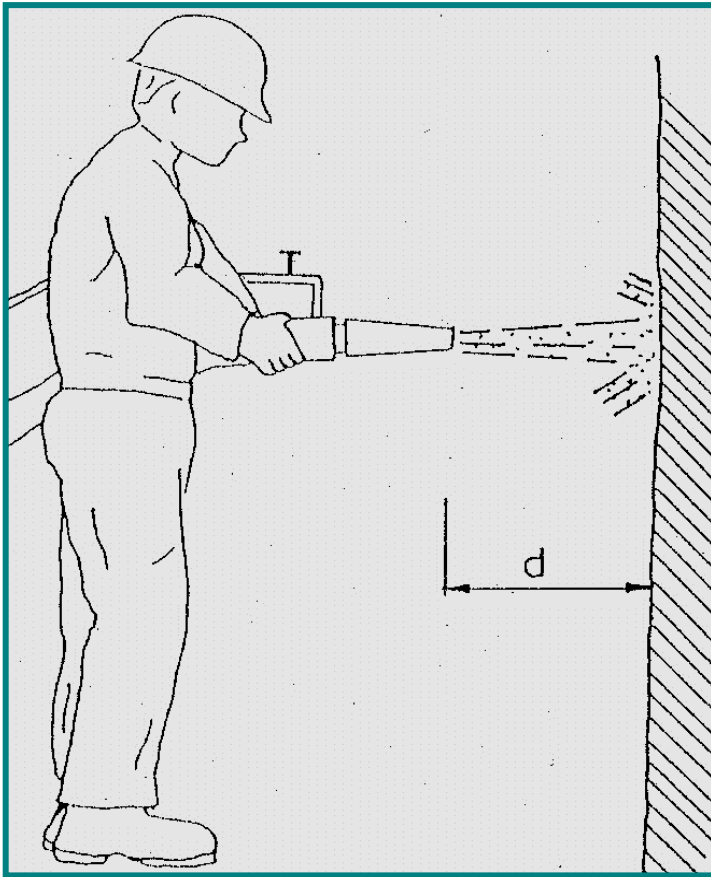
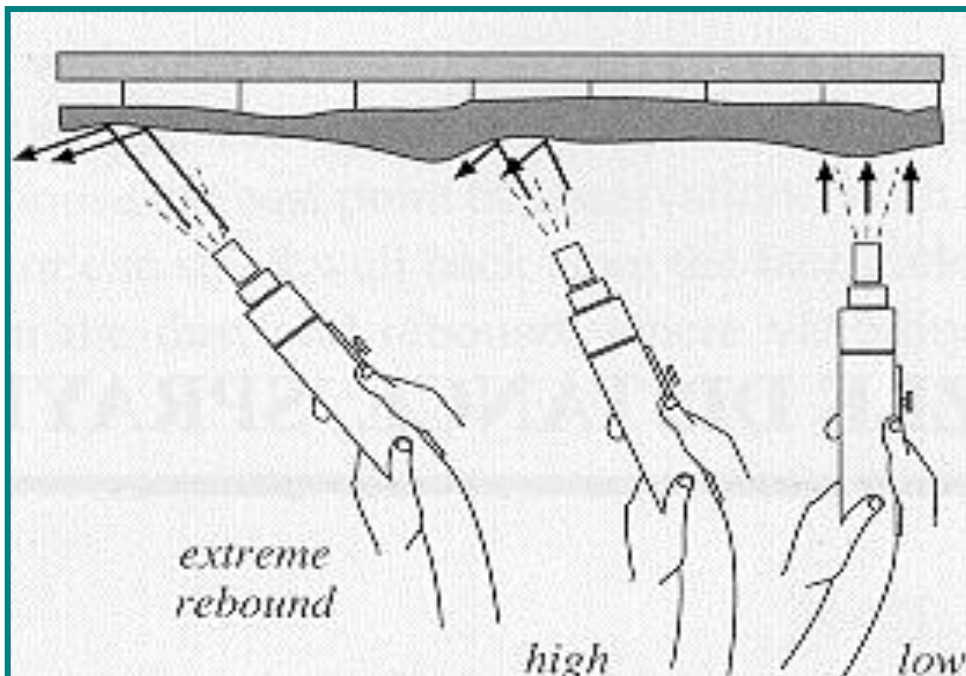
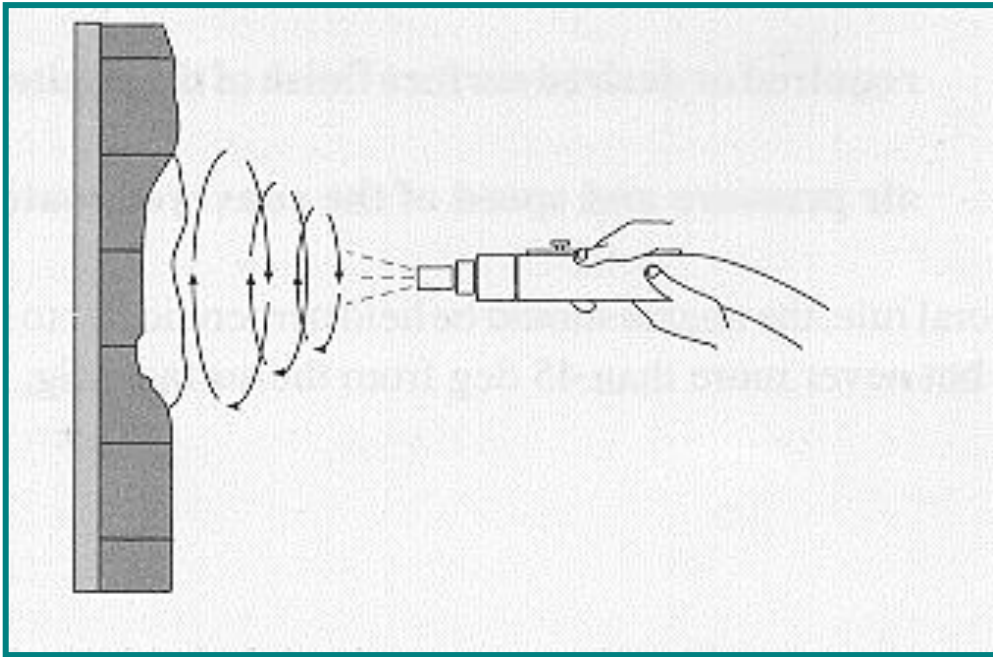


Figura 10. POSICION PARA LANZAR



POSICION VS RECHAZO: máximo, alto y bajo rebote.



Movimiento de boquilla. La manipulación de la tobera genera hasta el óptimo concreto lanzado.

4.3- SOSTENIMIENTO PASIVO

Se entiende por sostenimiento pasivo aquel que el soporte no puede adherirse al macizo rocoso. Soporte como segmentos circulares- túnel liner, cimbras metálicas, cuadros de madera, puntales de seguridad, cribbing, etc.

4.3.1 - ELEMENTOS METÁLICOS CIRCULARES

TÚNEL LYNNER.- Consiste en segmentos circulares de planchas metálicas, diseñadas para soportar presiones fuertes tal como se observa en la siguiente figura:

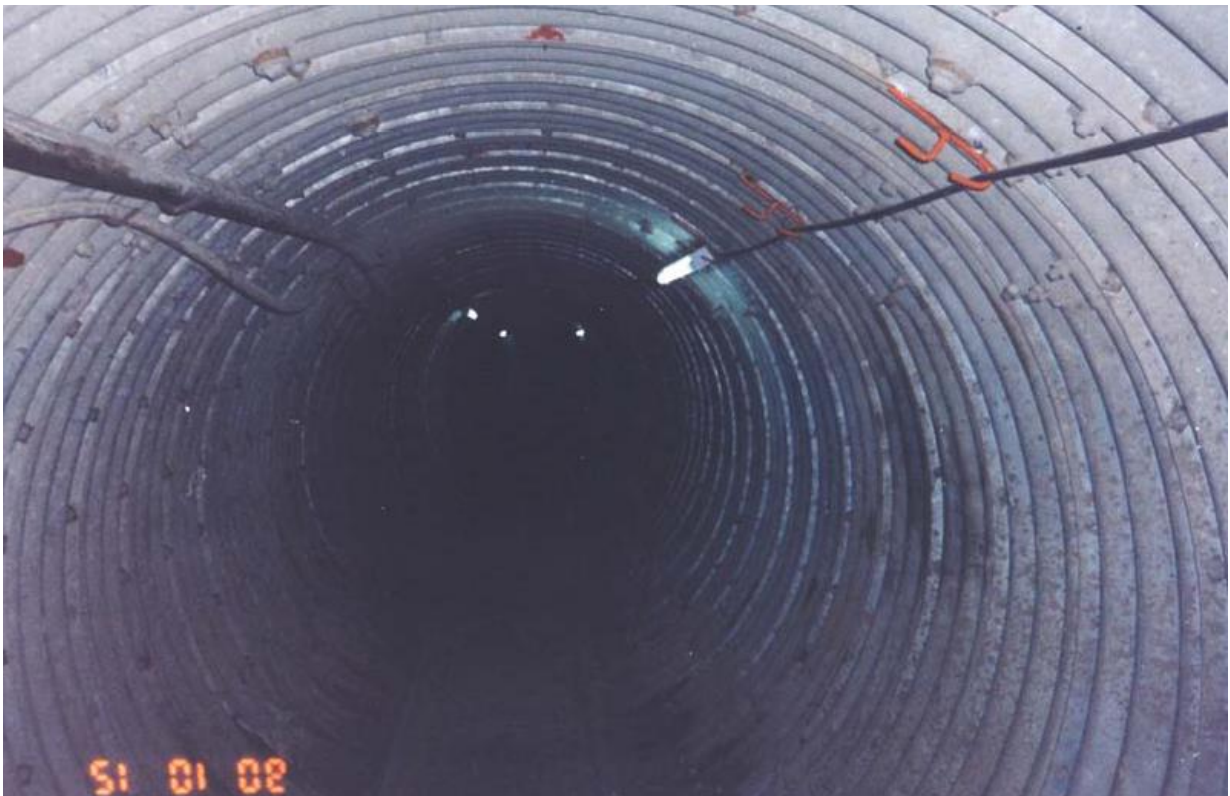


Figura N.1. Tunel Linner instalado en la Galería 095, de la veta victoria.

4.3.1.1 - Ventajas

- Fácil manipuleo por personal no especializado, rapidez de instalación y puesta en uso.
- Gran resistencia y capacidad para absorber sobrecargas, vibraciones y asentamientos diferenciales.

4.3.1.2 - Características



Los elementos consisten en planchas de acero galvanizado y corrugado, empernadas, de sección circular, de 2,13 m de diámetro, de un espesor de 3,00 mm, y un peso de 123 k / m, y pueden ser de mayor diámetro de acuerdo con nuestro requerimiento.

Estos elementos poseen una alta resistencia a la flexión en relación con su peso y esta rigidez existe circunferencialmente debido a las corrugaciones de las planchas, y no son afectadas por los esfuerzos alrededor de la excavación ni por el relleno independientemente del tipo.

Serán instalados en los niveles principales de la veta Victoria y Lula, cuyo rendimiento de instalación sobrepasa los 15 metros de avance diario, con una facilidad y rapidez, empleando herramientas y equipo de construcción usuales, sin necesidad de mano de obra especializada. Por estos sectores circulares se puede transitar, instalar servicios como línea de cauville, agua, aire, corriente eléctrica,

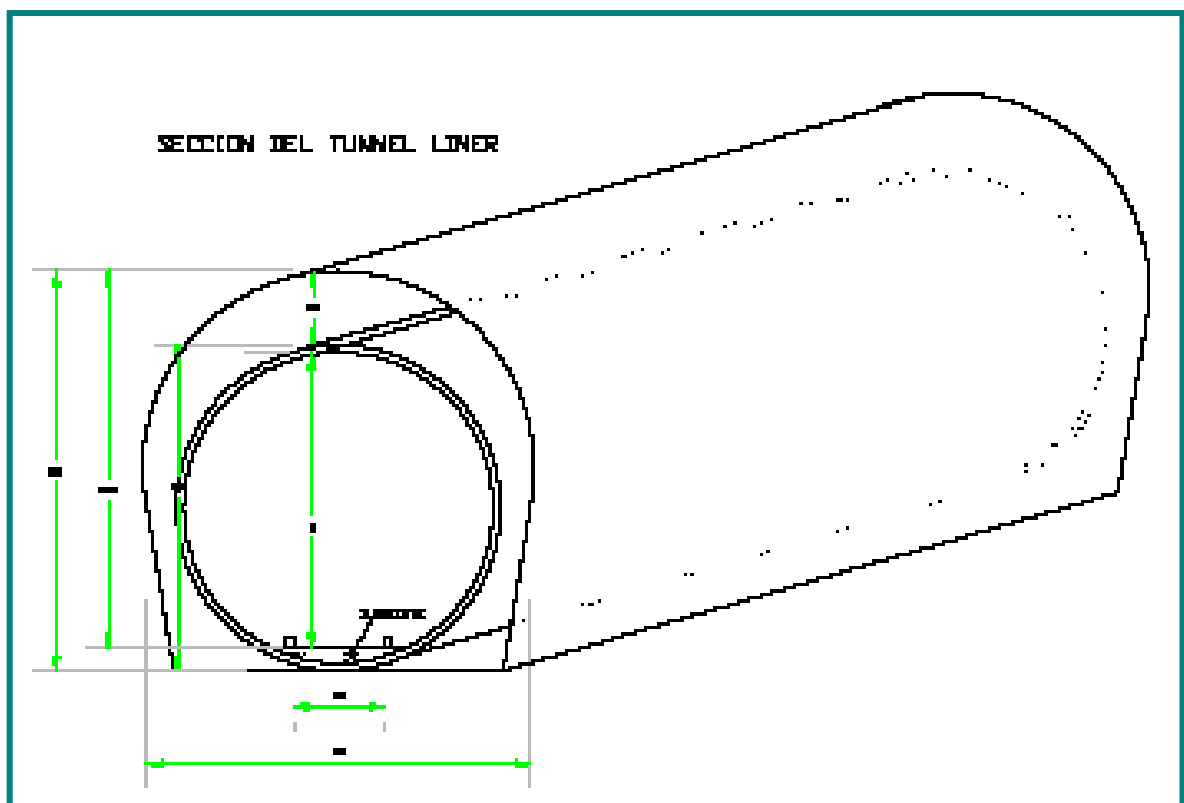
cables flexcom y otros, sin ningún problema y con seguridad, sin requerir de mantenimiento ni cambio de elementos.

El costo es relativamente bajo comparado con otro tipo de soporte entibado en función de su colocación y mantenimiento. Para este caso estamos hablando de US\$ 382 /m para Túnel Liner, con las características ya mencionadas líneas arriba, a lo cual habría que sumarle el costo de instalación.

4.3.1.3 - *Instalación*

La instalación de los segmentos acanalados para crear el túnel se realiza tomando en cuenta lo siguiente:

- Las planchas acanaladas deben de ser unidas mediante la numeración grabada en las mismas, con el fin de llevar una secuencia rápida del armado. Para esta unión se utilizarán pernos con sus respectivas tuercas y arandelas especialmente diseñadas para empatar en los canales de las planchas. Al unir cuatro de estas planchas, formamos un anillo de 2,20 m de \varnothing y 0,47 m de ancho.



- Para realizar la instalación de los primeros anillos se deberá verificar la gradiente. Con el fin de llevar esta gradiente en el túnel se deberá añadir 5 cm a la marca, en compensación por el grosor de los acanalados y así tener sólo 1 m de Itura de gradiente al piso del túnel.

4.3.1.4 - Evaluación de costos

En el cuadro a continuación haremos una comparación de costos sostenimiento utilizando túnel liner vs cuadros de madera:

Sostenimiento con Túnel liner

	Costos \$	Unidad	Cantidad	Unidad	Total
Costo de material	382	m	1	m	382
Costo de instalación	32	m	1	m	32
Costo de relleno exterior 80kg/m3 (resistencia)	19,08	m3	2.68	m3	51,13
	Costo				465,13

Se considera el costo del material en el sostenimiento, por el alto costo de inversión que se tiene; pero se debe tener presente que este material es recuperable y reutilizable, tal como se realizó en la galería 820 en donde se recuperó en una primera etapa 3 metros, dejando por seguridad 1,5 metros instalados para su evaluación obteniendo resultados positivos por cuanto el relleno soporta adecuadamente las presiones del macizo rocoso.

Se programa en una segunda etapa la recuperación total de la extensión del túnel liner en esta galería. Todos los segmentos recuperados fueron utilizados y reinstalados en la galería 095, la cual se detalla en este trabajo.

VENTAJAS DE INSTALACION

- Tener un techo mas seguro y confiable para la operación y tener mayor seguridad.
- Rellenar, dejando solamente la cara libre.
- Optimizar el consumo de madera.

DESVENTAJAS

1. Costo inicial alto.



Figura N 3. La recuperación de estos segmentos de túnel Liner ha conllevado a mejora y ahorro de costo de material. Se ha recuperado un porcentaje considerable de 225 segmentos en la Galería 820 de la zona I.

Sostenimientos de cuadros de madera

La galería 095 tiene una sección de 8 x 9. En una primera instancia se colocó sostenimiento con cuadros a una distancia de 1,50 m por la existencia de presiones del macizo rocoso a los 2 años de ejecutada la galería. Se tuvo la necesidad de doblar los cuadros y por el pandeamiento de estos elementos se reemplazaron los postes y sombreros.

Costo de un cuadro

Materiales	Cantidad	Costo \$/unid.	Total
Postes	2,00	1,84	3,68
Sombrero	1,00	1,84	1,84
Rajados	30,00	0,42	12,60
Instalación	1,00	85,00	85,00
Costo		\$ /cuadro	103,12

Cuadro 3

Doblado de Cuadro

Materiales	Cantidad	Costo \$/Unid.	Total
Postes	2,00	1,84	3,68
Sombrero	1,00	1,84	1,84
Instalación	1,00	69,40	69,40
Costo		\$ /.	74,92

Cuadro 4

Reemplazo de los 2 cuadros

Materiales	Cantidad	Costo \$/Unid.	Total
Postes	4,00	1,84	7,36
Sombrero	2,00	1,84	3,68
Rajados	30,00	0,42	12,60
instalación	2,00	85,00	170,00
Limpieza material	1,00	20,50	20,50 *
Costo		\$ /.	214,14
Costo total sostenimiento con cuadros			392,18 \$/ml

Cuadro 5

4.3.2 - USO DE CIMBRAS METÁLICAS CON PERFILES “H” DE 2,40 X 2,70 M

4.3.2.1 - Características

Es un soporte estructural permanente fabricado con vigas y perfiles metálicos para soporte rígido, cuya función es otorgar inmediatamente seguridad, ajustando lo más posible la línea de excavación en el frente de avance. Se recurre a este tipo de soporte en casos extremos, donde la roca presenta un grado de auto soporte muy baja, con zonas de roca fuertemente fracturada o fallada, con agua o material fluyente o rocas expansivas, rocas deleznable donde no existe cohesión, tramos colapsados (derrumbes, **roca tipo III**).

El optar por la instalación de las cimbras metálicas en galerías es el último recurso con que se cuenta en el soporte de una excavación ya que implica sobre-costos que encarecen la obra. La cimbra se instalará en galerías de secciones de 2,40 x 2,70 (sección interna).

