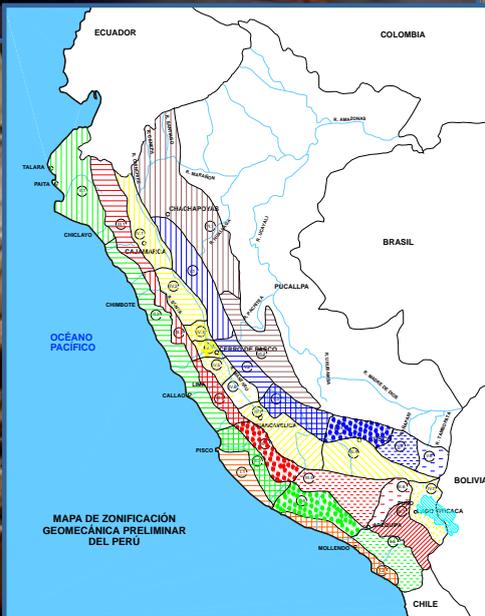
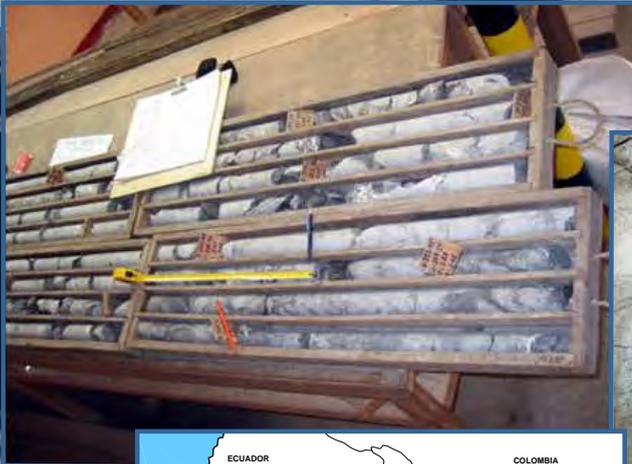
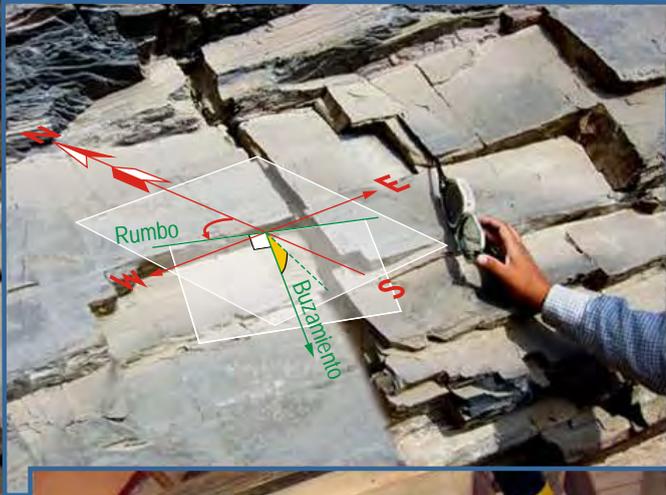


Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea



La Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía a través de su Comité de Seguridad Industrial, ha elaborado el "Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas", con el propósito de contribuir al esfuerzo que realizan las empresas mineras y sus trabajadores por lograr una minería segura en el Perú.

Este documento ha sido preparado gracias a la colaboración de nuestros asociados.

Junio 2004



Cía. Minera Ares S.A.C



PRÓLOGO

Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas, es un manual completo y actualizado elaborado en el Perú, para el control de la estabilidad de las excavaciones asociadas a la explotación de minas subterráneas, y es el resultado de la colaboración estrecha entre las empresas del sector minero del país y la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, a través de su Comité de Seguridad Industrial.

Las empresas mineras y las empresas proveedoras del sector proporcionaron los fondos, la información o las facilidades para que la empresa especializada DCR Ingenieros S.R.Ltda., al mando de un grupo de calificados profesionales, llevara a cabo esta tarea, haciendo acopio e investigación de las fuentes reales y confiables que la gran experiencia de las operaciones mineras del país permite.

Los resultados del trabajo realizado, constituyen una contribución invaluable que la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, pone a disposición de sus agremiados, para la capacitación y entrenamiento de los ingenieros de minas y supervisores en general involucrados en las operaciones subterráneas, así como también para todo el personal operario de las minas. El objetivo central de este trabajo está dirigido a que las operaciones mineras subterráneas en nuestro país mejoren sus índices de seguridad y productividad, evitando o minimizando los accidentes por caída de rocas, que es una de las causas principales de las fatalidades que ocurren en la minería subterránea del país.

El Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas, testifica la buena voluntad de la industria minera y la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, por colaborar en el campo de la seguridad minera, como parte del compromiso de la industria por la permanente búsqueda de la excelencia y por trabajar en favor de un mayor beneficio social y económico de nuestra sociedad.

Ing. Ysaac Cruz Ramírez
Presidente del Comité de Seguridad Industrial
Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía

ÍNDICE

1 CONOCIENDO A LA ROCA

1.1	Introducción	1
1.2	Características de la roca	2
1.3	Discontinuidades de la masa rocosa	4
1.4	Otros rasgos geológicos importante	8
1.5	Propiedades de las discontinuidades	10
1.6	La meteorización y la alteración	14
1.6.1	Meteorización	14
1.6.2	Alteración	15
1.7	Caracterización de la masa rocosa	16
1.8	Condiciones de la masa rocosa	17
1.8.1	Criterios según la resistencia de la roca	17
1.8.2	Criterios según las características del fracturamiento	18
1.8.3	Criterios según las condiciones de las paredes de las discontinuidades	21
1.8.4	Condiciones geomecánicas	21
1.8.5	Otros factores a tenerse en cuenta	22
1.9	Clasificación geomecánica de la masa rocosa	23
1.9.1	El criterio RMR de Bieniawski	23
1.9.2	El Índice de Resistencia Geológica GSI de Hoek y Marinos (2000)	25
1.9.3	Zonificación geomecánica de las labores mineras	28

2 IDENTIFICACIÓN DE LOS PROBLEMAS DEL TERRENO

2.1	Introducción	31
2.2	Influencia de la litología, intemperización y alteración	32
2.3	Influencia de la estructura de la masa rocosa	34
2.3.1	Excavaciones en roca masiva	34
2.3.2	Excavaciones en roca fracturada	35
2.3.2.1	Cuñas biplanares	35
2.3.2.2	Cuñas tetrahedrales	36
2.3.2.3	Bloques tabulares o lajas	37
2.3.2.4	Bloques irregulares	37
2.3.3	Excavaciones en roca intensamente fracturada y débil	38
2.3.4	Excavaciones en roca estratificada	39
2.3.5	Excavaciones con presencia de fallas y zonas de corte	40
2.4	Influencia de los esfuerzos	42
2.4.1	Esfuerzos en roca masiva o levemente fracturada	43
2.4.2	Esfuerzos en roca fracturada	44

2.4.3	Esfuerzos en roca intensamente fracturada o débil	45
2.4.4	Esfuerzos en roca estratificada	45
2.4.5	Esfuerzos en presencia de fallas y zonas de corte	46
2.4.6	Esfuerzos en rocas expansivas	47
2.5	Influencia del agua subterránea	48
2.6	Influencia de la forma, tamaño y orientación de las excavaciones	50
2.6.1	Forma de la excavación	50
2.6.2	Tamaño de la excavación	52
2.6.3	Orientación de las excavaciones	53
2.7	Influencia del esquema y secuencia de avance del minado	57
2.7.1	Tipos de excavaciones en el minado subterráneo	57
2.7.2	Esquemas y secuencias de avance del minado	58
2.7.2.1	El caso de pilares	58
2.7.2.2	El caso de excavaciones adyacentes	65
2.7.2.3	Minado hacia estructuras principales	65
2.7.2.4	Minado hacia rocas de diferente calidad	68
2.7.2.5	Ubicación de excavaciones permanentes importantes	68
2.7.2.6	Secuencia de avance, tiempo de exposición de las aberturas y velocidad de minado	69
2.8	Influencia de la perforación y voladura	70
2.9	Influencia de los estándares del sostenimiento	71

3 MÉTODOS DE CONTROL DE LA ESTABILIDAD

3.1	Introducción	73
3.2	Planeamiento de minado	75
3.3	Forma, tamaño y orientación de las excavaciones	79
3.3.1	Forma de las excavaciones	79
3.3.2	Tamaño de las excavaciones	80
3.3.3	Orientación de las excavaciones	81
3.4	Esquemas y secuencia de avance del minado	83
3.4.1	El caso de pilares	83
3.4.2	El caso de excavaciones adyacentes	84
3.4.3	Minado hacia estructuras principales	85
3.4.4	Minado hacia rocas de diferente calidad	87
3.4.5	Ubicación de excavaciones permanentes importantes	87
3.4.6	Secuencia de avance, tiempo de exposición de las aberturas y velocidad de minado	88
3.5	Implementación de técnicas apropiadas de voladura	89
3.6	Prácticas correctas de desatado	93
3.7	Sostenimiento con estructuras naturales y artificiales	94
3.7.1	Estructuras naturales	94
3.7.1.1	El efecto arco	94

	3.7.1.2	Los pilares	94
	3.7.1.3	Los escudos	95
	3.7.2	Estructuras artificiales	96
3.8		Controles instrumentales de la estabilidad	98

4 SOSTENIMIENTO

4.1		Introducción	100
4.2		Pernos de roca	102
	4.2.1	Generalidades	102
	4.2.2	Tipos de pernos	104
		4.2.2.1 Pernos de anclaje mecánico	104
		4.2.2.2 Pernos de varilla cementados o con resina	107
		4.2.2.3 Split sets	112
		4.2.2.4 Swellex	114
	4.2.3	Métodos de control	116
		4.2.3.1 Control de la instalación de los pernos	116
		4.2.3.2 Control de calidad después de la instalación	118
4.3		Cables	119
	4.3.1	Descripción	119
	4.3.2	Procedimientos de instalación	122
		4.3.2.1 Método del tubo respiradero	122
		4.3.2.2 Método del tubo de inyección	122
		4.3.2.3 Método del tubo retráctil	122
		4.3.2.4 Método de inyección con posterior inserción del cable	123
	4.3.3	Métodos de control	124
		4.3.3.1 Control de la instalación de los cables	124
		4.3.3.2 Control de calidad después de la instalación	124
4.4		Malla metálica	125
	4.4.1	Generalidades	125
	4.4.2	Procedimientos de instalación	126
4.5		Cintas de acero (straps)	128
4.6		Concreto lanzado (shotcrete)	129
	4.6.1	Generalidades	129
	4.6.2	Materiales componentes del shotcrete y sus proporciones en la mezcla	130
	4.6.3	Principios de acción del shotcrete en el sostenimiento de excavaciones rocosas	131
	4.6.4	Aplicación del shotcrete	132
	4.6.5	Consideraciones varias	137
		4.6.5.1 Rebote	137
		4.6.5.2 Espesor de la aplicación	137
		4.6.5.3 Cura	137

	4.6.5.4	Presión del aire	138
	4.6.5.5	Control de calidad	138
4.7		Cimbras metálicas	140
	4.7.1	Generalidades	140
	4.7.2	Procedimientos de instalación	143
	4.7.3	Control de calidad	144
4.8		Gatas	145
4.9		Madera	146
	4.9.1	Generalidades	146
	4.9.2	Tipos de estructuras de madera para el sostenimiento	147
	4.9.2.1	Puntales	147
	4.9.2.2	Paquetes (woodpacks)	148
	4.9.2.3	Cuadros	149
	4.9.2.4	Conjunto de cuadros	151
	4.9.2.5	Procedimientos de instalación	152
4.10		Relleno	154
4.11		Otras técnicas de sostenimiento	157
	4.11.1	Refuerzo de pilares	157
	4.11.2	Usos del concreto armado	158
	4.11.3	Consolidación del terreno	158
	4.11.4	Pilotes de fierro corrugado	158
	4.11.5	Cerchas reticuladas	159
	4.11.6	Enlazado con cables y voladuras de relajamiento	159

5 ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA

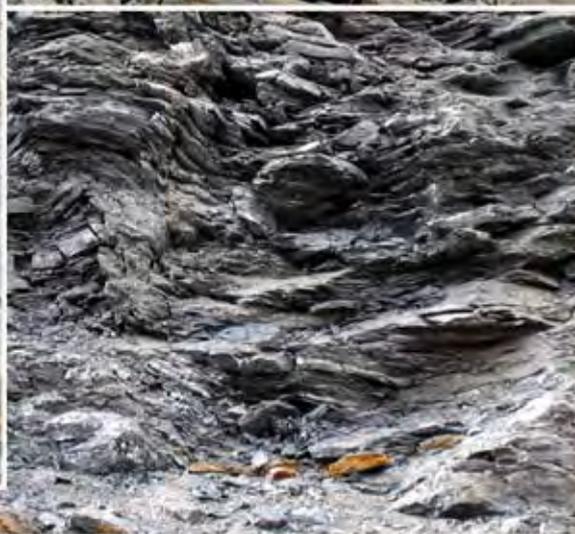
5.1		Introducción	161
5.2		Criterios para el zoneamiento	163
	5.2.1	Grado de riesgo	163
	5.2.2	Definición de la calidad de la masa rocosa	163
	5.2.3	Grado de riesgo según presencia de tipos de roca	164
5.3		Descripción de las Provincias Geomecánicas	165
5.4		Descripción de las Sub Provincias Geomecánicas	167
5.5		Ejemplos de minas subterráneas de las Sub Provincias Geomecánicas	171
	5.5.1	Sub Provincia II-2 Chiclayo Mala	171
	5.5.1.1	Caso: Mina Leonila Graciela	171
	5.5.1.2	Caso: Mina Condestable - Raúl	172
	5.5.2	Sub Provincia II-3 Mala Acari	173
	5.5.2.1	Caso: Mina Monterrosas	173
	5.5.3	Sub Provincia III-2 Cordillera Negra y alrededores	173
	5.5.3.1	Caso: Mina Quiruvilca	173
	5.5.4	Sub Provincia III-4 Castrovirreyna y alrededores	174
	5.5.4.1	Caso: Mina San Genaro	174

5.5.5	Sub Provincia IV-4 Cerro de Pasco y alrededores	176
5.5.5.1	Caso: Mina Huanzalá	176
5.5.5.2	Caso: Mina Iscaycruz	176
5.5.5.3	Caso: Mina Uchucchacua	179
5.5.6	Sub Provincia IV-5 Huarón Carhuacayan	181
5.5.6.1	Caso: Mina Huarón	181
5.5.7	Sub Provincia IV-6 Morococha Yauricocha	184
5.5.7.1	Caso: Mina San Cristobal	184
5.5.8	Sub Provincia V-1 Pataz-Bulqibuyo	184
5.5.8.1	Caso: Mina Poderosa	184
5.5.9	Sub Provincia V-5 Zona Chimbaña Aricoma	187
5.5.9.1	Caso: Mina San Rafael	187
5.5.10	Sub Provincia VI-2 San Vicente y alrededores	187
5.5.10.1	Caso: Mina San Vicente	187

Anexo: DESATADO DE ROCAS

1.	Introducción	189
2.	¿Qué es el desatado de rocas?	190
3.	¿Por qué se suelta la roca?	191
4.	¿Qué es lo que debe hacer cada trabajador?	192
5.	Identificación de los problemas del terreno	193
6.	Preparación de la cara o superficie de la roca para el desatado	199
7.	Selección de la barretilla apropiada para el desatado	201
8.	Golpeo y sonido de la roca	203
9.	Desatado de la roca suelta	204
10.	Desatados especiales	209
11.	Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro para el Desatado (PETS)	214
12.	¿Qué hacer si ocurre un accidente?	215

CONOCIENDO A LA ROCA



1.1 INTRODUCCIÓN

Dependiendo de sus características y condiciones, la masa rocosa puede variar de una mina a otra, como también de área en área dentro de una misma mina. Con el paso del tiempo crecen las labores mineras y el minado se realiza a mayores profundidades, desarrollándose así diferentes problemas de inestabilidad en la roca.

A fin de organizar y mantener una adecuada estrategia de control de la estabilidad de la roca en las labores mineras, el personal de una mina debe estar familiarizado con las características y condiciones de la masa rocosa propias de su mina. En tal sentido, este manual va a ayudar al personal a hacer del ambiente subterráneo un lugar de trabajo más seguro.

Cuando el personal de la mina sea capaz de conocer la roca, va a estar con mejor capacidad de identificar los peligros potenciales que podrían causar accidentes.

Conocer la roca también permitirá tomar decisiones correctas sobre diferentes aspectos relacionados con las labores mineras, entre otras, se podrá establecer la dirección en la cual se deben avanzar las excavaciones, el tamaño de las mismas, el tiempo de exposición abierta de la excavación, el tipo de sostenimiento a utilizar y el momento en que éste debe ser instalado.

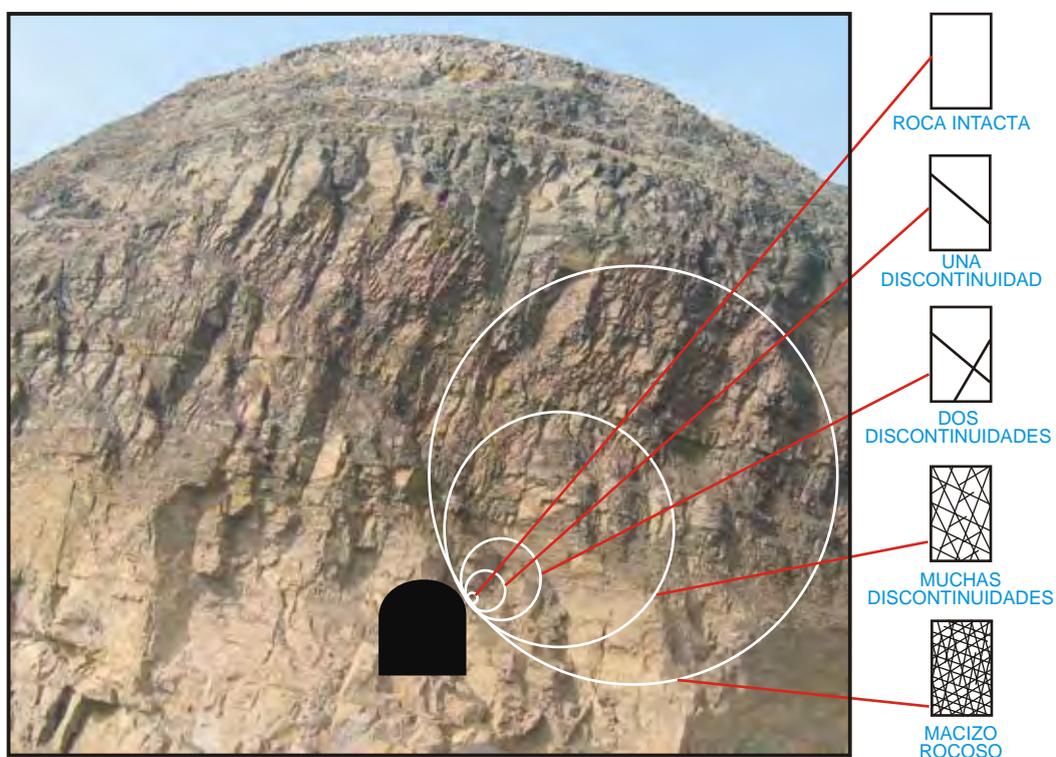


Figura 1.1 Diagrama que muestra la transición desde la roca intacta hasta el macizo rocoso muy fracturado.

1.2 CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA

La roca es un conjunto de sustancias minerales que formando masas, constituye gran parte de la corteza terrestre.

Según su origen, las rocas pueden ser ígneas, sedimentarias y metamórficas.

- *Rocas ígneas*, son aquellas que han sido formadas por la consolidación del magma.
- *Rocas sedimentarias*, formadas por la deposición de sedimentos.
- *Rocas metamórficas*, formadas por procesos de altas presiones y temperaturas.

La roca difiere de la mayoría de otros materiales utilizados en la ingeniería. Ésta tiene discontinuidades (fracturas) de diferentes tipos, que hacen que su estructura sea discontinua. Además, debido a los procesos geológicos que la han afectado entre el tiempo de su formación y la condición en la cual la encontramos en la actualidad, presenta heterogeneidades y propiedades variables. Todas estas características requieren ser evaluadas en forma permanente durante el laboreo minero.

Primero es necesario distinguir lo que es el "material rocoso" o denominado también "roca intacta" y lo que es la "masa rocosa" o también denominada "macizo rocoso".

- *Roca intacta*, es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio.



Figura 1.2 Roca intacta.

- *Masa rocosa*, es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales.



Figura 1.3 Masa rocosa.

Dependiendo de cómo se presenten estas discontinuidades o rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado.

1.3 DISCONTINUIDADES DE LA MASA ROCOSA

Los principales tipos de discontinuidades presentes en la masa rocosa son:

- *Planos de estratificación*, dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias.



Figura 1.4 Roca sedimentaria.

- *Fallas*, son fracturas que han tenido desplazamiento. Éstas son estructuras menores que se presentan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.



Figura 1.5 Fallas.

- *Zonas de corte*, son bandas de material que pueden ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca.



Figura 1.6 Zona de corte.

- *Diaclasas*, también denominadas juntas, son fracturas que no han tenido desplazamiento y las que más comúnmente se presentan en la masa rocosa.



Figura 1.7 Diaclasas o juntas.

- *Planos de foliación o esquistosidad*, se forman entre las capas de las rocas metamórficas dando la apariencia de hojas o láminas.



Figura 1.8 Planos de foliación.

- *Contactos litológicos*, que comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.



Figura 1.9 Zona de contacto.

- *Venillas*, son rellenos de las fracturas con otros materiales.



Figura 1.10 Venillas

1.4 OTROS RASGOS GEOLÓGICOS IMPORTANTES

Existen otros rasgos geológicos importantes que deben ser tomados en cuenta, como:

- *Pliegues*, son estructuras en las cuales los estratos se presentan curvados.



Figura 1.11 Pliegues.

- *Diques*, son intrusiones de roca ígnea de forma tabular, que se presentan generalmente empuñadas o verticales.



Figura 1.12 Dique.

- *Chimeneas o cuellos volcánicos*, son intrusiones que han dado origen a los conos volcánicos.



Figura 1.13 Chimenea volcánica.

1.5 PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES

Todas las discontinuidades presentan propiedades geomecánicas importantes que las caracterizan y que influyen en el comportamiento de la masa rocosa. Estas propiedades son principalmente:

- **Orientación**, es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su rumbo y buzamiento. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación o en otras palabras son aproximadamente paralelas, se dice que éstas forman un "sistema" o una "familia" de discontinuidades.

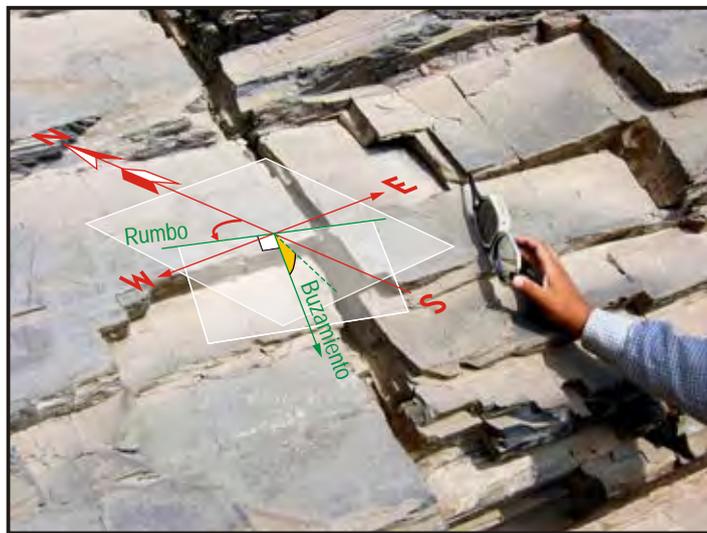


Figura 1.14 Orientación de discontinuidades.

- **Espaciado**, es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.



Figura 1.15 Espaciado de una discontinuidad.

- **Persistencia**, es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea ésta, será menos estable.

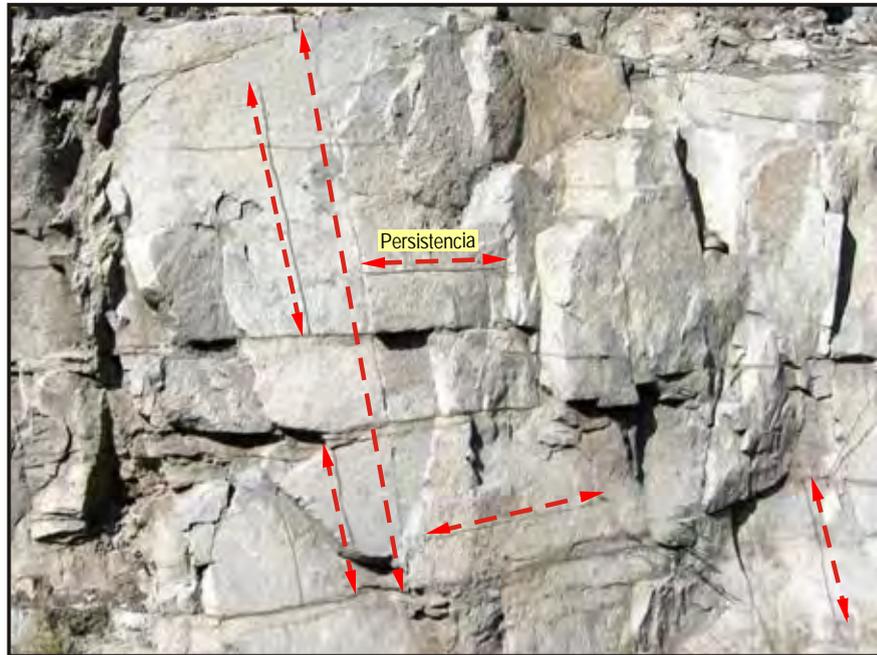


Figura 1.16 Persistencia de discontinuidades.

- **Rugosidad**, es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanto menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.

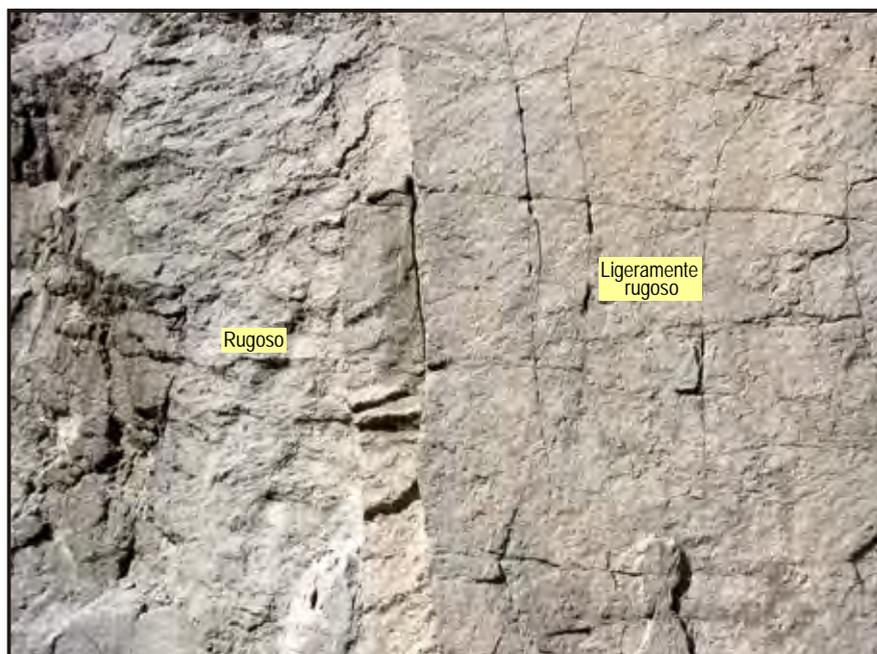


Figura 1.17 Grado de aspereza de discontinuidades.

- **Apertura**, es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.



Figura 1.18 Apertura de una discontinuidad.

- **Relleno**, son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente.



Figura 1.19 Relleno de discontinuidades.



Figura 1.20 Esquema de las propiedades de las discontinuidades.



Figura 1.21 Representación espacial de los sistemas de discontinuidades.

1.6 LA METEORIZACIÓN Y LA ALTERACIÓN

Entre los procesos geológicos que más influyen en las condiciones de resistencia de la roca y que están presentes en todos los yacimientos metálicos, hay dos factores importantes, la meteorización y alteración.

1.6.1 Meteorización

Denominada también intemperización, está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa.

La meteorización se divide en meteorización física, química y biológica.

- *Meteorización física*, como consecuencia de ésta, la apertura de las discontinuidades aumenta o pueden formarse nuevas fracturas por el relajamiento de la roca.
- *Meteorización química*, origina la decoloración de la roca hasta la descomposición de la misma.
- *Meteorización biológica*, está regida por la presencia y actividad de los seres vivos.



Figura 1.22 Masa rocosa meteorizada.

1.6.2 Alteración

La alteración de la roca o más propiamente dicha, alteración hidrotermal, se produce por la ascensión de fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de falla. Éstos afectan a los rellenos de las zonas de falla y sus cajas, originando reemplazamientos y rellenos, que modifican las condiciones del macizo rocoso en los cuales se emplazan.

Algunos tipos de alteración, como la silicificación y en menor grado la calcificación, mejoran las características de la masa rocosa, incluyendo las zonas de falla. Otros, como la propilitización, disminuyen levemente las condiciones debido a la presencia de cloritas en las paredes de las fracturas. La sericitización y la argilitización (aumento de minerales arcillosos) son las alteraciones más desfavorables para los macizos rocosos donde se emplazan.

1.7 CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA

Para conocer la masa rocosa, hay necesidad de observar en el techo y las paredes de las labores mineras, las diferentes propiedades de las discontinuidades, para lo cual se debe primero lavar el techo y las paredes. A partir de estas observaciones se podrán sacar conclusiones sobre las condiciones geomecánicas de la masa rocosa.

Debido a la variación de las características de la masa rocosa, el supervisor deberá realizar en forma permanente una evaluación de las condiciones geomecánicas, conforme avanzan las labores, tanto en desarrollo como en explotación, utilizando el presente manual como una herramienta de clasificación de la masa rocosa.

En situaciones especiales, el supervisor deberá realizar un mapeo sistemático de las discontinuidades, denominado mapeo geomecánico, utilizando métodos como el "registro lineal", para lo cual debe extender una cinta métrica en la pared rocosa e ir registrando todos los datos referidos a las propiedades de las discontinuidades, teniendo cuidado de no incluir en ellos las fracturas producidas por la voladura. Los datos se irán registrando en formatos elaborados para este fin, luego serán procesados y presentados en los planos de las labores mineras.

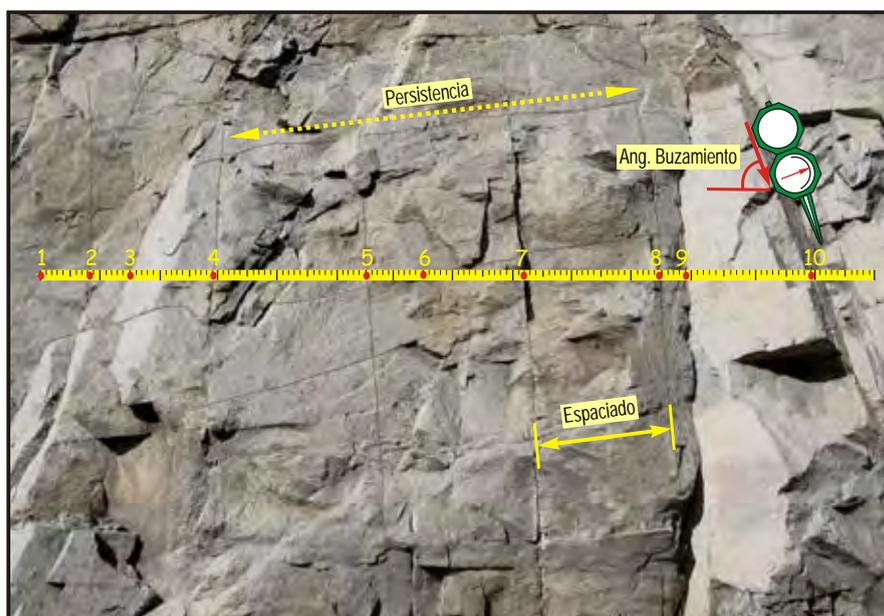


Figura 1.23 Mapeo geomecánico.

1.8 CONDICIONES DE LA MASA ROCOSA

De acuerdo a cómo se presenten las características de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento al ser excavada.

- Si la roca intacta es dura o resistente y las discontinuidades tienen propiedades favorables, la masa rocosa será competente y presentará condiciones favorables cuando sea excavada.
- Si la roca intacta es débil o de baja resistencia y las discontinuidades presentan propiedades desfavorables, la masa rocosa será incompetente y presentará condiciones desfavorables cuando sea excavada.
- Habrá situaciones intermedias entre los extremos antes mencionados donde la roca tendrá condiciones regulares cuando sea excavada.

Existen criterios para poder clasificar la masa rocosa, éstos están basados en la experiencia ganada en la ejecución de excavaciones en roca.

1.8.1 Criterios según la resistencia de la roca

Considerando la resistencia de la roca a romperse o indentarse con golpes de picota, la guía práctica de clasificación de la roca es la siguiente:

- *Resistencia muy alta:*
Solo se astilla con varios golpes de picota.
- *Resistencia alta:*
Se rompe con más de 3 golpes de picota.
- *Resistencia media:*
Se rompe con 1 a 3 golpes de picota.
- *Resistencia baja:*
Se indenta superficialmente con la punta de la picota.
- *Resistencia muy baja:*
Se indenta profundamente con la punta de la picota.

1.8.2 Criterios según las características del fracturamiento

Para clasificar la masa rocosa tomando en cuenta las características del fracturamiento (o grado de presencia de las discontinuidades), se mide a lo largo de un metro lineal cuántas fracturas se presentan, según esto, la guía práctica es la siguiente:

- *Masiva o levemente fracturada:*
2 a 6 fracturas /metro.
- *Moderadamente fracturada:*
6 a 12 fracturas/metro.
- *Muy fracturada:*
12 a 20 fracturas/metro.
- *Intensamente fracturada:*
Más de 20 fracturas/metro.
- *Triturada o brechada:*
Fragmentada, disgregada, zona de falla.



Figura 1.24 Roca masiva o levemente fracturada.



Figura 1.25 Roca moderadamente fracturada.



Figura 1.26 Roca muy fracturada.



Figura 1.27 Roca intensamente fracturada.



Figura 1.28 Roca triturada o brechada.

1.8.3 Criterios según las condiciones de las paredes de las discontinuidades

Si tomamos en cuenta algunas propiedades de las paredes de las discontinuidades como la apertura, rugosidad, relleno y meteorización o alteración, la guía de clasificación de la masa rocosa es la siguiente:

- **Condición Muy Buena:**
Si las discontinuidades están cerradas, muy rugosas y están frescas.
- **Condición Buena:**
Si están ligeramente abiertas, moderadamente rugosas y tienen manchas de oxidación.
- **Condición Regular:**
Si están moderadamente abiertas, ligeramente rugosas a lisas y presentan oxidación.
- **Condición Mala:**
Si están abiertas, lisas y presentan relleno blando (por ejemplo limo o panizo).
- **Condición Muy Mala:**
Si están muy abiertas, estriadas y tienen relleno de panizo.

1.8.4 Condiciones geomecánicas

Cuando se quiere conocer cómo se comportará la masa rocosa, ésta debe ser clasificada en forma conjunta tomando en cuenta todas sus características. Así, si juntamos las guías de clasificación antes indicadas, considerando la resistencia de la roca, las características del fracturamiento y las condiciones de las paredes de las discontinuidades, la masa rocosa puede clasificarse en cinco categorías:

- **Masa rocosa Muy Buena:**
Condiciones geomecánicas muy favorables para el minado.
- **Masa rocosa Buena:**
Condiciones geomecánicas favorables para el minado.
- **Masa rocosa Regular:**
Condiciones geomecánicas regulares para el minado.

- *Masa rocosa Mala:*
Condiciones geomecánicas desfavorables para el minado.
- *Masa rocosa Muy Mala:*
Condiciones geomecánicas muy desfavorables para el minado.

1.8.5 Otros factores a tenerse en cuenta

Si se tiene definida la condición de la masa rocosa para cada zona de la mina, se conocerá como se comportará ésta durante el minado, pero es necesario además, conocer otros aspectos o factores adicionales que podrían modificar su comportamiento al ser excavada. Estos otros factores están referidos a lo siguiente:

- A la presencia de agua.
- A la presencia de los esfuerzos o también denominados presiones de la roca o del terreno.
- A la presencia de fallas principales .

La presencia de estos factores en la masa rocosa, por lo general tienen un efecto adverso sobre su comportamiento. Estos factores son tratados en el Capítulo **Identificación de los Problemas del Terreno**.

1.9 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA

Para definir las condiciones de la masa rocosa de una manera sistemática, hoy en día existen criterios de clasificación geomecánica ampliamente difundidos en todo el mundo, como los desarrollados por Barton y colaboradores (1974), Laubscher (1977), Bieniawski (1989), Hoek y Marinos (2000) y otros.

Por su simplicidad y utilidad, presentamos aquí los criterios RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989) y GSI (Índice de Resistencia Geológica) de Hoek y Marinos (2000), los mismos que se determinan utilizando los datos de los mapeos geomecánicos efectuados en las paredes de las labores mineras o en

1.9.1 El criterio RMR de Bieniawski (1989)

Se presenta en el Cuadro 1.1. Este criterio toma en cuenta cinco parámetros:

1. La **resistencia compresiva (R_c)** de la roca intacta, que puede ser determinada con golpes de picota o con otros procedimientos como los ensayos de laboratorio.
2. El **RQD** (Rock Quality Designation), que puede ser determinado utilizando los testigos de las perforaciones diamantinas. El RQD es el porcentaje de trozos de testigos recuperados mayores a 10 cm, de la longitud total del taladro.

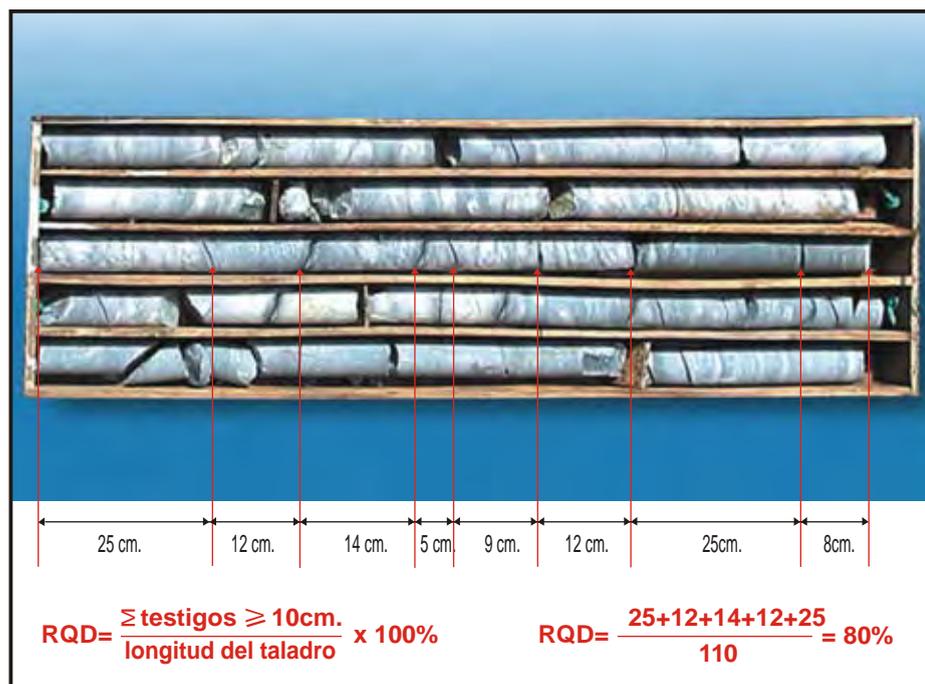


Figura 1.29 Testigos de perforación diamantina.

3. El **espaciamiento** de las discontinuidades.
4. La **condición de las discontinuidades**, referidas en este caso a la persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización.
5. La **presencia de agua**.

Cuadro 1.1

Clasificación RMR de Bieniawski (1989)

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES								VALORACIÓN
RESIST. COMP. UNIAxIAL (M Pa)	>250 (15)	X 100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	12		
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	X 50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	13		
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	X 0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	8		
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10mm (2)	X 10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	1	
	APERTURA	Cerrada (6)	X <0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	5	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3	
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	X Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	1	
	ALTERACIÓN	Sana (6)	X Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	5	
AGUA SUBTERRÁNEA	X Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	15		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =									63
CLASE DE MACIZO ROCOSO									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	II			
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				

Para cada parámetro se han establecido rangos de valores y para cada rango una valoración. La utilización de este sistema de clasificación se ilustra con el siguiente ejemplo.

Para una determinada masa rocosa se tienen los siguientes parámetros:

1. Resistencia compresiva: 120 MPa
2. RQD: 60 %
3. Espaciamiento de las discontinuidades: 0.06 - 0.2 m
4. Condición de las discontinuidades:
 - Persistencia 10-20 m
 - Apertura < 0.1 mm
 - Rugosidad Ligera
 - Relleno Suave < 5 mm
 - Alteración (o intemperización) Ligera
5. Presencia de agua: Seco

Las valoraciones respectivas de éstos parámetros se presentan en el Cuadro 1.1. Según las valoraciones efectuadas el RMR = 63, corresponde a una masa rocosa de Clase II de calidad Buena. Este valor de RMR debe ser corregido tomando en cuenta como se presentan las discontinuidades con el avance de la excavación.

- Si la excavación avanza cruzando en forma más o menos perpendicular al sistema principal de discontinuidades y el buzamiento de éstas es empinado a favor del avance, no se requiere ninguna corrección, por que ésta es la condición más favorable para la estabilidad de la excavación. Si el buzamiento fuera menos empinado ($< 45^\circ$), la corrección sería (-2).
- Si la excavación avanza cruzando en forma más o menos perpendicular al sistema principal de discontinuidades y el buzamiento de éstas es empinado en contra del avance, la corrección sería (-5). Si el buzamiento fuese menos empinado ($< 45^\circ$), la corrección sería (-10).
- Si la excavación avanza cruzando en forma más o menos paralela al sistema principal de discontinuidades y el buzamiento de éstas es empinado, la corrección sería (-12), por que ésta es la condición más desfavorable para la estabilidad de la excavación. Si el buzamiento fuese menos empinado ($< 45^\circ$), la corrección sería (-5).
- En general, si el sistema principal de discontinuidades se presenta con bajo buzamiento ($< 20^\circ$), la corrección sería (-5).

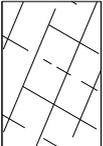
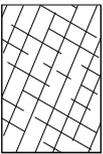
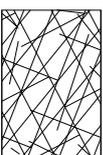
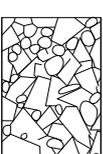
Ejemplo: Una excavación viene avanzando en una masa rocosa donde el sistema principal de discontinuidades tiene rumbo perpendicular al eje de esta galería y buzamiento de 60° en contra del avance, entonces la corrección será de (-5). El RMR corregido será $RMR = 63 - 5 = 58$. Ahora la masa rocosa será de Clase III calidad Regular.

1.9.2 El Índice de Resistencia Geológica GSI de Hoek y Marinos (2000)

Se presenta en el Cuadro 1.2. En el criterio original se consideran 6 categorías de masas rocosas, pero para el presente manual se han considerado 5 categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR y las guías de clasificación antes presentadas. El Índice de Resistencia Geológica GSI considera dos parámetros: la condición de la estructura de la masa rocosa y la condición superficial de la misma.

Cuadro 1.2

Caracterización geotécnica del macizo rocoso según el grado de fracturamiento y resistencia (se toma en cuenta la condición de discontinuidades).

<p>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO</p> <p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.</p> <p>ESTRUCTURA</p>	<p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p> <p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEM. ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAM. ABIERTAS. (Rc 100 a 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MALA (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 a 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p> <p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIADAS, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>				
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90%) (2 A 6 FRACT. POR METRO)</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM

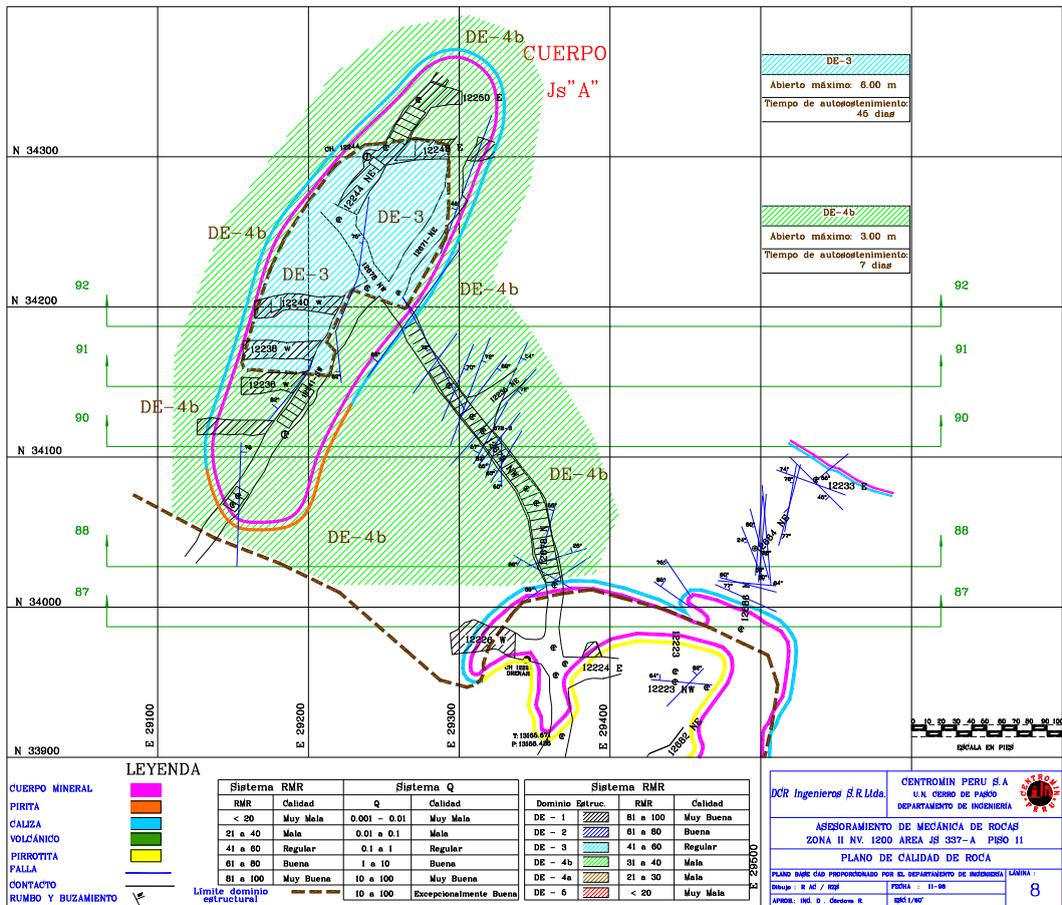
1. La **estructura** de la masa rocosa considera el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, las cinco categorías consideradas se definen así:
 - Masiva o Levemente Fracturada (LF)
 - Moderadamente Fracturada (F)
 - Muy Fracturada (MF)
 - Intensamente Fracturada (IF)
 - Triturada o brechada (T)
2. La condición superficial de la masa rocosa involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías consideradas se definen así:
 - Masa rocosa Muy Buena (MB)
 - Masa rocosa Buena (B)
 - Masa rocosa Regular (R)
 - Masa rocosa Mala (M)
 - Masa rocosa Muy Mala (MM)

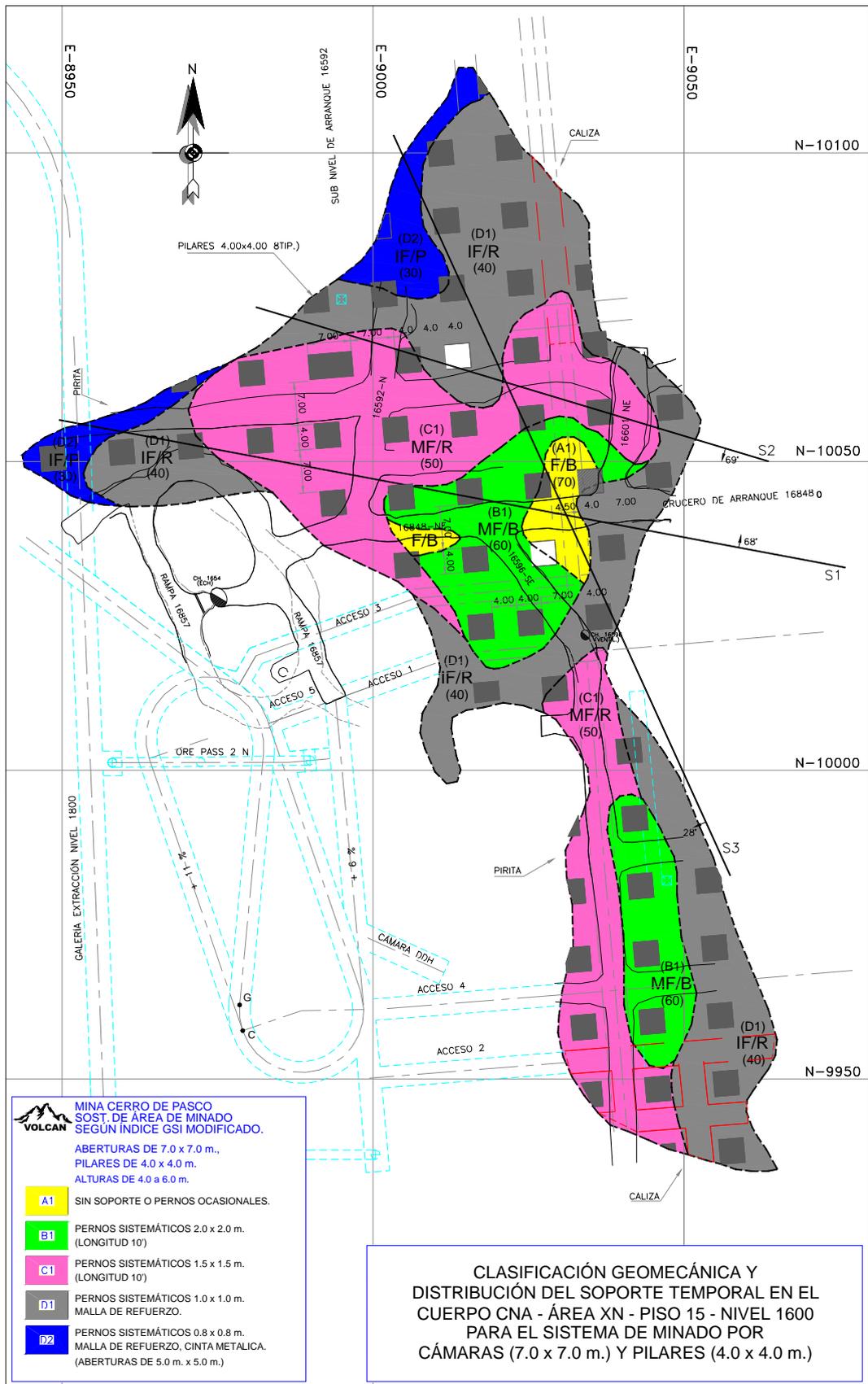
Como ejemplo de aplicación de este criterio, consideremos una roca que puede indentarse profundamente al golpearlo con la punta de la picota, correspondiéndole una resistencia muy baja. Si sus fracturas están muy abiertas con relleno de arcillas blandas, su condición será la de Muy Mala. Si esta roca tuviera 10 fracturas /metro, su clasificación según el GSI será: **Moderadamente Fracturada y Muy Mala (F/MM)**.

Cabe señalar que entre los diferentes criterios de clasificación geomecánica existen relaciones matemáticas para su correlación. Por ejemplo, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al Q (índice de calidad de la masa rocosa) de Barton (1974), por la expresión $RMR = 9 \ln Q + 44$. Por otro lado, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al GSI de Hoek y Marinos (2000), por la expresión $GSI = RMR - 5$, para el caso $RMR > 23$ y considerando condiciones secas.

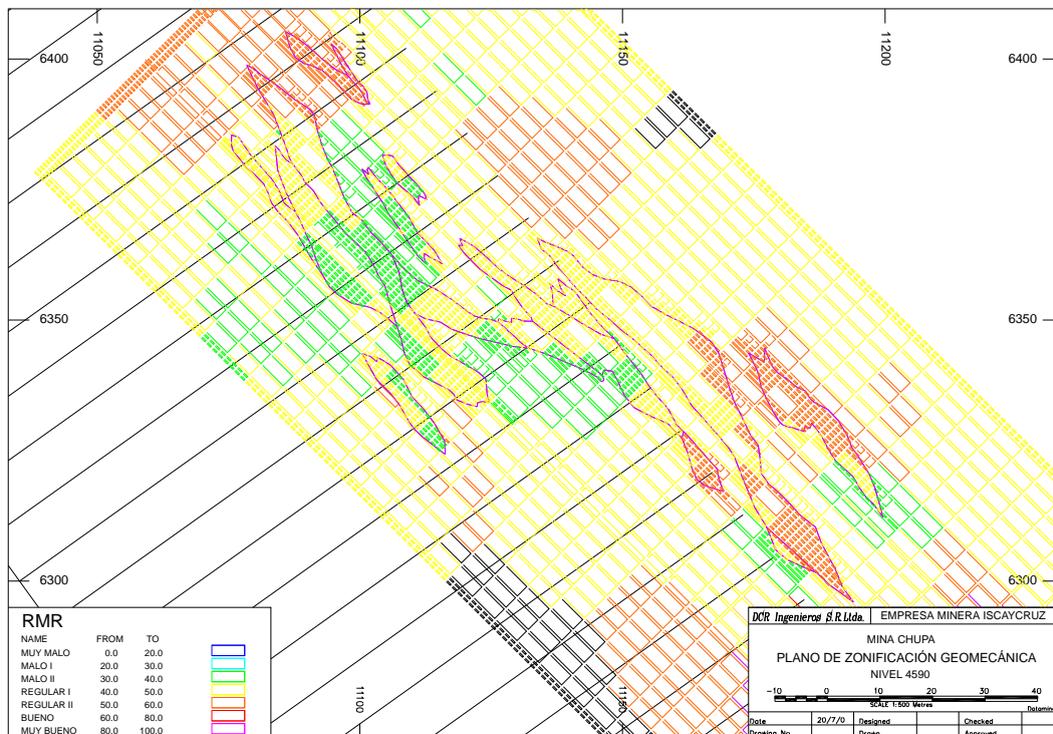
1.9.3 Zonificación geomecánica de las labores mineras

Cualquiera que sea el criterio de clasificación que se adopte en una mina, los valores de calidad de la masa rocosa deberán plotearse en los planos de las labores mineras. En estos planos serán delimitadas las zonas de similar calidad, así tendremos un plano de zonificación geomecánica de las diferentes labores mineras, como se muestra en el ejemplo. Es recomendable también que en las paredes de las labores mineras se marque con pintura la calidad de la roca, según códigos que se adopten para cada tipo de roca.





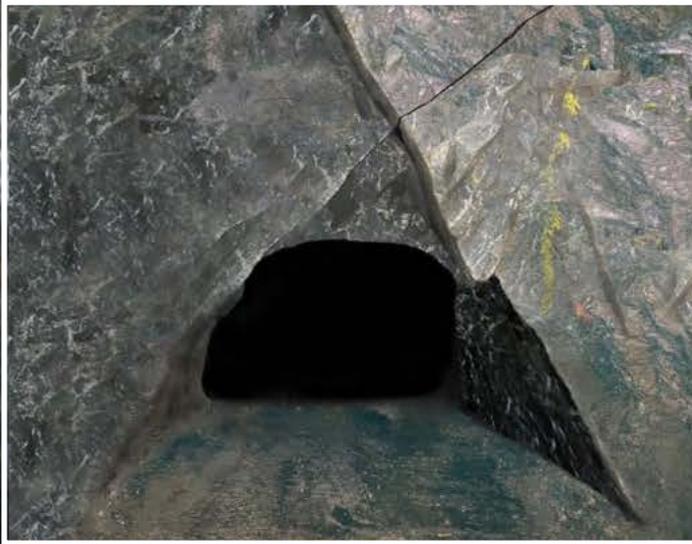
La citada zonificación puede elaborarse manualmente o cuando las minas lo dispongan, con paquetes como el MINESIGHT, DATAMINE, GEMCOM, VULCAN u otros. Estos últimos son particularmente útiles para zonas nuevas de un yacimiento donde la información que se dispone procede de los testigos de las perforaciones diamantinas.



En cada zona geomecánica se deberá estandarizar las diferentes variables mineras, por ejemplo:

- La dirección de avance de la excavación.
- El ancho y altura de la excavación.
- El tiempo de exposición abierta de la excavación.
- El tipo de sostenimiento.
- El tiempo en el cual se debe instalar el sostenimiento y
- El tipo de voladura (breasting o realce), etc.

IDENTIFICACIÓN DE LOS PROBLEMAS DEL TERRENO



2.1 INTRODUCCIÓN

La caída de rocas constituye uno de los mayores riesgos en el minado subterráneo. Por esta razón, para que las operaciones mineras sean seguras, es esencial que el personal de la mina identifique los problemas de inestabilidad de la masa rocosa, que pueden conducir a la falla potencial de la misma. De esta manera se podrán adoptar medidas adecuadas para prevenir los accidentes ocasionados por la caída de rocas.

Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, que son de particular interés en términos de la operación minera día a día, son: la litología, intemperización y alteración, la estructura de la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma, el tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance del minado, la voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento.

Antes de realizar una excavación, la masa rocosa se encuentra en equilibrio, sin embargo, cuando la excavación se ha creado, ésta rompe las condiciones de equilibrio pre-existentes, la cual crea perturbaciones en la masa rocosa que es necesario controlar. Cuando estas perturbaciones son adversas, pueden resultar en inestabilidades de la masa rocosa como fracturamientos y aflojamiento de la roca, deslizamientos a través de superficies de discontinuidad, deflexiones excesivas del techo, convergencia o cierre de los contornos de la excavación o de las cajas de una labor en veta, astillamientos, lajamiento, reventazones y estallidos de rocas.

La identificación de las inestabilidades de la masa rocosa, debe ser llevada a cabo en forma continua durante el desarrollo de la mina a medida que avance el minado, en base a la información geomecánica que se tenga disponible y las inspecciones de rutina de la masa rocosa de las aberturas mineras.

En el presente capítulo, se tratan los diversos aspectos relacionados a cómo identificar los problemas de inestabilidad de la masa rocosa. Para cada aspecto tratado se dan consideraciones de lo que es correcto e incorrecto, para que el personal de la mina practique apropiadamente lo primero y deseche las prácticas incorrectas.

2.2 INFLUENCIA DE LA LITOLOGÍA, INTEMPERIZACIÓN Y ALTERACIÓN

El tipo de roca influye en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones, por ejemplo, las margas, tufos y tobas volcánicas de textura granular o brechoide, caracterizadas por su baja densidad y alta porosidad, son rocas que absorben rápidamente la humedad y se deterioran, pudiendo llegar paulatinamente al fallamiento si es que no se adoptan medidas de control de la estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones.

Las condiciones inestables de estos tipos de roca, se incrementan en condiciones de mayor presencia de agua (goteos y flujos), presencia de agua ácida y materiales rocosos carbonatados, presencia de altos esfuerzos y cuando se ubican entre capas de roca de mejor calidad, por ejemplo, brechas tufáceas entre lavas andesíticas o margas entre calizas.

Particularmente en la roca estratificada, se presentan horizontes de rocas de mala calidad como lutitas, margas, calizas carbonosas, calizas porosas u otras rocas que contienen arcillas. Estos materiales constituyen estratos débiles, principalmente en presencia de agua, que pueden influir adversamente en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones.

Por otro lado, las rocas intemperizadas y alteradas también pueden influir en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa.

Las rocas superficiales intemperizadas, cuyo rasgo principal es la presencia de óxidos de hierro debido a la oxidación y el contenido de arcillas por la descomposición de los feldespatos u otros minerales, son rocas deterioradas y propensas a causar inestabilidades al ser excavadas. Ésta es la razón por lo que en la mayoría de los casos las bocaminas requieren ser sostenidas.

Las rocas alteradas tienen características más complejas. Las alteraciones hidrotermales son muy relevantes en el minado, desde que están asociadas con la formación y tipo de los yacimientos minerales. Las características de la alteración influyen en forma adversa o en forma favorable a las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones.

A manera de ejemplo, presentamos el zoneamiento simplificado de una estructura mineralizada en un ambiente de alteración hidrotermal en vetas:

1. Zona de alteración silíceo o cuarzo sericita, asociada con la mineralización de la veta, en donde ocurren rocas de calidad regular.



Figura 2.1 Zoneamiento simplificado de una estructura mineralizada.

2. Zona de alteración argílica, avanzada o intermedia, correspondiente a las cajas inmediatas, donde ocurren rocas de mala calidad y propensas al fallamiento.
3. Zona de alteración propilítica potásica, asociada a la periferie de las cajas, en donde la roca mejora su calidad, sin embargo, las fracturas presentan minerales de clorita formando superficies lisas.
4. Zona de roca estéril no afectada por la alteración, en donde ocurren condiciones geomecánicas características de los macizos rocosos.