El sostenimiento de las excavaciones subterráneas por medio de cimbras metálicas descansa exclusivamente en el efecto de arco, razón por la cual las presiones actuantes deben formar una línea situada en el eje de la cimbra; las partes que no hagan contacto directo entre la roca y la cimbra deberán ser bloqueadas.

4.3.2.2 - Elementos

- La cimbra consta de 4 partes, en las cuales el arco se divide en 2, las que se apoyan en un poste cada una. Las piezas se unen mediante tres uniones con planchas metálicas que se sujetan cada una con 4 pernos. La base del poste consta de una plancha de apoyo en el piso. La separación entre las cimbras se realiza mediante 6 distanciadores de fierro de 1/2'' pulgada, con rosca en cada extremo que pasan por el agujero del perfil metálico realizado para tal fin.
- Cáncamos de sujeción de la cimbra en la roca en un número de 6 unidades. La longitud del fierro será de 2,40 m. El doblés tendrá 0,10 cm en ángulo recto.
- Planchas metálicas o tablas de madera.

4.3.2.3 - Instalación

- Identificado y ordenado por el supervisor, el sostenimiento de la labor con cimbras metálicas procederá a preparar el tramo para la instalación con una sobre-excavación de 0,30 m a la sección interna indicada. Previamente se realizará la marca de la gradiente y eje con dos puntos próximos a la zona por instalar y a ambos lados de la labor (topografía).
- Se realizará el desate de rocas permanentemente por su condición de labor inestable o se instalará marchavantes de madera como guardacabezas (en condiciones muy difíciles).
- Alineados y ubicados los dos postes, se procederá a perforar los cáncamos de sujeción de los postes con un ángulo promedio de 45° hacia abajo y altura

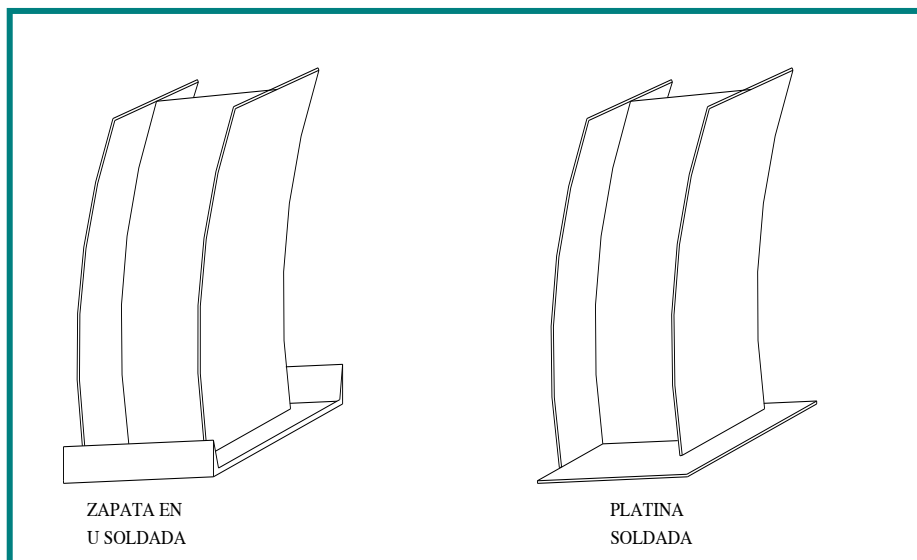
indicada. Para la instalación de los cáncamos previamente se inyectará mortero en el taladro y enseguida se sujetará con unos tacos de madera para inmovilizar el cáncamo y permitir la fragua. Enseguida, se procederá a levantar los dos perfiles de arco independientemente, cada uno apoyado en una plataforma, para luego acoplar las uniones y sujetar con los pernos correspondientes en las tres uniones y después perforar e instalar los 4 cáncamos restantes.

- Para la instalación de la siguiente cimbra se procederá del modo similar que para la primera y a una distancia de 1,50 m entre eje de cimbras o a distancia ordenada por el supervisor. La separación entre cimbras estará dada por 6 distanciadores alojados en los agujeros realizados para tal fin. Los distanciadores se sujetarán con pernos en cada extremo y a distancias uniformes para los 6 elementos.
- Instaladas las dos cimbras, se iniciará el entibado con planchas metálicas (o tablas según aprobación de la supervisión), comenzando desde el inicio del arco y serán bloqueadas hasta que estén en contacto con la roca mediante una combinación de piedras y bolsacrete (saco con contenido de mezcla de arena húmeda - cemento cuya resistencia aproximada deber de 50 k / cm²) u otro material previa aprobación de la supervisión. El entibado desde las proximidades de la rasante será aprobado por la supervisión.
- En tramos de macizo rocoso muy inestable se procede a instalar marchavantes o spiling bar de fierro corrugado de \varnothing 1" de una longitud de 2,40 m (en la bóveda principalmente) y con un espaciamiento de 0,30 a 0,40 m según lo indique la supervisión. Este elemento de seguridad se instalará por encima de la última cimbra y con una inclinación subhorizontal previa a la voladura siguiente que será una perforación corta.
- El espacio entre la última cimbra y el frente no debe exceder de 2,00 m.
- Las cimbras deberán ser instaladas con verticalidad lateral y la unión de los arcos deberá estar alineada con el eje central de la labor.

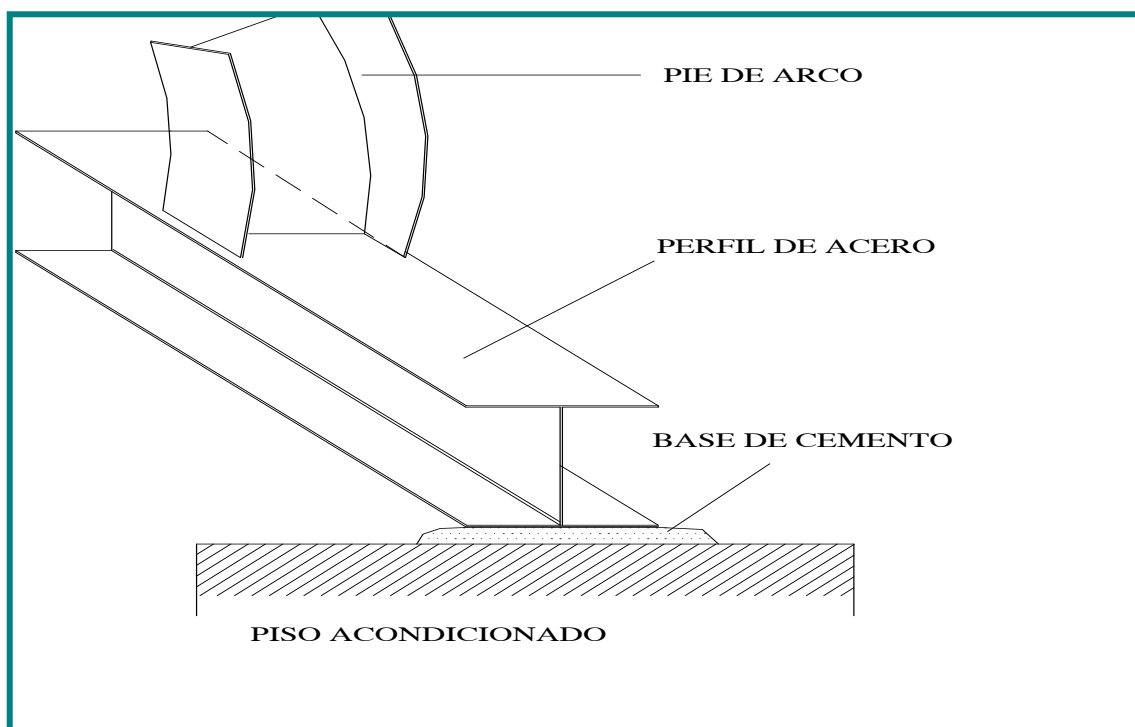
PROPIEDADES DEL TIPO DE ACERO

<u>PROPIEDADES</u>	<u>NORMA</u>	<u>MEJORADO</u>
• Resistencia clástico (MPa)	370	490
• Resistencia (MPa)	540- 640	665
• Alargamiento	18%	20 %

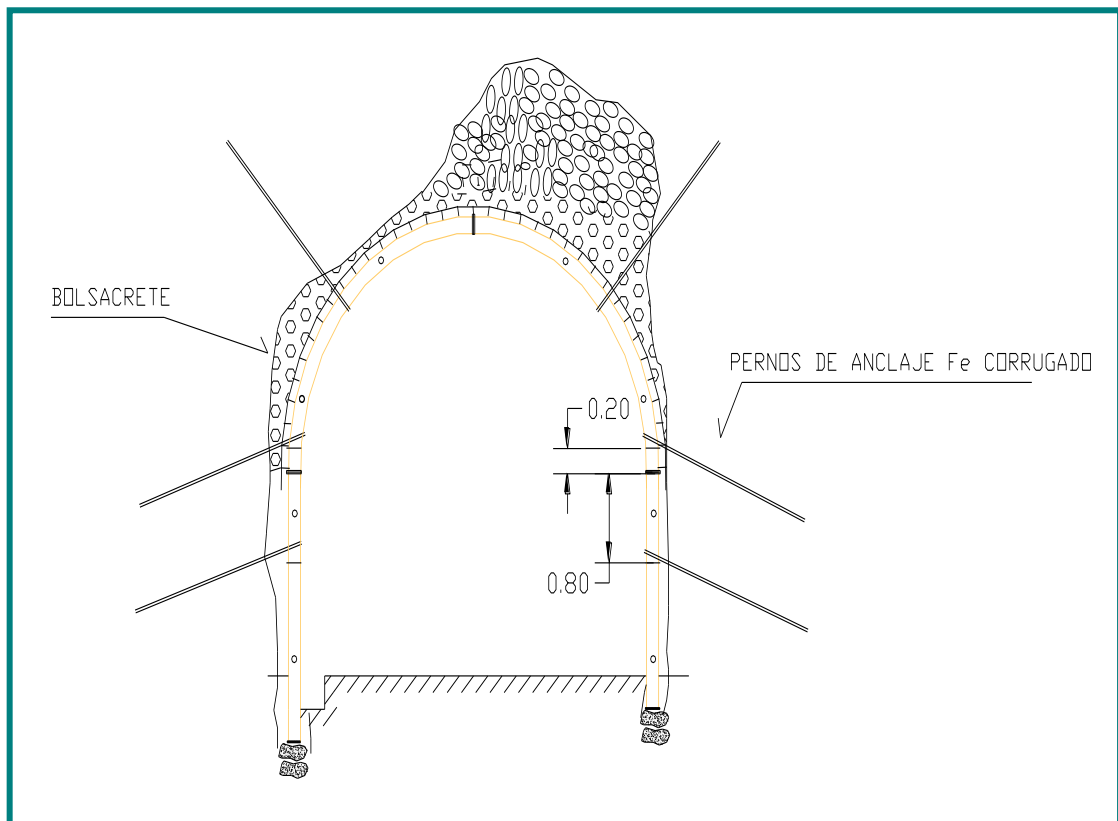
APOYO DE PLACA DE ACERO



APOYO DE CEMENTO



Rellenado correcto con bolsacrete y bolillos en la Gal. 938 Ventana 28, rampa 5 SW.



Diseño en sección, con reforzamiento de bolsacrete y pernos de anclaje.

4.4 - DISEÑOS E INSTALACION DE MALLA EN LOS ASTIALES

Previamente para diseñar un tipo de sostenimiento se realiza una evaluación geomecánica del macizo rocoso, cuyos resultados nos han permitido en algunos tajos reemplazar el encostillado con rajas con malla y puntualmente con pernos cuyos diseños y fotos se observan:

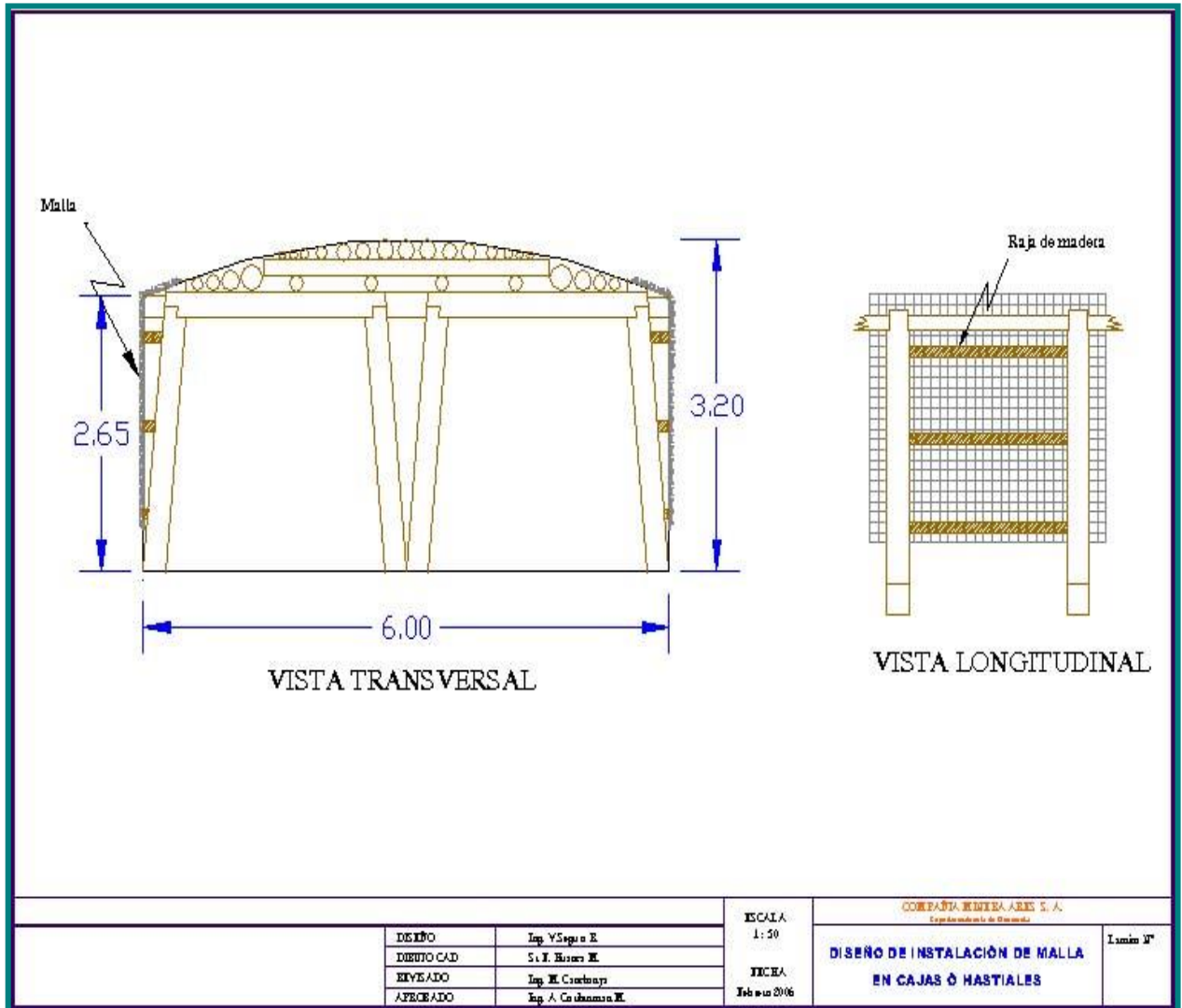


Foto 1. Se tiene el diseño de enmallado con rajás en los astiales, lo cual se muestra por cada armado de cuadro se colocara malla con 3 rajás como se muestra en la figura. Esta instalación permite realizarse en cajas competentes, en donde no existen esfuerzos de compresión ni de tensión. Se realiza con la finalidad de reducir el consumo de madera.

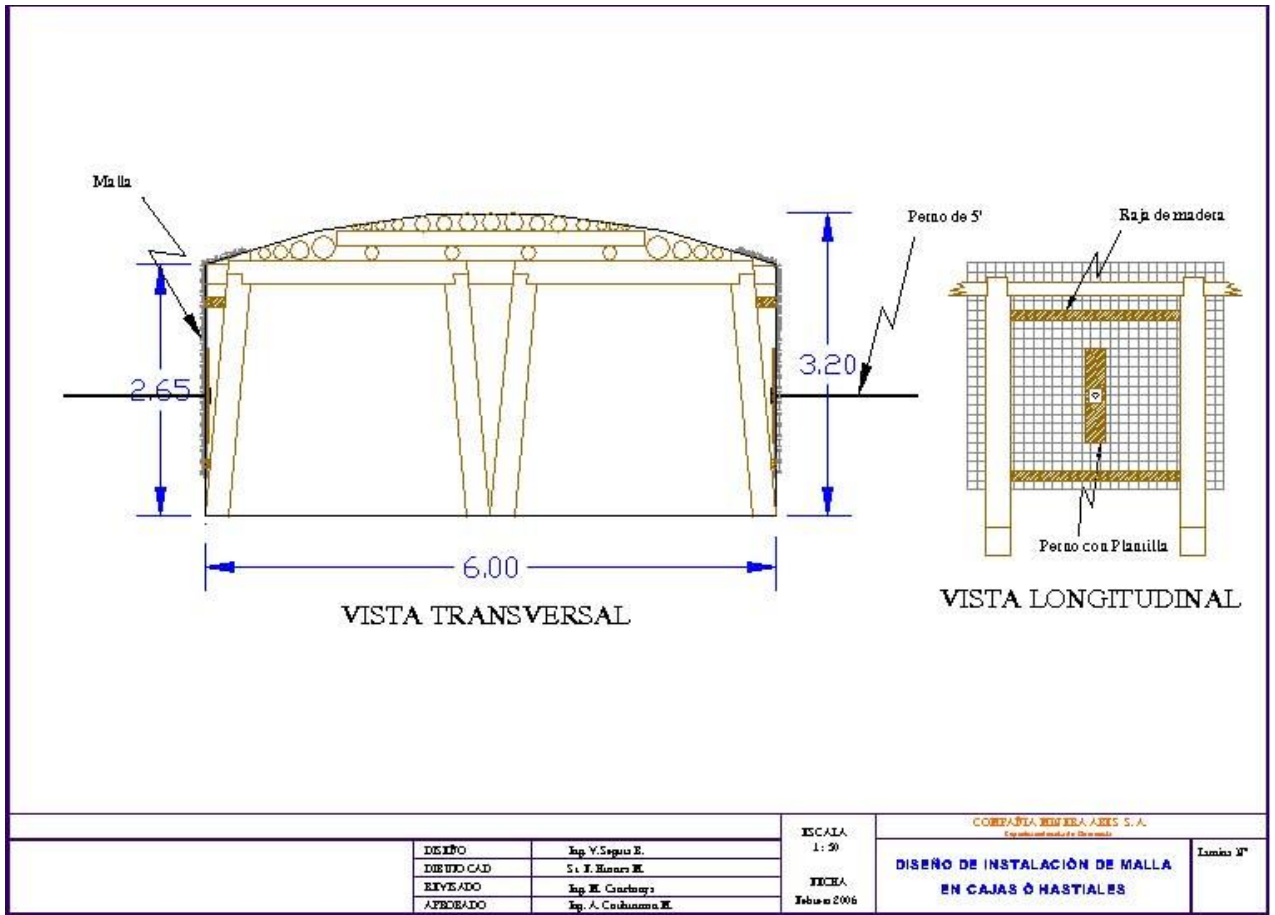


Foto 2. otro diseño de instalacion de malla es el colocado de dos rajas en los extremos y un perno swellex de 7 pies con su respectiva plantilla.