Además del zoneamiento de la alteración local (en la veta), algunos yacimientos presentan un zoneamiento hidrotermal regional, mostrando las diferentes zonas de alteración, condiciones geomecánicas que la caracterizan y que influyen en la estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones.

También es importante anotar que algunas rocas presentan en su composición mineralógica, materiales de características expansivas como la anhidrita (sulfato de calcio) y la montmorillonita (tipo de arcilla), la primera relacionada con las calizas y la segunda con tufos volcánicos o rocas como las fillitas.

2.3 INFLUENCIA DE LA ESTRUCTURA DE LA MASA ROCOSA

La influencia de los rasgos estructurales geológicos sobre las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones, es de particular interés en términos de las operaciones mineras día a día.

La influencia de la estructura de la masa rocosa puede ser simplificada considerando los siguientes tipos generales de excavaciones:

- En roca masiva o levemente fracturada
- En roca fracturada
- En roca intensamente fracturada y débil
- En roca estratificada
- En roca con presencia de fallas y zonas de corte

2.3.1 Excavaciones en roca masiva

Las rocas masivas se caracterizan por presentar pocas discontinuidades, con baja persistencia y ampliamente espaciadas, generalmente son rocas de buena calidad que están asociadas a cuerpos mineralizados polimetálicos en rocas volcánicas, particularmente cuando éstas han sufrido procesos de silicificación hidrotermal. Ignorando por ahora la influencia de los esfuerzos, estos tipos de rocas ofrecen aberturas rocosas estables sin necesidad de sostenimiento artificial, solo requieren de un buen desatado o sostenimiento localizado.



Figura 2.2 Ejemplo de roca masiva con pocas fracturas, que presenta condiciones favorables para la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

2.3.2 Excavaciones en roca fracturada

La roca fracturada se caracteriza por presentar familias de discontinuidades conformadas principalmente por diaclasas, por lo que se les denomina también roca diaclasada, que se presentan en la mayoría de los depósitos mineralizados del país (vetas y cuerpos). Las diaclasas y otros tipos de discontinuidades constituyen planos de debilidad. Luego, el factor clave que determina la estabilidad de la excavación es la intersección de las discontinuidades, que conforman piezas o bloques de roca intacta de diferentes formas y tamaños, definidas por las superficies de las diaclasas y la superficie de la excavación.

Desde que las piezas o bloques rocosos se encuentran en la periferie de la excavación, éstos pueden ser liberados desde el techo y las paredes de la excavación y pueden caer o deslizarse debido a las cargas gravitacionales.

Para que una excavación sea estable, los bloques de roca deben ser capaces de interactuar o de hacer presión uno contra el otro, cuando esto ocurre, la excavación tiende a autosostenerse. Alguna irregularidad en el contorno de la excavación es la clave indicadora para un problema potencial de inestabilidad, donde las piezas de roca no van a tener la capacidad de interactuar y por lo tanto de permanecer en su lugar. Cuando se descubre una irregularidad basándose en el sonido de la roca, esto indica que se está aflojando cerca de la superficie y que se puede reconocer y evaluar un peligro potencial.

Las discontinuidades o planos de debilidad pueden intersectarse formando varias combinaciones. Según esto, las fallas comúnmente vistas en el minado subterráneo son: las cuñas biplanares, las cuñas tetrahedrales, los bloques tabulares o lajas y los bloques irregulares. Desde luego, no solo las diaclasas pueden intervenir para generar estos modos de falla de la roca, sino que la combinación puede ser con cualquier otro tipo de discontinuidades como fallas, zonas de corte, estratos, etc.

2.3.2.1 Cuñas biplanares

El modo más simple de falla está formado por la intersección de dos diaclasas o sistemas de diaclasas, en general dos discontinuidades o sistemas de discontinuidades, cuyo rumbo es paralelo o subparalelo al eje de la excavación. En este caso, en el techo o en las paredes se forma una cuña biplanar o prisma rocoso, que podría desprenderse desde el techo o deslizarse desde las paredes inesperadamente.



Figura 2.3 Cuñas biplanares liberadas por las intersecciones de diaclasas en rocas fracturadas, las cuales pueden caer o deslizarse debido a las cargas gravitacionales.

2.3.2.2 Cuñas tetrahedrales

Es otro modo de falla que considera la intersección de tres diaclasas o sistemas de diaclasas, en general tres discontinuidades o sistemas de discontinuidades, para formar una cuña tetrahedral que podría caer o deslizarse por peso propio, ya sea desde el techo o desde las paredes de la excavación.

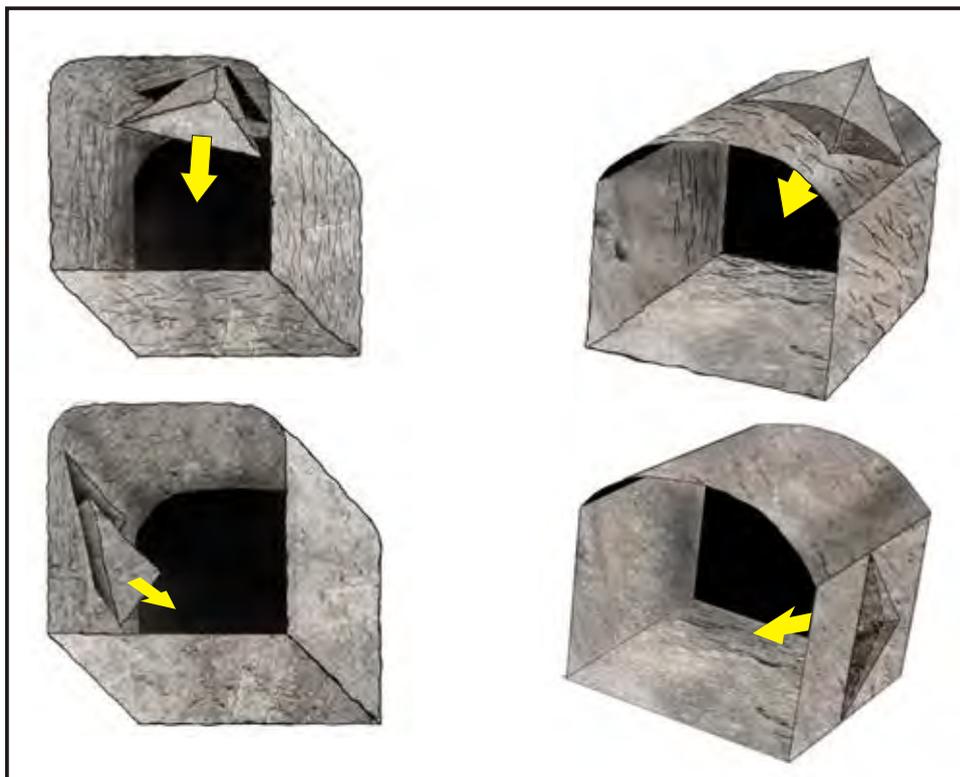


Figura 2.4 Cuñas tetrahedrales liberadas por las intersecciones de diaclasas en rocas fracturadas, las cuales pueden caer o deslizarse debido a las cargas gravitacionales.

Cuando las cuñas están formadas por tres familias de discontinuidades, éstas persistirán ya sea en el techo o en las paredes de la excavación, mientras se mantengan las características estructurales de la masa rocosa y la orientación de la excavación. Esto hará que se requiera de sostenimiento sistemático para estabilizar las cuñas.

2.3.2.3 Bloques tabulares o lajas

Éstos se forman cuando la roca presenta un sistema principal de discontinuidades que sea aproximadamente paralelo al techo o a las paredes de la excavación y además existan otros sistemas que liberen el bloque. Esta forma de inestabilidad de la masa rocosa, es observada en rocas volcánicas e intrusivas de yacimientos de oro filoneano y también en yacimientos polimetálicos tipo vetas, en donde el principal sistema de discontinuidades forma las denominadas "falsas cajas", paralelas a las cajas y que pueden separarse o desprenderse y caer hacia el vacío minado.

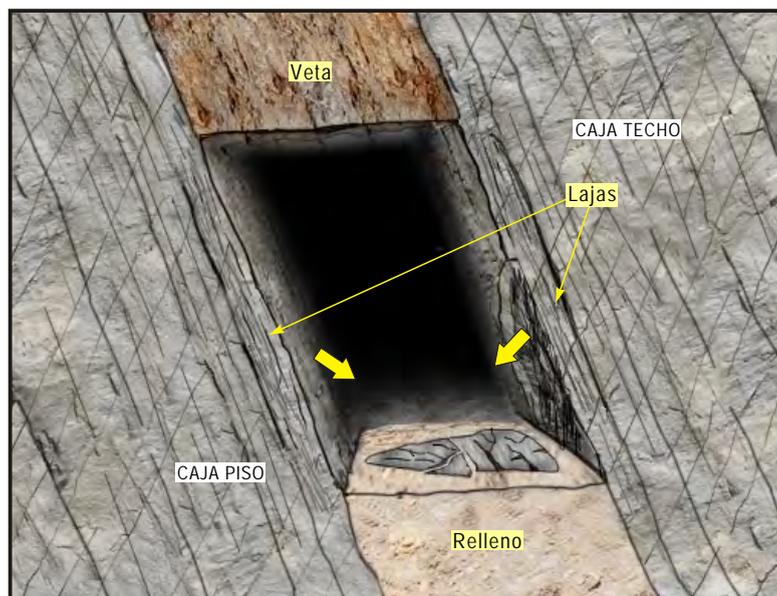


Figura 2.5 Bloques tabulares o lajas liberadas en la caja techo, en donde se presentan las "falsas cajas".

2.3.2.4 Bloques irregulares

En este caso, la roca de los contornos de la excavación está formada como un edificio de bloques que se autosostienen. Los bloques liberados por las intersecciones de las diaclasas presentan formas complejas, como en la Figura 2.6. La falla puede ocurrir por caída o deslizamiento de los bloques debido al efecto de la gravedad.

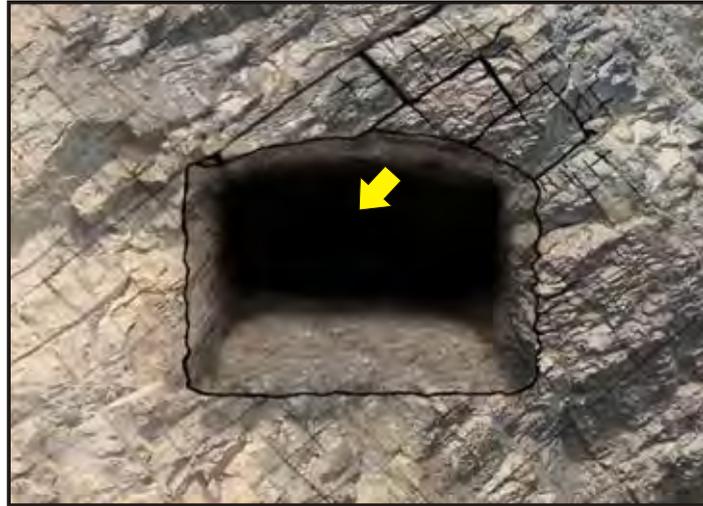


Figura 2.6 Bloques irregulares liberados por las intersecciones de las diaclasas en rocas fracturadas, los cuales pueden caer o deslizarse debido a las cargas gravitacionales.

2.3.3 Excavaciones en roca intensamente fracturada y débil

La roca intensamente fracturada presenta muchos sistemas de diaclasas y otras fracturas, las cuales crean pequeñas piezas o fragmentos rocosos, constituyendo por lo general masas rocosas de mala calidad, que son comunes en los depósitos mineralizados del país. La falla del terreno en este caso ocurre por el deslizamiento y caída de estas pequeñas piezas y fragmentos rocosos o por el desmoronamiento de los mismos desde las superficies de la excavación. La falla del terreno progresivamente puede ir agrandando la excavación y eventualmente llevarla al colapso si no se adoptan medidas oportunas de sostenimiento artificial.

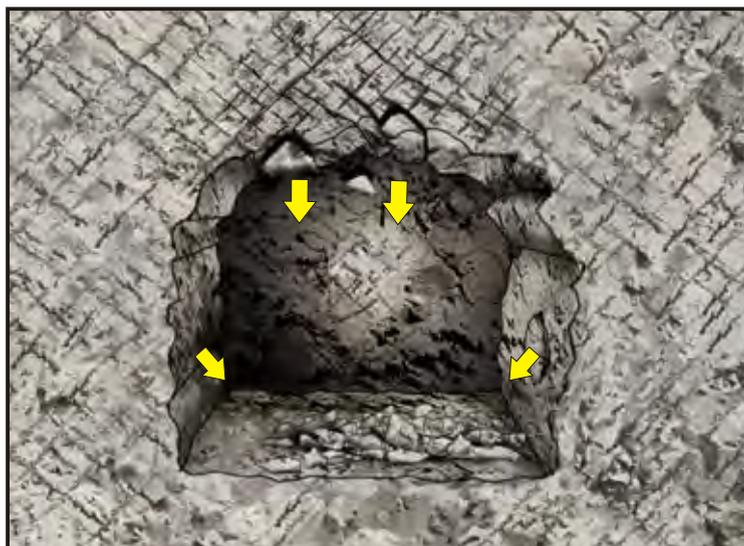


Figura 2.7 Roca intensamente fracturada. La superficie de la excavación falla como resultado del desmoronamiento de pequeños bloques y cuñas. La falla puede propagarse considerablemente hacia el interior de la masa rocosa, si ésta no es controlada.

2.3.4 Excavaciones en roca estratificada

Muchos depósitos mineralizados del país están emplazados en roca sedimentaria, en la cual el rasgo estructural más importante son los estratos. Las principales características de los planos de estratificación son su geometría planar y su alta persistencia, las cuales hacen que estos planos constituyan debilidades de la masa rocosa, es decir planos con baja resistencia.

Cuando los estratos tienen bajo buzamiento ($< 20^\circ$), generalmente el techo y piso de los tajeos concuerdan con los estratos y los métodos de minado que se utilizan involucran el ingreso del personal dentro del vacío minado, por lo que es importante asegurar la estabilidad de la excavación, principalmente del techo de la labor. Los problemas que pueden generarse en estos casos, tienen relación con la separación o despegue de los bloques tabulares del techo inmediato y su cargado y deflexión hacia el vacío minado por efecto de la gravedad.



Figura 2.8 Separación o despegue de los estratos subhorizontales, flexión y caída hacia el vacío minado.

Cuando los estratos tienen buzamiento de moderado a empinado, éstos se constituyen en la caja piso y techo de la labor o tajeo. Principalmente en la caja techo, los estratos se constituyen en "falsas cajas", formando bloques tabulares que pueden separarse o despegarse de la caja techo inmediata por el efecto de la gravedad y caer hacia el vacío minado.



Figura 2.9 Separación o despegue de los estratos empinados o subverticales, pandeo y caída hacia el vacío minado.

Por lo general las rocas sedimentarias no solamente presentan planos de estratificación, sino también otros tipos de discontinuidades como las diaclasas que forman sistemas secundarios a los planos de estratificación, fallas, diques, etc. Todos estos tipos de discontinuidades pueden intersectarse formando varias combinaciones, generando similares formas de falla que las indicadas para las excavaciones en roca fracturada.

2.3.5 Excavaciones con presencia de fallas y zonas de corte

Principalmente las fallas geológicas y las zonas de corte, son rasgos estructurales prominentes de la masa rocosa, que tienen una gran influencia sobre las condiciones de estabilidad de las labores mineras subterráneas.

Las fallas geológicas y las zonas de corte representan estructuras donde ya hubo movimientos antes del minado, estos movimientos podrían volver a ocurrir por la operación del minado.

Generalmente hablando, las fallas y las zonas de corte están relacionadas a terrenos débiles que pueden estar muy fracturados y la falla misma puede contener arcilla débil o panizo. Las zonas de influencia de las fallas y de las zonas de corte pueden ser de varios metros de ancho, pudiendo influenciar significativamente en la estabilidad de la mina, particularmente en el caso de las operaciones en tajeos.

Las fallas y zonas de corte pueden presentarse como estructuras aisladas o como estructuras múltiples, en este último caso, la situación de la estabilidad de una excavación es fuertemente complicada por la influencia adversa de las



Figura 2.10 Falla como estructura aislada.

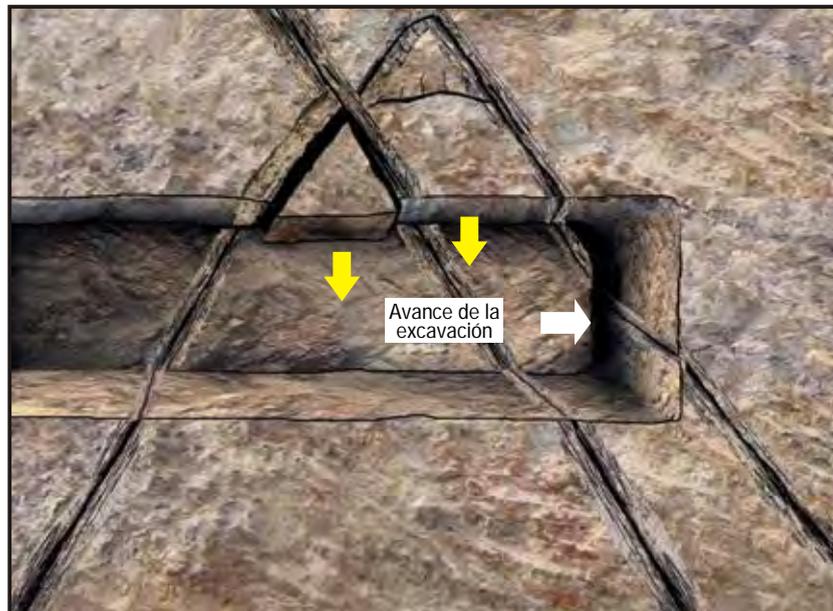


Figura 2.11 Fallas como estructuras múltiples.

2.4 INFLUENCIA DE LOS ESFUERZOS

Cuando el minado procede a poca profundidad respecto de la superficie, la estabilidad de las excavaciones está condicionada principalmente por la influencia de la estructura de la roca, tal como se ha descrito en el acápite anterior.

A medida que la profundidad del minado aumenta (mayor encampañe), en general los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa también van incrementándose, debido principalmente al peso de la roca sobreyacente o denominada también carga litostática. Cuando se apertura una labor minera en esta masa rocosa, se rompe el campo de esfuerzos naturales y se induce un nuevo estado de esfuerzos en la roca circundante a la excavación. Conforme avanza el minado, los esfuerzos inducidos pueden concentrarse en ciertos lugares de las excavaciones, en otros pueden disiparse. Particularmente en las áreas de concentración de esfuerzos, éstos pueden exceder la resistencia de la roca, generando problemas de inestabilidad en la masa rocosa de las excavaciones, significando problemas potenciales de caída de rocas.

En términos de la estabilidad de las labores mineras, la influencia de los esfuerzos en la masa rocosa puede ser simplificada considerando a los siguientes tipos generales de terrenos:

- Esfuerzos en roca masiva o levemente fracturada
- Esfuerzos en roca fracturada
- Esfuerzos en roca intensamente fracturada y débil
- Esfuerzos en roca estratificada
- Esfuerzos en presencia de fallas y zonas de corte
- Esfuerzos en roca expansiva.

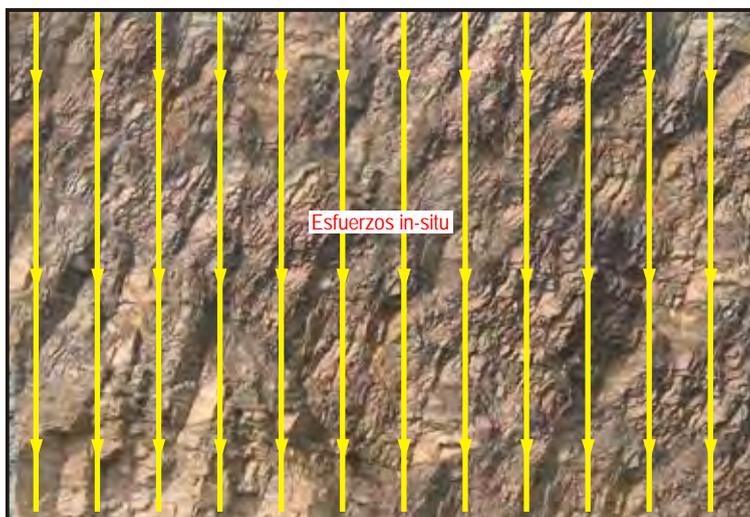


Figura 2.12 Esfuerzos antes de la excavación.

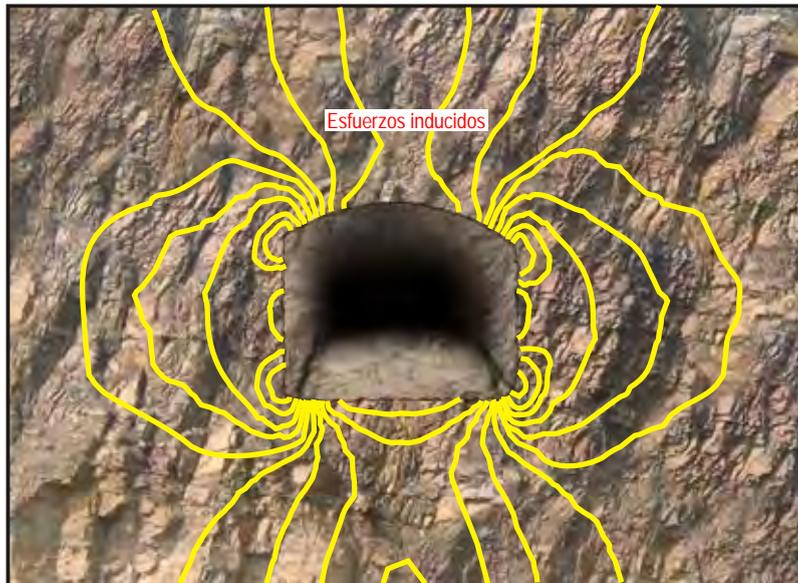


Figura 2.13 Esfuerzos inducidos alrededor de una excavación simple.

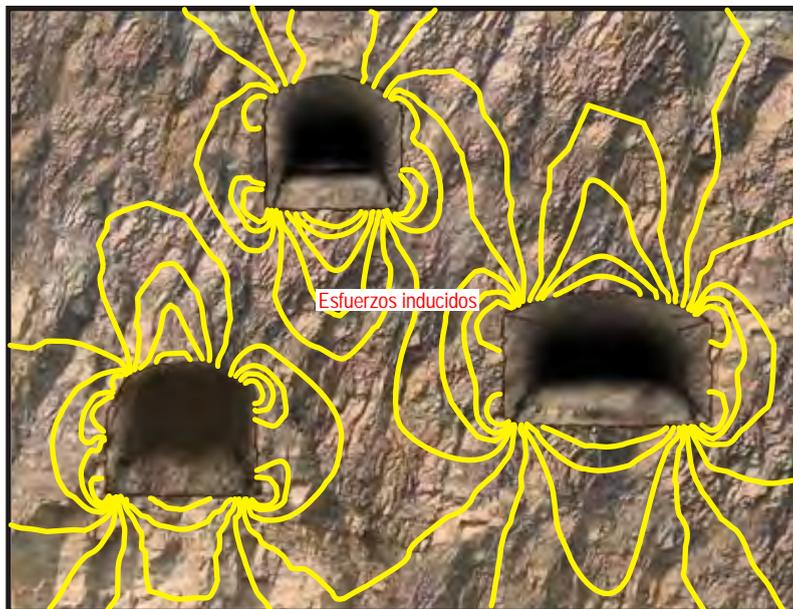


Figura 2.14 Esfuerzos inducidos alrededor de excavaciones múltiples.

2.4.1 Esfuerzos en roca masiva o levemente fracturada

Dependiendo de la intensidad de los esfuerzos, en este caso pueden ocurrir descostramientos, astillamientos, lajamientos, reventazones y hasta estallido de rocas. Estos tipos de falla son típicos particularmente en rocas duras pero frágiles. En el país se observan estos fenómenos en rocas volcánicas, intrusivas y sedimentarias (calizas) asociadas a yacimientos polimetálicos y auríferos, en donde el minado se viene llevando a cabo entre profundidades de 500 a 1300 m, que es la máxima profundidad que han alcanzado algunas minas.



Figura 2.15 Roca masiva o levemente fracturada sometida a altos esfuerzos, en donde pueden ocurrir astillamientos, laminamientos, reventazones y hasta estallidos de rocas.

Cuando una roca está fallando, genera ruidos (chasquidos y golpes), principalmente en el frente de avance. Cuando se escuchan ruidos de la roca en un área de la mina que normalmente es silenciosa, el área debe ser rastreada. Algunas excavaciones son muy ruidosas porque la roca está continuamente relajándose. También es importante considerar cuando estas áreas se convierten en áreas silenciosas, por que esto implicaría un potencial fallamiento de la roca, debido a que se encontraría relajada y aflojada, constituyendo riesgo inminente de caída de rocas.

2.4.2 Esfuerzos en roca fracturada

En condiciones de altos esfuerzos, la falla de la roca ocurre de manera similar a lo indicado para rocas masivas o levemente fracturadas, como resultado de deslizamientos sobre las superficies de discontinuidades y también por trituración de los bloques rocosos. Asimismo, en el país ocurren estos fenómenos en rocas volcánicas, intrusivas y sedimentarias (calizas) asociadas a yacimientos polimetálicos y auríferos, en donde el minado se lleva a cabo entre profundidades de 500 a 1300 m.

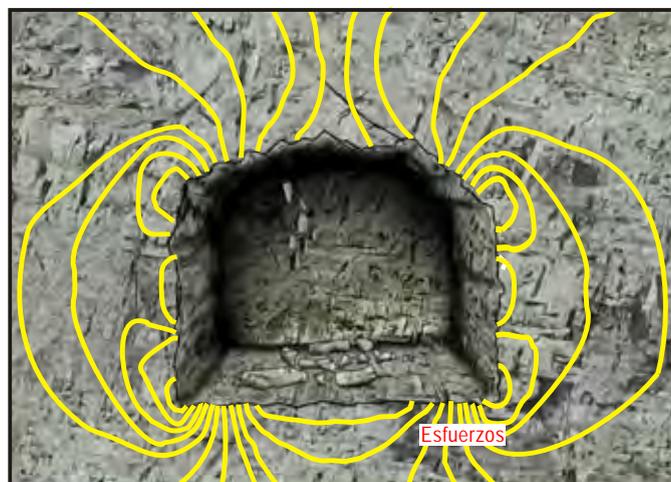


Figura 2.16 Roca fracturada en donde los altos esfuerzos producen fallas por deslizamientos a través de las discontinuidades y por trituración de los bloques rocosos.

Además, se debe señalar también que los esfuerzos acentúan las formas de fallamiento de la masa rocosa formando cuñas, bloques tabulares o lajas, bloques irregulares, etc.

Una masa rocosa fracturada sujeta a esfuerzos tensionales, sufrirá un relajamiento de esfuerzos, siendo más propensa al colapso. Para mantener estable este tipo de masas rocosas, se deberá buscar mediante la instalación del sostenimiento, un estado de esfuerzo compresional en la periferia de la excavación.

2.4.3 Esfuerzos en roca intensamente fracturada o débil

En este caso, en condiciones de altos esfuerzos, ocurren fallas de tipo dúctil o plástica, en donde la masa rocosa circundante a una labor minera falla por deslizamiento a través de las superficies de las discontinuidades y por trituración de las piezas rocosas. En rocas débiles, los esfuerzos producen altas deformaciones en los contornos de la excavación, con levantamiento del piso.

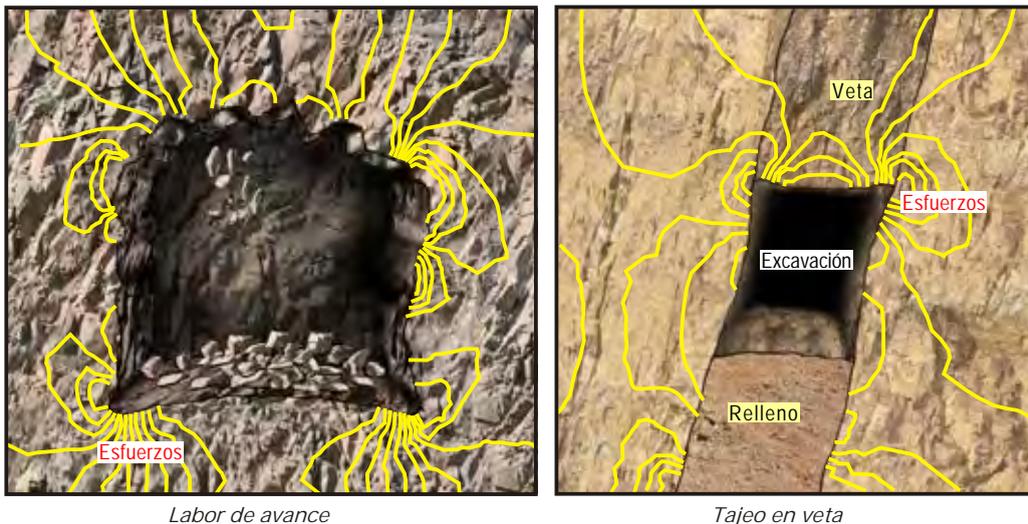


Figura 2.17 Roca severamente fracturada o débil en donde ocurren fallas por deslizamientos a través de las discontinuidades y por trituración de las piezas rocosas, produciéndose altas deformaciones en los contornos de la excavación.

2.4.4 Esfuerzos en roca estratificada

En rocas estratificadas, plegadas o laminadas, pueden ocurrir procesos de rotura frágil como el mostrado en la figura.

La separación o despegue del techo o caja techo inmediatos, su cargado y deflexión hacia el vacío minado ya no solo ocurre por efecto de la gravedad, sino que son acentuados por la acción de los esfuerzos.

En condiciones de altos esfuerzos también puede ocurrir el levantamiento del piso de la excavación, problema relacionado principalmente al método de minado de cámaras y pilares.

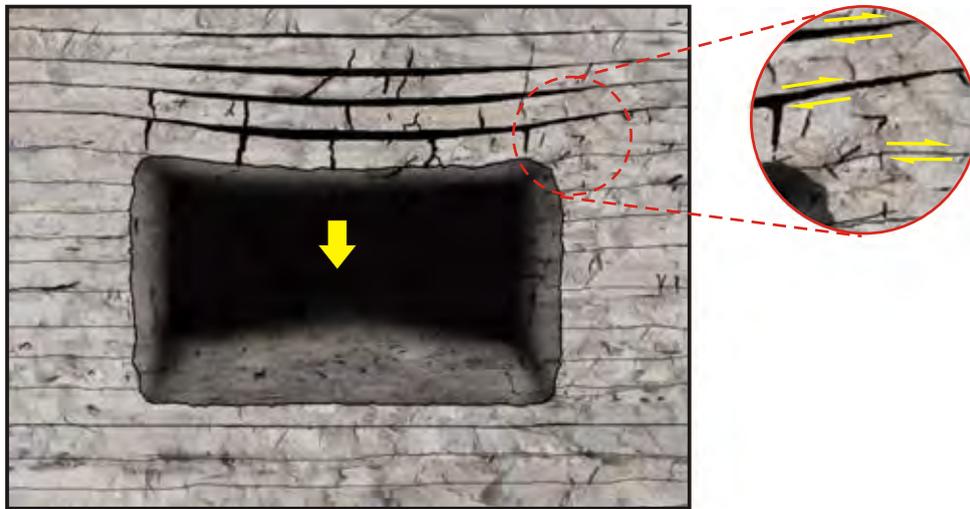


Figura 2.18 Deslizamientos y separación de la roca en la periferia de la excavación, en ambientes de altos esfuerzos.

2.4.5 Esfuerzos en presencia de fallas y zonas de corte

En zonas de fallas geológicas o zonas de corte presentes en la excavación, los esfuerzos hacen que la roca sea más propensa a soltarse o aflojarse.

Como estos rasgos estructurales generalmente son continuos, persisten sobre dimensiones que exceden a la excavación, siendo necesario examinar también la posibilidad y consecuencias del deslizamiento bajo la acción de los esfuerzos.



Figura 2.19 Deslizamiento a través de una falla.

2.4.6 Esfuerzos en rocas expansivas

Este tipo de rocas en presencia de agua presentan características de hinchamiento por la actividad de expansión química. El hinchamiento de la roca genera presiones que pueden llevarla al colapso o dañar los sistemas de sostenimiento. El problema de hinchamiento de la roca, puede ocurrir a cualquier profundidad del minado.



Figura 2.20 Daños al sostenimiento por presiones de rocas expansivas.

2.5 INFLUENCIA DEL AGUA SUBTERRÁNEA

En rocas masivas o levemente fracturadas, la presencia del agua no tiene influencia significativa.

En rocas fracturadas o estratificadas, la influencia del agua en las fisuras es un aspecto importante a considerar. Cuando en las fisuras hay presencia de agua, ésta ejerce presión y actúa como lubricante, además puede lavar el relleno débil de las fracturas, complicando la situación de la excavación.



Figura 2.21 El agua puede lubricar las familias de discontinuidades y permitir que las piezas de rocas se muevan.

En rocas intensamente fracturadas, la presencia del agua acelera el proceso de aflojamiento, especialmente en ambientes de altos esfuerzos donde el aflojamiento de la roca será muy rápido.

La observación de cambios en la humedad, en el techo y paredes de la excavación, ayuda en el reconocimiento de posibles fallas de la roca, como resultado de las variaciones de los esfuerzos. Si el agua empieza a filtrarse a través de la roca dentro de un área que es normalmente seca, es un signo de que la roca está pasando por cambios de esfuerzos, estos cambios harán que las fracturas se abran o se extiendan, empezando a manifestarse la humedad. Similarmente, si un área normalmente con presencia de agua empieza a secarse, también deberá tomarse como una indicación de que la roca está ganando esfuerzos.



Figura 2.22 Aflojamiento de la roca y deslizamiento a través de una falla por la presencia de agua.

La presencia de agua en las fallas geológicas y zonas de corte, influye significativamente en la estabilidad de la masa rocosa de una excavación.

La presencia de agua en la roca intemperizada y débil, puede acelerar el aflojamiento y actuar como lubricante para producir deslizamientos. En ambientes de altos esfuerzos, la situación de la estabilidad de la masa rocosa se complica.

Finalmente, en las rocas expansivas, el agua es el detonador del hinchamiento de las mismas, con la consecuente generación de altas presiones y deformaciones que pueden llevarla a la falla o dañar los sistemas de sostenimiento.

Es importante considerar que la presencia de agua ácida daña a los sistemas de sostenimiento, produciendo corrosión a los elementos de fierro, acero y deterioro del concreto. Con el tiempo, los elementos de sostenimiento perderán su efectividad, creando situaciones de peligro de caída de rocas.

Otro aspecto a ser considerado como peligro de caída de rocas, es la influencia del agua del relleno hidráulico sobre las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones. Si no se implementan sistemas adecuados de drenaje del agua de relleno, las filtraciones debilitarán a la masa rocosa del entorno, particularmente a las rocas débiles, haciéndolas propensas al aflojamiento.

2.6 INFLUENCIA DE LA FORMA, TAMAÑO Y ORIENTACIÓN DE LAS EXCAVACIONES

2.6.1 Forma de la excavación

La forma que adopte el contorno de una excavación, tendrá influencia favorable o desfavorable en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de dicha excavación. En general, las formas esquinadas representan condiciones desfavorables para la estabilidad, mientras que el "efecto arco" favorece a la estabilidad.

En rocas masivas y frágiles, la estabilidad es gobernada por la forma del contorno de la excavación. Formas rectangulares, pueden exhibir altas concentraciones de esfuerzos en las esquinas que pueden resultar en la falla. Un techo plano puede exhibir concentraciones de esfuerzos de tracción y también resultar en una falla. El arqueado de los techos de los tajeos, sin embargo, elimina los esfuerzos críticos y ofrece una abertura estable sin peligro de falla.

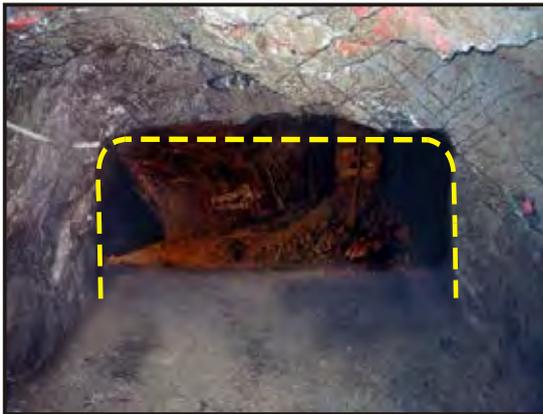


Figura 2.23
Forma desfavorable
de una excavación.



Figura 2.24
Forma favorable
de una excavación.

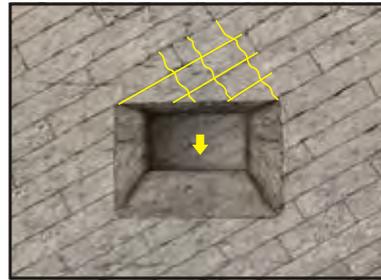
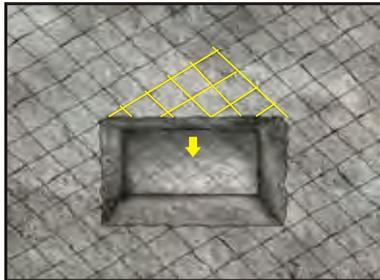
En rocas diaclasadas, el máximo tamaño de las cuñas depende del tamaño y la geometría del tajeo o de la galería. Cuñas y bloques de gran tamaño pueden caer a lo largo de la abertura de la excavación, resultando en el agrandamiento de la sección.



Figura 2.25 Agrandamiento de la sección de la excavación por inestabilidades de cuñas y bloques.

Una solución a esto es la forma de la excavación para acomodarse a los rasgos estructurales dominantes de la masa rocosa. Aunque las excavaciones no tendrían una estética apropiada, pero serían más estables, de lo contrario se tendría que utilizar el sostenimiento. En las siguientes figuras se muestran algunos casos, aplicables a labores de avance y tajeos, estos últimos particularmente importantes en los métodos de minado por shrinkage, como también en corte y relleno, donde se podrá controlar adecuadamente las condiciones de estabilidad de la corona y cajas.

**Cuñas rocosas
Excavaciones inestables**



Excavaciones estables



Figura 2.26 Formas de excavaciones en función de los planos geológicos estructurales.

2.6.2 Tamaño de la excavación

El tamaño de una excavación tiene que ser compatible con las condiciones geomecánicas de la masa rocosa. Cuando las condiciones geomecánicas no lo permiten y se intenta hacer crecer el tamaño de la excavación, se genera un peligro potencial, si es que no se adoptan medidas de control de la estabilidad de la masa rocosa.

Cuando el tamaño de la excavación crece, los techos, paredes o cajas están expuestos a mayores rasgos estructurales de la masa rocosa. Luego, los bloques y cuñas que se autosostenían cuando la excavación era pequeña, ahora tienen menos autosostenimiento, lo cual representa un peligro potencial.

En rocas fracturadas en donde las familias de diaclasas u otras discontinuidades forman bloques rocosos de tamaño mediano a grande, éstos tienden a presionarse uno contra el otro en el contorno de la excavación, logrando autosostenerse, especialmente en excavaciones de tamaño pequeño.



Figura 2.27 Cuando las dimensiones de la excavación crecen, aumenta la posibilidad de que la roca pueda deslizarse o caerse.

En masas rocosas de estratificaciones horizontales planas, el agrandamiento de la excavación va a afectar la estabilidad de la misma, dependiendo del espesor del estrato, debido a la capacidad de autosostenimiento de los estratos y también de los esfuerzos. Si el tamaño de la excavación permite que las capas rocosas se muevan unas en relación a otras, entonces la falla de la excavación puede ocurrir.

Hay otras formas de cuñas en la periferia de la excavación, por ejemplo la que se muestra en la Figura 2.28, en donde se está desarrollando la excavación con cuñas

biplanares en el techo, si se ensancha la excavación, la cuña irá creciendo para llegar inevitablemente al colapso, debido al incremento de su peso. La misma conclusión se puede establecer para las cuñas tetrahedrales. Este ejemplo demuestra que el incremento del ancho de la excavación puede reducir las condiciones de su estabilidad.

En rocas intensamente fracturadas y débiles, obviamente el crecimiento de la excavación significará el colapso de la misma.

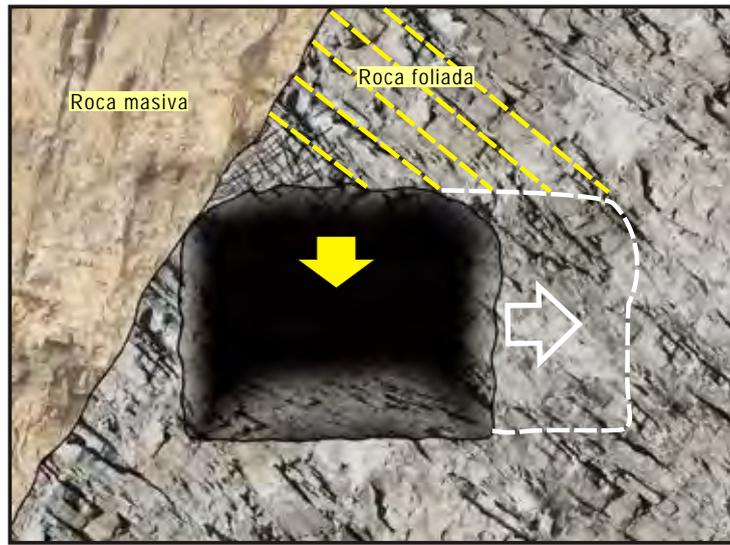


Figura 2.28 Cuñas potencialmente inestables con el incremento del ancho de la excavación

2.6.3 Orientación de las excavaciones

La roca puede ser minada con mayor seguridad en una dirección que en otra, la dirección preferencial de avance de la excavación es determinada por el rasgo estructural dominante de la masa rocosa. Minar en la dirección preferencial de avance, significará tener condiciones más ventajosas para la estabilidad de la excavación. Contrariamente, minar en la dirección de avance menos favorable, puede alterar o debilitar la estabilidad de la masa rocosa durante la vida de la mina, representando peligro de caída de rocas.

Si una excavación avanza en forma paralela a un sistema principal de discontinuidades o al rumbo de los estratos, fallas principales y zonas de corte, las condiciones de estabilidad de la masa rocosa serán muy desfavorables por el debilitamiento de la roca, principalmente cuando el buzamiento de estas estructuras es mayor de 45° .

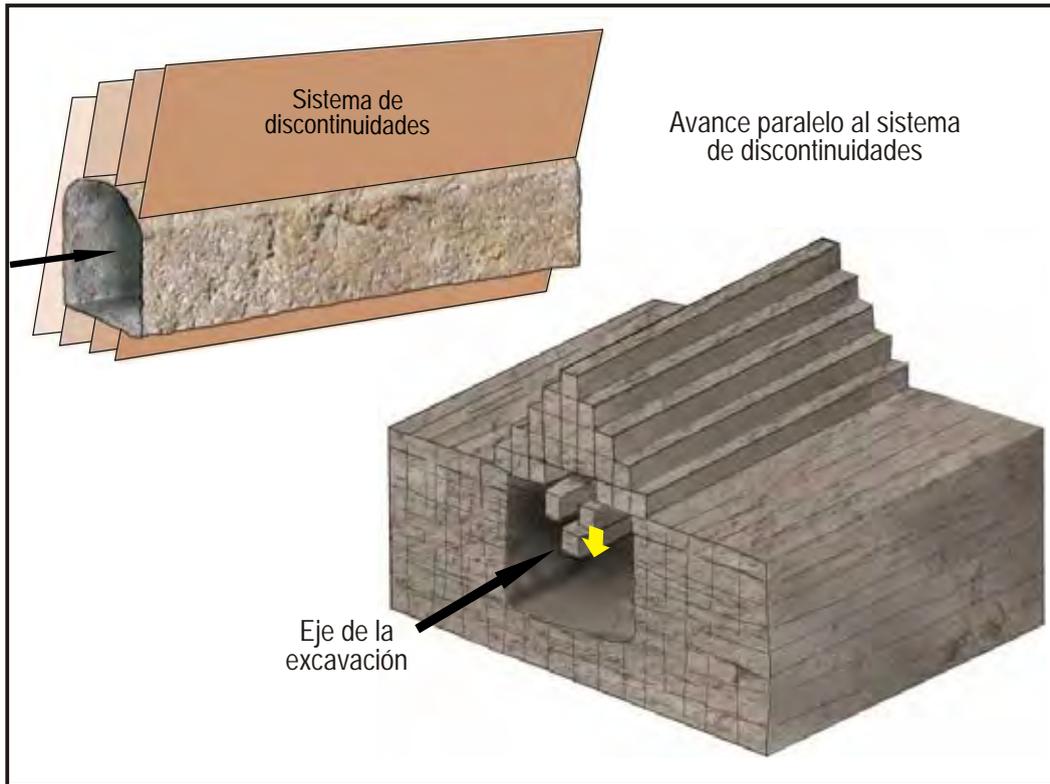


Figura 2.29 Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad.

En ambientes de altos esfuerzos, el fallamiento de la roca es una constante preocupación, particularmente si la excavación avanza cerca de una falla geológica. En este caso, los esfuerzos se concentran en el área ubicada entre la falla y la excavación y si estos esfuerzos exceden la resistencia de la roca, puede ocurrir la falla. En rocas competentes pueden ocurrir reventazones y hasta estallido de rocas en ambientes de altos esfuerzos.



Figura 2.30 Problemas de inestabilidad cuando la excavación avanza paralela a una falla

Lo ideal para tener condiciones de estabilidad favorables de la masa rocosa en una excavación, es que ésta avance en forma perpendicular, cruzando al sistema principal de discontinuidades o al rumbo de los estratos, fallas principales y zonas de corte, es decir, al rasgo estructural dominante de la masa rocosa.



Figura 2.31 Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las mismas que presentan buena estabilidad.

En vetas o cuerpos mineralizados angostos, no hay opción de seguir la excavación atravesando las discontinuidades, pues la única forma de llevar a cabo el minado es seguir el rumbo de la estructura. En estos casos, dependiendo de las condiciones de calidad de la masa rocosa, el sostenimiento constituirá un componente importante del minado. En vetas o cuerpos mineralizados que tengan mayor a 10 m de potencia, si se puede aprovechar este principio, lo cual influirá favorablemente en las condiciones de estabilidad de la labor minera.

El principio señalado también es aplicable al caso de cuñas biplanares, no siendo recomendable que el eje de la excavación sea paralelo a la cuña biplanar, sino que la excavación atraviese la cuña, es decir, que el rumbo de la cuña sea perpendicular al eje de la excavación, en este caso, las mismas familias de discontinuidades permitirán el autosostenimiento de la excavación.

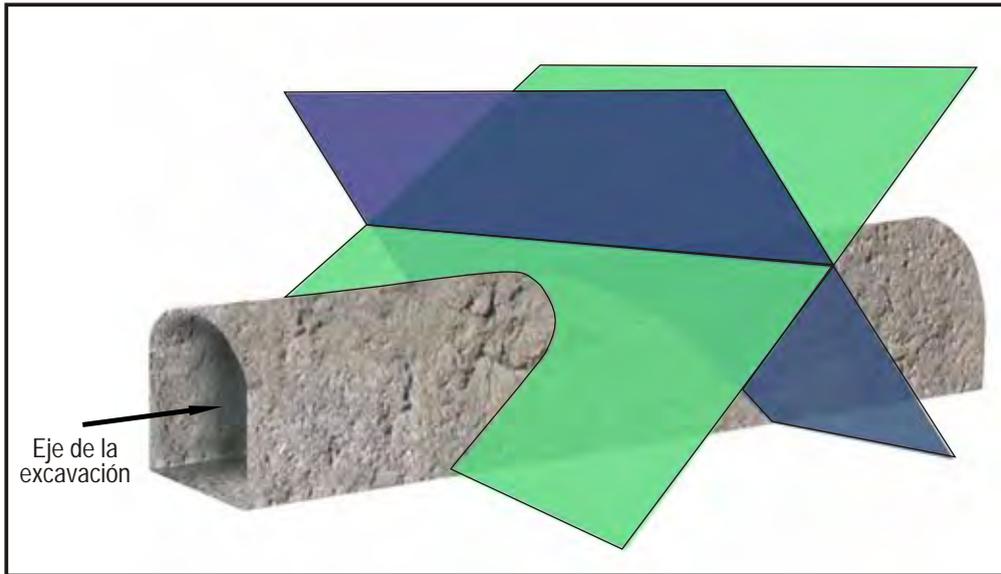


Figura 2.32 En lo posible, la excavación debe atravesar la cuña.

Así mismo, el mencionado principio también es aplicable al caso de labores mineras en zonas de pliegues con anticlinales y sinclinales. En este caso, la ubicación y dirección de avance de las excavaciones influirán en las condiciones de estabilidad de las excavaciones. En general, las labores cuyo avance es perpendicular a los ejes de los plegamientos, presentarán mejores condiciones de estabilidad respecto a las orientadas en forma paralela a los ejes, siendo las más desfavorables las paralelas a los ejes de los sinclinales por la concentración de los flujos de agua y de los esfuerzos.

Estas consideraciones son particularmente aplicables a los casos de túneles y galerías para drenajes, transporte, etc., que son labores comunes en una mina.

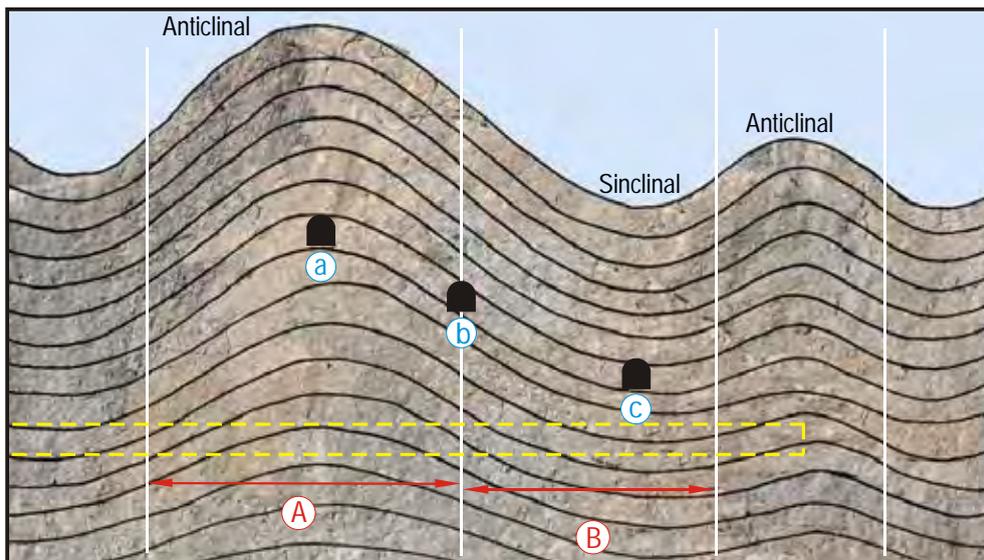


Figura 2.33 (a) Condiciones regulares; (b) Condiciones desfavorables; (c) Condiciones muy desfavorables. A) Tramo de galería de condiciones favorables; B) Tramo de condiciones desfavorables.

2.7 INFLUENCIA DEL ESQUEMA Y SECUENCIA DE AVANCE DEL MINADO

2.7.1 Tipos de excavaciones en el minado subterráneo

La explotación de minas subterráneas, involucra la ejecución de una serie de excavaciones rocosas de varias formas, tamaños y orientaciones, que cumplen determinadas funciones para apoyar al proceso de minado. Estas excavaciones son de tres tipos:

- Los tajeos o fuentes de producción de mineral, que son aberturas temporales.
- Los accesos y aberturas de servicios para los tajeos o denominados también labores de preparación, como las galerías y cruceros de acceso, cámaras o galerías de perforación, chimeneas de acceso, chimeneas para relleno, chimeneas para evacuación del mineral, ventanas de carguío, etc., que también son aberturas temporales.
- Los accesos y aberturas de servicios permanentes, tales como galerías de nivel, rampas, piques, conductos de ventilación, cámaras especiales, etc.

Los tajeos usualmente constituyen las excavaciones más grandes, generados durante la explotación de un yacimiento, por lo que su área de influencia en la perturbación de la masa rocosa circundante será mayor que otros tipos de excavaciones. Los efectos adversos del minado en tajeos pueden ser disminuidos o aún eliminados, por apropiados esquemas y secuencias de avance del minado.

Los accesos y aberturas de servicios para los tajeos generalmente están ubicados dentro del área de influencia de los mismos, por lo que en ciertos casos, pueden estar sometidos a condiciones severas y adversas, si no se adoptan medidas de control de estabilidad adecuadas, según las condiciones geomecánicas de la masa rocosa, para asegurar su funcionamiento mientras procedan las excavaciones adyacentes.

Los accesos y aberturas de servicios permanentes deben mantenerse seguros a lo largo de la vida de la mina, por lo que es importante ubicarlos en áreas donde las perturbaciones de la masa rocosa sean mínimas o tolerables.

Llevar a cabo el minado de un yacimiento sin considerar todos estos conceptos, significará generar peligros de caída de rocas y por tanto riesgos para el personal y los equipos.

2.7.2 Esquema y secuencia de avance del minado

Se debe partir del principio que un yacimiento mineral puede ser extraído de muchas maneras. Existen variadas estrategias para establecer esquemas y secuencias de avance del proceso de excavación durante la explotación de una mina. De estas estrategias, algunas se adaptan mejor que otras a las condiciones geomecánicas y condiciones naturales presentes en el yacimiento (principalmente a la morfología de la mineralización), de tal manera que se puedan obtener ventajas significativas en la estabilidad de la masa rocosa.

El esquema y secuencia de avance del minado no puede ser generalizado para todas las minas. Cada mina tiene sus propias particularidades, dependiendo de sus propias condiciones geomecánicas y naturales, por ello es importante que el esquema y secuencia de avance del minado sea definido para cada mina, como parte del planeamiento y diseño del minado. A continuación se darán algunos criterios para ilustrar el tema.

2.7.2.1 El caso de pilares

En el minado subterráneo se utilizan diferentes tipos de pilares: **pilares cuadrados**, **rectangulares** o **irregulares** asociados al método de minado por cámaras y pilares; pilares largos o denominados también pilares de costilla, asociados al método de minado de tajeos abiertos por subniveles con taladros largos, en el cual los pilares son recuperados como tajeos secundarios, después del relleno de los tajeos primarios; **pilares de corona** o denominados también pilares puentes, asociados principalmente al método de minado por corte y relleno en yacimientos con alto buzamiento; y los **pilares de protección**, que tienen la función de proteger al minado adyacente o a excavaciones permanentes como piques, chimeneas u otras instalaciones importantes.

En el caso de los pilares, hay factores que afectan su resistencia y que están relacionados a los defectos o rasgos estructurales que están presentes en el pilar y la forma y orientación de los mismos.

Para el caso de los pilares utilizados en el método de minado por cámaras y pilares, podemos ilustrar mejor la influencia del esquema y la secuencia de avance del minado en la estabilidad de los mismos.

Consideremos a manera de ejemplo un cuerpo mineralizado en donde se presenta una masa rocosa fracturada con tres sistemas típicos de discontinuidades, dos de ellos de rumbos más o menos paralelos y buzamientos opuestos, el tercero con rumbo más o menos perpendicular a los anteriores y cualquier buzamiento. Si se decidiera hacer pilares cuadrados o rectangulares con

relación $W/H = 1/2$ y un esquema como el de la Figura 2.34 por ejemplo, en este caso los dos primeros sistemas de discontinuidades interceptarían al cuerpo del pilar de pared a pared, si es que los pilares tuvieran una altura determinada y un ancho limitado. En este caso, ocurriría el debilitamiento de los pilares, lo cual constituiría un problema de falla potencial de la roca.

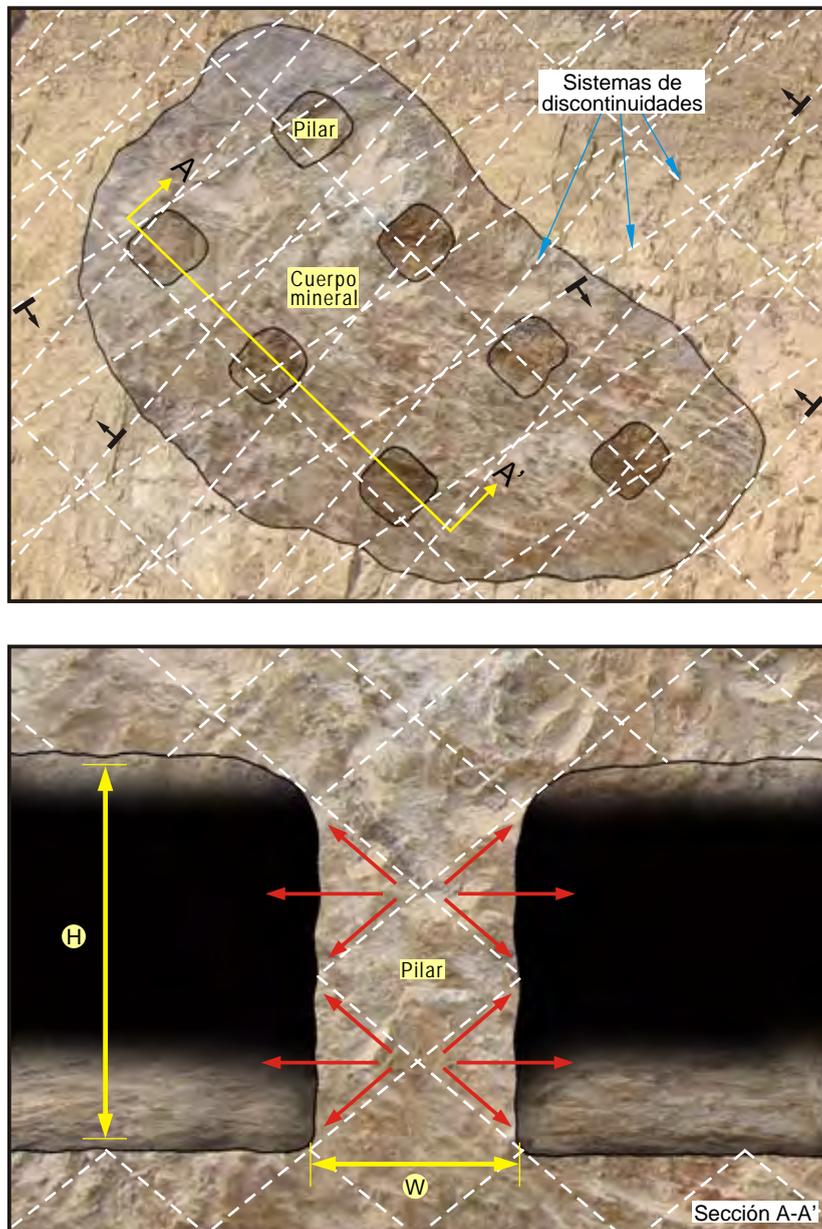


Figura 2.34 Esquema de pilares desfavorables para la estabilidad de los mismos.

La solución sería hacer pilares rectangulares, alineando el lado mayor perpendicular a los dos primeros sistemas de discontinuidades. En este caso, el ancho de los pilares no tendría intersecciones de discontinuidades de pared a pared y por lo tanto serían mucho más resistentes y estables, aunque las cuñas rocosas en la pared de los pilares podrían moverse, esto no afectaría significativamente la estabilidad de los mismos.

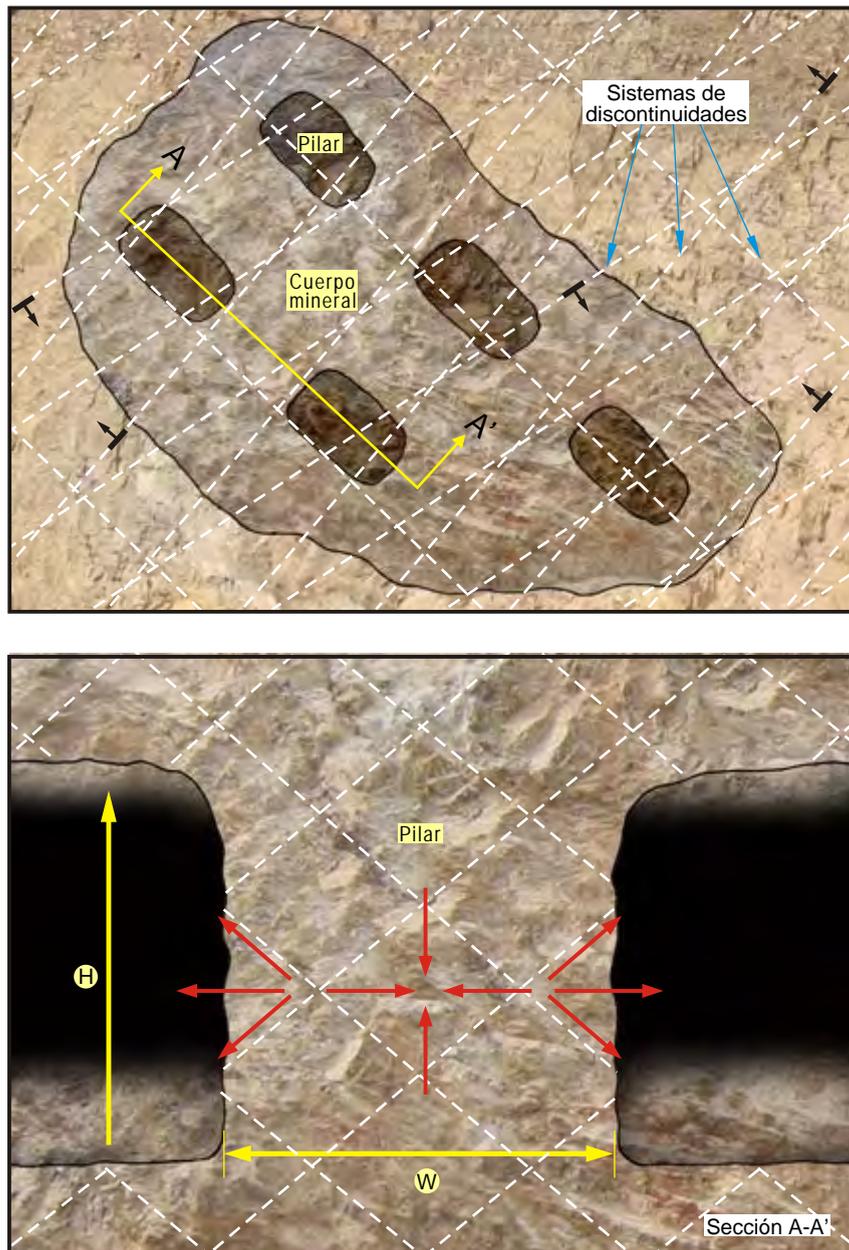


Figura 2.35 Esquema de pilares favorables para estabilidad de los mismos.