SE OBSERVA FRENTE DEL TAJO 356, DESPUES DEL DISPARO SOSTENIMIENTO CON POSTES DE TUBO DE FIERRO CON SOMBRERO DE PUNTAL.



Así mismo en este tajo 356 victoria, la instalacion del enmallado en los astiales, tanto en la caja techo como en la caja piso, empleando el diseño de la foto 1. Así mismo para generar mayor tension a la malla empleamos unos chucos, que van a permitir mejor acoplamiento de la malla a los astiales del tajo.

El enmallado se debe de topear con el tubo metálico después de su instalación, cumpliendo con el diseño de enmallado y rajadas. Vista desde un extremo del poste metálico.



PROCEDIMIENTO DE RECUPERACIÓN

- Cuando el frente está para limpieza, el operador con mucho cuidado descubre la zona del piso, recuperando el encamado (rajadas y bolillos del techo del corte anterior) y luego el sombrero de los cuadros que aparecen en el corte.
- Se continúa la limpieza, y se descubren los postes hasta una altura de 0.5 m, luego se amarra el poste con el estrobo (cable de sujeción) para ser jalado con el lampón del Scoop verticalmente, y es fácil su recuperación,
- Para optimizar el tiempo de recuperación se ha diseñado una abrazadera metálica (ver foto) con uñas internas de diámetro adecuado al poste con ajuste mecánico, que permite enganchar al poste y ser jalado con cable hacia arriba con la ayuda del scoop.

- Actualmente se cuenta con 4 abrazaderas metálicas hechas con las cuales se está recuperando los postes, seguimos mejorando el diseño, ya que hay todavía dificultades.

Personal del Tajo 356 mostrando la abrazadera metálica.



Abrazadera metálica que ayuda a levantar el poste hacia arriba con el apoyo del lampon del scoop.

CONCLUSIONES

- Por la escasez de la madera de sostenimiento de mina en esta época de lluvias, y poder evitar parar con la operación mina se tomaron varias acciones de contingencia.
- Se hicieron nuevos diseños de refuerzo, empleando malla electro soldada con ranuras y pernos puntuales según el diseño.
- Se diseñaron nuevas herramientas para la recuperación de postes según se muestra en las fotografías.
- Se diseñaron postes metálicos de tubo en desuso de relleno en pasta, cuyas fotos se observan.

4.5 - PROYECTO DE SOPORTE CON TUBOS METALICOS

El presente informe es dar a conocer las acciones que se están realizando ante la escasez de la madera para el sostenimiento en mina, es ejecutar el proyecto de sostenimiento con postes de tubos, el objetivo es volver a utilizar el tubo de sección circular electro-soldados fabricado de acuerdo a los diámetros exteriores de normas ISO, también mencionar que se ha realizado un análisis de las propiedades mecánicas y características dimensionales.

Para iniciar este proyecto piloto, es necesario ya hacerlo, por lo cual se sugiere crear un costo, para la adquisición de 15 tubos con un costo aproximado de S/. 5,685 nuevos soles, más un 25% de seguridad.

Preliminarmente para diseñar este tipo de sostenimiento se realizó una evaluación en el tajeo 356 NE, con tubos de alta presión en desuso del área relleno, cuyos resultados hasta el momento son óptimos.

Cabe mencionar que el proyecto presentado es flexible a una mejora continua hasta lograr lo ideal.

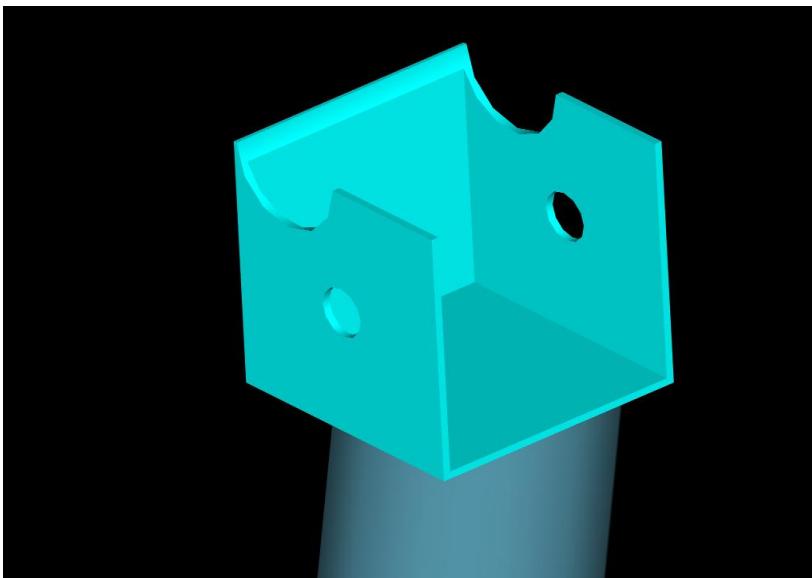
OBJETIVOS

- Reemplazar la madera (redondos de eucalipto utilizados como sostenimiento en excavación subterránea) por elementos de tubo de fierro acerado que tenga la misma característica de resistencia la de los puntales de madera de eucalipto
- Encontrar la forma, en que el tubo de acero, sometido a los esfuerzos combinados de flexión; tengan un comportamiento similar y/o superior al de la madera.
- Evaluar su resistencia en función a sus dimensiones, para normar su uso mediante tablas: en función al momento máximo de flexión, especie de madera, sección transversal de estructura

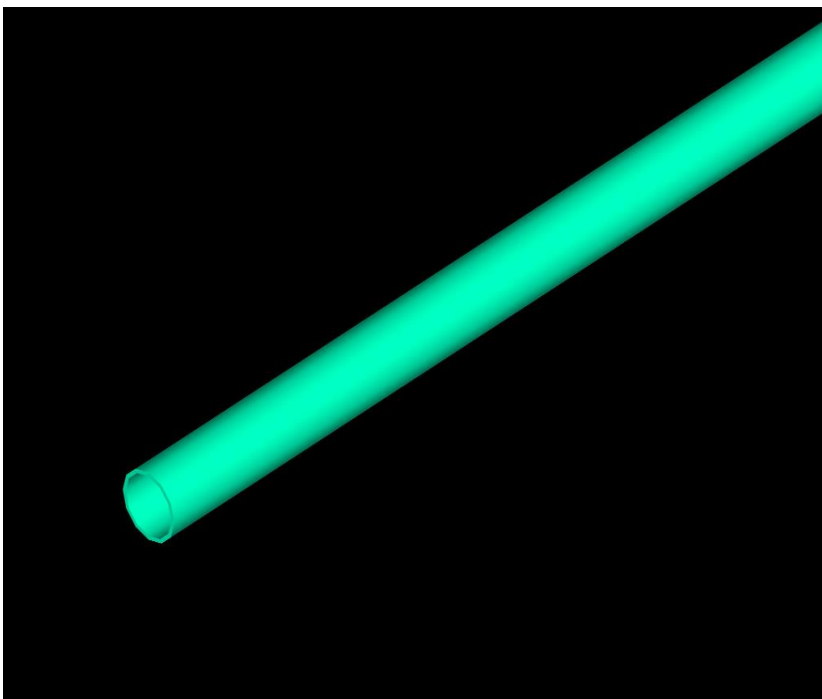
BENEFICIOS

- Reducir el peso de las estructuras de soporte, hasta el 50% de los usados con cuadros de madera (redonda o puntal de eucalipto muy pesados.) en el refuerzo, facilitando la instalación.
- Reutilizar los tubos de fierro en los cortes sucesivos de minado, evaluando el daño o estado de desgaste de dichos postes.
- Inicialmente se hará una inversión para posteriormente minimizar los costos por los beneficios mencionados.

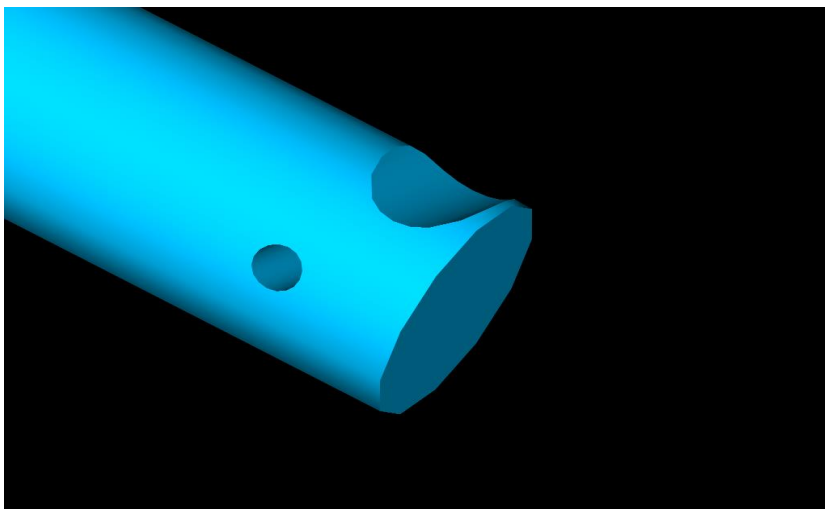
DISEÑO DE SOPORTE



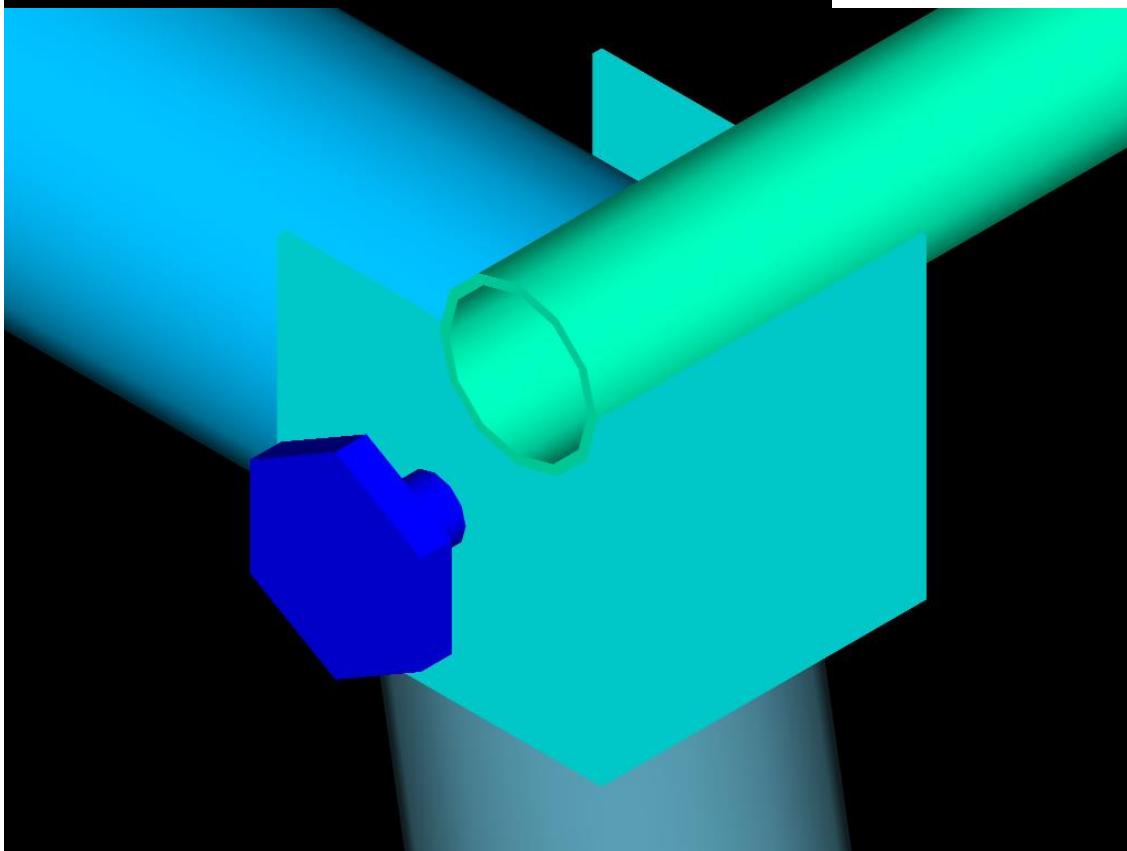
Vista 1.- caja metálica soldada sobre el poste.



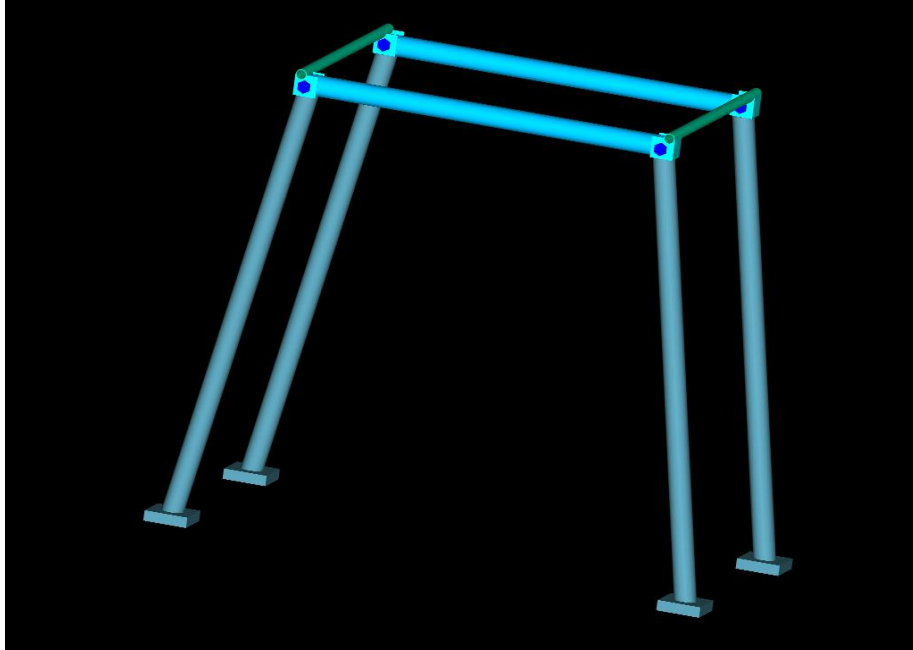
Vista 2.- tirante sin ninguna modificación



Vista 3.- sombrero con mocha y orificios para el perno.



Vista 4.- Armado de todos los componentes para su diseño.



Vista 5.- así queda el armado completo con 2.1m de altura y 2.4 m. de ancho de solera, los postes tienen un ángulo de inclinación de 80° con respecto a la horizontal

DISEÑO MIXTO POSTES DE TUBO Y SOMBRERO DE PUNTAL DE MADERA

**VISTA DE UNO DE LOS EXTREMOS DEL POSTE DE TUBO Y SE
OBSERVA EL TIRANTE Y EL SOMBRERO**



PRECIO DE TUBOS DE FIERRO

DIAMETRO (Pulg)	DESCRIPCION	PRECIO UNIT.(S/.)
3	Galvanizado	169,2
3	Negro	113,9
4	Galvanizado	229,5
4	Negro	135,7
2	Galvanizado	112,8
2	Negro	76

RESISTENCIA DE TUBO DE FIERRO

ESPESOR	DIAMETRO	LONGITUD	RESISTENCIA
			Compresión
mm	Pulg.	m	Kg/Cm2
5	2	6	175
5	4	6	196

RESISTENCIAS DE LA MADERA

MADERA	DIAMETRO	LONGITUD	RESISTENCIAS		ESFUERZO
			Tensión	Compresión	CORTANTE
Unid.	Pulg.	m	Kg/Cm2	Kg/Cm2	Kg/Cm2
Eucalipto	6 "a 8	3	120	60	15

COSTOS DE FABRICACION

- Tubo A 36. (Sider Perú)
- Tubo de sección circular electro-soldados fabricado de acuerdo a los diámetros exteriores de la norma ISO 65-81.
- Estos son producidos a partir de bobinas de acero estructural ASTM A1011-02 Grado 36.
- Son adecuados para usos diversos en estructuras y propósitos mecánicos, donde se necesite un tubo con propiedades mecánicas superiores. Entre sus aplicaciones se tiene: estructuras diversas, tijerales, postes de alumbrado, portones, barras de protección, etc.

PROPIEDADES MECÁNICAS

- El acero base cumple con las siguientes propiedades:
- Resistencia a la tracción: 400-550 MPa
- Alargamiento mínimo: 21% en 50 Mm

CARACTERÍSTICAS DIMENSIONALES

- Diámetro nominal: 4".
- Diámetro exterior: 114.0 Mm.
- Espesor: 3.0 Mm.
- Longitud: 6.4 m

Costo por unidad: S/. 324.00

- Costo por corona (material acero no anticorrosivo):
- Cotización hecha en promedio del costo entregado por personal técnico sugerido para la fabricación = S/. 55.00
- Pintura anticorrosiva (CPP Compañía peruana de pinturas)

PRECIO DE PINTADO

- Precio por galón: S/.38.00
- Rendimiento por galón = 60 m²
- Área de dos corona aproximada a pintar = 2 x 0.21 m² = 0.42m²
- Galones por cuadro = 0.42m² / 60m² = 0.007 galones
- 0.007 x S/. 38.00 = 30 céntimo
- Costo total (cuadro armado):
- S/. (324.00 + 55.00 + 0.3) = S/. 379.30

COSTO MANO DE OBRA EN ARES CUADRO DE MADERA

- Cuadro madera de 8 X 9 S/. 280.69
- Cuadro de madera 7 x 8 S/: 255.50



FOTO 1. En esta vista se observa 2 tubos metalicos de 6 pulgadas y de 3 m de longitud, lo cual van a ser instalados en el tajo 184 de la veta victoria al sur.



FOTO 2. En esta vista se observa como es la instalación de estos tubos metalicos como postes y de sombrero como puntal de 6 a 8 pulgadas. Se capacito al personal para realizar estos trabajos de instalación de tubos metalicos.