Por otro lado, la presencia de fallas geológicas o zonas de corte pueden influir significativamente en la adopción del esquema de minado por cámaras y pilares, y por lo tanto en las condiciones de estabilidad de las mismas. Los sistemas de minado deberían integrar las fallas o zonas de corte a los pilares para mantener los techos de los tajeos en roca competente. Esta será una razón por la que algunas veces el esquema de los pilares no será uniforme, variando sus anchos de acuerdo a la presencia o ausencia de fallas o zonas de corte.

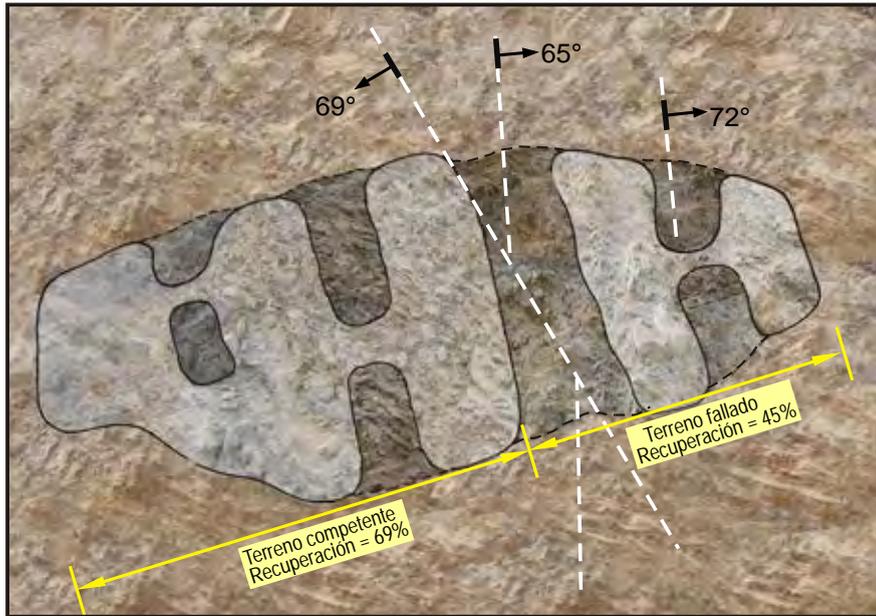


Figura 2.36 Esquema de cámaras y pilares para acomodarse al fallamiento.

La intersección de los pilares por fallas geológicas o zonas de corte es otro aspecto a considerar. Como ejemplo ilustrativo se presentan los dibujos (A), (B) y (C), de tres casos de intersecciones en pilares largos o de costilla.

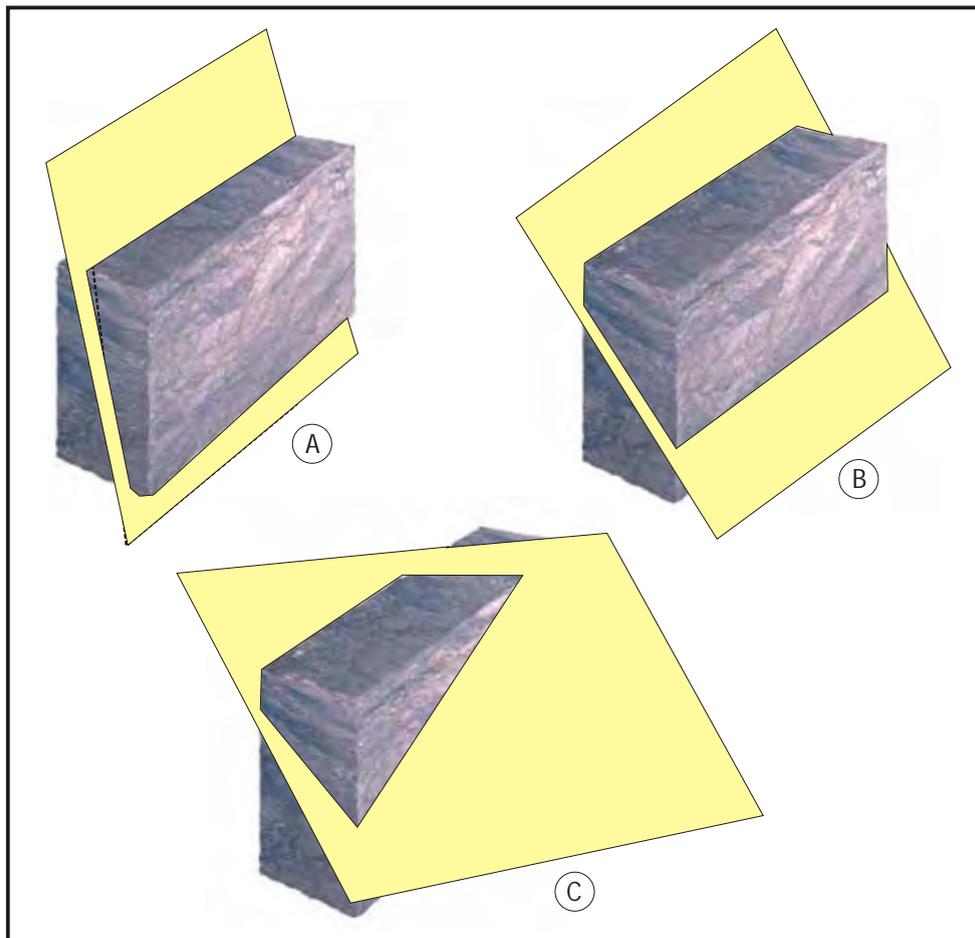


Fig. 2.37 Modelos de intersección entre los pilares largos o de costilla y los planos de falla.

En el caso del dibujo (A), el pilar y la falla tienen rumbos más o menos paralelos, pero la falla tiene alto buzamiento, por lo que no llega a interceptar al pilar de pared a pared. Este modo de intersección da las condiciones más estables al pilar.

En el caso del dibujo (B), también el pilar y la falla tienen rumbos más o menos paralelos, pero en este caso por el menor buzamiento de la falla, ésta intercepta al pilar de pared a pared. En este caso habrá un debilitamiento del pilar y hasta podría ocurrir el deslizamiento a través de la falla. Para una completa estabilidad se tendría que hacer un pilar de mayor ancho, para mantener a la falla dentro del pilar.

En el caso del dibujo (C), el pilar es interceptado por la falla transversalmente y longitudinalmente. En este caso la estabilidad del pilar disminuirá significativamente, a causa de que los planos de la cuña tienen libertad para moverse horizontal y verticalmente. El incremento del ancho del pilar no mejoraría las condiciones de estabilidad, pero sí la disminución de la altura del pilar, aunque esto significaría una reducción de la recuperación del mineral.

En el caso del minado por cámaras y pilares, el esquema de pilares puede ser planeado para soportar los techos fallados, muy particularmente los pilares deberán ubicarse en las áreas de intersección de las fallas. Este esquema de pilares es útil para controlar mejor las condiciones de estabilidad de las excavaciones.

Otro aspecto importante a considerar en el caso de vetas o cuerpos mineralizados inclinados, es la forma y orientación de pilares.

Los pilares de rumbo, en particular los pilares largos, son inherentemente inestables y deben ser evitados, ellos sufren una falla progresiva rápida, aún cuando están reforzados con pernos de roca cementados o cables. Una forma de estabilizar los pilares de rumbo, es agrandando su ancho o inclinando las paredes

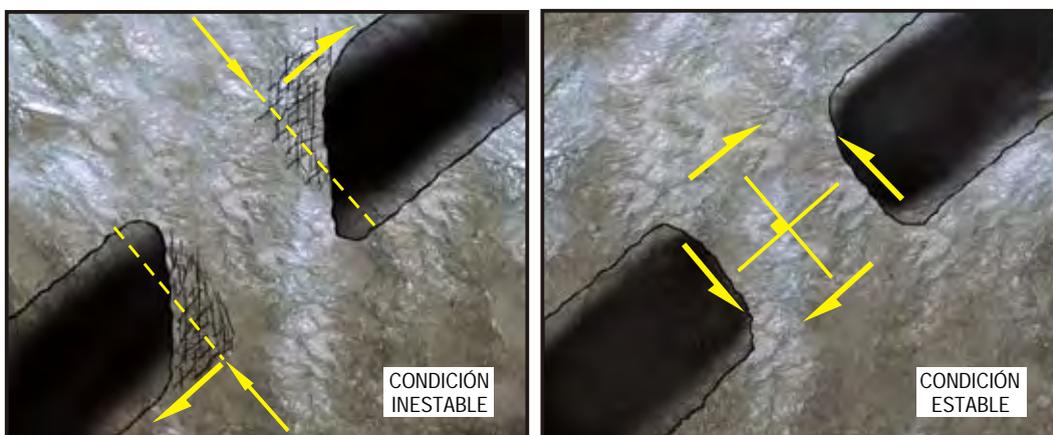


Figura 2.38 Pilar inestable (cargas de momento). Pilar estable (cargas de corte).

Los pilares largos de buzamiento son más atractivos desde el punto de vista de la estabilidad, que los pilares largos de rumbo.

La resistencia de los pilares aumenta con el confinamiento del relleno, por lo que es recomendable su uso. Cuando se van a recuperar pilares, dependiendo de la altura del pilar, el relleno deberá ser cementado para asegurar la estabilidad de las paredes del mismo.

También es muy importante para la estabilidad de los pilares y de las cámaras, que los pilares tengan una adecuada cimentación, es decir, el pilar debe estar apoyado en la masa rocosa in-situ. Para mantener adecuadas condiciones de cimentación, el pilar debe tener continuidad vertical a medida que vayan avanzando los cortes ascendentes de mineral, de lo contrario, si el pilar no tuviera una buena base o cimentación, habría problemas de inestabilidad tanto del pilar como de las cámaras, creando situaciones de peligro durante el minado.

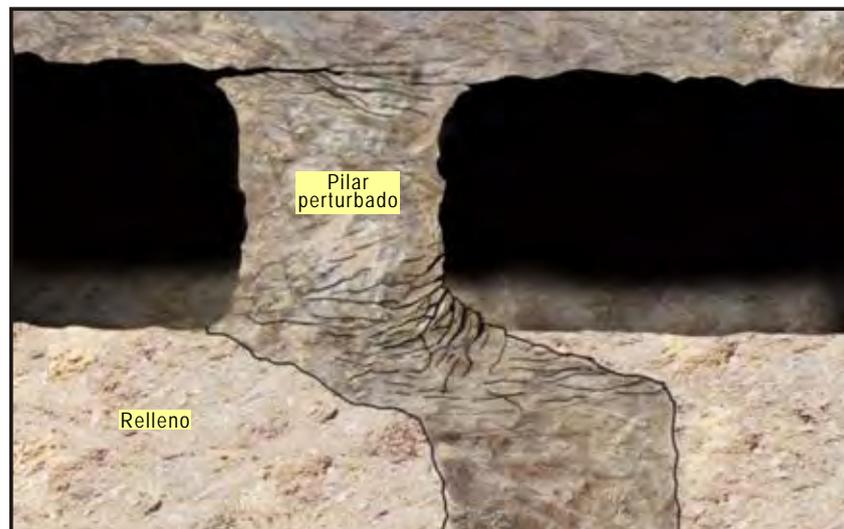


Figura 2.39 Incorrecto.

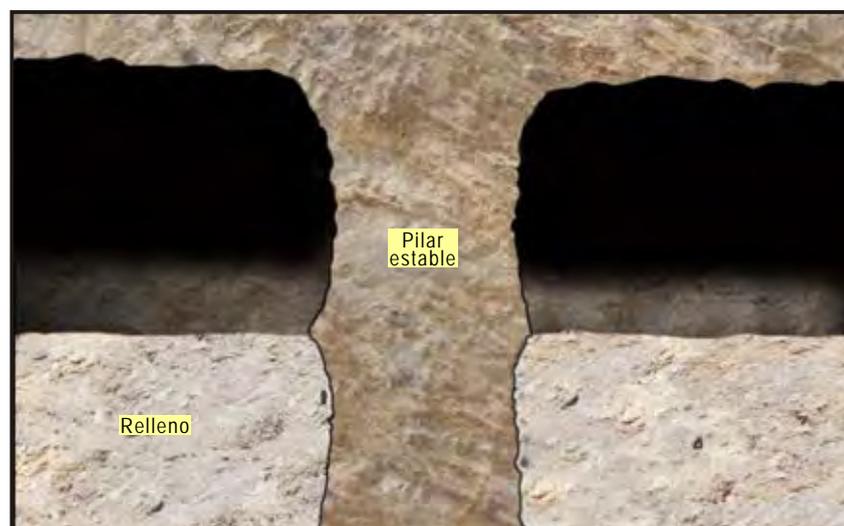


Figura 2.40 Correcto

A medida que se ejecutan las excavaciones, los esfuerzos continuamente se reacomodan entre sí y cuánto más se acerquen las excavaciones, los esfuerzos pueden empezar a interactuar con los esfuerzos de campo. Este compuesto o traslape de esfuerzos puede resultar en la falla de los pilares, por este motivo es importante un adecuado diseño de éstos.

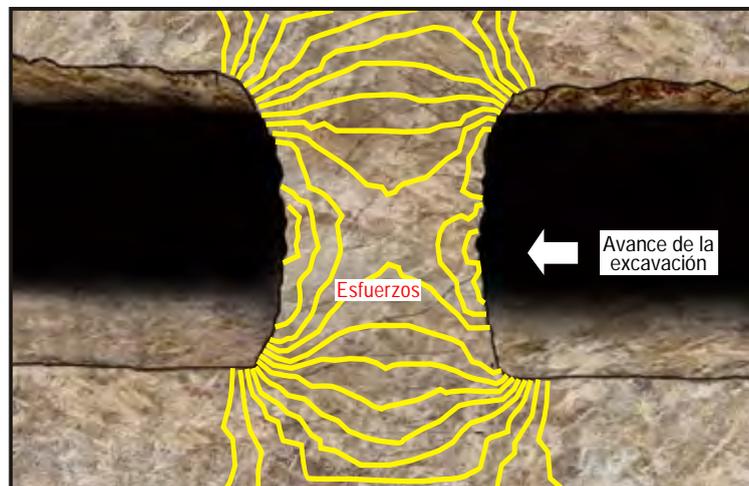


Figura 2.41 Concentración de los esfuerzos en el pilar que puede llevar a su fallamiento.

Los diferentes principios señalados también son aplicables a los pilares de corona, utilizados mayormente en el método de corte y relleno, en los cuales es importante la altura de los mismos para tener condiciones adecuadas de estabilidad. Si los pilares no están adecuadamente dimensionados habrá peligro de caída de rocas.

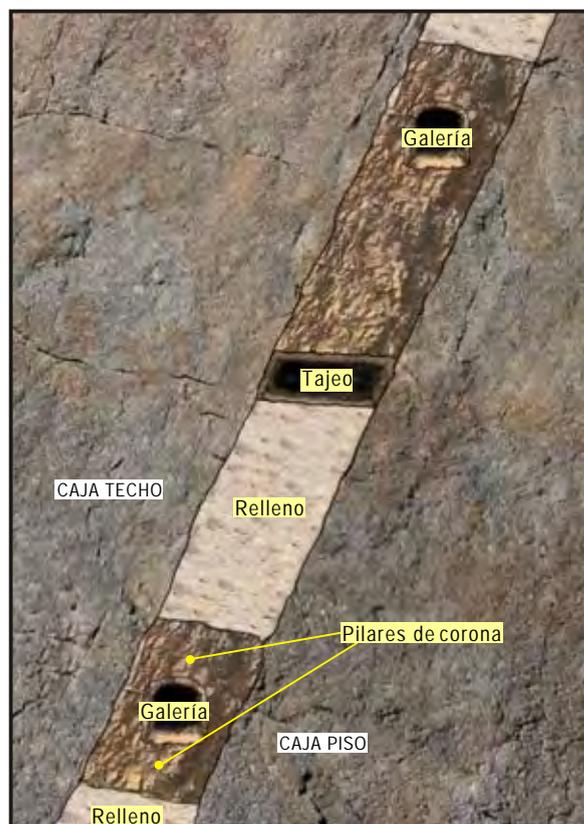


Figura 2.42 Puentes o pilares de corona cuya altura depende de la calidad de la masa rocosa.

2.7.2.2 El caso de excavaciones adyacentes

Las labores de preparación son ejecutadas antes de minar los tajeos. Principalmente en estas labores y también en algunas labores permanentes cercanas a los tajeos, que inicialmente se encuentran estables, el relajamiento o la concentración de los esfuerzos en la periferia de la excavación, puede llevar al colapso de las cuñas y bloques, generando peligro de caída de rocas.

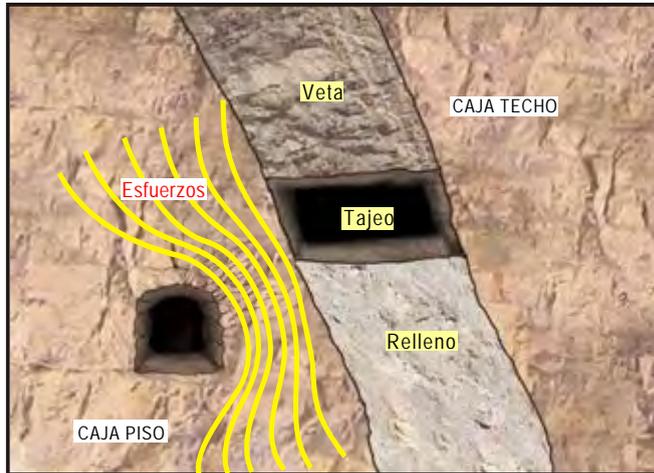


Figura 2.43
Influencia del minado adyacente sobre una labor de preparación cercana.

La relajación o concentración de esfuerzos puede ocurrir por efecto del minado en tajeos o excavaciones adyacentes, por los efectos de la voladura y por la acción del tiempo. En general, cualquier actividad de minado, perturbará el estado inicial de entrelazamiento de las superficies de las diaclasas y reducirá la capacidad de la masa rocosa para soportar sus bloques rocosos de la periferia. Cuanto más grande sea una excavación, su efecto sobre las excavaciones vecinas será mayor.

2.7.2.3 Minado hacia estructuras principales

El minado hacia estructuras principales como fallas, zonas de corte y diques, es similar al minado hacia otra excavación. A medida que la distancia entre las dos se va reduciendo, los esfuerzos comienzan a concentrarse en un área cada vez más pequeña, al punto que puede ocurrir una falla en la excavación, esto es particularmente cierto si el minado se lleva a cabo en un área de altos esfuerzos.

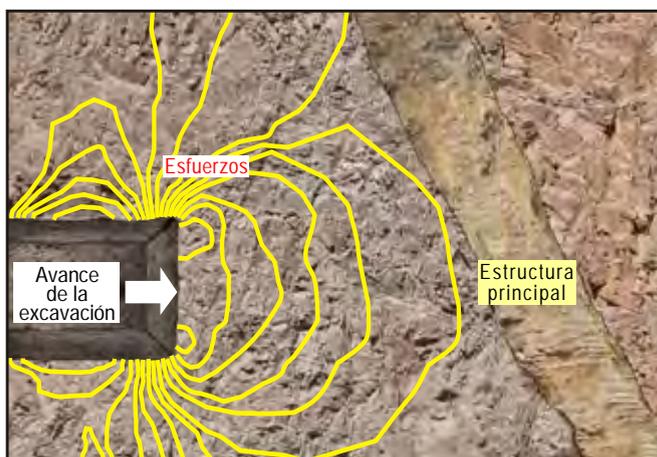


Figura 2.44
Esquema de incremento de esfuerzos por el avance hacia estructuras principales.

Las fallas y zonas de corte pueden influenciar significativamente en la estabilidad de la mina, particularmente en el caso de las operaciones en tajeos. Por ejemplo en el caso de un cuerpo mineralizado fallado en el cual el minado está siendo llevado a cabo por el método de corte y relleno, el avance horizontal del tajeo hacia la zona de falla, podría conducir a problemas de inestabilidad de la masa rocosa y en el caso de ambientes sobreesforzados, a estallidos de roca. Bajo estas circunstancias, los cambios en la secuencia de avance del minado (es decir el invertir la dirección de avance del tajeo) pueden mejorar las condiciones de estabilidad de la excavación.

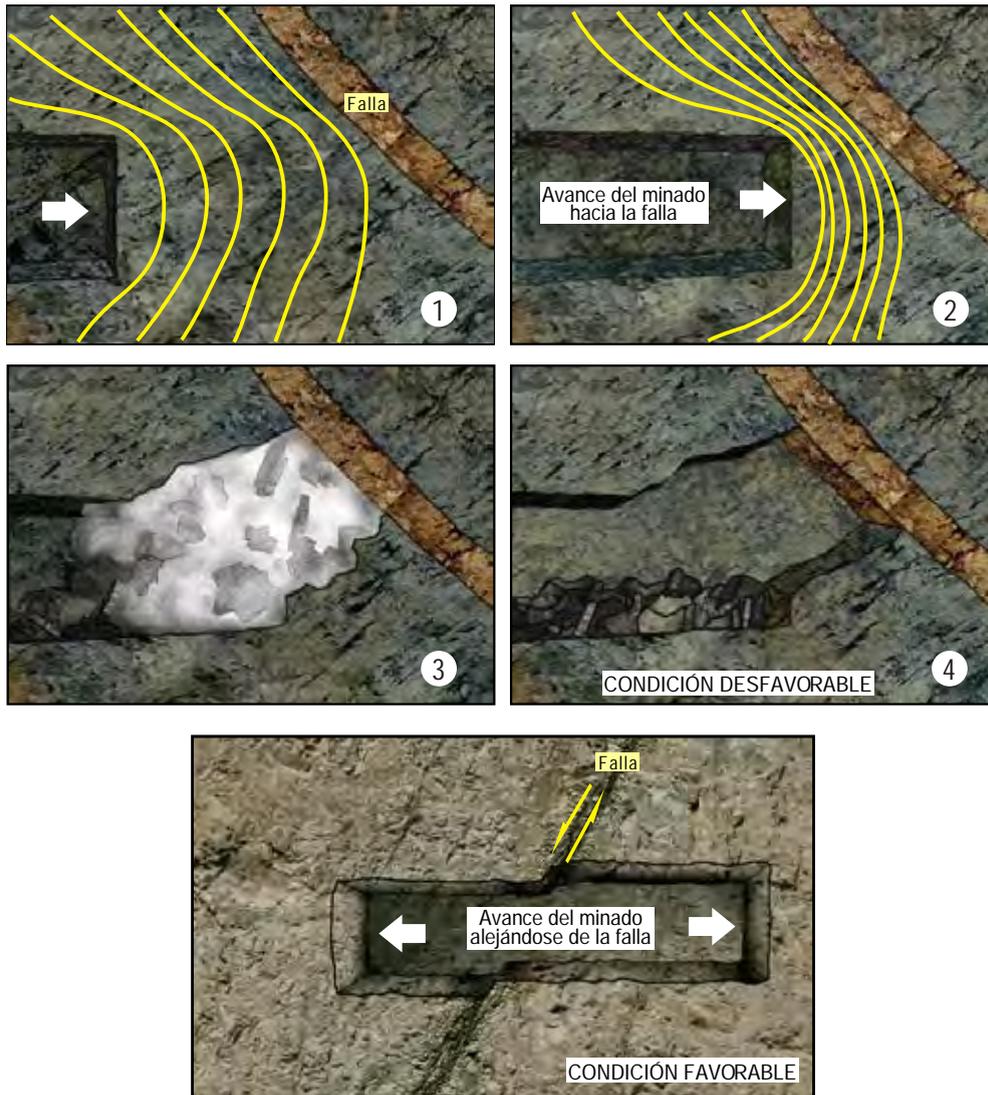


Figura 2.45 Esquema de avance desfavorable y favorable para el minado en presencia de fallas.

Cuando el minado sigue hacia arriba del buzamiento (shrinkage o corte y relleno ascendente) y avanzando hacia una zona de falla, podría encontrarse mayores dificultades respecto al avance horizontal. En este caso podría resultar en una falla del terreno aún cuando el techo esté reforzado con pernos de roca. También en las intersecciones de las estructuras geológicas y la geometría del tajeo, pueden producirse zonas de altos esfuerzos, dando como resultado el fallamiento de la roca, como se muestra en la Figura 2.46.

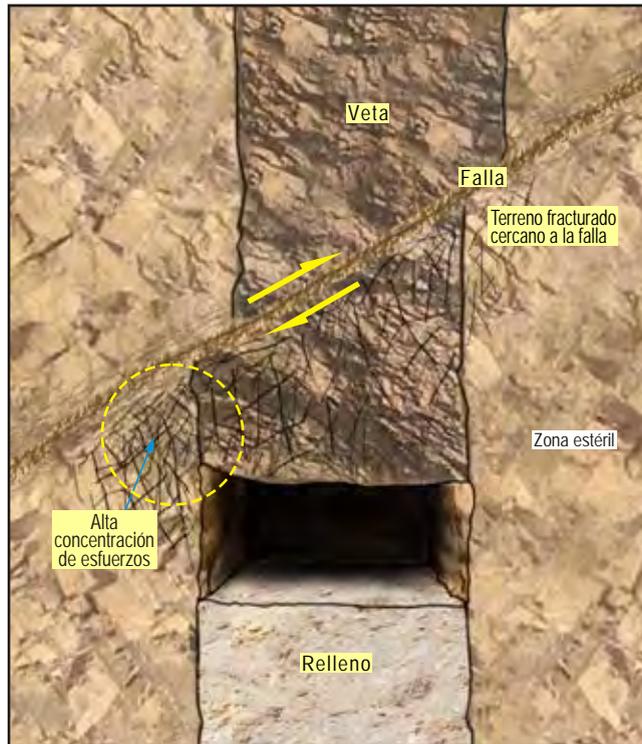


Figura 2.46 Interacción entre las inestabilidades estructurales y la geometría del tajeo con posibles fallamientos de la roca.

En el caso de diques e intrusiones magmáticas, éstos tienen un efecto similar a las fallas sobre la estabilidad de la masa rocosa. Como la roca de éstas estructuras es generalmente competente, aceptan los esfuerzos transferidos desde las estructuras circundantes, siendo muy propensas a generar inestabilidad por altos esfuerzos. En particular, cuando están involucrados con excavaciones grandes como el caso de tajeos por taladros largos, la posibilidad de inestabilidad por altos esfuerzos se incrementa. Bajo estas circunstancias, es difícil cambiar el esquema de minado o método de minado, de aquí que es importante identificar la posición de las intersecciones dique/mineral en avance.

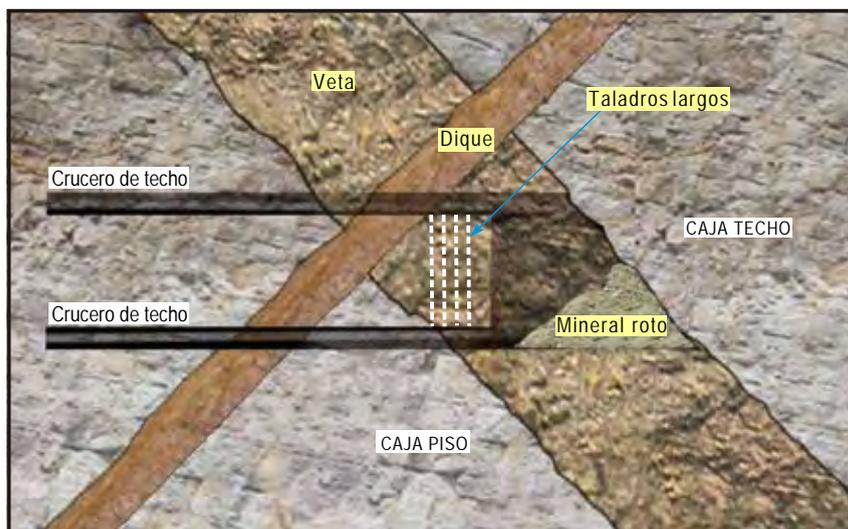


Figura 2.47 Aumento de esfuerzos por la presencia del dique y la extracción del mineral.

2.7.2.4 Minado hacia rocas de diferente calidad

Si las excavaciones son ejecutadas en lugares donde la masa rocosa es relativamente de mala calidad y se mueven hacia áreas de rocas de mejor calidad, entonces las rocas de mejor calidad tomarán los esfuerzos desarrollados en la roca de menor calidad, pudiendo ocurrir la falla en la excavación, en caso de que la resistencia de la roca fuera superada por los esfuerzos. Similarmente, si el minado se lleva a cabo en una roca de mejor calidad y se mueve hacia una roca de menor calidad, las concentraciones de los esfuerzos entre la excavación y la roca de menor calidad puede también causar el fallamiento de la roca.