AREA DE GEOTECNIA - CIA. ARES

PRESUPUESTO

Costo de fabricación del cuadro metálico (02 postes metálicos y sombrero de puntal de madera)

COTIZACION DE ACEROS AREQUIPA

ASTM A500 DIAMETRO NOMINAL TUBO GALVANIZADO

	Precio Dolares	Precio Soles	I.V.G.	Costo	Materiales+Mano de Obra
Cambio	3,365		19%		
4 pulgadas	77,02	Sl. 259,16	Sl. 49,24	Sl. 308,40	Sl. 561,35
5 pulgadas	0,00	Sl. 0,00	Sl. 0,00	Sl. 0,00	Sl. 0,00
6 pulgadas	0,00	Sl. 0,00	Sl. 0,00	Sl. 0,00	Sl. 0,00

ASTM A500 DIAMETRO NOMINAL TUBO NEGRO

	Precio Dolares	Precio Soles	I.V.G.	Costo	Materiales+Mano de Obra
Cambio	3,365		19%		
4 pulgadas	52,94	Sl. 178,14	Sl. 33,85	Sl. 211,98	Sl. 338,46
5 pulgadas	112,08	Sl. 377,15	Sl. 71,66	Sl. 448,81	Sl. 701,76
6 pulgadas	133,69	Sl. 449,87	Sl. 85,47	Sl. 535,34	Sl. 788,29

*
*

Materiales para fabricar un tubo para poste de cuadros en Cia. Ares

	Costo Unitario	TOTAL	Costo x Unidad
Plancha de fierro negro de 1/2" X 4" X 8'	Sl. 757,12	Sl. 757,12	Sl. 63,09
1 Pza. 1/2" x 4' X 8'			
1 Pza. Viga H (perfil) de 6" X 6" X 7" de largo	Sl. 408,19	Sl. 408,19	Sl. 12,37
Perfil H 1/4" X 6" X 6" X 20"			
1 Pza. Platina de 1/4" X 2" X 18"	Sl. 32,87	Sl. 32,87	Sl. 0,84
Platina de 1/4" X 2" X 20"			
3 Kg. soldadura supercorto de 5/32"	Sl. 4,94	Sl. 14,82	Sl. 14,82
2 Kg. soldadura chanfercord de 5/32"	Sl. 7,80	Sl. 15,60	Sl. 15,60
supercorte 5/32" 80 - 180A			
	Sl. 1.210,92	Sl. 1.228,60	Sl. 106,73
Mano de obra:			
1 soldador x 3 horas por tubo	Sl. 40,00	Sl. 5,00	15
1 ayudante x 1 hora por tubo	Sl. 38,00	4,75	4,75
		Subtotal	Sl. 19,75
		Total	Sl. 126,48

NOTA: Para el presente proyecto es recomendable el diámetro nominal del tubo de 6 pulgadas, que es aproximadamente igual al tubo de relleno utilizado.

**PRUEBA DE RESISTENCIA DE PUNTALES
A LA COMPRESION VERTICAL Y HORIZONTAL**

EQUIPO PRENSA HIDRAULICA DE 200 TN DE CAPACIDAD DE ROTURA
LUGAR TALLER DE MANTENIMIENTO CIA.

FECHA 04/03/2006

PUNTALES	DIMENSION		RESISTENCIA ROTURA		
	DIAMETRO PULG	LONGITUD (m)	PSI	TN	
PRUEBA					
VERTICAL	4 a 6	0.96	2000	30	
VERTICAL	6 a 8	0.92	3000	45	
VERTICAL	8 a 10	0.85			
HORIZONTAL	4 a 6	0.96	1000	15	
HORIZONTAL	6 a 8	0.92	1300	20	
HORIZONTAL	8 a 10	0.85	1800	23	

FECHA 08/03/2006

PUNTALES			RESISTENCIA ROTURA		
	DIAMETRO PULG	LONGITUD (m)	PSI	TN	
PRUEBA					
VERTICAL	4 a 6	0.5	2500	38	
VERTICAL	6 a 8	0.5	3600	55	
VERTICAL	8 a 10	0.5	800	23	
TUBO DE FIERRO	DIAMETRO PULG	LONGITUD (m)	PSI	TN	
VERTICAL	5	0.5	3500	75	
HORIZONTAL	5	0.96	500	10	

4.6 – CONSUMO MENSUAL E ÍNDICES DE MADERA

2005.- El índice de consumo de madera ha estado por debajo de lo programado con la gestión ISI 14001 que fue de 31,5 KG/TME, este índice involucra el consumo de madera en las labores de rehabilitación y mantenimiento que estas no aportan mineral.

En cuanto al índice de costo el promedio fue de 4,92 \$/TME.

2006.- El índice de consumo de madera se esta proyectando a 28 KG/TME, y ésta por debajo de lo programado por ISI 14001, para lograr alcanzar este nuevo objetivo nos estamos implementando el reemplazo del enrejado y encamado por malla electrosoldada, y buscar técnicas de recuperación de postes, pero si se incrementará en costos en otros elementos de soporte como malla, pernos, etc.

INDICE DE SOSTENIMIENTO 2005 - 2006

INDICE PROMEDIO 2005		INDICE PROYECTADO 2006	
KG/ TME	\$/TME	KG/ TME	\$/TME
31,14	4,92	28,0	4.6

DATOS DEL Año 2005.

COSTO UNITARIO \$/TME SOSTENIMIENTO AÑO 2005

ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOST	SET	OCT.	NOV	DIC	PROMEDIO
6,08	4.75	5.43	5.53	4.11	5.49	5.26	4.25	4.96	4.5	4.32	4.41	4.92

ESTADISTICA DE INDICE DE CONSUMO DE MADERA AÑO 2005

	MES	INDICE (Kg/TMS)
1	ENERO 05	30,13
2	FEBRERO 05	32,91
3	MARZO 05	34,10
4	ABRIL 05	34,63
5	MAYO 05	27,32
6	JUNIO 05	30,79
7	JULIO 05	34,29
8	AGOSTO 05	29,51
9	SETIEMBRE 05	27,91
10	OCTUBRE 05	29,58
11	NOVIEMBRE 05	31,62
12	DICIEMBRE 05	30,91

PROMEDIO ANUAL
31,14

INDICE SEMANAL POR LABORES – MES DE OCTUBRE 2006

ZONA 1

SEGMENTO DEL 30 AL 05 OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO Kg	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 1001	6667.09	506	13.18	40.59
	Tajo 151	6153.12	173	35.57	37.46
	Tajo 715	3604.03	809	4.45	21.94
	Tajo 747		659		
	Tajo 262		20		
	Tajo 531		204		
TOTAL		16424.24	2371	6.93	100.00

SEGMENTO DEL 06 AL 12 OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO Kg	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 1001	26202.70	679	38.59	71.71
	Tajo 151	6325.68	303	20.88	17.31
	Tajo 715	0.00	591	0.00	0.00
	Tajo 747	4009.34	308	13.02	10.97
	Tajo 531	0.00	393	0.00	0.00
TOTAL		36537.72	2274	16.07	100.00

SEGMENTO DEL 15 AL 20 OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO Kg	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 1001	26650.55	825	32.30	44.16
	Tajo 151	2933.30	59	49.72	4.86
	Tajo 715	15629.18	357	43.78	25.90
	Tajo 747	8352.74			13.84
	Tajo 262	2906.65	95	30.60	4.82
	Tajo 531	3880.67	252	15.40	6.43
Yeny	Tajo 531	0.00	121	0.00	0.00
TOTAL		60353.09	1709	35.31	100.00

SEGMENTO DEL 21 AL 28 OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO Kg	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 1001	20832.00	438	47.56	68.60
	Tajo 715	6395.00	155	41.26	21.06
	Tajo 747	1870.00	469	3.99	6.16
	Tajo 531		318		
Yeny	Tajo 531		106		
Mantenimiento	Gal. 750	1272.00			4.19
TOTAL		30369.00	1486	20.44	100.00

ZONA II

SEGMENTO DEL 30 AL 05 DE OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 526	4290	460	9.33	27.08
	Tajo 826	1045			6.60
	Tajo 184	5732	528	10.86	36.18
Ramal Norte 095	Tajo 184	0	379	0.00	0.00
Cimoide	Tajo 184				0.00
Ramal Sur 096	Tajo 14	156	141	1.11	0.98
Ramal Sur	Tajo 941	874	96	9.10	5.52
	Tajo 948	3089	467	6.61	19.50
Ramal Sur 097	Tajo 14	656	387	1.70	4.14
TOTAL		15842	2458	6.45	100.00

SEGMENTO DEL 06 AL 12 DE OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 526	8278.02	257	32.21	10.12
	Tajo 184	8402.32	313	26.84	10.27
Split Victoria	Tajo 526	1530.31	136	11.25	1.87
Ramal Norte	Tajo 184	8317.05	109	76.30	10.17
Ramal Sur 096	Tajo 014	4253.67	16	265.85	5.20
Veta 097	Tajo 014	14123.02	470	30.05	17.26
Ramal Sur	Tajo 948	24373.62	815	29.91	29.79
Veta 095	Tajo 184	12531.01	363	34.52	15.32
TOTAL		81809.02	2479	33.00	100.00

SEGMENTO DEL 15 AL 20 DE OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 526	9061.46	56	161.81	18.42
	Tajo 826	8001.59			16.26
Split Victoria	Tajo 526	1600.69	148	10.82	3.25
Ramal Norte	Tajo 184	4310.65	270	15.97	8.76
Cimoide	Tajo 184	4895.53			9.95
Veta 097	Tajo 014	14880.75	535	27.81	30.24
	Tajo 948	1203.96	509	2.37	2.45
Ramal Sur	Tajo 948	0	316	0.00	0.00
	Tajo014	54			0.11
Veta 095	Tajo 184	2242.7	75	29.90	4.56
Yacqui 095	Tajo 184	2951.36	106	27.84	6.00
TOTAL		49202.69	2015	24.42	100.00

SEGMENTO DEL 21 AL 28 DE OCTUBRE

VETA	LABORES	PESO	TMS	INDICE (Kg/tms)	%
Victoria	Tajo 526	4000.65	168	23.81	12.88
	Tajo 826	8609.16	513		27.72
Ramal Norte	Tajo 184		128		
Cimoide	Tajo 184		108		
Ramal Sur 096	Tajo 014	3039.98	150	20.27	9.79
Veta 097	Tajo 014	15353.66	478		49.44
	Tajo 948		72		
Ramal Sur	Tajo 948		267		
Yacqui 095	Tajo 184		211		
Ramal Sur	Tajo 941	54	159		0.17
TOTAL		31057.45	2254	13.78	100.00

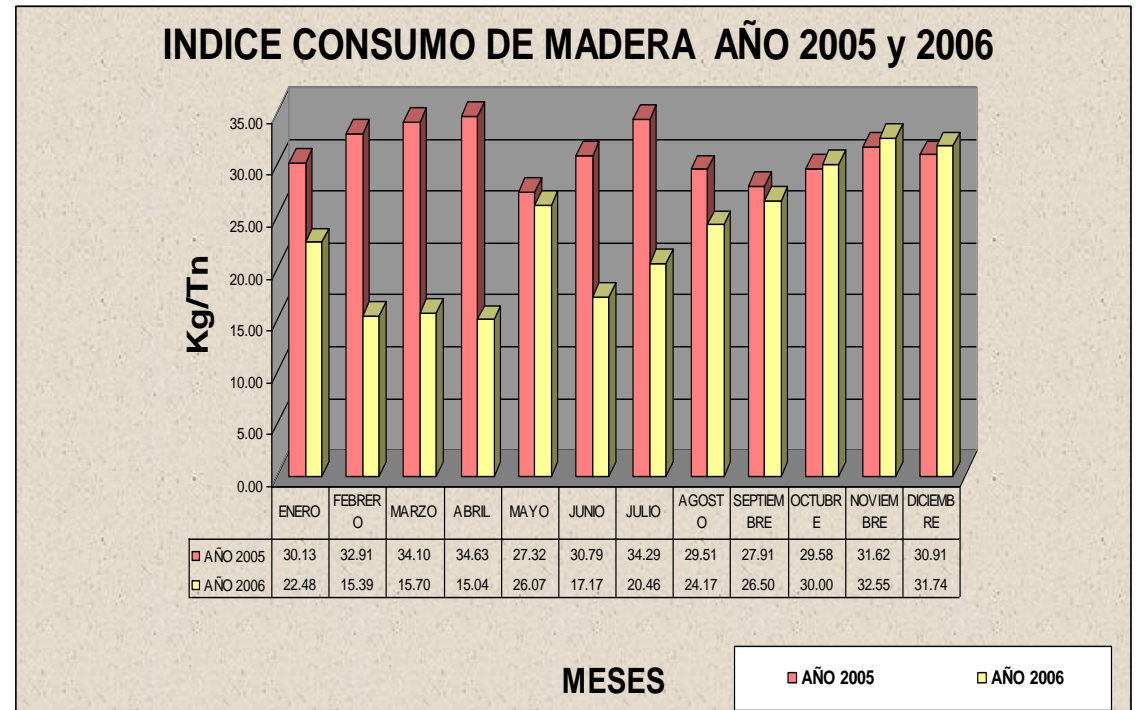
Se obtiene un índice promedio mensual tanto en la zona I como en la zona II, un valor de 30.0 Kg. / tm, en el mes de octubre del año 2006.

Analizaremos la comparación del índice de consumo de madera en el año 2005 y el año 2006, mes a mes de cada año y se representara gráficamente para ver cuanto se ha proyectado el índice para el año actual.

Ver grafica de comparación.

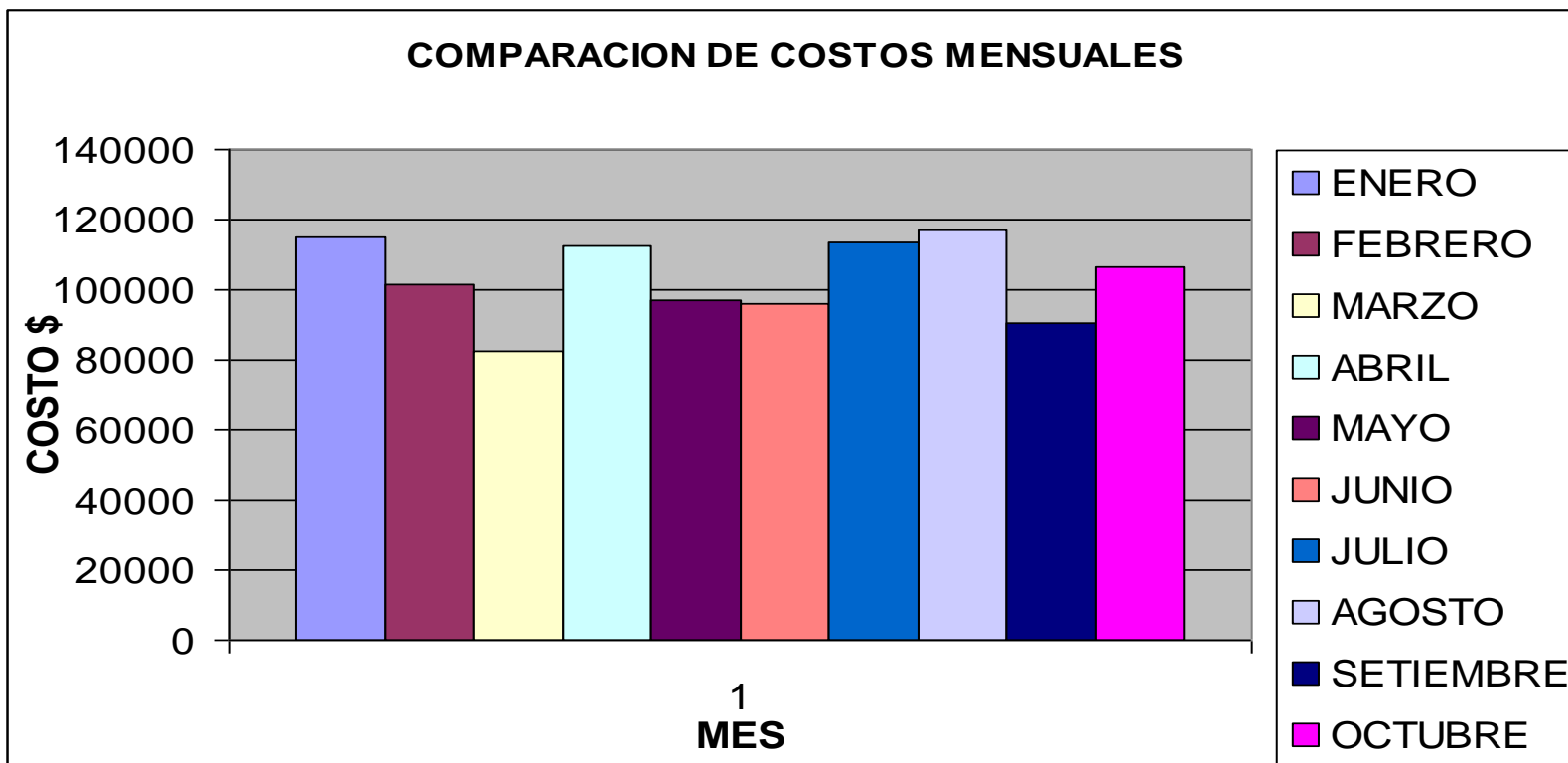
INDICE DE CONSUMO DE MADERA AÑO 2005 y 2006

CONSUMO DE MADERA	KR/TME	KR/TME
AÑO	2005	2006
ENERO	30.13	22.48
FEBRERO	32.91	15.39
MARZO	34.10	15.70
ABRIL	34.63	15.04
MAYO	27.32	26.07
JUNIO	30.79	17.17
JULIO	34.29	20.46
AGOSTO	29.51	24.17
SEPTIEMBRE	27.91	26.50
OCTUBRE	29.58	30.00
NOVIEMBRE	31.62	32.55
DICIEMBRE	30.91	31.74
PROMEDIO	31.14	27.73



COSTO DE SOSTENIMIENTO DE ENERO A OCTUBRE, AÑO 2006

ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE
115115.623	101732.682	82304.917	112747.644	96817.289	95998.294	113302.96	117187.771	90341.028	106436.909



4.7 - CONCLUSIONES

- Podemos concluir que el sostenimiento con segmentos metálicos o cimbras en galerías de avance y preparación resulta más ventajoso que el sostenimiento con madera.
- La disminución del uso de madera en el sostenimiento de labores es la meta principal.
- La otra alternativa es la utilización de cimbras metálicas con perfiles tipo H 4" x 4", de sección 8' x 9'. Este elemento trabajaría mejor que los cuadros de madera considerando que la sección de excavación será en arco y no en forma trapezoidal. Este elemento soporta grandes presiones y es recuperable para ser reutilizado.
- El túnel linner es muy seguro, da confianza al trabajador para su tránsito, no requiere de estar observando el techo ni los hastiales como sucede con los cuadros de madera, ahorrando considerablemente horas / hombre.
- Por la naturaleza de su contextura, evita el ingreso de agua en demasía a la galería, derivándola hacia el relleno o estructura.
- Considerando los antecedentes, se sugiere la colocación de túnel linner o túnel ovoide (en proyecto), en las minas que tengan características geomecánicas similares a las de Ares.
- Debido a la larga vida del tubo galvanizado es posible recuperar el elemento de sostenimiento, para su reinstalación en nuevas labores.
- Minimizar en más 50 % el consumo de madera, empleando la instalación de estos tubos galvanizados.
- La instalación será más rápida y liviana por el peso de los tubos de 4 pulgadas.
- Se optimizará los costos cuando se reutilicen los tubos de fierro.

CAPITULO V

MINERIA EN ARES

5.1.- INTRODUCCION

MANIPULEO DE ACCESORIOS DE VOLADURA

Personal de mina capacita en el del Uso y manipuleo del Carmex- Mecha Rápida” y la evaluación del Mininel por problemas de tiros fallados y cortados.

Con respecto a la capacitación “Sistema de Iniciación Convencional Carmex” se dictó a todo el personal de mina de la EE CIS y ZICSA del 16-03-06 al 19-03-06, como segundo punto se realizó la evaluación del Mininel conjuntamente con el área de Seguridad CIS.

En cuanto a la capacitación se tuvo resultados positivos con la concurrencia y aceptación total del personal. Mediante las evaluaciones del accesorio Mininel® se pudo identificar el problema de tiros fallados (no detonados).