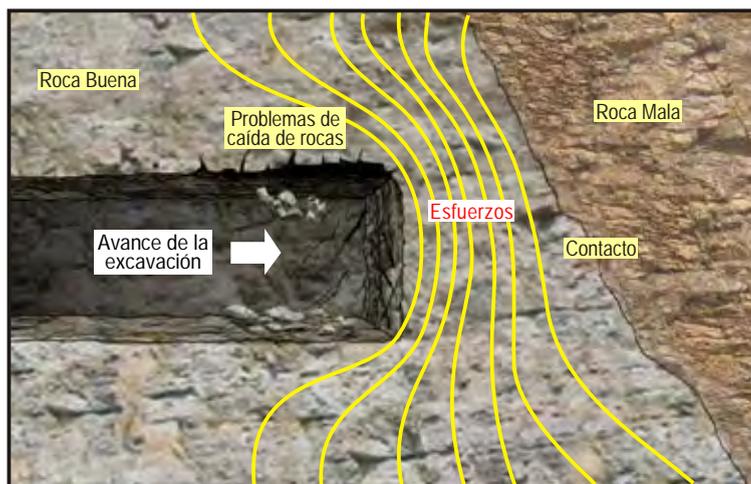


Figura 2.48 Minado hacia rocas de mala calidad.

También puede generarse problemas de inestabilidad de la masa rocosa, si las formas de cuñas en una excavación de minado se acercan a las cajas laterales de la estructura, los altos esfuerzos pueden causar el fallamiento de la roca.

Otras situaciones de peligro surgen cuando una excavación corre paralela a una falla, muchas fallas son consideradas como componentes críticos estructurales y las excavaciones situadas junto a ellas están propensas a fallar.

Los aspectos estructurales y calidad de la masa rocosa son elementos importantes para el control de la estabilidad de las excavaciones. Por tanto, es justo establecer que los efectos adversos de los rasgos estructurales y de calidad de la masa rocosa podrían ser disminuidos o aún eliminados, por un apropiado esquema y secuencia de avance del minado.

2.7.2.5 Ubicación de excavaciones permanentes importantes

En toda mina existen labores mineras permanentes importantes como piques, galerías de nivel, rampas de acceso, etc. Cuando estas labores no son ubicadas apropiadamente, en determinado momento pueden estar dentro de áreas perturbadas por la influencia del minado de los tajeos, sometidas a condiciones adversas severas, significando peligros de caída de rocas.

Casos comúnmente observados son por ejemplo, labores mineras permanentes ubicadas en la masa rocosa de la caja techo de las vetas o cuerpos mineralizados, en donde usualmente ocurren las mayores perturbaciones de la roca. Por ello, es recomendable que todas las labores mineras permanentes sean ubicadas en la caja piso, en donde la masa rocosa es sólida y no estará sujeta a perturbaciones por el avance del minado. Lo único que justificaría ubicar las excavaciones en la caja techo, es que la masa rocosa de la caja piso presente condiciones geomecánicas desfavorables respecto a la caja techo.

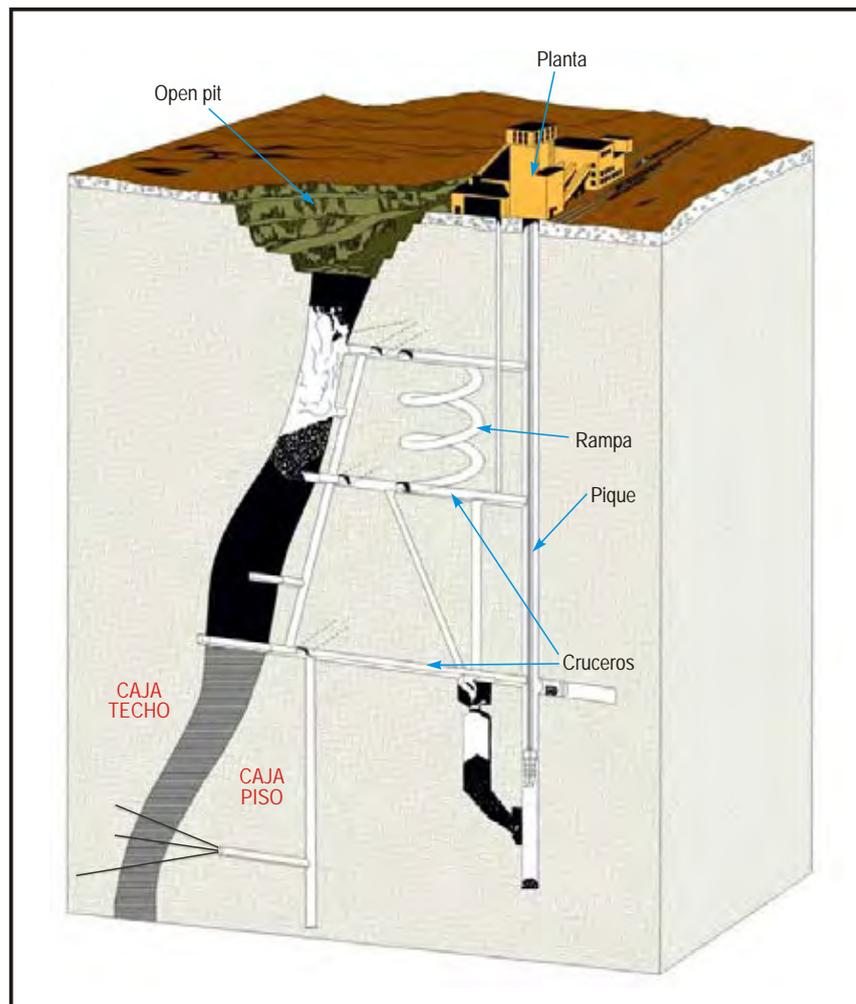


Figura 2.49 Ubicaciones adecuadas para labores mineras permanentes.

2.7.2.6 Secuencia de avance, tiempo de exposición de las aberturas y velocidad de minado

Según la calidad de la masa rocosa y el tamaño de las excavaciones, éstas tienen un determinado tiempo de autosostenimiento. Cuando el tiempo de exposición de las excavaciones supera el tiempo de autosostenimiento y no se ha instalado oportunamente el sostenimiento requerido, la masa rocosa comienza a perturbarse cada vez más y a presentar problemas de inestabilidad, que son causantes de caída de rocas.

El tiempo que se expone abierta una excavación, está aparejado al ciclo de minado, lo cual a su vez depende de la secuencia de avance del mismo.

Muy particularmente en las rocas de mala calidad, es importante dar la mayor velocidad posible al ciclo de minado, de este modo, no se le dará tiempo a la masa rocosa a perturbarse, controlándose mejor las condiciones de estabilidad de las excavaciones. La mayor velocidad del ciclo de minado, también permitirá el uso racional de los elementos de sostenimiento, puesto que las excavaciones requerirán menor sostenimiento. Este principio funciona muy bien particularmente en los métodos de minado que utilizan el relleno de los tajeos; cuánto más rápido se rellene un tajeo después de haber sido abierto, mejor se controlarán las condiciones de estabilidad del mismo.

2.8 Influencia de la perforación y voladura

Prescindiendo de la resistencia y de las propiedades estructurales de la masa rocosa, la roca suelta siempre está presente en las excavaciones, particularmente después de la voladura. Bajo tales circunstancias, la roca suelta tiene que ser desatada apropiadamente. El desatado remueve la roca suelta del techo y las paredes de las aberturas mineras. La roca suelta que no puede ser desatada, deberá ser volada o sostenida.

Las malas prácticas de perforación y voladura que pueden contribuir a la falla del terreno, son brevemente establecidas como sigue:

- Las vibraciones causadas por la voladura, pueden causar el fracturamiento de la masa rocosa y accionar la caída de rocas. Esto es particularmente importante en tajeos de minados masivos por taladros largos, donde las voladuras grandes son comunes.
- Las voladuras en tajeos y labores de desarrollo y preparación a menudo resultan en sobre-rotura y aflojamiento de la masa rocosa, requiriendo ésta de un minucioso desatado.
- Las voladuras severas que en masas rocosas forman bloques, pueden acentuar la debilidad de las discontinuidades, debido a que éstas son abiertas, resultando en masas rocosas fracturadas y de mala calidad por la pérdida del ajuste original de sus rasgos estructurales.

La voladura puede también afectar a la masa rocosa ya sostenida y debilitarla a tal grado que los bloques rocosos podrían quedar colgados con los pernos de roca o caer sobre el piso.

Debido a que una mala voladura causa daños a la roca circundante e induce grandes movimientos a lo largo de planos de deslizamiento, es importante el uso de técnicas de voladura controlada, particularmente en los terrenos formados por bloques, para asegurar techos y paredes lisos o firmes y prevenir así movimientos críticos a lo largo de los planos de deslizamiento.



Figura 2.50 Daños causados por voladura.

Las voladuras en realce producen mayores daños y generan zonas de debilitamiento de la estructura existente, incrementando la posibilidad de falla de la masa rocosa de una excavación subterránea. Es por tanto recomendable que en las rocas de inferior calidad a $RMR = 45$, no se realicen voladuras en realce, sino en breasting.

Es recomendable también que en los tajeos de minado masivo con taladros largos, se realicen voladuras controladas en las paredes del tajeo, de preferencia se deben utilizar taladros paralelos en lugar de abanicos. Esto es particularmente aplicable a las rocas de inferior calidad a $RMR = 45$.

2.9 Influencia de los estándares del sostenimiento

Aparte de lo desarrollado anteriormente, hay otros factores que influyen en las condiciones de estabilidad de las excavaciones y que generan problemas potenciales de caída de rocas. Éstos están referidos a los estándares inadecuados del sostenimiento, como el retardo en su instalación y las fallas en los procedimientos de instalación y control de calidad de los elementos de sostenimiento.

Cuando una masa rocosa requiere de sostenimiento y éste no es instalado oportunamente, se produce el aflojamiento de la roca, en un proceso que puede durar días, semanas o meses, dependiendo de las características de la roca.

La instalación del sostenimiento en una masa rocosa aflojada no resulta efectiva, creando peligros de caída de rocas. Similar principio se aplica al caso del relleno de tajeos, el desfase entre el avance del minado y la colocación del relleno (retraso del relleno), produce mayor perturbación de la masa rocosa por el crecimiento de las excavaciones.

Los errores o malos hábitos en los procedimientos utilizados para la instalación de los elementos de sostenimiento, no solamente influyen en el rendimiento de los mismos, sino que generan peligros de caída de rocas y por tanto riesgos para el personal y equipos. Es común observar casos en donde los soportes (cimbras, cuadros de madera, revestimientos de concreto) no son bien topeados a la roca o los refuerzos (diferentes tipos de pernos) no son instalados tomando en cuenta la estructura de la masa rocosa o que éstos sean dirigidos paralelos e incluso dentro de una discontinuidad.

La falta de programas de control de calidad de los sostenimientos instalados, como el shotcrete (materiales, resistencia, espesor y procedimientos de aplicación), el rendimiento de los pernos de roca, etc, influyen también en la estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones. Por ello, es importante que en las operaciones mineras subterráneas se implementen programas de control de calidad de los sostenimientos instalados.

MÉTODOS DE CONTROL DE LA ESTABILIDAD



3.1 INTRODUCCIÓN

Es importante reconocer que hay dos escalas involucradas en la creación de problemas de inestabilidad potencial de la masa rocosa asociadas al minado subterráneo. La primera escala, la cual puede ser denominada escala de mina (visión macro), es la que involucra a todo el cuerpo mineralizado, la infraestructura de la mina y la masa rocosa circundante. La segunda escala o escala local (visión micro), está limitada a la masa rocosa circundante a las labores mineras subterráneas.

La composición y naturaleza del **cuerpo mineralizado** y de la **roca encajonante circundante**, los esfuerzos in situ, la geometría y secuencia de excavación de los tajeos, tienen influencia sobre la estabilidad global de la mina. El minado de los tajeos en una secuencia incorrecta, el dejar pilares de tamaños inadecuados, la ubicación incorrecta de los piques y echaderos de mineral, en áreas que probablemente estarán sujetas a cambios importantes de los esfuerzos, son todos ellos problemas que tienen que ser tratados considerando la geometría global de la mina.

Por otro lado, la estabilidad de la roca circundante a un simple tajeo, a una estación de pique o a una rampa, depende de los esfuerzos y las condiciones estructurales de la masa rocosa dentro de unas pocas decenas de metros de los bordes de la excavación. Los esfuerzos locales son influenciados por las condiciones de escala de mina, pero las inestabilidades locales serán controladas por los cambios locales en los esfuerzos, por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura.

Es necesario, por tanto, controlar las condiciones de estabilidad tanto a escala de mina como a escala local, pero es esta última la que tiene mayor importancia, desde que los problemas potenciales de inestabilidad constituyen un peligro para la seguridad del personal como para los equipos y también para la rentabilidad de la operación minera. A fin de contrarrestar este peligro, es necesario adoptar medidas de control de la estabilidad de las labores mineras.

En tal sentido, los problemas de inestabilidad de la masa rocosa de las labores mineras pueden ser minimizados:

- Planeando la forma de la mina en relación al cuerpo mineralizado.
- Considerando adecuadas formas, tamaños y orientaciones de las excavaciones.

- Considerando adecuados esquemas y secuencias de avance del minado.
- Implementando técnicas apropiadas de voladura.
- Asegurando correctas prácticas de desatado.
- Utilizando el sostenimiento con estructuras naturales y/o artificiales.
- Implementando controles instrumentales de la estabilidad.

Todo el personal de la mina, debe estar familiarizado con estas técnicas de tal manera que puedan aplicarlas, para controlar apropiadamente las condiciones de estabilidad de las labores mineras.

3.2 PLANEAMIENTO DE MINADO

En la minería subterránea, la exploración mediante perforaciones diamantinas, es usualmente llevada a cabo con el fin de identificar el tonelaje y la ley del mineral. Además, los testigos de las perforaciones diamantinas constituyen también una buena fuente de información geomecánica. Éstos proporcionan datos sobre el grado de fracturamiento, ubicación y orientación de estructuras geológicas principales como fallas, zonas de corte, zonas de alteración (en general zonas de debilidad) de la masa rocosa, asimismo sobre la resistencia de la roca y calidad de la masa rocosa. Conociendo esta información, se podrá evaluar su influencia sobre la estabilidad de las futuras excavaciones. Por ello, es importante que las compañías mineras lleven a cabo registros geotécnicos de los testigos de las perforaciones diamantinas, en adición a los registros convencionales con fines de geología económica.

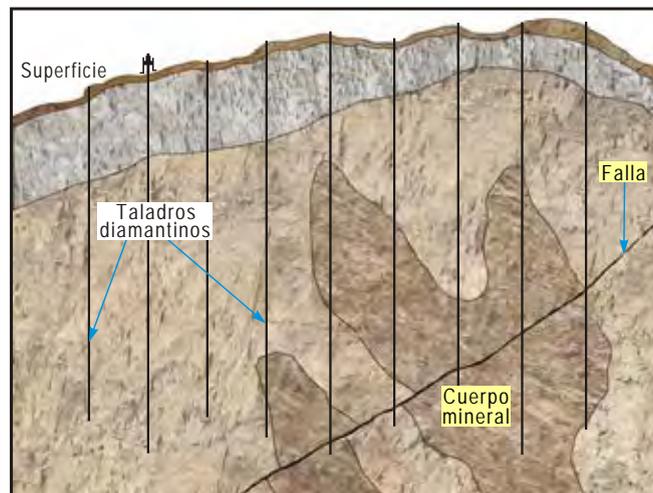


Figura 3.1 Perforaciones diamantinas realizadas desde superficie.



Figura 3.2 Testigos de perforación diamantina.

Cuando una mina es nueva, los sondeos de perforación diamantina ejecutados desde la superficie, proporcionan a los ingenieros de planeamiento y diseño, la

forma, orientación y leyes de mineral del cuerpo mineralizado, así como la información geomecánica. Con toda esta información, determinarán las mejores ubicaciones de los piques, galerías de nivel, rampas de acceso, chimeneas de ventilación y otras excavaciones importantes.

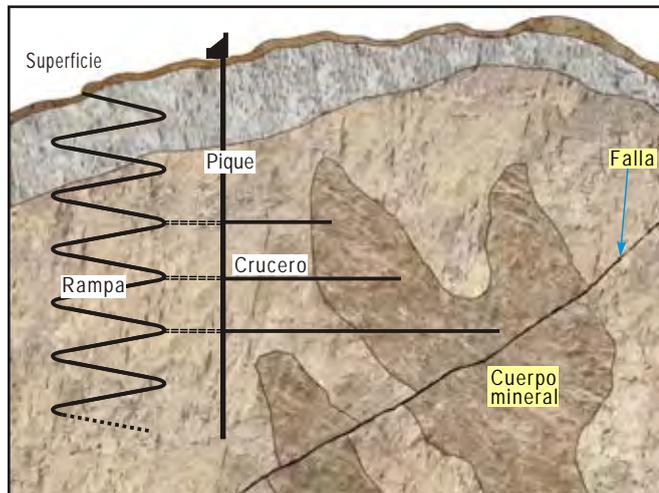


Figura 3.3 Ubicación de excavaciones principales.

En la siguiente etapa, los testigos rocosos extraídos de los nuevos programas de perforaciones diamantinas de detalle, en este caso, ejecutados desde las labores subterráneas, proporcionarán a los ingenieros de planeamiento y diseño, información específica sobre las leyes del mineral, el tamaño del cuerpo mineralizado y la información geomecánica, en base a los cuales se podrán identificar los problemas potenciales que podrían afectar a las condiciones de estabilidad de las labores mineras, conforme avance la explotación de la mina.

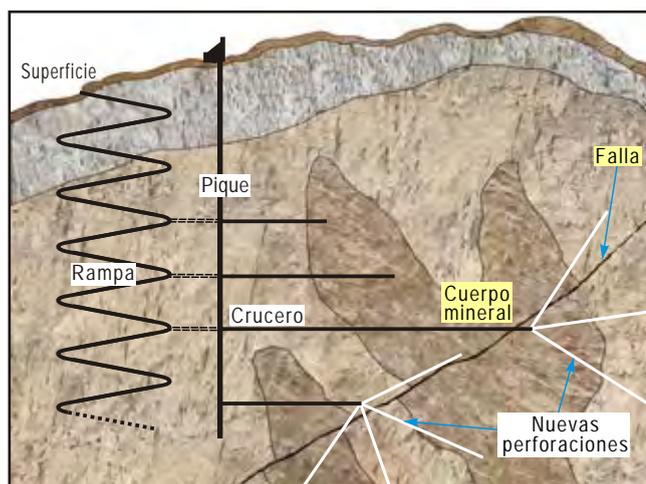


Figura 3.4 Perforaciones diamantinas realizadas desde interior mina.

Con la información probada de las perforaciones diamantinas de detalle, los ingenieros de planeamiento y diseño, establecerán todas las labores de desarrollo de la mina y determinarán la mejor estrategia de minado para la explotación, definiendo los mejores esquemas y secuencias de avance del minado para la extracción del mineral y las estrategias de control de la estabilidad a escala

de mina y escala local, respecto a la presencia de fallas geológicas u otras estructuras principales, que pudieran tener efectos adversos sobre la estabilidad de las excavaciones, de tal manera que sean minimizadas las interrupciones de la producción.



Figura 3.5 Diseño y planeamiento de la mina.

El concepto de estabilidad a escala mina, en el diseño de la estructura de la mina, dará un conocimiento a nivel macro de la misma, lo cual ayudará a todo el personal a entender los problemas de inestabilidad de la masa rocosa de las excavaciones a escala local.



Figura 3.6 Escala de mina o visión Macro.



Figura 3.7 Escala local o visión Micro.

A medida que progrese la explotación de la mina y se extraiga cada vez más mineral, las perforaciones diamantinas seguirán siendo un aspecto importante en el proceso de minado, puesto que éstas no solamente permitirán encontrar nuevas reservas de mineral, sino también permitirán identificar las condiciones geomecánicas de la masa rocosa que podrían afectar la estabilidad global y local de la mina.

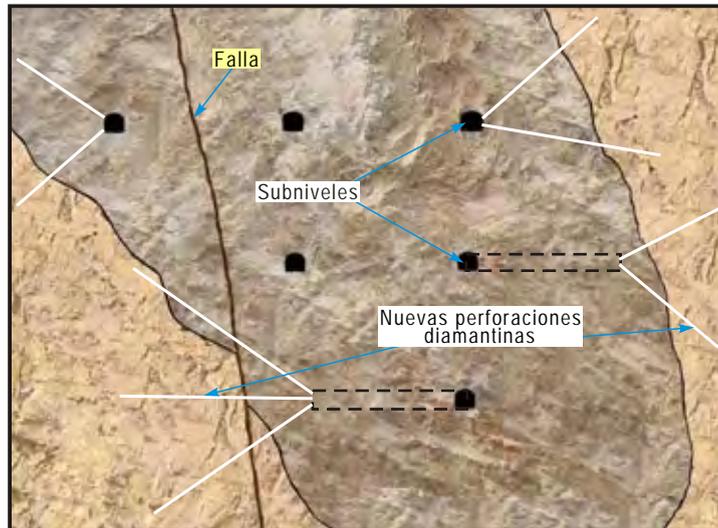


Figura 3.8 Nuevos programas de perforaciones diamantinas.

3.3 FORMA, TAMAÑO Y ORIENTACIÓN DE LAS EXCAVACIONES

3.3.1 Forma de las excavaciones

Para tener mejores condiciones de estabilidad de las labores mineras, se deberán evitar las formas cuadradas o rectangulares de las excavaciones y en general las formas esquinadas. Techos en forma de arco de las labores de avance y de los tajeos, significan condiciones de estabilidad favorables.



Figura 3.9 Formas esquinadas desfavorecen la estabilidad.



Figura 3.10 La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad.

Cuando la masa rocosa de una excavación, presenta rasgos estructurales que definen cuñas potenciales en el techo o en las paredes, formadas por sistemas de discontinuidades o estratos, la forma de la excavación debe acomodarse a los rasgos estructurales dominantes de la masa rocosa, aunque esto signifique que la excavación no tendrá una estética apropiada, sin embargo será más estable. De lo contrario, tendría que utilizarse sostenimiento.



Figura 3.11 Acomodo de la excavación a los rasgos estructurales.

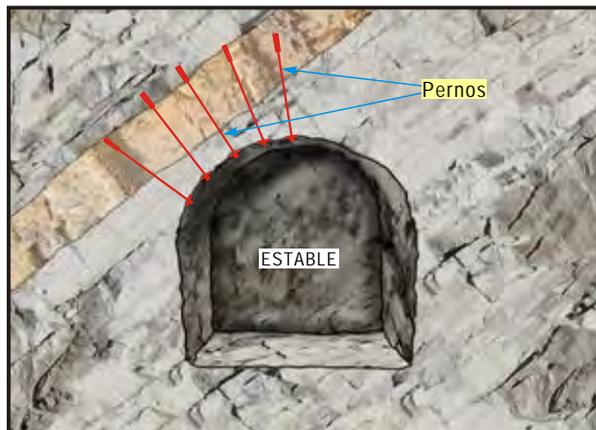


Figura 3.12 Sostenimiento necesario para favorecer la estabilidad.

3.3.2 Tamaño de las excavaciones

El tamaño de las excavaciones depende de las condiciones geomecánicas de la masa rocosa. Una guía para establecer el tamaño de los tajeos, que son las excavaciones más importantes de una mina, tomando en cuenta solamente la calidad de la masa rocosa, es mostrada en el Cuadro 3.1.

Cuadro 3.1

Guía para establecer el tamaño máximo de los tajeos

Calidad de masa rocosa	Rango RMR*	Tamaño del tajeo	
		Ancho (m)	Altura (m)
Muy Buena	81 - 100	25 - 35	35 - 50
Buena	61 - 80	16 - 25	25 - 35
Regular A	51 - 60	10 - 16	18 - 25
B	41 - 50	6 - 10	9 - 18
Mala A	31 - 40	4 - 6	6 - 9
B	21 - 30	2.5 - 4	2.5 - 6
Muy Mala	< 21	< 2.5	< 2.5

Nota: El RMR* tiene que estar corregido tomando en cuenta la orientación de las discontinuidades estructurales.

Las dimensiones de ancho y altura de tajeos establecidas en el cuadro anterior, corresponden a dimensiones máximas sin sostenimiento sistemático, lo cual no significa que no se utilice ningún sostenimiento. El sostenimiento esporádico (local o aislado) deberá ser utilizado según el terreno lo requiera, aún en las mejores condiciones de la masa rocosa.



Figura 3.13 Sostenimiento local con pernos de roca en terreno competente.

Las dimensiones de los tajeos establecidas en el cuadro anterior, no toman en cuenta las condiciones particulares que pudieran estar presentes en la masa rocosa, como la presencia de bloques y cuñas rocosas, el espesor de los estratos, los altos esfuerzos, el agua, la velocidad de minado, ritmo de producción, equipo y personal disponible. Todos estos factores deben ser tomados en cuenta cuando se establezcan las dimensiones finales de los tajeos.

Cuando en la masa rocosa se presenten bloques, cuñas o estratos, se deberá instalar el sostenimiento adecuado para estabilizarlos y cuando se presenten altos esfuerzos y agua, se deberá disminuir el tamaño de las excavaciones, de lo contrario utilizar sostenimiento adecuado.

3.3.3 Orientación de las excavaciones

Para tener mejores condiciones de estabilidad, es recomendable (siempre que sea posible), que la dirección de avance de las excavaciones sea en forma perpendicular al sistema dominante de discontinuidades, es decir, la excavación debe cruzar al sistema principal de discontinuidades, estratos, fallas principales o zonas de corte.



Figura 3.14 Avance favorable de la excavación con relación a las discontinuidades.

Cuando no es posible cruzar al sistema dominante de discontinuidades, como en el caso de estructuras tipo vetas angostas por ejemplo, en donde el avance será necesariamente paralelo al sistema dominante de discontinuidades, se deberá prever el sostenimiento de la excavación, si es que las condiciones de la masa rocosa indicaran la necesidad de sostenimiento.

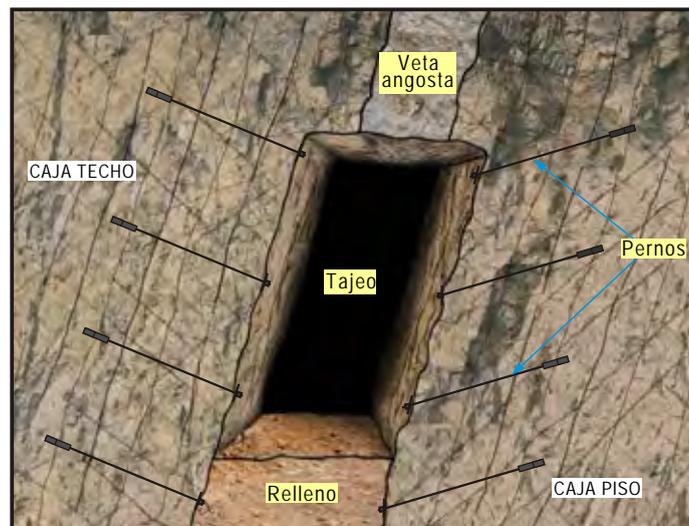


Figura 3.15 Avance paralelo al sistema de discontinuidades. Condición desfavorable.

Cuando en una masa rocosa ocurrieran cuñas biplanares, también en lo posible, el eje de la excavación debería ser alineado perpendicular al rumbo de la cuña. De lo contrario, se tendría que utilizar sostenimiento para estabilizar las cuñas.

Para el caso de labores de avance construidas en zonas de pliegues (anticlinales y sinclinales), las condiciones de estabilidad más favorables se presentarán cuando el avance de las labores sea perpendicular a los ejes de los plegamientos. Se deberá evitar el avance paralelo al eje de los plegamientos, en particular paralelo a los ejes de los sinclinales, debido a las concentraciones de los flujos de agua y de los esfuerzos.

3.4 ESQUEMA Y SECUENCIA DE AVANCE DEL MINADO

Por las particularidades que presenten las condiciones geomecánicas de la masa rocosa y las condiciones naturales del yacimiento, este último referido principalmente a la morfología de la mineralización, cada mina tendrá sus propios esquemas y secuencias de avance de las excavaciones, con los cuales se podrán obtener ventajas significativas en la estabilidad de la masa rocosa tanto a escala local como global.

También se indica que los esquemas y secuencias de avance de las excavaciones dependerán del método de minado que se utilice para la explotación del yacimiento. En cada método de minado habrán siempre mejores opciones o estrategias respecto a otras, para que la extracción del mineral proceda en mejores condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones.

Desde que los esquemas y secuencias de avance del minado son particulares para cada mina, aquí solo presentamos aspectos generales de los mismos.

3.4.1 El caso de pilares

En el minado subterráneo, no solamente se utilizan pilares asociados al método de explotación por cámaras y pilares, sino que hay muchas otras formas de pilares asociados a otros métodos de minado. También se tienen pilares destinados a proteger al minado adyacente o a excavaciones permanentes como piques, chimeneas u otras instalaciones importantes de la mina.

Para que los pilares tengan mejores condiciones de estabilidad, es necesario establecer el esquema de los mismos, es decir, su sección, altura y orientación, de acuerdo al arreglo estructural de la masa rocosa. En tal sentido se deben tener en cuenta los siguientes aspectos:

- Las condiciones más favorables para la estabilidad, se lograrán si los pilares no son atravesados de pared a pared por los sistemas dominantes de discontinuidades estructurales como diaclasas, estratos, fallas y zonas de corte. De lo contrario, los pilares serán debilitados, constituyendo un problema de falla potencial de la roca.
- Los sistemas de minado deben integrar las fallas y zonas de corte a los pilares, para mantener los techos de los tajeos en roca competente, pero se debe tener cuidado que estas estructuras no atraviesen a los pilares de pared a pared, para lo cual se deben hacer

hacer variar las dimensiones en planta del pilar, a fin de mantener a la falla o zona de corte dentro del pilar.

- En el minado de cámaras y pilares, el esquema de los pilares puede ser planeado para soportar los techos fallados, ubicando a éstos en las áreas de intersección de fallas o zonas de corte.
- Los pilares de rumbo, en particular los pilares largos, deben ser evitados porque son inestables. Una forma de estabilizarlos es agrandando su ancho o inclinando las paredes del pilar de manera normal al buzamiento de la veta o cuerpo.
- Los pilares largos de buzamiento son más atractivos desde el punto de vista de la estabilidad, que los pilares de rumbo.
- Los pilares deben estar apoyados en masas rocosas in-situ, debiendo tener continuidad vertical conforme vayan avanzando los cortes ascendentes de mineral, de lo contrario, si el pilar no tuviera buena base, habrían problemas de inestabilidad tanto en el pilar como en las cámaras.
- En ambientes de altos esfuerzos, no es recomendable disminuir el ancho de los pilares, debido a que el pilar podría fallar.
- Una guía práctica para establecer la altura de los pilares de corona o denominados también pilares puentes, es que en rocas de buena calidad la altura del pilar de corona puede ser menor que el ancho o luz de la excavación, en rocas de regular calidad la altura del pilar de corona puede ser similar al ancho de la excavación y en rocas de mala calidad la altura del pilar de corona debe ser mayor que el ancho de la labor.
- En el caso del minado con tajeos primarios y secundarios, en el cual se recuperan los pilares de mineral, es importante establecer la secuencia de minado que mejor se adapte a las condiciones de estabilidad a escala mina y a escala local.

3.4.2 El caso de excavaciones adyacentes

Las labores mineras que se ubican principalmente en las inmediaciones de los tajeos, están sujetas a intensas perturbaciones por la influencia del avance del minado, particularmente en ambientes de altos esfuerzos y en condiciones de rocas de mala calidad. En lo posible, estas excavaciones no deben ser ubicadas muy próximas a los tajeos o se debe instalar en ellas un sostenimiento adecuado para resistir estas perturbaciones.

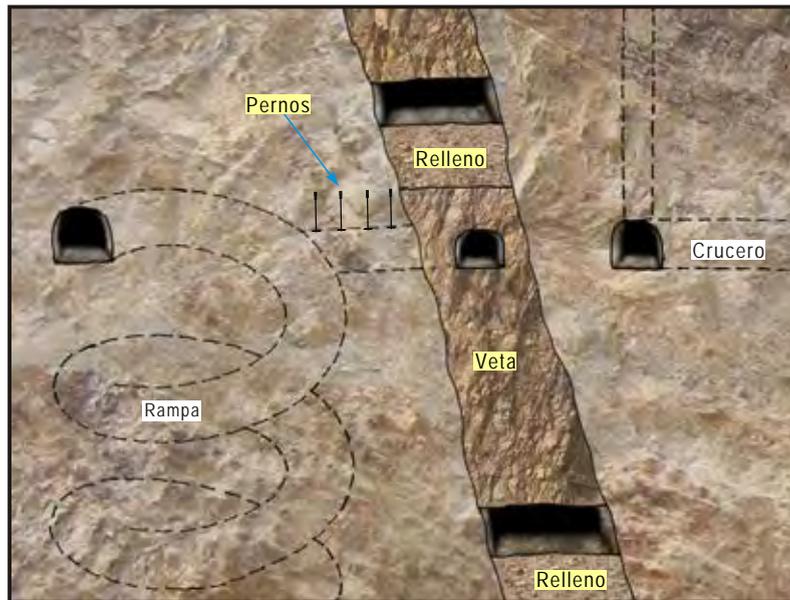


Figura 3.16 Excavaciones adyacentes próximas a tajeos.

3.4.3 Minado hacia estructuras principales

Cuando la dirección de avance de una excavación va al encuentro de una estructura principal como una falla, un dique o zona de corte, a medida que va reduciéndose la distancia a la estructura principal, los esfuerzos van concentrándose cada vez más, a punto de que puede ocurrir la falla de la excavación. Es necesario tener en cuenta este hecho para prever la instalación del sostenimiento adecuado.

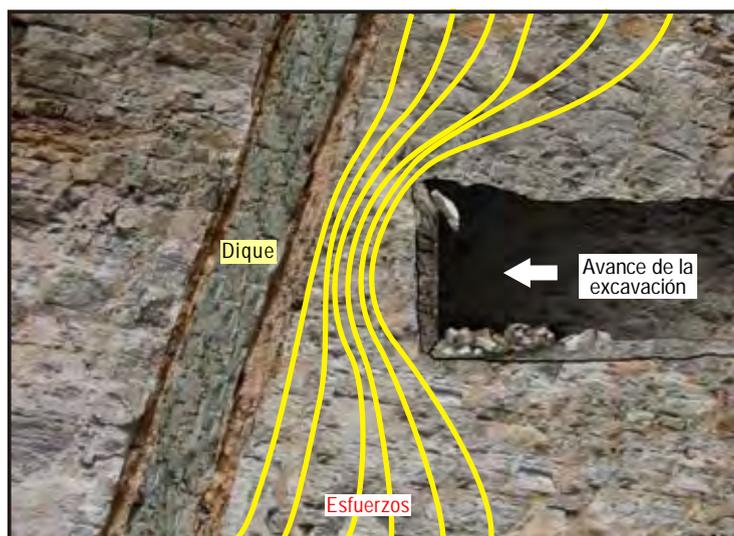


Figura 3.17 Inestabilidad debido al acercamiento hacia una estructura principal.

Cuando en el tajeo se presenta una falla importante o zona de corte, el avance horizontal hacia esta estructura puede conducir a problemas de inestabilidad. Lo recomendable sería cambiar la dirección de avance, es decir, comenzar el minado desde la falla o zona de corte, alejándose de ésta.

Similarmente ocurre, cuando el minado avanza ascendentemente hacia una estructura principal como una falla o zona de corte, en este caso resulta difícil invertir la dirección de avance. La solución sería el sostenimiento de la labor.

Situaciones similares se dan con la presencia de diques, particularmente en ambientes de altos esfuerzos, en donde estas estructuras toman los esfuerzos desde las estructuras circundantes. Las soluciones en este caso serían también las mismas que las indicadas para el caso de presencia de fallas y zonas de corte.

En algunos casos, fallas regionales importantes atraviesan todo el yacimiento, en este caso, lo usual es dejar pilares de protección en los alrededores de las fallas o disminuir el tamaño de las labores mineras en función de la calidad de la masa rocosa o utilizar el sostenimiento adecuado.

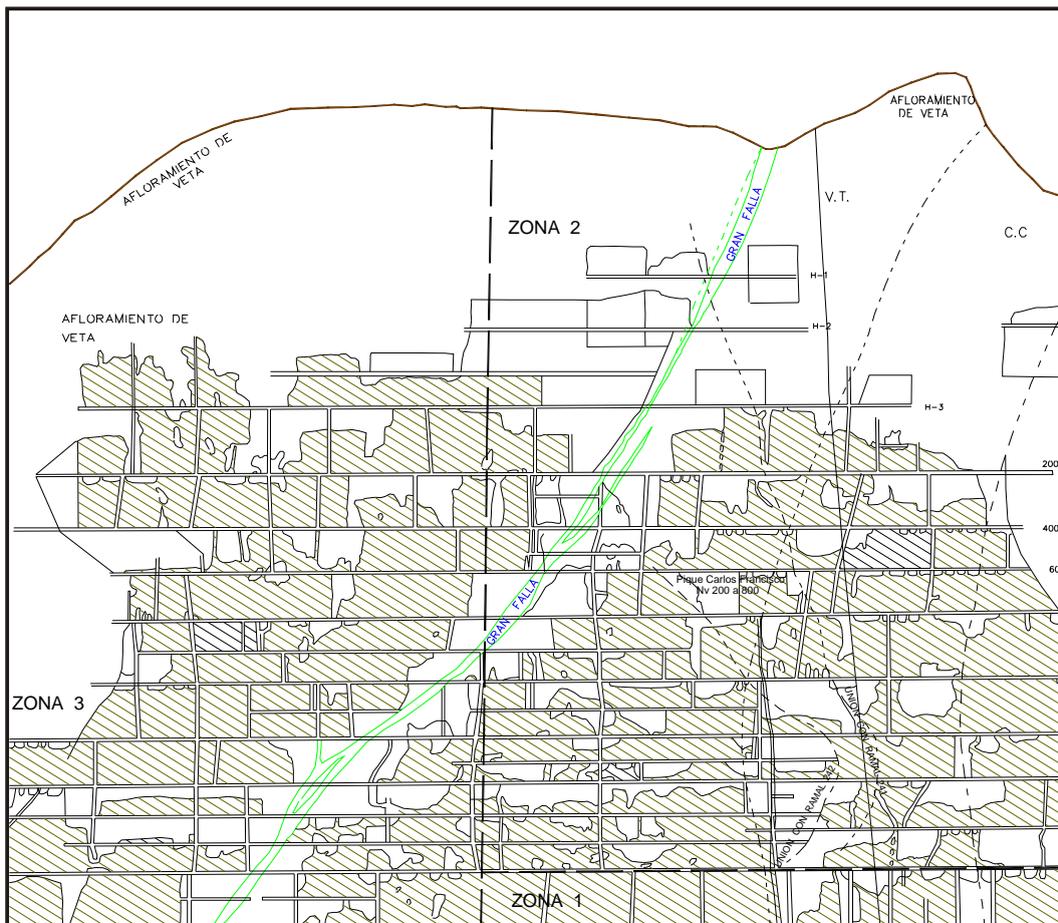


Figura 3.18 Pilares de protección para la Gran Falla.

3.4.4 Minado hacia rocas de diferente calidad

Cuando el minado avanza desde una roca de mala calidad hacia una roca de buena calidad o viceversa, las rocas de buena calidad toman los esfuerzos desarrollados en la roca de mala calidad, pudiendo ocurrir la falla de la excavación. Es necesario, en estos casos, prever la utilización de sostenimiento adecuado.

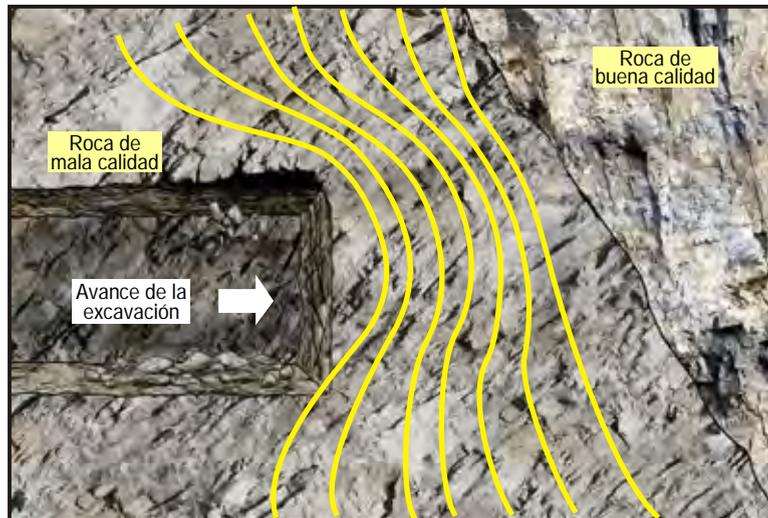


Figura 3.19 Inestabilidad debido al cambio de calidad de masa rocosa.

Otras situaciones de peligro, ocurren cuando están involucradas en la masa rocosa diversas formas de cuñas o cuando la excavación corre paralela a una falla o zona de corte, por lo que es necesario siempre tomar en cuenta la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa, a fin de prever las medidas de estabilización.

3.4.5 Ubicación de excavaciones permanentes importantes

El progreso del minado va generando perturbaciones de la masa rocosa en sus áreas de influencia. Si estructuras importantes como piques, galerías de nivel, rampas de acceso y otros se ubicaran en las áreas de futura influencia del minado, éstas estarían sujetas a condiciones adversas, que generarían problemas de inestabilidad. Teniendo en cuenta que las mayores perturbaciones por la influencia del minado ocurren en la caja techo del yacimiento, es recomendable que estas excavaciones permanentes sean ubicadas en la caja piso del yacimiento, en masa rocosa sólida que no estará sujeta a perturbaciones por el avance del minado. Solo la presencia de masas rocosas de mala calidad en la caja piso, podrían justificar la ubicación de las excavaciones permanentes en la caja techo.

3.4.6 Secuencia de avance, tiempo de exposición de las aberturas y velocidad de minado

El siguiente gráfico relaciona el tiempo de autosostenimiento de una excavación, según el ancho del mismo y la calidad de la masa rocosa.

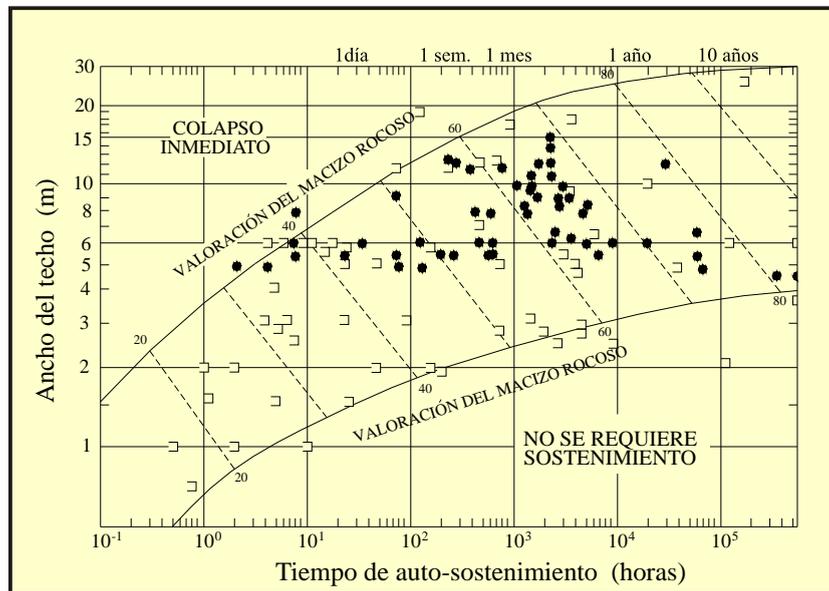


Figura 3.20 Tiempo de autosostenimiento vs Ancho de la excavación para diferentes calidades de masa rocosa, según Bieniawski, 1989.

Aunque la experiencia ha mostrado que este gráfico es un tanto conservador para ser aplicado a tajeos, sin embargo, con ciertos ajustes (producto de las observaciones en cada mina), puede ser adaptado para estimar el tiempo de autosostenimiento de las labores mineras.

Según el tamaño de la excavación, las rocas de muy buena calidad, pueden permanecer autosostenidas por varios años; las de buena calidad, por varios meses; las de regular calidad, por varios días o pocas semanas; y las de muy mala calidad, solo por pocas horas.

En lo posible, el ciclo de minado, que a su vez depende de la secuencia de avance del mismo, debe ser aparejado al tiempo de autosostenimiento de una labor minera. Si el tiempo de autosostenimiento fuera mayor que el ciclo de minado, ya no habría necesidad de instalar el sostenimiento sistemático, de lo contrario se tendría que sostener la labor.

En rocas de mala calidad, donde el tiempo de autosostenimiento es muy limitado, la velocidad del minado es una variable minera muy importante a ser considerada para controlar la estabilidad de las excavaciones. Cuanto mayor sea la velocidad del minado, menor será la probabilidad de ocurrencias de inestabilidades del terreno.

3.5 IMPLEMENTACIÓN DE TÉCNICAS APROPIADAS DE VOLADURA

La voladura involucra una liberación súbita y controlada de energía y tiene por finalidad romper la roca y crear una forma estable de excavación deseada. Cuando todos los aspectos concernientes a los procesos de la voladura son llevados a cabo exitosamente, la excavación generada mantendrá su forma deseada, la roca fragmentada en pequeñas piezas podrá ser manejada con facilidad por el equipo minero, habrá un buen sistema de flujo de mineral y se producirá mínimo daño en la roca circundante a la excavación.



Figura 3.21 Buena voladura con mínimo daño a la periferia de la excavación.

Se debe comprender que tanto la malla de perforación como el alineamiento de los taladros, son aspectos críticos para lograr que los resultados de la voladura sean exitosos.

La malla de perforación permite la descarga de la energía de la voladura de manera controlada. En determinadas situaciones esta malla requiere ser modificada:



Figura 3.22 Diseño de malla de perforación.

Primero: Por los cambios en las condiciones geomecánicas de la roca, como su resistencia, su arreglo estructural y las características de los esfuerzos.

Segundo: Por la alteración de la energía explosiva, si hay cambios en el diámetro de los taladros o en el tipo de explosivo utilizado.

El alineamiento de los taladros asegura que la forma de la excavación sea estable. Un deficiente alineamiento de los taladros va a crear una malla de perforación inefectiva o deficiente, que va a ocasionar una sobrerotura de la roca generando inestabilidad. Por consiguiente, es importante asegurar que tanto el collar del taladro como el extremo sean correctamente ubicados.

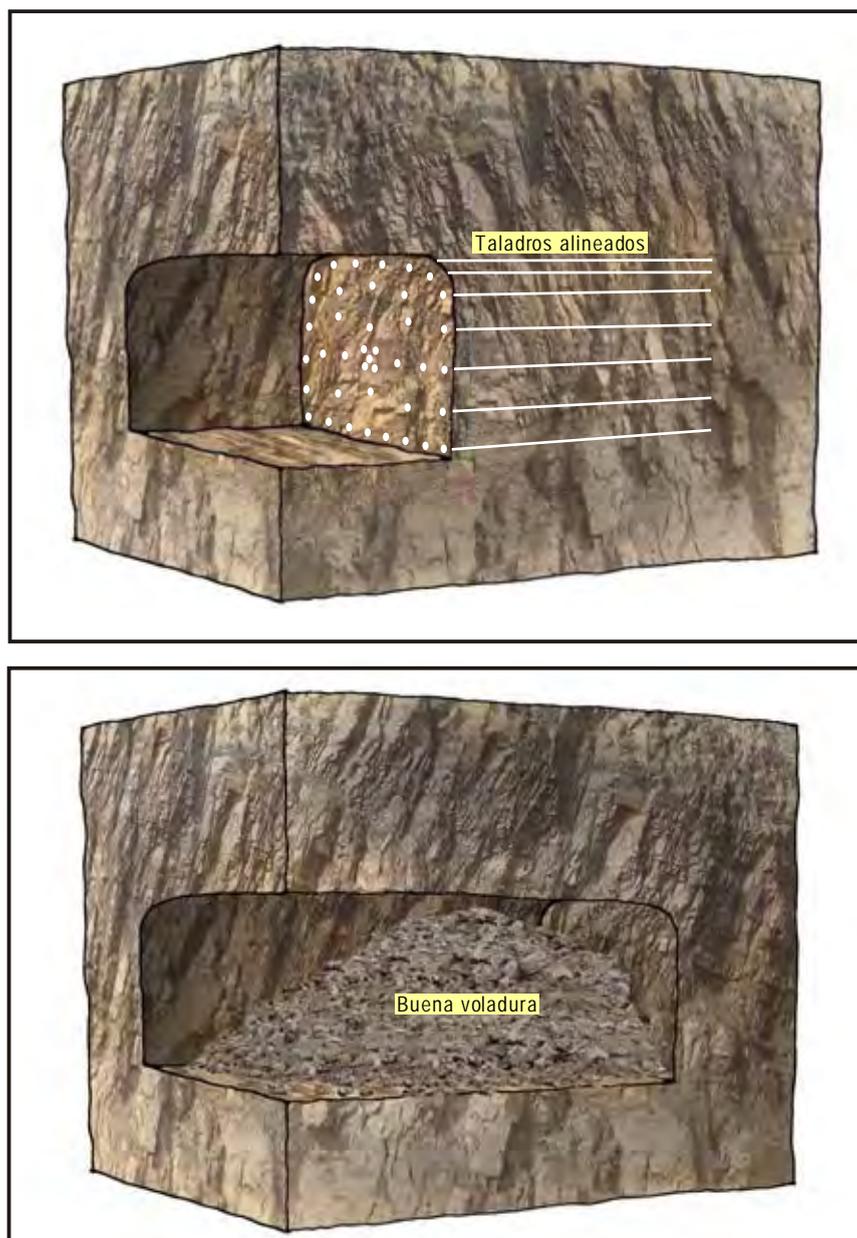


Figura 3.23 Resultado de una voladura debido a un correcto alineamiento de los taladros.

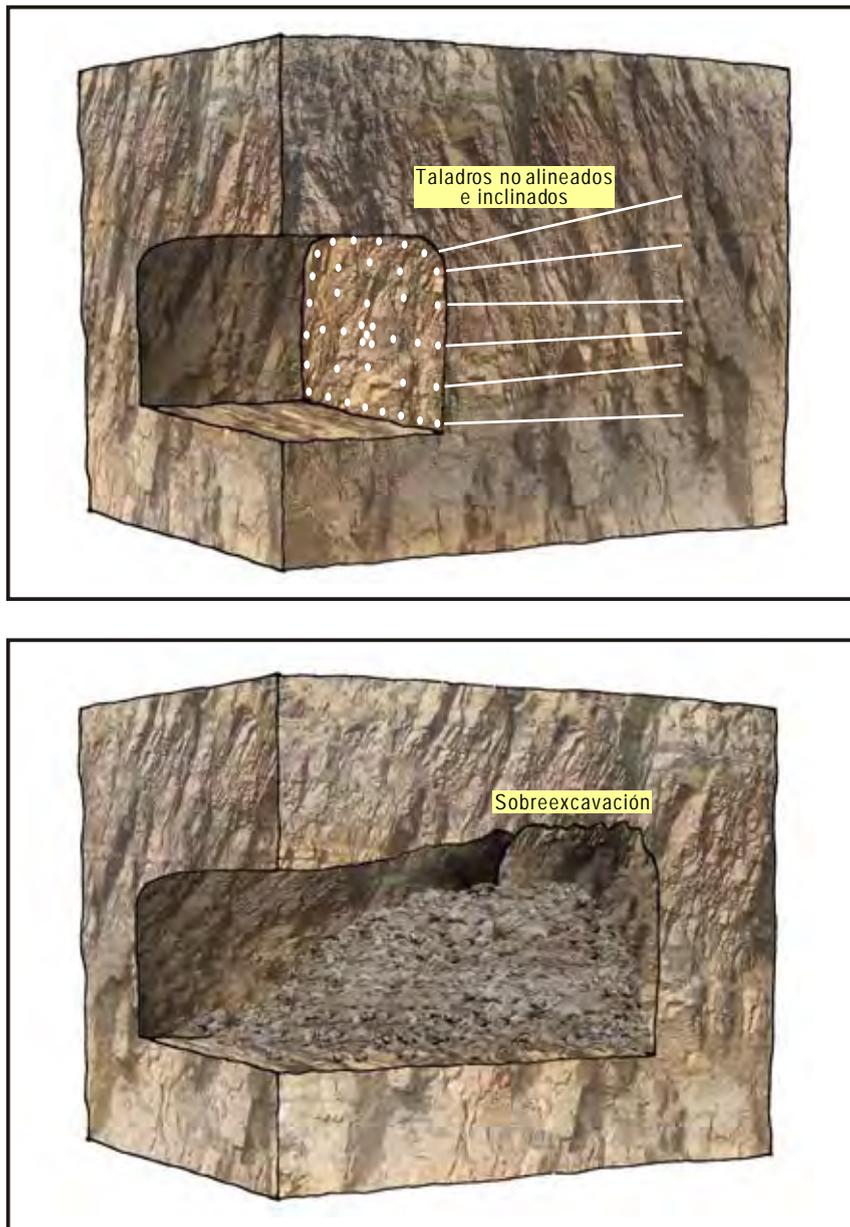


Figura 3.24 Sobreexcavación debido a taladros no alineados.

En algunos casos, particularmente cuando las características de la roca no permiten ubicar en el lugar deseado, los collares de los taladros deben ser cambiados de ubicación, en estos casos es importante que el perforista anticipe la ubicación correcta del extremo del taladro, el cual es más importante para el proceso de la voladura que la ubicación del collar del taladro.

Cuando la malla de perforación sea deficiente, se deben tomar las medidas correctivas, a fin de continuar con el proceso de minado en forma eficaz.

Si la secuencia de la voladura no fuera debidamente ordenada, si hubiera taladros abortados o si el alineamiento de los taladros fuera erróneo, la voladura podría ocasionar lo siguiente:

1. Daños más allá del perímetro de la excavación deseada.
2. Fragmentación inadecuada con bloques grandes que difícilmente se podrían manipular.
3. Formas irregulares de los contornos de la excavación, propensas al fallamiento y caída de rocas.



Figura 3.25
Daños más allá del perímetro de la excavación.



Figura 3.26
Fragmentación inadecuada.



Figura 3.27
Formas irregulares de los contornos de la excavación.

Hoy en día, la fabricación de los explosivos que se utilizan en la industria minera, son efectuados siguiendo altos estándares. Aunque en determinadas situaciones se usen explosivos especiales y la selección del tipo de explosivo sea el adecuado, sin embargo, las variaciones en las prácticas de ubicación y carga, son los aspectos más críticos en el proceso de voladura. Los taladros debidamente ubicados y cargados, asegurarán un mayor control sobre la voladura que finalmente reducirán el daño más allá del perímetro de la excavación, resultando en una disminución de los problemas de inestabilidad en la masa rocosa de las excavaciones.

Los estudios hechos en prácticas exitosas de voladura, han mostrado que las consideraciones a tenerse en cuenta en las voladuras, en orden de importancia son:

1. El alineamiento de los taladros perforados
2. La malla de perforación
3. La secuencia de la descarga de energía
4. El explosivo seleccionado para la voladura

3.6 PRÁCTICAS CORRECTAS DE DESATADO

De todos los accidentes fatales que ocurren en las minas subterráneas del Perú, en promedio el 40 % son causados por caída de rocas. De este porcentaje, aproximadamente el 80 % de los daños por caída de rocas, ocurrieron mientras el trabajador se encontraba desatando o por desatado inadecuado. Este hecho es el principal motivo para la elaboración de este manual.

Si todos los trabajadores de las minas subterráneas del Perú utilizaran estándares y procedimientos apropiados para el desatado de la roca suelta, se reduciría drásticamente los accidentes por caída de rocas.

Por la importancia de este tema, se ha elaborado como parte de este manual un acápite especial de Desatado de Rocas, el cual viene anexo a este manual.

3.7 SOSTENIMIENTO CON ESTRUCTURAS NATURALES Y ARTIFICIALES

El sostenimiento, es un término ampliamente utilizado para describir los procedimientos y materiales aplicados a mejorar la estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca circundante a la excavación.

El objetivo principal de un sistema de sostenimiento es movilizar y conservar la resistencia inherente de la masa rocosa, de tal manera que la excavación pueda autosostenerse.

En el caso del minado subterráneo, se pueden utilizar para el sostenimiento de las labores mineras, estructuras naturales y estructuras artificiales, tal como se describe a continuación.

3.7.1 Estructuras naturales

Están referidas a la utilización de la misma masa rocosa para crear estructuras que ayuden a mejorar las condiciones de estabilidad de las excavaciones. Entre ellas tenemos el efecto arco en los contornos de la excavación, las diferentes formas de pilares y los escudos.

3.7.1.1 El efecto arco

El arqueado de los contornos de las excavaciones, principalmente en el techo, favorece las condiciones de estabilidad de las labores mineras subterráneas, minimizando la necesidad de utilizar sostenimiento con estructuras artificiales.

Sin embargo, cuando la masa rocosa presenta rasgos estructurales con condiciones para formar bloques o cuñas potencialmente inestables, es recomendable acomodarse al arreglo estructural de la masa rocosa, particularmente en el techo. Se malogrará la estética de la excavación, pero esto significará un trabajo seguro.

3.7.1.2 Los pilares

Las diferentes formas de pilares, como las mencionadas en los acápite anteriores son utilizadas como estructuras naturales, para sostener a la masa rocosa circundante a las excavaciones asociadas al minado subterráneo. En la Figura 3.28 se muestra un ejemplo de sostenimiento con pilares de techos fallados, asociado al minado por cámaras y pilares. En este caso, los pilares están ubicados en áreas de intersección de fallas.

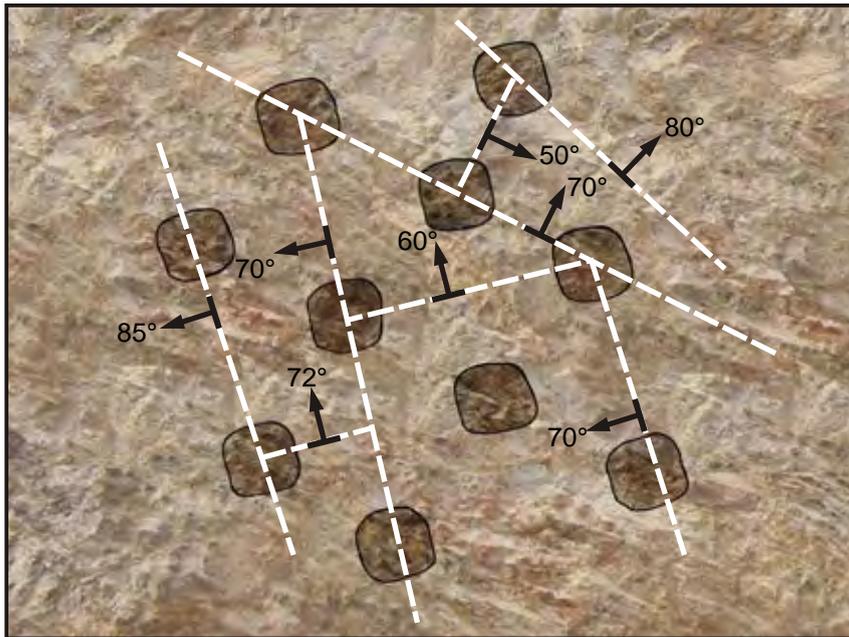


Figura 3.28 Esquema de pilares en terrenos fallados.

3.7.1.3 Los escudos

Esta estructura natural consiste en dejar una capa de mineral en los hastiales del tajeo, principalmente en la caja techo, en situaciones donde las rocas encajonantes son de mala calidad y el mineral es de mejor calidad. Esta capa de mineral de 0.5 a 1 m de espesor, funciona como sostenimiento de la roca de mala calidad de las cajas, recomendándose que tenga continuidad en todo el hastial. Si por alguna razón se extrae parte del mineral de los escudos, estos pierden su efectividad y provocan situaciones de peligro.

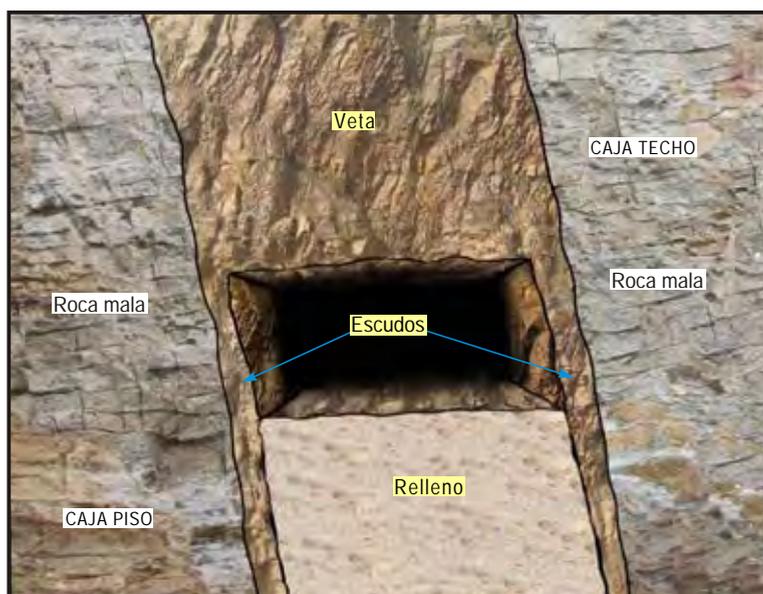


Figura 3.29 Estabilidad de los hastiales debido a los escudos.

3.7.2 Estructuras artificiales

Entre las estructuras artificiales debemos distinguir el reforzamiento de la roca o también denominado sostenimiento activo y el soporte de la roca o también denominado sostenimiento pasivo. En el reforzamiento de la roca, los elementos de sostenimiento son una parte integrante de la masa rocosa reforzada. En el soporte de la roca, los elementos de sostenimiento son externos a la roca y responden a las deformaciones de la masa rocosa circundante a la excavación, hacia el interior de la misma.