- Capacitar al personal de mina en el tema “Sistema de Iniciación Convencional Carmex”.
- Alcanzar la aceptación y aprendizaje del personal capacitado.
- Alcanzar el aprendizaje práctico de amarre y manipuleo del Sistema Carmex-Mecha rápida en los frentes y tajeos para evitar los tiros cortados.
- Identificar las causas de los tiros fallados con el uso del accesorio Mininel y proponer soluciones inmediatas.

EQUIPOS DE LIMPIEZA

Siendo en la actualidad la minería una actividad basado en la competitividad, productividad y seguridad, estando inmerso en la optimización y mejora continua en nuestra Unidad, como una labor cotidiana en el cual estamos involucrados todos los colaboradores.

Analizándose el proceso productivo se identificó oportunidades de mejora en la fase de limpieza, que incrementará el rendimiento de los equipos en dicha tarea.

Incrementar el rendimiento de equipos de limpieza en mina basándonos en las oportunidades de mejora del proceso de limpieza y acarreo basándonos en:

- Correcto estado de la vía de tránsito
- Eficiente operación del equipo
- Mecanización integral de labores
- Incremento de Capacidad de Cuchara
- Planeamiento de minado

5.1.1- ANTECEDENTES

Por la calidad del mineral y el diseño de los Ore Pass no permite la acumulación, alimentándose muchas veces en forma directa a los volquetes, corriendo el riesgo de la ocurrencia de incidentes durante este proceso además incrementándose el tiempo durante el ciclo de extracción, retrazando en oportunidades los ciclos de minado por la no disponibilidad de unidades por la simultaneidad de la limpieza en los tajos. Muchas veces el mineral al no tener lugar donde almacenarlo, se lo ubica en lugares inapropiados, dando como resultado el doble manipuleo bajando el rendimiento de los equipos.

5.2 - DESARROLLOS PREPARACION

Los trabajos de desarrollo se realizan para mejorar la explotación, extracción, etc. en interior mina. La mayoría están destinados a la Veta Victoria, la cual es la principal.

5.2.1 Rampas

Se viene desarrollando la rampa 5 SW la cual se esta realizando por la E.E. ZICSA, dicha obra debe tener una eficiente supervisión, en las curvas las cuales deben tener un buen radio de curvatura.

5.2.2 Ventanas

Las ventanas se desarrollan a partir de la rampa en forma perpendicular hasta interceptar a la Veta Victoria, son de pendiente positiva (+1%), sus dimensiones planificadas de las ventanas son de 14' x 13' igual que las rampas. En ellas se ubican los echaderos (ORE PASS) y caminos hacia los tajos.

PREPARACION

En esta etapa se prepara subniveles, chimeneas, buzones, caminos. Es importante indicar que en toda esta preparación se tiene un cuidado especial en el sostenimiento, en vista de que se realiza sobre mineral.

Chimeneas

Se corre una chimenea central a partir de la ventana central del tajeo, del nivel inferior al nivel superior, con una sección de 4' x 8' por donde ingresará el aire fresco y algunos servicios hacia el tajeo de explotación, también se instalan por estas chimeneas las tuberías para el relleno.

Ore pass

El echadero de mineral se construye a partir de la ventana central teniendo en consideración que el tajeo tiene 120 m. de longitud, o sea 60 metros por lado; la que comprende un ciclo de minado.

Se construye con elementos circulares de metal (consta de 3 planchas de 0,60 m de altura) y fierro corrugado (malla de 0,20 x 0,20 m), alrededor se rellena con concreto, son de 1,50 m. de diámetro, con una parrilla de rieles de 8" de abertura de riel al riel.

Caminos

En la preparación de este sistema se construyen 3 caminos uno central y dos extremos, con el objeto de mantener siempre 2 caminos disponibles en cada ciclo de minado. Por el camino central se instalan las tuberías de aire, agua, cables de energía eléctrica y las tuberías de drenaje del agua que filtran al tajeo. De la parte superior de la chimenea bajan las tuberías de relleno. Estos caminos en su totalidad van encribados con madera.

Tunnel Liner

Con la finalidad de mantener el acceso principal a Veta Victoria, tanto para la supervisión como para el abastecimiento de materiales, en gal. 820 (Nv. 4875), se determina la colocación del Tunnel Liner, actualmente se tiene 540 mts. instalados, y se continua la colocación en toda la extensión de la galería.

El Tunnel Liner presenta planchas acanaladas de fierro acerado de 3 mm de espesor, consiste de 4 planchas que forman un anillo de 0,46 mts de longitud, con un diámetro interno de 2,10 mts y externo de 2,20 mts. La colocación se realiza armando un anillo base llevando la gradiente y dirección, se continua acoplando los demás anillos a la base, todo el empernado se realiza por el interior de la estructura metálica; al final del armado se inyecta relleno alrededor del Tunnel Liner con un espesor mínimo de 0,30 mts. La recuperación se realizará sin inconvenientes.

La gran ventaja del Tunnel Liner es su facilidad de armado e instalación que se realiza por dentro de la estructura en la medida que se va avanzando.

EXPLOTACION

El método de explotación es Corte y Relleno Mecanizado, con relleno detrítico, su acceso es por rampas de 3 x 3 m. con 15% de gradiente, rampas de 4 x 4.30 m., ventanas a la veta, ya que se tienen rocas competentes; no requiere ningún tipo de sostenimiento solo se controla con un buen desatado.

La limpieza y extracción de mineral se realiza utilizando scoops diesel de capacidad nominal de 2.5 y 3.5 yardas cúbicas de cuchara y en los tajeos angostos scoops eléctricos cautivos de 0.5, 0.75, 1.0 y 1.5 y 3 de capacidad.

A partir de la rampa de profundización se preparan cruceros de acceso a la veta mineralizada, siendo la altura entre niveles de 50 mts. Al llegar a la veta se dimensiona y preparan galerías para la explotación.

Como labores de preparación a partir de las galerías se hacen chimeneas, caminos y chimeneas de ventilación; luego se preparan ventanas de extracción hacia el raise boring de mineral, distancia de 10 mts. con una sección de 3 m de ancho por 3 m de altura. Se utilizan perforadoras jackleg en los avances lineales y stoper para perforaciones verticales en la explotación, en cada labor se cuenta con un juego de barrenos integrales de 4', 6' y 8'. Después de los disparos se limpia el mineral roto y luego se rellena con relleno detritito hasta obtener una altura de perforación de 2.40.

Se construyen chimeneas de accesos y de relleno para los tajeos, a fin de facilitar la ventilación. Después del disparo, la evacuación de gases es por las chimeneas que conectan de nivel a nivel hasta superficie manteniendo con aire fresco los caminos de tránsito de personal. Asimismo se tiene chimeneas raise borer exclusivamente para ventilación de la mina.

Después de la ventilación, ingresan los scoops a efectuar la limpieza, el mineral es transportado con scoops directamente a los ore passes, o a buzones de mineral para luego ser extraído por locomotoras hasta los ore pass que llegan a las rampas de extracción y cargados en camiones (volquetes) y transportado a Planta Concentradora.

Aquí describimos el ciclo efectuado en la Operación Minera, los que constan de las operaciones primarias de Perforación, Voladura, Sostenimiento, Limpieza, Acarreo - Transporte y Relleno en Pasta y Detritico.



Los explosivos usados en la operación de voladura son la Dinamita en su presentación de Semexa 65% para los taladros de producción y los Exadit 45% para los taladros de contorno. A demás de Semexa 80 % y Gelatina de 75% usados en la Rampa de desarrollo.

Luego de tener listo la preparación se da inicio al primer corte, empezando en la parte central del tajeo, de esta manera el tajeo queda dividido en 2 alas cada uno de 60 mts. Para el siguiente corte se tiene un ciclo de minado ya establecido de acuerdo a la experiencia durante la explotación del tajeo. El ciclo es el siguiente:; se aumenta el encribado del camino así como los elementos circulares del ore pass, se rellena el ala SW hasta el nivel del ore pass dejando libre la cámara de volteo. Se realiza la zona del camino, ore pass y cámara de volteo, parte central, el acceso se realiza por el camino extremo del tajeo Se realiza la explotación hacia el SW desde el OP hasta lograr cola de trabajo para el scoop y dejar libre el camino central. Es entonces que se rellena el ala NE para nivelar las dos alas del tajeo e iniciar la explotación del NE.

El tajeo se realiza llevando todo el ancho de la veta llegando a veces a 9 m. o reduciéndose a 2,2 m. (ancho mínimo para el equipo) pero se toma un promedio de 3,0 x 3,0 m. de sección.

TAJOS MECANIZADOS

La limpieza del frente es uno de los principales inconvenientes en los tajos convencionales, por ejemplo el tajo 525 que esta ya paralizado, su limpieza se realizaba en 4 horas, debido a que en un tramo había una pequeña curva y esto hacia que el winche eléctrico no trabaje eficientemente.

El rendimiento utilizando un scoop eléctrico seria 4 veces mayor al winche eléctrico debido a la poca capacidad de carga del winche y al reacomodo constante que se debe hacer de la carga se hace muy ineficiente el trabajo del winche eléctrico.

Otro indicador importante es que el ayudante del winchero cada vez que se utiliza el winche el ayudante no tiene que hacer nada por el riesgo que se puede generar.

Cada vez que se alarga el tajo la limpieza se hace más deficiente y tediosa por lo cual es muy necesario el uso de un scoop el cual facilitaría mucho este trabajo.

CALCULO DEL FACTOR DE POTENCIA:

EXPLOSIVO	CANTIDAD	PESO UNIT.	UND.
Semexa 65	20	0.081	Kg/cart
Exadit 65	26	0.078	Kg/cart

Peso del explosivo:	3.65 Kg
---------------------	---------

CARACTERISTICAS LABOR	CANTIDAD	UND.
Ancho:	1.50	m
Altura:	3.00	m
Avance prom:	1.55	m
Volumen roto:	6.98	m3
Densidad del mineral:	2.17	Ton/m3

Tonelaje roto:	15.14 Ton
Factor de potencia:	0.24 Kg/Ton

TRABAJOS DE CAMPO

Capacitación:

Durante la permanencia de Famesa Explosivos SAC en la Unidad Ares y el apoyo de los Ingenieros de las EE CIS y ZICSA se llevó a acabo la capacitación en el tema "Sistema de Iniciación Convencional Carmex", obteniendo los siguientes resultados:

DIA	NRO. DE PARTICIPANTES	TIEMPO DE CAPACITACION (HRAS.)	HRAS. HOMBRE CAPACITADO
16/07/06	30	0,75	22.50
17/07/06	39	0,75	29.25
18/07/06	52	0,75	39.00
19/07/06	24	0,75	18.00
TOTAL	145		108.75

Cuadro 1. Capacitación

Pruebas de evaluación con Mininel ®:

Se realizó la evaluación del accesorio Mininel conjuntamente con el Jefe de Seguridad de la EE. CIS de la siguiente forma:

- a) Se obtuvo de la bodega de interior mina una serie de Mininel del Nro. 1 al 10 para ser detonados en superficie, en circuito cerrado.
Resultado: Falló en Nro. 6 (la manguera presentó una ranura cerca al fulminante).
- b) Se obtuvo de la bodega de interior mina 4 muestras de Mininel Nro. 2 para ser detonados en superficie, en circuito cerrado.
Resultado: Fallaron 2 muestras (las mangueras presentó una ranura cerca al fulminante).
- c) Se obtuvo de la bodega de interior mina 6 muestras de Mininel Nro. 6 para ser detonados en superficie, en circuito cerrado.
Resultado: Falló 1 muestra (la manguera presentó una ranura cerca al fulminante).

Cuadro de Resumen:

Nro. de Mininel	Código de caja	Unidades	Iniciación	Detonación del fulminante	Observaciones
1	5321	1	Normal	Si	-----
2	5321	5	Normal	No	No detonaron 2 Unidades
3	5476	1	Normal	Si	-----
4	6046	1	Normal	Si	-----
5	6046	1	Normal	Si	-----
6	5321	7	Normal	No	No detonaron 2 Unidades
7	5321	1	Normal	Si	-----
8	5321	1	Normal	Si	-----
9	5321	1	Normal	Si	-----
10	5321	1	Normal	Si	-----
Total		20			4

Cuadro 2. Resumen de evaluación del Mininel

Resultados de los trabajos de campo.

a.- Amarre de frente con Carmex y Mecha Rápida en Gal. 075:

Se realizó la capacitación de campo con respecto al amarre y manipuleo correcto del Carmex-Mecha rápida.

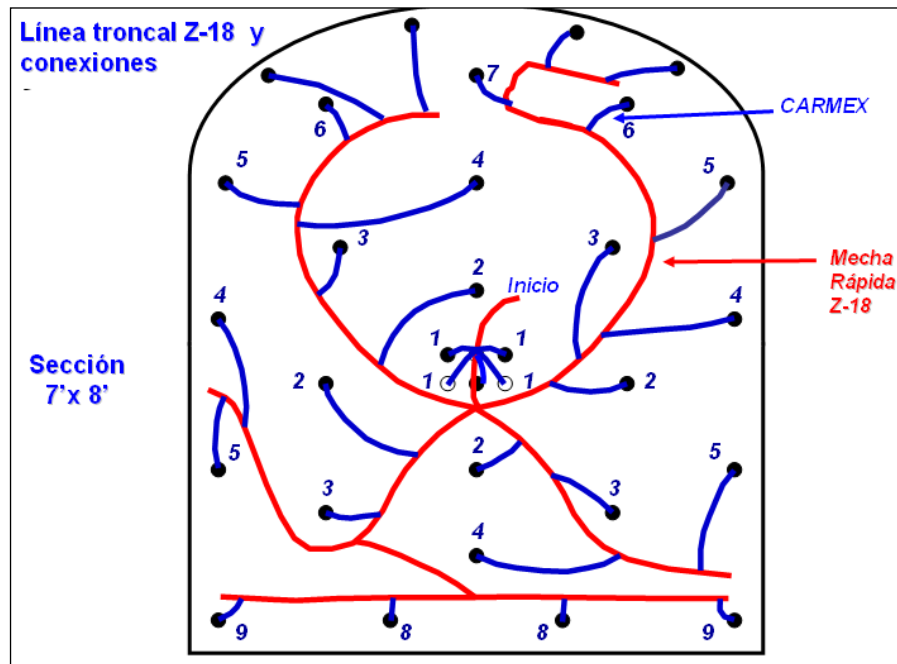


Gráfico 1. Amarre en la Galería 075 SW.



Gráfico2. Amarre y Chispeo en la Galería 075 SW.

EQUIPOS DE LIMPIEZA

Vía de tránsito del Equipo

Estado de Vía en forma Óptima

- *Mantenimiento permanente de la zona de tránsito.*

El mantenimiento correcto de las vías de tránsito ayudará el eficiente funcionamiento del equipo, alcanzando velocidades óptimas de diseño para lo cual se necesita una adecuada planificación y control durante la tarea.

- *Ejecutar pendientes de las vías*

Las gradientes de las rampas no deben ser mayores a 12%, en los cambios de piso.

- *Distancia de vía de equipo*

El tramo de recorrido del equipo no puede ser mayor a 100 metros, para lo cual se necesita un diseño eficiente del ciclo de minado.

Pericia del Operador

- *Basado en esta condición incrementar el factor de llenado*

La habilidad del operador ayudará a que en el menor número de movimientos de cuchareo del equipo, en el proceso de carga y descarga del mineral, se alcance factores de llenado bueno a excelente (0.95 – 1.00).

Luz de Parrilla en Ore Pass

- Basándonos en el reglamento de Seguridad e Higiene Minera, el usar equipos de bajo perfil nos permite la eliminación de tiempos innecesarios incrementando la luz de las parrillas hasta con una separación de 50 cm, lo cual eliminará el multi manipuleo de los operadores por intentar vaciar la carga en el echadero. Contrarrestando lo mencionado con la mecanización integral de labores.

Capacidad del Equipo

- Debido a que la densidad de nuestro mineral es bajo, relativamente con la densidad de diseño de los equipos, nos permite incrementar la capacidad de cuchara, el cual reducirá los ciclos durante la tarea.

- Los cálculos realizados en el re-diseño de la cuchara se muestran a continuación.

Tamaño de Cuchara Optima	=	1.2 m3
Tamaño actual de Cuchara	=	1.0 m3
Diferencia		<hr/> 0.2 m3

Por lo tanto notamos que el incremento en 0.2 m3 de la capacidad de nuestras cucharas echo que no causara ningún problema sobre el equipo, al contrario incrementara el rendimiento de nuestros equipos al 20%.

El análisis se encuentra en mayor detalle en el Anexo A.

5.4. - Planeamiento de Minado

- Eliminación de trabajos innecesarios (Manipuleo doble del mineral)

Usos inadecuados del equipo (tareas para los cuales no fue diseñado, desate instalación de tuberías, transporte de materiales, etc.)

- Minimizar tiempos evitando tareas repetitivas.

El no contar con lugares de almacenamiento temporales (en nuestro caso echaderos de mayor capacidad), ocasionan que se tengan que manipular el mineral más de una vez almacenándolo en lugares inapropiados y que provocan el doble manipuleo de mineral.

INCREMENTO DEL RENDIMIENTO EN EQUIPOS DE LIMPIEZA MINERA ARES

PRODUCCION ESTIMADA DE UN LOADER

ALTURA MSNM:

5014	m
------	---

yd3 = 1.308 * m3

Perm*fact aloja = Peim

Sección 1: DATOS SOBRE LAS CONDICIONES DE OPERACIÓN

Modelo del equipo elegido:	EJC 61E	
Capacidad de cuchara STD:	1,25	yd3
	0,96	m3
Ancho de la galería:	2,5	m
Ancho del equipo:	1,45	m
Factor de rotura del mineral	1,6	
Peso específico de fábrica (Pef):	2,85	Tn/ m3
Peso específico in situ mina (Peim)	2,50	Tn/ m3

Capacidad de transporte STS	2,40	Tn
	2 400	Kg
Factor de llenado STD	0,9	
Alto de la galería:	3	m
Alto del equipo:	2,15	m
Factor de sobre excavación:	1,1	
Peso específico roto fábrica (Perf):	1,78	Tn/ m3
Peso específico roto mina (Perm):	2,17	Tn/ m3

Sección 2: TAMAÑO DE CUCHARA OPTIMA

Capacidad cuchara colmada STD

1,25	yd3
------	-----

Peso de acarreo STD:

2,40	Tn
------	----

Factor de llenado de cuchara:

0,9

FRAGMENTACION	FACTOR LLENADO	CONDICION TRABAJO
BUENO	1 a 0.98	EXCELENTE
PROMEDIO	0.97 a 0.94	BUENO
POBRE	0.93 a 0.89	SEVERO

Para calcular el peso REAL/ m3 que carga en la cuchara tenemos que tomar en consideración la habilidad del operador, potencia disponible, el estado de la cuchara, etc., que lo aplicaremos el factor: FACTOR DE LLENADO

Peso REAL de carga/ m3 = Perm * Factor llenado

1,95	Tn/ m3
------	--------

El peso REAL a ser transportado por el loader será el producto del peso real/ m3 por la capacidad STD de la cuchara:

Peso de acarreo STD = **Peso REAL/ m3 * capacidad cuchara STD**

2,40	tn
------	----

Tamaño óptimo cuchara = **Peso de acarreo STD / Peso REAL acarreo/m3**

1,23	m3
------	----

1,61	yd3
------	-----

TAMAÑO DE CUCHARA OPTIMA:

1,23	(28)/1.308	m3
------	------------	----

VOLUMEN A INCREMENTAR = 0,2 m3

Tonelaje Aproximado = 0,43 TN

ALTERNATIVAS

1

Ejector Buckets	Volumen		Ancho
	1.5 m³	1.9 yd³	1473 mm
Volumen de Ejectora	0,3 m³	0,39 yd³	
Vol. Efectivo Cuchara	1,2 m³	1,5 yd³	1473 mm

2

Ampliacion de la cuchara frontalmente, en labores angostas la ampliacion calculada seria de 15 cm.

ANCHOS DE MINADO

La elaboración de estos anchos de minado fueron hechos con la finalidad de tener un guía de los anchos mínimos permisibles que se explotan en nuestra unidad minera de Ares.

A continuación detallamos algunos de los anchos de minado mas usados en nuestra unidad.

PROCESO DE CARGUIO

Para incrementar la eficiencia del sistema de carguio de la mina, aumentando la capacidad de almacenaje de las tolvas a 30 m³.

DESARROLLO

Para lograr el objetivo del presente proyecto se requiere de la ampliación de la tolva en las dimensiones que se muestran en el dibujo anexo a este informe, dicha tolva debe contar con una plancha antiadherente del modo que el mineral no se campane y así se generen más inconvenientes.

Como sistema de seguridad se debe tener una cadena anclada a un motor de modo que al posible campane de la carga este sistema ayude a su desatoro.

Considerando el factor de potencia, un indicador a Optimizar en la Operación, y estando en proceso la mecanización integral de los tajos, nos permite ampliar la malla de perforación y así obtener una granulometría acorde para la utilización de la Infraestructura de Sección de Chancado en Planta de Beneficio, que resumirá en la reducción de costo dentro del proceso de Minado.

A continuación mostramos las diferentes mallas de perforación diseñadas.

5.3 - RELLENO EN PASTA

INTRODUCCION

El Relleno en Pasta es una mezcla de agua con sólidos de alta densidad que contiene abundante partícula fina. Su bajo contenido de agua (10 % a 20 %) hacen que esta mezcla tenga una consistencia espesa y que pueda ser medida por el cono de Abrahams según la norma ASTM para concreto, las partículas de diferentes tamaños no se segregaran ni se sedimentaran cuando la pasta esta en la tubería, un requisito indispensable para obtener materiales pastosos es que al menos un 15% en peso de la mezcla tenga partículas de tamaños menores de 20 micrones (malla 635).

DISEÑO DEL RELLENO

Se tiene 04 tipos de mezclas:

Tipo 1: Sin cemento y una mezcla de 60% de relave desaguado con 40% de agregados de origen volcánico:

Tipo 2: Con dosificación de 20 a 30 Kg. de cemento por m3 de pasta.

Tipo 3: Con dosificación de 45 a 50 Kg. de cemento por m3 de pasta.

Tipo 4: Con dosificación de 60, 80, 100, 120, 150, 180 Kg. de cemento por m3 de pasta.

MATERIALES DEL RELLENO

El agregado que se utiliza, es un material piro clástico de origen volcánico, de bajo peso específico de 1.89 a 2.02 gr./cm³, procede de la Cantera "María", ubicada a 3 Km. del campamento de la Mina Ares.

Para el sistema de relleno, actualmente utilizamos dos tipos de agregados:

- Agregado grueso, árido piro clástico de origen volcánico, con fragmentos heterométricos y angulosos fuertemente abrasivos posee solo de 3.5 a 6.5 % de contenido de finos, se utiliza para darle el porcentaje necesario de grava y arena gruesa a la mezcla., se prepara el agregado por tamizado teniendo como tamaño máximo 1/2" y su primer retenido de 3/8".
- Agregado fino, Puzolana, áridos de naturaleza volcánica son polvos o barros de origen eruptivos, tiene alto porcentaje de absorción y porosidad, contiene aprox. 20.5 % de partículas ultrafinas (< 20 um).
- La utilización de relave como componente de la mezcla se obtiene clasificando la pulpa y luego desaguando por medio de una zaranda vibratoria de alta frecuencia.

Los parámetros actuales de operación son:

CARACTERISTICA	RELAVE EN PULPA	RELAVE DESAGUADO
% DE SOLIDOS	42	74
% < 20 um. (- 635)	46	7.6
DENSIDAD (gr./ lt.)	1.3	1.8

- Se usa Cemento Yura, tipo 1P, con 30% de contenido de puzolana.
- Se utiliza el agua que se bombea de las labores de desarrollo de interior mina. Tiene un PH de básico a neutro. El agua es tratada en pozas de sedimentación en superficie, en donde se las separa de su contenido sólido. Totalmente líquida, se deposita en un tanque para su uso en la mezcla.

TRABAJOS DE CAMPO EN RELLENO

Se tomo el tajo mas representativo en esta area para poder aprender la manera correcta de hacer un buen relleno dentro de los estándares de trabajo

Labor: tajo 262

Acceso: ventana 10, rampa 3 SW

Trabajadores: Eduardo Machaca y Freddy Gomez

Turno: día

CARACTERISTICAS DE LABOR

- ANCHO : 2.95 m
- LARGO : 15 m
- ALTURA : 1.8 m

Volumen total: 79.65 m³

Tipo de mezcla y accesorios

- Relave 35 % m³
- Agregado 65% m³
- Resistencia a la compresión 2.4 Kg./cm²
- Manguera de aire comprimido
- Vibrador para nivelar el relleno
- Yute .

Observación

Para la preparación de la mezcla, se cuenta con una planta dosificadora, Marca Stetter, modelo CP30. Cuenta con un Mixer donde se mezcla el agregado + relave desaguado, el cemento y el agua, diseñado en pesos, siendo el proceso completamente automatizado.

Su capacidad nominal es de 30 m³ / hora.

Su rendimiento o capacidad operativa en épocas de sequía llega a 28 m³/hora, y en tiempos de nevada baja hasta 20 m³/hora.

Como se encuentro en una época de sequía para calcular cuanto tiempo se demora en rellenar ese volumen, dependiendo el caudal que manda planta de relleno, se divide el volumen a rellenar entre la capacidad operativa:

79.65 m³/28 m³/hr : 3 hrs ,pero se tomo el tiempo real de relleno en la operación , 11:30 hasta 4:00 de la tarde esta demora se debió a distintos factores .

POSIBLES MEJORAS

- Un vibrador mas largo para realizar el relleno de la 1era etapa
- Mas apoyo en la supervisión.
- Realizar mas pruebas con las mezcla para tener un mejor resistencia ala 1era etapa del relleno.
- El peso o cantidad de agua va en relación con el slump y es inversamente proporcional a la resistencia del relleno en pasta, es decir tener un buen control del slump.

5.3.1 - EFICIENCIA DE VOLQUETES

INTRODUCCION

Siendo en la actualidad la mine Ares una de las principales productoras de Au a nivel minería subterránea y todo esta basado en la competitividad, productividad y seguridad, estando inmerso en la optimización y mejora continua en nuestra Unidad, para ser mas preactivos en nuestras labores diarias y anticiparnos a los problemas a futuro que pueda traer ciertas deficiencias que no se colocan en medidas correctivas inmediatamente.

OBEJTIVO DEL PROYECTO

- Eliminar los tiempos muertos del carguio del mineral desde bocamina hasta el botadero.
- Disminuir los costos de extracción del mineral, analizando si se puede disminuir volquetes.
- Incrementar la productividad de cada tajo desde el punto de vista del tiempo que se demora cada volquete en sacar el mineral que aporta cada tajo.

DESARROLLO DEL PROYECTO

- Se analizo el tipo de terreno en donde transita el volquete, Las gradientes de las rampas no deben ser mayores a 12%, en los cambios de piso. El mantenimiento correcto de las vías de transito ayudará el eficiente funcionamiento del volquete, alcanzando velocidades permitidas según el diseño de la rampa para lo cual se necesita una adecuada planificación y control durante la tarea.
- Se acordó con el ingeniero jefe de guardia de la contrata Trasndir S.R.L apoyar en el manejo de coordinación de tajos en los cuales ya se podría cargar mineral.

- Asimismo coordinar con garita para saber a que tajos se estaría solicitando volquete y poder comparar los tiempos demora de todos los posibles volquetes que ingresen en interior mina
- Se tuvo una buena comunicación con el operador de la balanza, para sacar un promedio de cuanto carga cada volquete.

5.4 - OPTIMIZACIÓN DE LA PLANTA MERRILL CROWE

PLANTA DE BENEFICIO

La Planta de Beneficio inicia sus operaciones a fines del mes de abril de 1998 y la producción en ese año fue de 81 000 oz de Au y 776 000 oz de Ag;

PRODUCCION Y RESERVAS:

La producción proyectada anual en la actualidad es de 200 000 onzas de Au y 3 millones de onzas de Ag. Las reservas probadas y probables al término del año 2002, son más de un millón de onzas de Au y 15 millones de onzas de Ag. Las leyes de las reservas probadas probables promedio son de 22 gr. Au/TM y 10 Oz. Ag/TM.

Dentro de la planta de Beneficio se cuenta con una planta Merrill Crowe-Fundición para la recuperación de oro y plata de soluciones cianuradas, mediante la precipitación con polvo de zinc y la obtención de barras Dore (Au+Ag) por proceso de fundición. La optimización de la planta Merrill Crowe-Fundición se inicia con el mejoramiento de la calidad de la solución Pregnant proveniente de la etapa de lixiviación con cianuro en lo concerniente a la turbidez, luego se complementa mediante el filtrado de esta solución en filtros clarificadores, obteniéndose valores de turbidez de 0,4 NTU en promedio, lo cual permite una eficiente desoxigenación y mejoramiento del área de contacto entre el Zn/Au+Ag. Como resultado se obtiene recuperaciones de 99,5% para el Au y 99,9% para la Ag en promedio, con soluciones barren de 0,02 ppm para el Au y Ag respectivamente (mínimo detectable por el equipo).

Como consecuencia de la Optimización del Proceso Merrill Crowe, la calidad del precipitado (Au+Ag), ha tenido un incremento notable, tal es así que en 1998 fue de 69,63%, en 1999 fue de 71,86%, en el 2000 fue de 81,32% y en el 2001 de 88,06%.

El precipitado Merrill Crowe, se lleva a retortas para su Secado y Desmercurizado, al término de esta operación el precipitado se prepara para el proceso de fundición.

La optimización del Proceso de Fundición, se fundamenta en la mejora de la calidad del precipitado y parámetros de operación, siendo nuestra recuperación metalúrgica en 1998 99,73% y 98,76; en 1999, 99,66% y 98,76%; en el 2000, 99,82% y 99,07% y en el 2001, 99,82% y 99,33% para el oro y la plata respectivamente, así mismo nuestra calidad de Doré (Au+Ag) ha mejorado significativamente de 99,12% en 1998; 99,29% en 1999; 99,66% en el 2000 y 99,68% en el 2001, también en esta etapa se ha tenido una reducción muy importante en el consumo de fundentes cuyo ratio promedio durante el 2001 fue de 0,21 kg fundente / kg. Precipitado, el rendimiento de los crisoles de Carburo de Silicio es de 9,3 TM precipitado/crisol; y el consumo de petróleo de 0,13 gal/Kg precipitado.

Los aspectos arriban mencionados, nos ha permitido también mejorar las condiciones de operación para el personal y disminuir impacto negativo sobre el medio ambiente.

DESCRIPCIÓN GENERAL DEL PROCESO METALURGICO

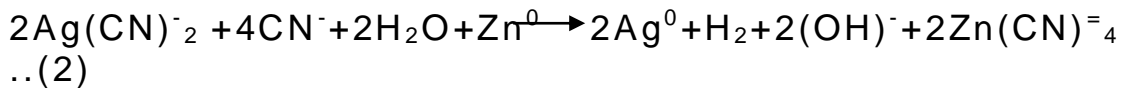
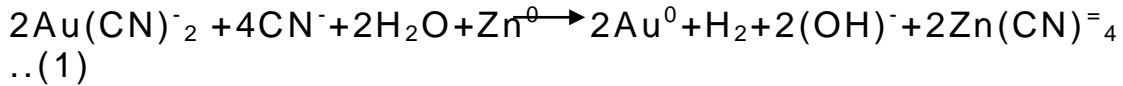
El mineral con contenido de Au y Ag extraído por minado subterráneo, es tratado en la Planta de Beneficio a razón de 750 TMS/día por proceso de cianuración convencional. La Planta cuenta con una sección chancado, un molino primario SAG 15,5'x7' y uno secundario de bolas 9'x13', siendo la pulpa clasificada en dos ciclones Krebs D-10 cuyo O/F fluye a una batería de 9 tanques agitadores de 10m.diamx10m.H para completar la lixiviación, dicha pulpa pasa a un circuito de 5 tanques espesadores CCD, y el O/F va hacia un pre clarificador DOUBLE VEE HOOPER CLARIFIER (DVHC) de 9' diam; cuyo O/F es bombeado a la planta Merrill Crowe para precipitar los valores de Au, Ag con polvo de Zinc, para luego este precipitado, secado y desmercurizado sea fundido y obtener barras Doré (Au+Ag) para su comercialización.

EL PROCESO MERRILL CROWE

La precipitación de metales preciosos con polvo de zinc, a partir de soluciones alcalinas de cianuro, se basa en que el oro y la plata se encuentran en el extremo opuesto al zinc en la serie electromotriz, y son por lo tanto desplazados electroquímicamente por este último de las soluciones de cianuración.

Adicionalmente, la formación del complejo $\text{Zn}(\text{CN})_4^{=4}$ ocurre con gran facilidad, permitiendo la completa sustitución del oro y la plata de sus complejos cianurados.

Las reacciones químicas que describen el proceso Merrill – Crowe para el Oro y la Plata son:



ETAPAS DEL PROCESO MERRILL CROWE

Consta de cuatro etapas:

1. Clarificación de la solución Pregnant.
2. Desoxigenación de la solución pregnant clarificada.
3. Adición del polvo de Zinc a la solución pregnant clarificada y desoxigenada.
4. Filtración del precipitado.

LA CLARIFICACION DE LA SOLUCION PREGNANT COMO PARAMETRO FUNDAMENTAL EN EL PROCESO MERRILL CROWE

Desde el inicio de las Operaciones en la Mina Ares se ha tenido muchos inconvenientes para obtener una solución filtrada con valores de turbidez menores que 1,0 NTU, así mismo el consumo de ayuda filtrante (Diatomita) estaba en niveles por encima de lo proyectado, lo que originaba irregularidades tanto en el proceso, así como altos costos operativos.

Para el Año 1999 Minera Ares se plantea en sus objetivos y metas; elevar los niveles de producción y optimizar el proceso en todas sus etapas, y es así que la Optimización de la Planta Merrill Crowe comienza con el mejoramiento de la calidad de la solución pregnant proveniente de los espesadores cuyo O/F es de 25 – a 20 NTU en promedio de turbidez, el cual fluye hacia un preclarificador (DVHC) , el cual entrega una solución preclarificada de 15 – a 10 NTU de turbidez, alimento a la planta Merrill Crowe. Las mejoras en esta etapa, se fundamentan básicamente en el manejo operativo de los espesadores, dosificación de floculantes y control de las variables de operación del preclarificador (DVHC).

En el mes de Enero de 1999, con el incremento en el flujo de tratamiento de la solución pregnant a 220m³/Hr. Los valores de turbidez eran de 4,0 NTU en la salida de los filtros clarificadores, el ciclo de filtrado duraba entre 1 y 3 horas, así mismo se tenía un consumo alto de ayuda filtrante.

Para que el proceso Merrill – Crowe sea eficiente, además de una buena clarificación y desoxigenación de la solución pregnant es necesario que la cantidad de zinc para precipitar sea lo suficiente para tener una buena recuperación metalúrgica, según las reacciones 1 y 2, para el oro y la plata respectivamente.

Desde el inicio de las operaciones se ha tenido un consumo de zinc por encima de los parámetros estequiométricos, debido a los problemas de turbidez de la solución pregnant, lo cual implicaba un exceso de consumo de zinc, con la finalidad de garantizar una buena recuperación de los valores. Pero en el mes de Marzo del año 2000 se realizan unas pruebas con la finalidad de evaluar ratios de zinc que nos permita hallar el óptimo, debido a que el exceso usado trae como consecuencia concentración alta de zinc circulante en la solución barren que son perjudiciales en el circuito Lixiviación-Merrill Crowe, probable precipitación de elementos no deseados tales como el Cu, Fe, Ni; y además el mismo exceso de Zinc contamina el precipitado originando problemas en la siguiente etapa de fundición.

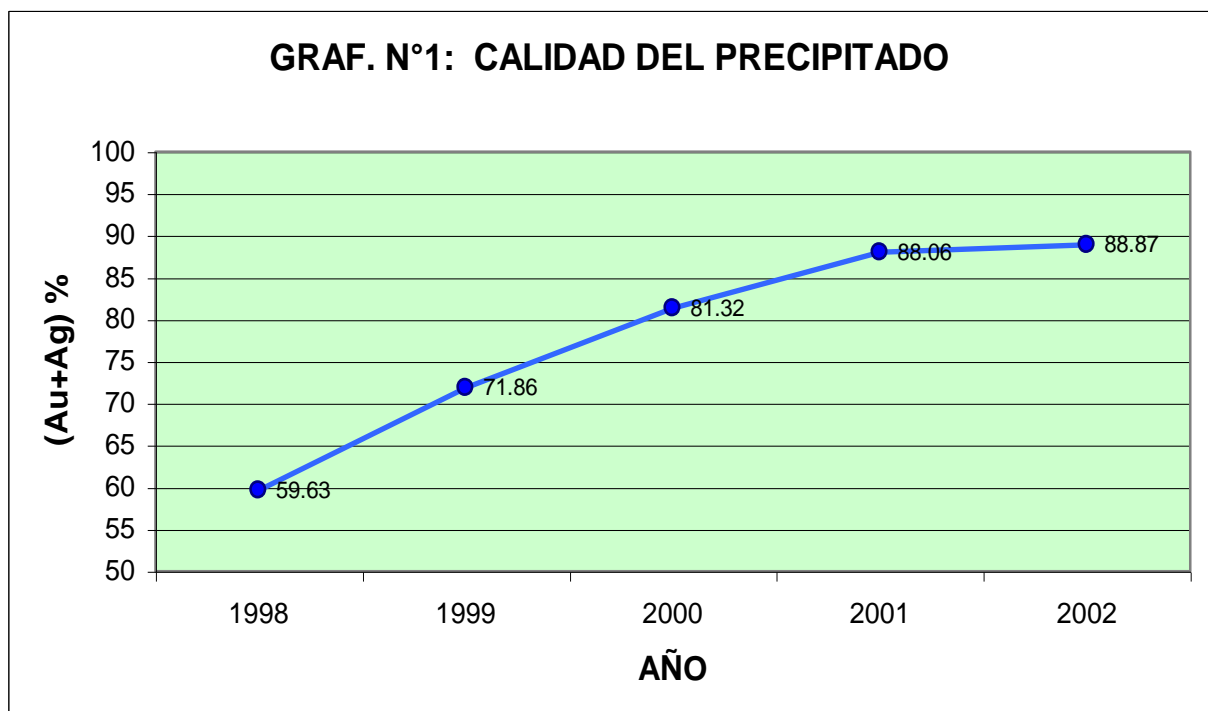
Como resultado de la optimización del proceso Merrill – Crowe la calidad del precipitado como contenido de (Au+Ag), ha mejorado notablemente desde el inicio de nuestras operaciones, tal como se muestra en el gráfico N°1.

FUNDICION DE PRECIPITADOS MERRILL CROWE EN ARES

TRATAMIENTO PREVIO AL PROCESO DE FUNDICION

El precipitado Merrill Crowe producido en Minera Ares es cosechado cada 3,5 días, dicho precipitado tiene una humedad promedio de 40 – 45 % y un contenido de 7% Au; 85% Ag y 0,05%Hg. El precipitado es llevado a retortas, con la finalidad de secar y extraer todo el mercurio presente en el precipitado.

En la operación de retorteo, se utiliza un programa lógico temperatura – tiempo, el cual nos permite establecer rampas cuya temperatura máxima es de 538 °C. El ciclo dura 12 horas.



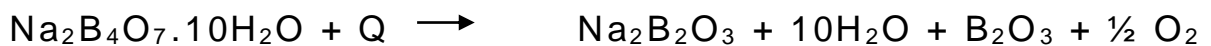
Los vapores calientes de mercurio pasan a través de dos intercambiadores de calor enfriados por agua, dichos vapores son condensados y recibidos en un tanque colector y al término de esta operación el mercurio es cosechado con las medidas de seguridad del caso, y guardado en recipientes herméticos.

FUNDENTES USADOS EN ARES

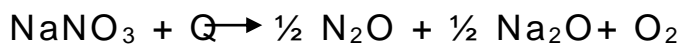
Los fundentes usados durante el proceso de fundición, cumplen dos funciones muy importantes:

Bajar el punto de fusión de toda la carga, y Contribuir con la cantidad de oxígeno necesario para la oxidación de los metales indeseables presentes en el precipitado, los cuales van hacia la fase escoria.

BORAX: $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$; Fundente ligeramente ácido, funde a 742°C y baja el punto de fusión de todos los componentes de la fundición, disuelve todos los óxidos metálicos (ácidos y básicos) y por acción del calor se descompone, contribuyendo con media molécula de oxígeno según la reacción.



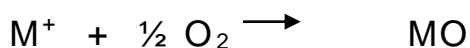
NITRATO DE SODIO: NaNO_3 Poderoso oxidante que funde a 339°C , a baja temperatura sin alteración pero se descompone a 500 y 600°C , dando una molécula de oxígeno que oxida sulfuros y muchos metales, y por acción del calor se descompone según la reacción.



SILICE: SiO_2 ; Funde a 1750°C es un fuerte Flux ácido aprovechable para la combinación con óxidos metálicos, y para formar cadenas borosilicatadas, y cuando se mezcla con el Bórax funde a 800°C .

FLUORSPAR: CaF_2 Funde a 1380°C , y su uso es mínimo, sólo cuando se tiene una escoria muy viscosa, se recomienda utilizar como máximo 3% W/W del precipitado a fundir.

La oxidación de los metales durante el proceso de fundición ocurre según la reacción siguiente:



OPTIMIZACION DEL PROCESO DE FUNDICION

La optimización del proceso de fundición de precipitados Merrill – Crowe en Minera Ares, se fundamenta básicamente en la calidad del precipitado (Au+Ag), cantidad de elementos contaminantes, carga fundente (flux) y parámetros operacionales

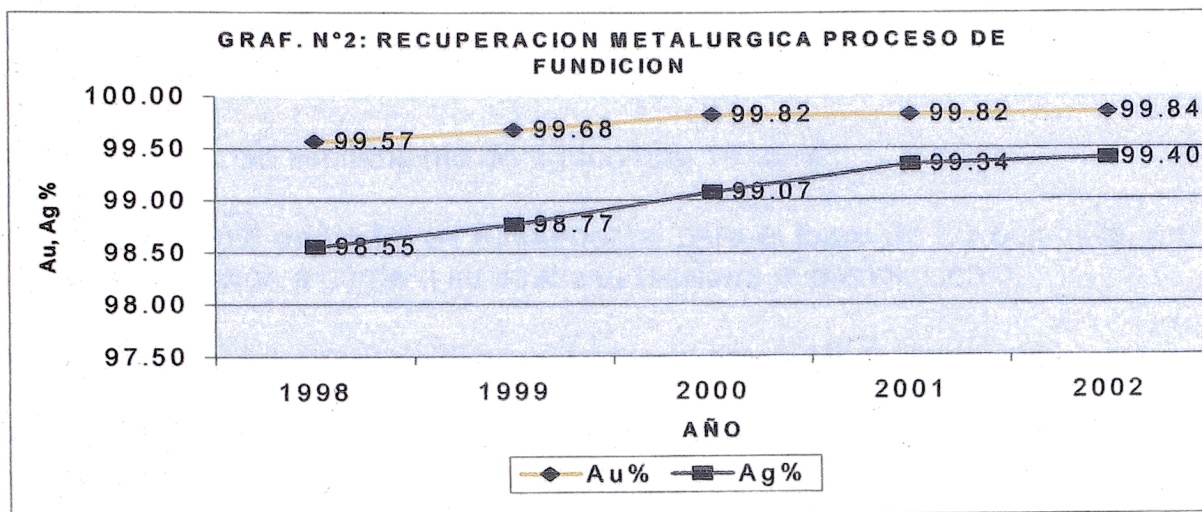
referidos al proceso. Hasta el término del año 2000 la calidad de nuestro precipitado (Au+Ag), alcanzó un valor promedio de 81,82% y nuestro ratio Kg. fundente/Kg. precipitado fue de 46,1 w/w con un flux (Bórax 38,52%, Nitrato de Sodio 6,49%, Fluor Spar 1,09%).

Durante los meses de enero y febrero del 2001 nuestra calidad de precipitado (Au+Ag) mejoró a 83,19% y 86% respectivamente, ante esto se plantea realizar unas pruebas que nos permitiera reducir los niveles de consumo de fundentes tratando de mantener o mejorar la recuperación metalúrgica del proceso.

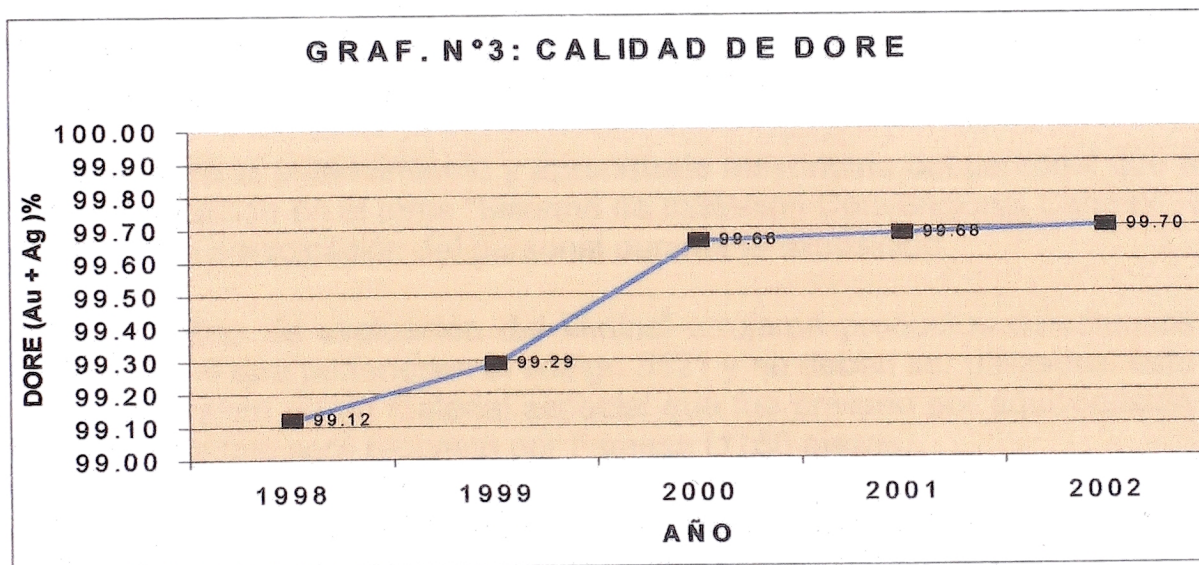
Las pruebas piloto de fundición se realizan teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:

1. Calidad del precipitado.
 2. Contenido de insolubles y demás elementos contaminantes.
 3. Ratio Bórax/sílice para obtener una escoria fluida 2:1
 4. El flux a emplear debe contemplar las propiedades de los fundentes, los cuales aportan el oxígeno necesario para oxidar los elementos no deseados a la fase escoria, teniendo en cuenta que durante la operación de secado/desmercurizado se logra oxidar parcialmente algunos elementos presentes en el precipitado.
- La recuperación metalúrgica para el oro fue buena salvo en lote N° 300, sin embargo en el lote N° 301 la recuperación fue de 99.83% superior 99,82% valor promedio en el año 2000.
 - La recuperación metalúrgica para la plata fue en ambos lotes superior; 99,20 y 99,51 respecto al valor 99,07 promedio en el año 2000.
 - La optimización del proceso continuó durante el año 2001 consiguiéndose algunas mejoras adicionales tales como el tiempo de fundición que se redujo en un 30% y el rendimiento de los crisoles de carburo de silicio fue de 13,287 TM.Precipitado/Crisol.

- El gráfico N°2 nos muestra la recuperación metalúrgica del proceso de fundición en Ares, desde el inicio de nuestras operaciones.



La calidad de nuestro DORE (Au+Ag) producido, también ha



mejorado tal como se muestra en el gráfico N°3

5.5 - CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

MINA

- El buen mantenimiento de la vía nos permite disminuir tiempos de limpieza.
- Incremento del rendimiento de 13 ton/hr a 15 tn/hr
- La pericia del operador es fundamental para el logro de los objetivos, por lo que su designación a corde a su destreza facilitara el cumplimiento.
- Contemplar parámetros de los equipos en los diseños de minado.
- Uso eficiente de equipo, buscando mejoras de rendimiento alcanzando parámetros diseñados por el proveedor.
- Para lo cual tenemos 2 soluciones puntuales:
 - La compra de una cuchara de mayor capacidad, el ancho de esa cuchara es de 1473 mm de ancho y capacidad 1.5 m³ sin eyectora.
 - La segunda opción es la ampliación de la cuchara frontalmente, y según los cálculos de volumen realizados sería de 15 cm. efectivos.
- Se alcanzó el entendimiento y aprendizaje mayoritario del personal que asistió a la capacitación en el tema "Sistema de Iniciación Convencional Carmex". Se tuvo constante participación del personal durante la exposición.
- Las pruebas de evaluación del Mininel arrojaron productos defectuosos en los Nros. 2 y 6 que pertenecen al código 5321 y no deben ser utilizados, esto debido a que se trata de un material especial que fue enviado por equivocación a mina Ares. Este lote será repuesto por Famesa (1750 piezas).
- Con respecto a la capacitación en el amarre y manipuleo con Carmex-Mecha Rápida debe existir solo 1 punto de chispeo, el cual brindará mayor seguridad al personal.
- Se debe continuar con la capacitación en los temas de perforación-voladura para alcanzar mayor desarrollo del personal.
- Continuar con el uso de Mininel: Nros 3, 4, 5, 10 y 12 (lotes: 5476, 6046 y 5506) en el tajeo 1001 para mejorar la estabilidad y productividad de la labor.

PLANTA

- La Optimización del proceso Merrill Crowe fue posible, al mejorar la calidad de la solución pregnant, en lo concerniente a la turbidez durante la etapa de clarificación a valores de 0,4 NTU en promedio, lográndose maximizar la superficie de contacto entre el Zn/ Au, Ag.
- La recuperación metalúrgica del proceso Merrill Crowe es 99,50% y 99,95% para el oro y la plata respectivamente, y en cuanto a la calidad de nuestro precipitado (Au +Ag), ha tenido una mejora notable 69,63% en 1998; hasta 88,87% en el año 2002, y actualmente este valor es de 92% en promedio.
- Se ha logrado reducir el consumo de petróleo de 0,350 a 0,107 Gal./Kg precipitado, y el rendimiento de crisoles es de 13,287 TM precipitado /crisol ; asimismo el tiempo de fundición se redujo en un 30%.
- El costo del proceso Merrill Crowe es de \$1,78/Kg.Doré, y del proceso de fundición es \$2,74/Kg.Doré, como promedio durante los dos últimos años.
- La reducción del consumo de diatomita, también ha disminuido los niveles de riesgo de contaminación debido al manipuleo por parte del personal, ya que este insumo es 92% sílice (SiO_2).
- El menor tiempo durante el proceso de fundición nos ha permitido reducir el tiempo en que el personal este en contacto a altas temperaturas y gases de una manera muy significativa, asimismo la emanación de gases al medio ambiente, a tenido una reducción muy importante, favorable a la preservación de este.

CAPITULO VI

SEGURIDAD MINERA

6.1 - ACTIVIDAD DE SEGURIDAD MINERA

INSTRUCCIONES DE SEGURIDAD

Se da a través de las charlas de seguridad a tratar de temas generales o específicos de acuerdo a la ocupación de los trabajadores ya sea como desatado de roca, orden y limpieza, procedimiento de trabajo y temas específicos.

Las charlas de seguridad son de 5 minutos y se realizan en superficie como en interior de mina. Las charlas de seguridad son dadas por los jefes y supervisores netamente del área de seguridad.

ACCIDENTES DE TRABAJO

Es todo acontecimiento eventual previsible o imprevisible que puede causar daño a los materiales o lesiones personales, que ocurre dentro de las horas de trabajo.

ACCIDENTE

Es un acontecimiento no deseado que da por resultado un daño físico, lesión o enfermedad ocupacional en una persona o un daño a la propiedad.

INCIDENTE

Acontecimiento no deseado que bajo circunstancias diferentes pudo haber resultado un daño físico o una lesión a la propiedad.

Las causas de estos accidentes se deben al trabajador, por que se encuentra descuidado o por que el supervisor no da las instrucciones necesarias del caso. En algunas ocasiones el equipo falla, ya sea por falta de mantenimiento o por falla mecánica.

ACTOS INSEGUROS

Son los de carácter personal, es la manera como actúa cada persona ya sea en forma desprevenida, los descuidos y los malos hábitos de trabajo que en un momento inesperado ocasionan accidentes.

Entre estos actos inseguros que ocurre son:

Trabajar en posición insegura

No usar equipos de protección ya sea como ares de seguridad

Manejar maquinarias sin autorización

Caminar o trabajar sobre maquinarias en movimiento

Operar o trabajar a velocidad peligrosa, etc.

CONDICIONES INSEGURAS

Estas condiciones pueden ser, físicas o mecánicas.

Entre estas condiciones tenemos:

Pisos resbaladizos o con obstáculos.

Materiales defectuosos, resbaladizas con rajaduras

Mal desate de la corona de un frente de trabajo

Ropa de trabajo inadecuado

Ventilación insuficiente

Mala iluminación, etc.

PREVENCION DE ACCIDENTES

La prevención de accidentes consiste en descubrir los peligros o riesgos latentes en las operaciones de trabajo, para tomar las medidas pendientes y evitar los accidentes y enfermedades por efecto del trabajo, se debe eliminar los peligros y tomar las medidas correctivas sobre estos peligros.

CLASIFICACION DE LOS ACCIDENTES

ACCIDENTES TRIVIALES

Son los accidentes leves, sin pérdida de tiempo, lo cual puede ser por contusión, hematoma, rasguño, etc. En este tipo de accidente el trabajador retorna a su labor habitual en el mismo día que ocurrió el accidente, previamente diagnosticado por el departamento medico.

ACCIDENTES INCAPACITANTES

Son los accidentes con pérdida de tiempo, que imposibilita el retorno del trabajador a su labor habitual por mas de un día, contado al día siguiente de la ocurrencia del accidente. Estos accidentes pueden ser por fisuras o fracturas en el cuerpo, quemaduras graves, golpes en el cuerpo de mayor grado, etc.

ACCIDENTES FATALES

Es el fallecimiento de la persona a consecuencia de un accidente de trabajo.

ACTIVIDADES A REALIZAR

INVESTIGACION DE LOS ACCIDENTES

En esta investigación del hecho consumado, cada lesión constituye una prueba de que existe una determinada condición peligrosa o insegura, a pesar de eso de todos estos esfuerzos pueden escaparse algunos riesgos, por eso es la investigación de accidentes. En esta investigación se analizan los detalles paso a paso lo que ha originado el accidente. Se obtiene la información detallada por más pequeños que sean.

Una vez que se consiguen los datos necesarios de estas causas de accidente, se elabora el formato de reporte ya sea como incidente o accidente. El grupo que hace la investigación del caso es el equipo multidisciplinario considerado por los departamentos involucrados.

INSPECCIONES DE SEGURIDAD

Una de las principales actividades de los supervisores de seguridad con respecto a la seguridad es la tarea de realizar las inspecciones en la mina, tanto en interior como en exterior ya sea, en los talleres, planta de beneficio, oficinas, campamentos y zonas de trabajo donde labora el personal en general.

Se realiza esto con el objetivo de evitar prácticas peligrosas o actos inseguros, es decir observar las condiciones de seguridad existentes y determinar las correcciones necesarias en dicho lugar.

Estas inspecciones generalmente se realizan en forma mensual al finalizar el mes, ya sea en los días 28 ,29 y 30 de cada mes. Esta conformada por cada integrante de cada área de trabajo, ya sea en el área de mina, geología, geotecnia, seguridad, seguridad admina, sándvick, mantenimiento, etc.

Culminado de realizar estas inspecciones mensuales, se le asigna a una área respectiva para que pueda elaborar el formato de inspecciones mensuales indicando ahí, el trabajo a realizar en un tiempo determinado o tiempo de plazo a cada área asignada.

ESTADISTICA DE LOS ACCIDENTES

El departamento de seguridad e higiene minera como titular, esta obligado a llevar las estadísticas de los accidentes registrados en los trabajos, indicando el índice de frecuencia, índice de severidad y accidentabilidad. Así como también la clasificación por la causa del accidente.

Estos índices estadísticos de accidentes son llevados en forma acumulativa mes a mes en cada año de trabajo.

INDICE DE FRECUENCIA - IF

Es el numero de lesiones incapacitantes por cada 1 millón de horas trabajadas. Para su cálculo es necesario conocer el número de lesiones y el total de horas hombre trabajados.

Su formula esta dado por:

$$IF = \frac{N^{\circ} \text{ Lesiones incap.} \times 1000000}{N^{\circ} \text{ horas hombre trabajados}}$$

INDICE DE SEVERIDAD - IS

Es el número de días perdidos por accidente por cada 1 millón de horas trabajadas.

Su formula esta dado por:

$$IS = \frac{N^{\circ} \text{ total días perdidos} \times 1000000}{N^{\circ} \text{ horas hombre trabajados}}$$

INDICE DE ACCIDENTABILIDAD - IA

Es el producto obtenido entre el índice de frecuencia y el índice de severidad.

Su formula esta dado por:

$$IA = \frac{IF \times IS}{1000}$$

NOTA:

Es necesario y conveniente presentar los resultados del cálculo de los índices de frecuencia, severidad y otros en forma grafica, para hacer más fácil su interpretación, se debe tener en cuenta las estadísticas de accidentes, no solo interesa esto a la gerencia y al departamento de seguridad sino también a todos los supervisores y trabajadores en general.

Presentaremos los anexos 12 y 13 de seguridad en cuanto es la interpretación de los indices de frecuencia, severidad y accidentabilidad que se presentan a la fecha en los meses de febrero y marzo del 2007.

ANEXO N° 13

CUADRO ESTADISTICO DE SEGURIDAD DEL MES DE JUNIO DEL 2006 LA U.E.A.

UNIDAD MINERA AREAS DE

DE

CIA. MINERA AREAS S.A.C.

(TITULAR)

(NOMBRE DE LA U.E.A. (CONCESION/DENUCIACION))

EXPLOTACION TAJO ABIERTO

FUNDICION Y REPERMIAS

CONCESION

DOMINICO

NOMBRE DE LA CIA. Y CONTRATA (S)	N° DE TRABAJADORES		N° INCIDENTES		N° ACCIDENTES		ACCIDENTES				DIAS PERDIDOS		HORAS HOMBRE TRABAJADAS		INDICE DE FRECUENCIA		INDICE DE SEVERIDAD		INDICE DE ACCIDENTABILIDAD		
	EMPLEADOS	OSEROS	MES	ACUM	MES	ACUM	MES DE JUNIO	FATAL	INCAP.	TOTAL	MES DE JUNIO	FATAL	TOTAL	MES DE JUNIO	ACUMULADO	MES DE JUNIO	ACUM	MES DE JUNIO	ACUM	MES DE JUNIO	ACUM
CIA. AREAS S.A.C.	124	137	4	20	3	3				4	4	4	95	64,080	376,538						
E.E. CAICHARYA	0	0	0	19	5	5				1	1	1	30	71,520	149,920	0.00	5.57	419.46	293.49	0.000	3.406
E.E. ADMINA S.A.C.	19	303	1	7	3	3				1	1	1	44	7,680	43,057	0.00	6.57	293.49	293.49	0.000	1.968
E.E. TRANSDIR	2	31	2	2	1	1								3,119	20,569						
E.E. OPEIMP	2	12	14	1	1	1				1	1	1	43	2,680	16,008	0.00	387.60	0.00	2686.16	0.000	1041.146
E.E. TAMROCK	12	0	12	1	1	1								16,360	92,792						
E.E. SILDESUR S.A.C.	6	58	64	1	1	1								6,840	41,108						
E.E. ORUS	20	0	20	2	2	2								480	2,880						
E.E. MITSUI AUTOMOTRIZ	2	0	2	2	2	2								1,440	8,640						
E.E. TRANSP. ULBES E.I.R.L.	5	0	5	5	5	5								1,480	8,760						
E.E. TRANSP. ESPERANZA	1	5	6	6	6	6								480	2,880						
E.E. MERCANTIL EPIMSEHI	0	2	2	2	2	2								6,000	47,166						
E.E. GEDRILL S.A.	6	19	25	25	25	25								7,680	42,640						
E.E. SERVICIOS E INV GEN L.M.S.A.C.	1	31	32	32	32	32								360	2,344						
E.E. ALETSU TOUR	0	2	2	2	2	2								13,079	83,979						
E.E. SODEXHO PERU S.A.C.	2	47	49	49	49	49								5,760	32,557						
E.E. SOART LONGYEAR	3	21	24	24	24	24								9,450	41,018	0.00	105.92	423.28	341.31	0.000	36.118
E.E. ZICSA	4	26	30	1	1	1				1	1	1	14	218,388	1,348,842	0.00	6.20	156.89	146.53	0.000	0.766
TOTAL	209	694	903	6	49	2	13	0	0	7	0	7	34	196	1,348,842	0.00	6.20	156.89	146.53	0.000	0.766

DATOS GENERALES

DIRECCION DE LA EMPRESA:

Cia. Minera Areas S.A.C.

3172000 - 3311 - 3317 FAX-3410 correo electrónico

TELEFONO - FAX

FORMIATO ELABORADO POR: Infr. Alvaro Torres Cortés

acorhuaman@areas.com.pe

Firma del responsable

6.2 - LEVANTAMIENTO DE VENTILACIÓN EN INTERIOR MINA, JUNIO - 2006

1. INTRODUCCIÓN

Durante los días comprendidos entre el 22 al 26 de Junio del presente año, se efectuó el Levantamiento de Ventilación de la mina subterránea, durante estos días se realizaron mediciones de flujos de aire de todos los niveles, de las diferentes zonas en trabajo y lugares donde las labores mineras permanecen abiertas y abandonadas, con la finalidad de verificar las condiciones de ventilación de las labores (chimeneas, piques, cruceros, rampas, galerías, etc.), que nos puedan servir para encauzar el aire limpio o fresco a los lugares en trabajo y expulsar o evacuar el aire usado o viciado hacia superficie.

Condiciones actuales de la mina presentan una serie de labores mal ventiladas sobre todo en las rampas de los niveles inferiores por donde transitan los diferentes vehículos los cuales ocasionan, malestar en los trabajadores, debido a la presencia de humo en las galerías principales, que ocasiona dificultad en la visibilidad, concentraciones de gases tales como el CO, CO₂ por encima de los Límites Máximos Permisibles que establece el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.

La metodología empleada para la ejecución de este trabajo, se planificó considerando trabajos de campo y de gabinete. Los trabajos de campo nos proporciono la siguiente información:

- Dimensionamiento de la sección de las diferentes galerías.
- Velocidad de aire en las diferentes labores de las zonas en trabajo.
- Temperatura ambiental en los diferentes puntos de medición.
- Monitoreo de CO en los lugares críticos de ventilación.
- Identificación de la dirección del aire que se desplaza en las labores de la mina, para ello se utilizo planos de los diferentes niveles, en donde se ploteo, chimeneas, piques, galerías, rampas, existentes con la finalidad de poder utilizarlas para hacer circular el aire fresco y evacuar el aire usado o contaminado.
- Balance de aire de toda la mina, para compararlo con la cantidad de aire que necesita la mina de acuerdo con el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.
- Esquematar el circuito actual de ventilación de cada zona de trabajo. Esta visualización del circuito nos permitirá realizar las modificaciones pertinentes con la finalidad de aprovechar mejor el flujo de aire y encauzarlo a los lugares más críticos.

2 - RESUMEN EJECUTIVO

2.1.1 Balance del aire

2.1.1.1. El balance del aire de la mina, muestra un ingreso de aire de 2,466.12 m³/min (87,090 pies³/min), para una necesidad de 4,402.00 m³/min (155,454.87 pies³/min) se observa una cobertura de 56.02 % , que significa un déficit de aire de 1,935.88 m³/min (68,364.83 pies³/min), este ingreso ira mejorando a medida en que se vayan ejecutando los trabajos recomendados en los anexos I.

2.1.2 - Ventiladores

2.1.2.1. Durante el levantamiento de ventilación se encontró 3 ventiladores principales instalados en forma aspirante ubicados en superficie, cuyos flujos de aire expulsado es el siguiente:

- Ventilador Principal, ubicado en el collar de la chimenea 730 que esta aspirando 577.80 pies³/min (20,404.78 pies³/min)
- Ventilador Principal, ubicado en el collar de la R.B. No 2 que esta aspirando 840.21 m³/min (29,671.68 pies³/min)
- Ventilador Principal, ubicado en el collar de la chimenea 450, que esta aspirando 633.45 m³/min (22,370.03 pies³/min).

2.1.2.2. También se encontró 15 ventiladores auxiliares, ubicados en diferentes labores y que se encuentran alimentando aire a los diferentes tajeos en trabajo y frentes. Muchos de ellos están mal instalados, porque el aire esta recirculando; en otros casos los ventiladores están inyectando aire contaminado hacia las labores en trabajo.

2.1.3.- Calidad de aire

2.1.3.1. La calidad del aire que circula en la mina esta en función al contenido de oxígeno que contiene, para poder ser utilizado sin ningún riesgo. Podemos decir que en algunas Galerías se detecto porcentajes de oxígeno menores a 19.5 %, especialmente en labores abandonadas, en muchas de ellas se han colocado algunas barreras, lo cual esta muy bien.

2.1.3.2. En la mayoría de labores principales (rampas, galerías, cruceros, tajeos, etc.), de las diferentes zonas en trabajo el % de oxigeno es bueno, pero se encuentra mezclado con humo producido por los equipos diesel, sobre todo en las rampas.

2.1.3.3. En la rampa No 5 NW se detecto porcentajes de CO y gases nitrosos por encima de los LMP recomendado por el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, específicamente cerca al frente de trabajo, donde el sistema de ventilación instalado, no es el indicado.

2.1.4. Circuitos de Ventilación

2.1.4.1. El ingreso de aire fresco es a través de la rampa No 1 cuyo flujo es de 1,959 m³/min (69,204.61 cfm), que es el volumen de mayor caudal que ingresa a la mina y se distribuye por la rampa No 2NE y No, 2SW.

2.1.4.2. Otros flujos de aire fresco que esta ingresando a la mina es a través de las diferentes chimeneas comunicadas a los niveles 4875 y rampa No 5. Las siguientes chimeneas son las vías por donde ingresa el aire fresco:

Lugar de ingreso	.m³/min	Pies³/min (cfm)
Chimenea 945	22.50	1,17.06
Chimenea 745	82.39	2,909.57
Chimenea 940	42.18	1,489.57
Chimenea 097	27.48	970.45
Chimenea 055	35.05	1,237.78
Chimenea 260	77.53	2,737.94
Chimenea 340	46.65	1,647.43
Chimenea 430	115.79	4.089.08

El aire que esta ingresando por las diferentes chimeneas, se distribuye a los diferentes niveles de la mina por labores antiguas y chimeneas abiertas, en algunos niveles este aire se encauza nuevamente a las rampas principales como sucede en el nivel 4725.

2.1.4.3. Por la rampa 2 NE baja 1,780.24 m³/min (62,868.46 cfm), que se va distribuyendo por los diferentes niveles. Por la rampa 2 SW, esta ingresando un flujo variable, cuyo valor máximo llego hasta 1,034.76 m³/min (36,542.14 cfm), lo cual es necesario corregir esta variación, para tener un flujo constante para las diferentes labores a lo largo de esta rampa.

2.1.4.3.4 El flujo de aire que baja por la rampa 2 NE, se distribuye por el nivel 4875 y por la rampa No 3 NE, por el nivel 4875 ingresa 101.88 m³/min , que se distribuye por las diferentes galerías.

2.1.4.5. El aire que baja por la rampa No 3 NE se mezcla con el aire que sale por el nivel 4775 y que proviene de las chimeneas de los tajeos, antiguos. A partir de este punto el aire se torna un poco contaminado por cuanto se observa acumulación de humo, causado por los equipos diesel.

2.1.4.7. Las chimenea 730, RB No 2 y Chimenea 450, cuyos ventiladores están ubicados en superficie, están extrayendo flujos de aire muy bajos en relación a su ubicación y de acuerdo a la capacidad de los ventiladores

instalados, lo cual será necesario corregirlo, afín de mejorar las condiciones de ventilación.

2.1.5. Ventilación en los tajeos y frentes en trabajo

2.1.5.1. La mayoría de los tajeos en explotación, cuentan con chimeneas de ventilación, a varios tajeos se les esta inyectando aire a través de ventiladores auxiliares, esto ha traído como consecuencia que a falta de un circuitos general, el aire esta recirculando o dicho de otro modo esta produciendo un cortocircuito, lo cual también será necesario corregirlo,

2.1.5.2. En los frentes de trabajo, como es el caso de la rampa 4 SW, el ventilador que esta alimentando aire al frente esta inyectando 268.48 m³/min (9,481.26 cfm), cantidad de aire que no es suficiente para mover los contaminantes ocasionados por los disparos y por los equipos diesel, es necesario corregir esta anomalía. En otros frentes de los diferentes niveles, algunos ventiladores están mal ubicados, también será necesario reubicar los ventiladores.

6.3 RECOMENDACIONES

Referente al balance de aire en este primer diagnostico de la mina, se recomienda ejecutar todas las recomendaciones que se describen en el anexo I lo cual permitirá que se vaya corrigiendo los circuitos de ventilación, para poder aprovechar mejor el flujo de aire producido por ventilación natural, que en estos momentos no se esta aprovechando en su totalidad y que puede generar un ahorro considerable de energía por el uso de ventiladores principales. El objetivo en esta primera evaluación de la mina es hacer ingresar un mayor flujo de aire a través de las rampas principales y por las chimeneas que se encuentran conectadas a los diferentes niveles de la mina

Los ventiladores principales. Se debe realizar una evaluación a cada uno de ellos a fin de constatar si están trabajando en su real capacidad y eficiencia, asimismo es necesario analizar si la instalación de estos esta de acuerdo a los estándares establecidos en los estudios de ventilación, solo así podremos corregir en parte la evacuación de un mayor flujo de aire de la mina.

Los ventiladores auxiliares instalados en las diferentes labores, se Irán retirando a medida que se vayan corrigiendo los circuitos de ventilación. En el caso de los ventiladores que están alimentando aire a los frentes en trabajo, se debe corregir de inmediato, usando los esquemas que se anotan en el anexo adjunto.

Las puertas de ventilación deben hacerse de una sola hoja esta práctica ayuda a obtener mejores resultados sobre todo en el control de los flujos de aire.

Las cortinas de ventilación, se recomienda para evitar el uso de puertas de ventilación, debido al constante transito de vehículos por estos lugares, estas cortinas debe de estar confeccionadas de un material flexible, para permitir el transito de los volquetes, si fuera posible de material transparente para evitar incidentes de transito.

Los trabajos a ejecutarse deben estar supervisados por un ingeniero en el área de ventilación, debido a que la secuencia de los trabajos deben cumplirse de acuerdo a la recomendación y en orden secuencial para evitar cambios bruscos en los circuitos

CAPITULO VII

CONCLUSIONES

- El aporte de la geotecnia a la minería es también en mecánica de suelos y geodinámico. Tanto la mecánica de suelos como la geodinámico son herramientas de la geotecnia que contribuyen al desarrollo de la minería.
- La validez real de la clasificación en la mina es predecir el comportamiento del macizo rocoso y poder definir muy ajustadamente los parámetros de diseño basados en el conocimiento y experiencias anteriores. El comportamiento geomecánico de las labores varía en vertical y por zonas, en las cuales se realiza una evaluación permanente para que el soporte utilizado cumpla adecuadamente su función y así reducir costos sin sacrificar la estabilidad de la labor.
- Para poder sistematizar, cualificar y cuantificar las características geomecánicas de los macizos rocosos, se evalúan las propiedades del macizo como la combinación entre las características de las rocas y las discontinuidades. Para tal fin tendemos a ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas, además de determinar una cuantificación geomecánica que permita dilucidar el sostenimiento y el método de excavación en base a la más adecuada clasificación requerida.
- La velocidad de minado debe cumplirse de acuerdo con lo programado, ya que el tiempo de estabilidad se ve afectado por el mayor tiempo de exposición, demandando un reforzamiento provisional. El refuerzo oportuno, la rapidez del relleno y la voladura controlada son las bases para lograr una buena estabilidad de las rocas en las labores del yacimiento. El sistema de voladura Breasting es el más recomendado para el control de la estabilidad de las rocas.
- Podemos concluir que el sostenimiento con segmentos metálicos o cimbras en galerías de avance y preparación resulta más ventajoso que el sostenimiento con madera.
- El túnel linner es muy seguro, da confianza al trabajador para su tránsito, no requiere de estar observando el techo ni los hastiales como sucede con los cuadros de madera, ahorrando considerablemente horas / hombre.

CAPITULO VIII RECOMENDACIONES

- La disminución del uso de madera en el sostenimiento de labores es la meta principal.
- La otra alternativa es la utilización de cimbras metálicas con perfiles tipo H 4" x 4", de sección 8' x 9'. Este elemento trabajaría mejor que los cuadros de madera considerando que la sección de excavación será en arco y no en forma trapezoidal. Este elemento soporta grandes presiones y es recuperable para ser reutilizado.
- Por la naturaleza de su contextura, evita el ingreso de agua en demasía a la galería, derivándola hacia el relleno o estructura.
- Considerando los antecedentes, se sugiere la colocación de túnel linner o túnel ovoide (en proyecto), en las minas que tengan características geomecánicas similares a las de Ares.
- Debido a la larga vida del tubo galvanizado es posible recuperar el elemento de sostenimiento, para su reinstalación en nuevas labores.
- Minimizar en más 50 % el consumo de madera, empleando la instalación de estos tubos galvanizados.
- La instalación será más rápida y liviana por el peso de los tubos de 4 pulgadas.
- Se optimizara los costos cuando se reutilicen los tubos de fierro.

CAPITULO IX

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- *P. Ramírez Oyanguren. “Mecánica de rocas aplicada a la minería subterránea”.*
- *Maldonado Z., Luis. 2001. “Informe geotécnico Mina Ares”, diciembre.*
- *Córdova R., David. 2001. “Estabilidad de excavaciones subterráneas”, abril.*
- *Informes Internos sobre sostenimiento - Unidad operativa ares.*
- *“Manual profesional del usuario de empernado de roca”. Atlas Copco.*
- *Septiembre 2005 – Cesar Vallejo A. “Geomecánica básica y elementos de sostenimiento”.*
- *Córdova R, David 2001 “Clasificación geomecánica del macizo rocoso”*
- *Teoría de propiedades de ensayos en el macizo rocoso, esfuerzos de compresión uniaxial y carga puntual.*
- *Ministerio de Energía y Minas - Reglamento de Seguridad Minera (Decreto Supremo N° 046-2001-EM)*
- *Apuntes de clases del con el profesor David Córdova en la Escuela de Minas – UNI - 1999.*
- *Harvey, J.C. “Geología para ingenieros geotécnicos”, Limusa Noriega Editores. México , D.F. 1994*
- *R.6 Córdova, David “Mecánica de Rocas” “Para minería y obras civiles” 18 – 20 abril del 2001, Lima – Perú.*
- *Hoek E. / ET Brown, “Excavaciones subterráneas en roca” Marzo 1985 – Litográfica Ingramex, S.A. México D.F.*
- *Goodman, Richard E. “Introduction to Rock Mechanics”, 2nd Edition, USA, 1989.*
- *Nerio Robles, “Excavación y sostenimiento de túneles en roca”, Concytec*
- *Dr. Evert Hoek, “Rock Engineering 2000”.*

- *“INTRODUCCION A LA GEOTECNIA BASICA”, informe anual del expositor Ing. Valerio Segura Baca.*
- *INFORME TECNICO DE GONZALO DUQUE ESCOBAR. **Geotecnia** para ingenieros, principios básicos.*
- *Presentación de Gerencia Hochschild Mining PLC, “Informe Geotécnico Ares 2006 ”*
- *JHON MARSDEN, IAN HOUSE. The Chemistry of Gold Extraction.*
- *JORGE MARQUINA, FERNANDO ZEVALLOS. Optimización del ciclo de filtrado en Mina Ares, Informe Técnico.*
- *JORGE MARQUINA. Reducción de los niveles de consumo de fundentes e insumos durante el proceso de fundición de precipitados Merrill Crowe en Mina Ares. Informe Técnico.*
- *JORGE RODRIGUEZ. Informes mensual de operaciones Mina Ares.*
- *REPORTES INTERNOS DE PLANTA MERRIL CROWE en Ares.*