Un buen ejemplo de sostenimiento activo son los pernos de varilla corrugada cementados o con resina (instalados sistemáticamente), los cuales se tensan cuando la masa rocosa se deforma, interactuando con la roca de manera similar como lo hace el refuerzo de acero con el concreto en obras de ingeniería civil.



Figura 3.30 Sostenimiento activo, caso pernos y cables.

Un ejemplo de sostenimiento pasivo son las cimbras de acero, en tanto que son externos a la masa rocosa y solo responden al movimiento progresivo de la masa rocosa aflojada, hacia el interior de la excavación. Similarmente ocurre en el sostenimiento con madera.

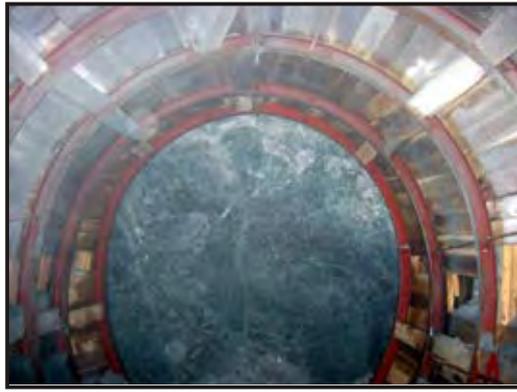


Figura 3.31 Sostenimientos pasivos.

El sostenimiento de las labores mineras subterráneas generalmente combina los efectos del **reforzamiento** de la roca, con elementos tales como pernos de roca y cables y el **soporte**, con elementos tales como el concreto lanzado (shotcrete), malla metálica, cintas de acero (straps) y cimbras de acero.

Debemos señalar además que en nuestro medio, la madera en sus diferentes formas de utilización constituye otro elemento de sostenimiento (soporte); asimismo, los diferentes tipos de relleno de tajeos, particularmente el relleno cementado.

Es muy importante tomar en cuenta que la instalación de refuerzo y soporte de la roca, debe llevarse a cabo como parte integrante del ciclo de excavación, para incrementar el autosostenimiento de la masa rocosa circundante a la excavación.

Por la importancia que tiene el sostenimiento para el control de la estabilidad de la masa rocosa circundante a las excavaciones, se ha dedicado un capítulo especial en este manual para este tema (Capítulo 4). En este capítulo se tratan diversos aspectos relacionados a cada uno de los siguientes elementos de sostenimiento: pernos de roca (de anclaje mecánico, de varillas de fierro corrugado o barras helicoidales, ancladas con cemento o con resina, split sets y swellex), cables, malla, cintas de acero (straps), concreto lanzado (shotcrete) simple y con refuerzo de fibras de acero, cimbras de acero, gatas, madera (puntales, paquetes, cuadros, conjunto de cuadros), relleno y algunas otras técnicas especiales de estabilización de la masa rocosa.

3.8 CONTROLES INSTRUMENTALES DE LA ESTABILIDAD

En la actualidad, existe una cantidad impresionante de técnicas para el control instrumental en la construcción de excavaciones subterráneas en general. No se pretende aquí cubrir todo este tema, sino proporcionar algunos aspectos que pueden ser de utilidad práctica en el control de la estabilidad del minado subterráneo.

El mejor método de controlar la estabilidad de una labor minera es la inspección visual continua de las superficies de la excavación por parte del personal de la mina, según esto, los trabajos para mantener o restablecer condiciones seguras alrededor de una excavación, variarán desde el correcto desatajo hasta la colocación de sostenimiento adecuado y éstos deben ser llevados a cabo permanentemente.

En situaciones especiales puede ser útil realizar mediciones de los desplazamientos del terreno, para lo cual se pueden emplear instrumentos sencillos, sólidos y confiables, como por ejemplo un extensómetro de cinta (tape extensometer) para mediciones de convergencia, es decir para medir las deformaciones de los contornos de una excavación, como se ilustra en la figura adjunta.



Figura 3.32 Control de la estabilidad usando equipos de instrumentación.

Otra instrumentación podrían ser los controles topográficos con equipos de estación total para medir el desplazamiento de puntos de referencia, asociados a problemas de inestabilidad de la masa rocosa por efectos del minado, ya sea ubicados en subterráneo o en el terreno de superficie.

También podría ser útil disponer de un sismógrafo para controlar las vibraciones del terreno por efecto de la voladura, con el fin de evaluar los daños a la masa rocosa de las excavaciones o mejorar las técnicas de voladura.

Finalmente, siendo los pernos de roca uno de los sistemas de sostenimiento más utilizados en el minado subterráneo, sería útil disponer de un ensayador de pernos de roca (rock bolt tester), a fin de controlar la efectividad de este sistema de sostenimiento.

SOSTENIMIENTO



4.1 INTRODUCCIÓN

La estabilidad de la roca circundante a una excavación simple como un tajeo, una galería, un crucero, una estación de pique, una rampa, etc, depende de los esfuerzos y de las condiciones estructurales de la masa rocosa detrás de los bordes de la abertura. Las inestabilidades locales son controladas por los cambios locales en los esfuerzos, por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura. En esta escala local, el sostenimiento es muy importante por que resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación.

El término "sostenimiento" es usado aquí para cubrir los diversos aspectos relacionados con los pernos de roca (de anclaje mecánico, de varillas de fierro corrugado o barras helicoidales ancladas con cemento o con resina, split sets y swellex), cables, malla, cintas de acero (straps), concreto lanzado (shotcrete) simple y con refuerzo de fibras de acero, cimbras de acero, gatas, madera (puntales, paquetes, cuadros y conjuntos de cuadros), relleno y algunas otras técnicas de estabilización de la masa rocosa. Todos estos elementos son utilizados para minimizar las inestabilidades de la roca alrededor de las aberturas mineras.

En masas rocosas masivas o levemente fracturadas con excavaciones bien perfiladas, habrá una mínima necesidad de sostenimiento. En masas rocosas fracturadas o estratificadas con excavaciones bien perfiladas, habrá un incremento en la necesidad de sostenimiento. En masas rocosas intensamente fracturadas y débiles o en zonas de falla o de corte, definitivamente habrá necesidad de planear cuidadosamente el sostenimiento. En condiciones de altos esfuerzos, los cuales inducen fallas en la masa rocosa de las excavaciones, será esencial plantear estrategias especiales de sostenimiento.

Por otro lado, se deberá también tener en cuenta que los requerimientos de sostenimiento de aberturas mineras permanentes como estaciones de piques, rampas, galerías de nivel y otros, son más conservadores que el sostenimiento de una abertura minera normal como típicamente son los tajeos, desde que la seguridad del personal de la mina y de los equipos es de primera consideración en las aberturas permanentes. El sostenimiento en este caso deberá proveer accesos seguros para toda la vida de la mina.

En los tajeos, el rol del sostenimiento y del relleno tiene que ser evaluado en términos de la seguridad y la dilución. En los tajeos por donde el personal tiene que ingresar a la labor, como es el caso del método de minado por corte y relleno, el sostenimiento es requerido tanto para la seguridad como para el control de la dilución. En los tajeos por donde el personal no debe ingresar a la labor, la función

primaria del sostenimiento es el control de la dilución.

Esencialmente, el sostenimiento hace que las piezas o bloques rocosos interactúen y se entrelacen formando una masa rocosa estable alrededor de la excavación. Como en una excavación grande hay más estructura de masa rocosa que en una excavación pequeña, habrá mayor oportunidad de falla en las excavaciones grandes y por tanto mayor necesidad de utilizar el sostenimiento.

Es importante que todo el personal de la mina esté en capacidad de reconocer los diferentes tipos de sostenimiento, el por qué de su utilización, los procedimientos de su instalación y darse cuenta cuando es necesario hacer ajustes y cambios en los sistemas de sostenimiento para beneficiar a todo el personal de la mina.

4.2 PERNOS DE ROCA

4.2.1 Generalidades

Los sistemas de reforzamiento con pernos de roca minimizan las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca aflojada, así como también aquellas inducidas por la redistribución de los esfuerzos en la roca circundante a la excavación. En general, el principio de su funcionamiento es estabilizar los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, restringiendo los desplazamientos relativos de los bloques de roca adyacentes.

En roca masiva o levemente fracturada y en rocas fracturadas, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables. Ésto es lo que se llama también el "efecto cuña".

Cuando los bloques o cuñas son aislados solo amerita estabilizarlas con pernos aislados, a esto es lo que se denomina también, sostenimiento aislado o esporádico, de lo contrario lo usual será el sostenimiento sistemático en todo el techo y/o paredes de la excavación, según sea requerido.

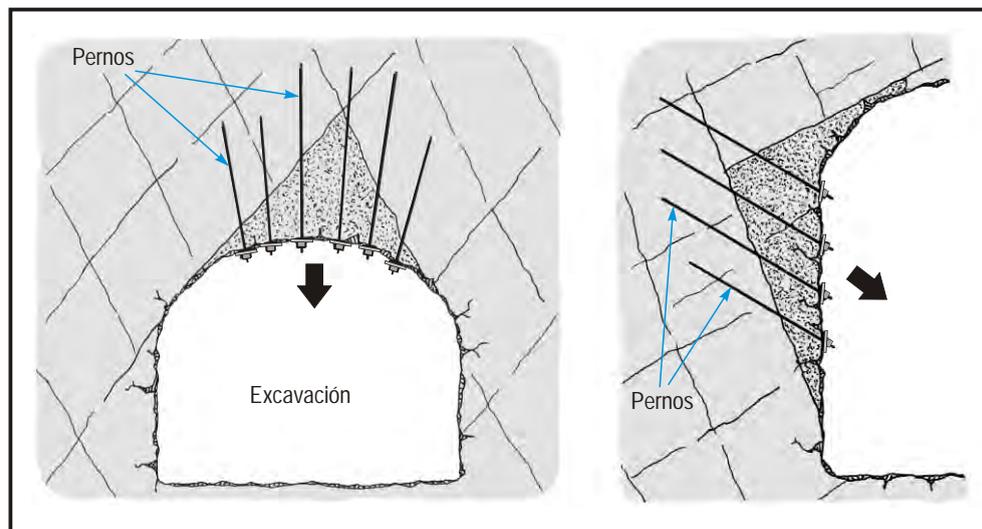


Figura 4.1 El efecto cuña.

En roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un sistema dominante de discontinuidades subhorizontales, los pernos ayudan a resistir el desplazamiento relativo entre los estratos, aumentando la rigidez de la viga estructural que forman y creando ligazón entre los bloques tabulares, para minimizar la deflexión del techo. Esto es lo que se llama también el "efecto viga". Este concepto puede ser extendido al caso de paredes paralelas a estratos o discontinuidades subverticales, generando el denominado "efecto columna", para minimizar el pandeo de los bloques tabulares.

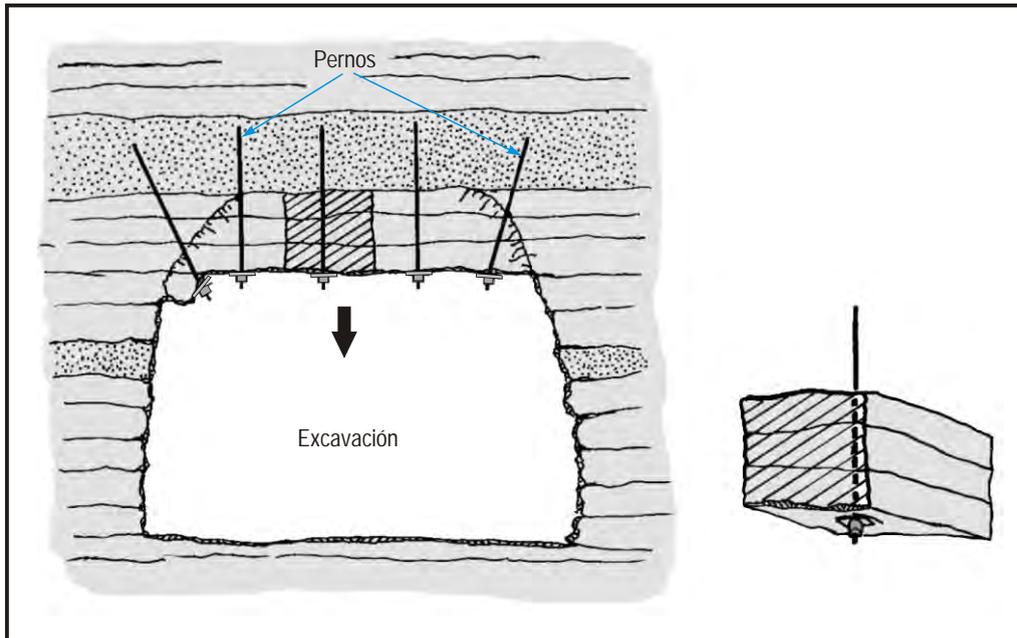


Figura 4.2 El efecto viga.

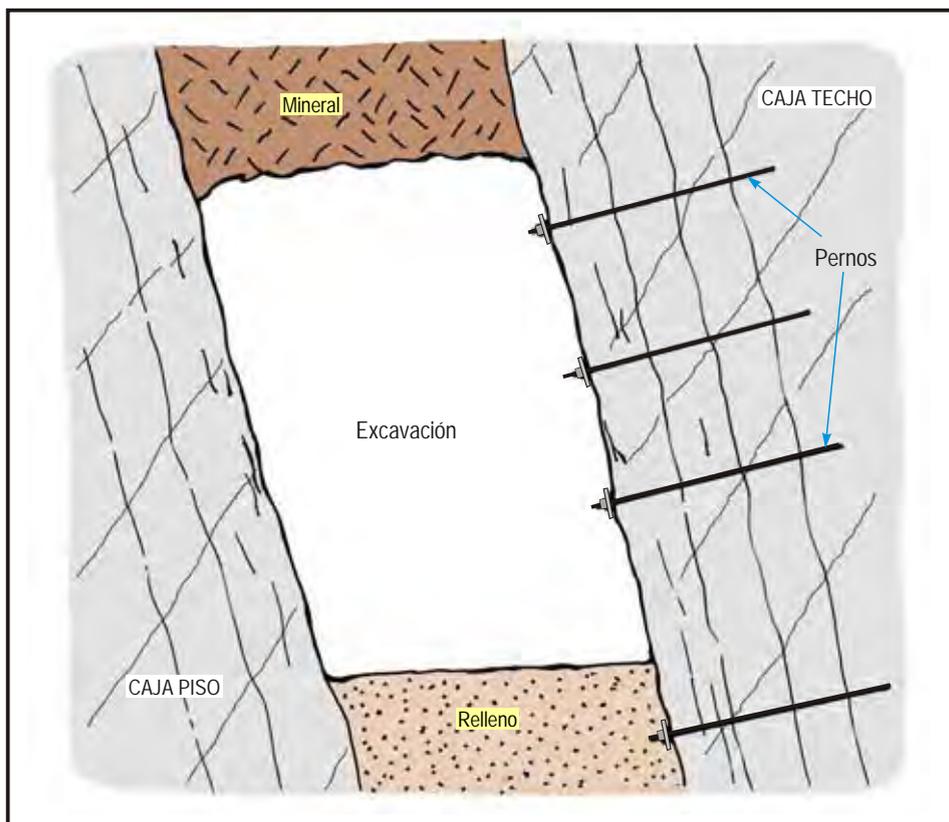


Figura 4.3 El efecto columna.

En roca fracturada e intensamente fracturada y/o débil, los pernos confieren nuevas propiedades a la roca que rodea la excavación. Instalados en forma radial, cada perno crea un bulbo de resistencia, el cual al interactuar con los bulbos de los pernos adyacentes forman un arco rocoso portante que trabaja a compresión denominado "efecto arco", el mismo que da estabilidad a la excavación.

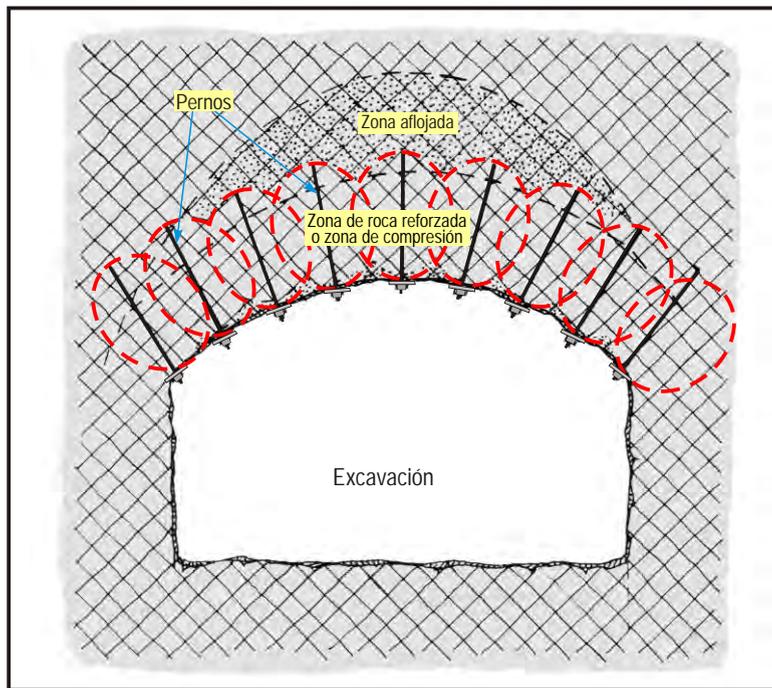


Figura 4.4 El efecto arco generado por la interacción de los bulbos de resistencia de los pernos.

Hay otros principios bajo los cuales funcionan los pernos de roca para tratamientos específicos, como coser zonas de falla, zonas de corte y otras zonas de debilidad, instalados cruzando estas zonas.

4.2.2 Tipos de pernos

Actualmente hay disponibles diferentes tipos de pernos de roca. Varios tipos de pernos muestran solo diferencias menores en su diseño y son básicamente variedades de un mismo concepto. Según las técnicas de anclaje que se utilizan, podemos agruparlos de la siguiente manera: pernos anclados mecánicamente, pernos de varillas cementados o con resina y pernos anclados por fricción. Aquí presentamos los pernos representativos de cada grupo, que son los más utilizados en la industria minera. Para el caso de los pernos cementados o con resina consideramos a las varillas de fierro corrugadas y las barras helicoidales, para el caso de los pernos anclados por fricción consideramos a los split sets y los swellex.

4.2.2.1 Pernos de anclaje mecánico

Descripción

Un perno de anclaje mecánico, consiste en una varilla de acero usualmente de 16 mm de diámetro, dotado en su extremo de un anclaje mecánico de expansión que va al fondo del taladro. Su extremo opuesto puede ser de cabeza forjada o con rosca, en donde va una placa de base que es plana o cóncava y una tuerca, para presionar la roca. Siempre y cuando la varilla no tenga cabeza forjada, se pueden usar varios tipos de placas de acuerdo a las necesidades de instalación requeridas.

Este tipo de pernos es relativamente barato. Su acción de reforzamiento de la roca es inmediata después de su instalación. Mediante rotación, se aplica un torque de 135 a 340 MN (100 a 250 lb/pie) a la cabeza del perno, el cual acumula tensión en el perno, creando la interacción en la roca.

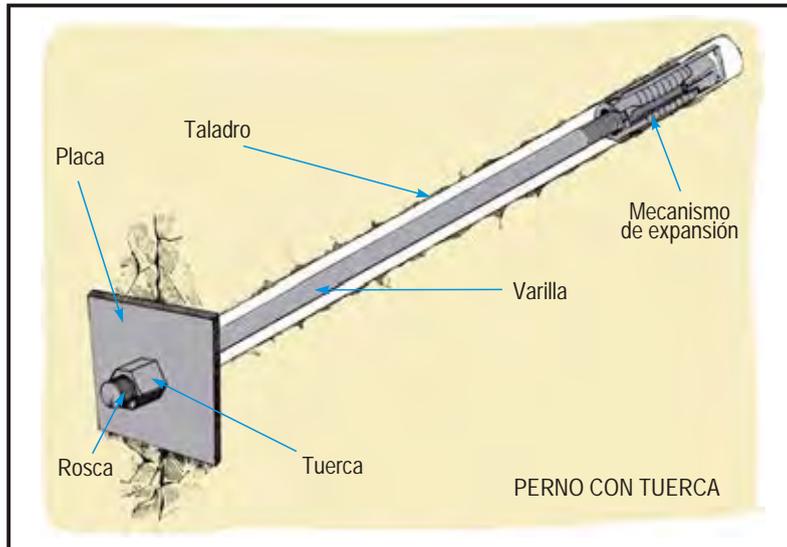


Figura 4.5 Perno de anclaje mecánico mostrando todos sus componentes.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Su uso es limitado a rocas moderadamente duras a duras, masivas, con bloques o estratificada, sin presencia de agua. En rocas muy duras, fracturadas y débiles no son recomendables, debido a que el anclaje podría deslizarse bajo la acción de las cargas. En rocas sometidas a altos esfuerzos tampoco es recomendable.
- El diámetro del taladro es crítico para el anclaje, recomendándose un diámetro de 35 a 38 mm para los pernos comúnmente utilizados.
- Pierden su capacidad de anclaje como resultado de las vibraciones de la voladura o el astillamiento de la roca detrás de la placa, debido a altas fuerzas de contacto, por lo que no es recomendable utilizarlos en terrenos cercanos a áreas de voladura.
- Solo pueden ser usados para reforzamiento temporal. Si son utilizados para reforzamiento permanente, éstos deben ser protegidos de la corrosión si hay presencia de agua y deben ser post-cementados con pasta de cemento entre la varilla y la pared del taladro.
- Proporcionan una tensión limitada que raramente sobrepasan las 12 TM.

Procedimientos de instalación

Primero el equipo técnico de apoyo de mina debe determinar el patrón adecuado de los pernos, a continuación se perforan los taladros, se colocan las varillas en los taladros, se fijan los anclajes y luego las placas de base son ajustadas mecánicamente.

La resistencia de los pernos, su longitud, la colocación de los anclajes, así como también el contacto de la placa base con la superficie rocosa, son todos críticos para crear la interacción de la roca.

El tensionamiento de los pernos de anclaje mecánico es un aspecto importante, para ello se puede usar una llave de impacto o una perforadora. A medida que gira la tuerca, se fija el anclaje y la tuerca comienza a empujar al perno contra la superficie de la roca. Como la tuerca empuja sobre la placa, ésta a su vez presiona contra la roca, tensionando la varilla. El perno instalado va a retener esta tensión, haciendo que la placa del perno presione activamente contra las piezas de roca en la superficie de la excavación; las piezas de roca en la superficie interactúan con otras piezas creando zonas de interacción. Es esta interacción la que hace que las piezas de roca actúen como piezas o bloques más grandes de roca, dando lugar a la creación de una masa rocosa estable, la misma que interactúa alrededor de la excavación. Si la varilla perdiera tensión, los pernos de anclaje se volverían ineficaces. En áreas donde hay oportunidad que caigan piezas pequeñas de roca, el enmallado debe ser considerado como un elemento adicional.

4.2.2.2 Pernos de varilla cementados o con resina

Descripción

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia, puesto que la eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

Dentro de este tipo de pernos, los de mayor utilización en el país son: la varilla de fierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro y la barra helicoidal de 22 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12'). La primera es ya un tipo de perno convencional en nuestro medio, la segunda es de reciente introducción en la industria minera. La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas comparada a la anterior. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas de fierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.

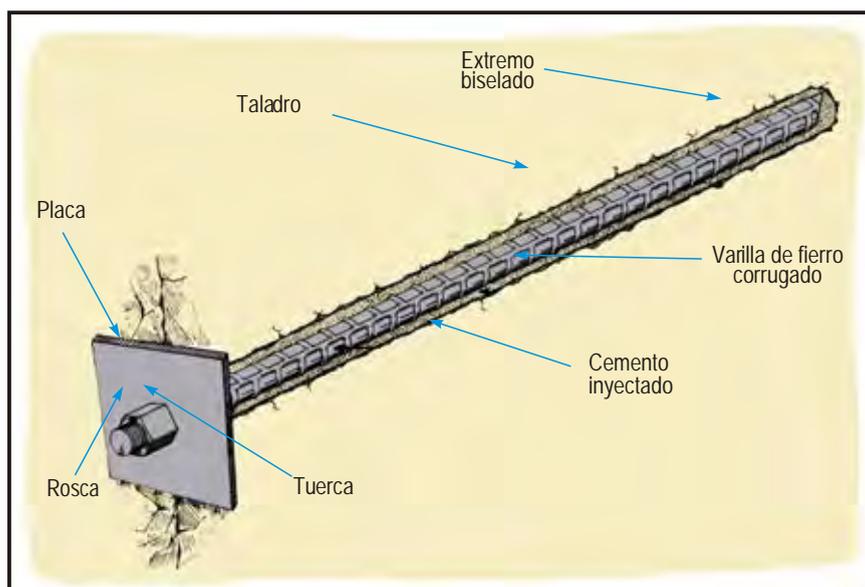


Figura 4.6 Perno de varilla corrugada.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Los pernos de varilla cementados o con resina son generalmente usados como refuerzo permanente, pero también pueden ser utilizados como refuerzo temporal en varias condiciones de roca, desde rocas de buena a mala calidad, constituye el mejor sistema para rocas de muy mala calidad y también para rocas en ambientes de altos esfuerzos. En presencia de discontinuidades abiertas y/o vacías, no es recomendable su uso a menos que la inyección de la pasta de cemento pueda ser chequeada.
- Cuando se usa cemento (en cartuchos o inyectado), se requiere varios días de curado antes que el perno trabaje a carga completa, pero apropiadamente instalados son competentes y durables, con alta resistencia en condiciones de roca dura. Estos pernos tienen larga vida útil y constituyen el sistema más versátil de pernos de roca. El uso de varillas con cemento inyectado es frecuentemente el sistema de sostenimiento más barato, pero no se debe usar en taladros con agua y tampoco se debe tensar inmediatamente. El diámetro requerido por los taladros es de 32 a 36 mm.

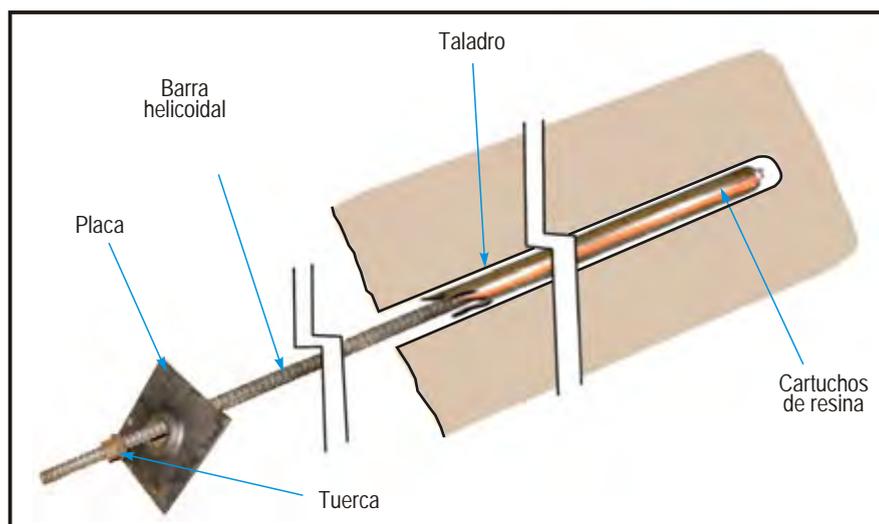


Figura 4.7 Instalación de una barra helicoidal.

- Cuando se usa resina, sea ésta de fraguado rápido (menos de 30 segundos) o fraguado lento (2 a 4 minutos), el perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina viene en cartuchos con el catalizador separado de la resina y por efecto de la rotación del perno al momento de introducir al taladro, éstos se mezclan generando el fraguado. Este sistema proporciona una alta capacidad de carga en condiciones de roca dura, resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno y brinda acción de refuerzo inmediato después de su instalación, aunque su costo es mayor que los pernos cementados (en cartucho o inyectado). El diámetro del taladro es crucial para el mezclado y fraguado de la resina, para varillas de 20 mm el diámetro máximo debe ser 32 mm.



Figura 4.8 Tipos de cartuchos de resina.

- También se pueden instalar las varillas combinando la resina de fraguado rápido con el cemento (en cartuchos o inyectado). En este caso, la resina va al fondo del taladro y el resto es llenado con lechada de cemento o cartuchos de cemento. Una de las razones para emplear este sistema es disminuir los costos. En general es importante chequear la calidad del cemento y de la resina antes de su uso, desde que son muy sensibles al almacenamiento subterráneo por largos periodos de tiempo, éstas tienen una vida limitada indicada por el fabricante.

Procedimientos de instalación

Primero, el equipo técnico de apoyo de mina debe determinar el patrón adecuado de los pernos, a continuación se perforan los taladros.

Cuando se usa inyección de cemento, después de la perforación se introduce la varilla dentro del taladro. Luego se coloca la pasta de cemento utilizando un tubo hueco de PVC, que se introduce asegurándolo ligeramente a la varilla. La pasta se inyecta mediante el uso de una bomba y se va retirando el tubo de PVC conforme se va inyectando. Finalmente se coloca la placa sin tensionar el perno. El tensionado se deberá ejecutar como mínimo 48 horas después de colocado el perno, salvo el uso de acelerantes de fragua. La relación cemento/agua ideal de la pasta de cemento es de 3.5:1 en peso, lo cual equivale a 16 litros de agua por 45 kilos de cemento.

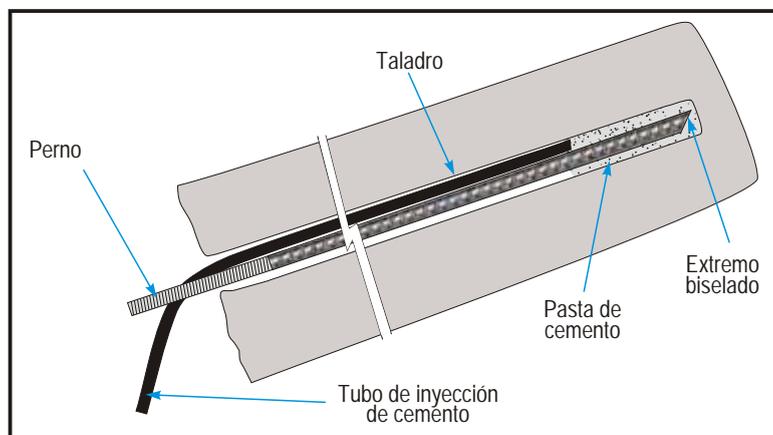


Figura 4.9 Instalación de un perno de varilla con inyección de cemento.

Cuando se usa cartuchos de cemento (cemento con aditivos especiales en un envase plástico), se debe limpiar el taladro, luego se introducen los cartuchos previamente remojados con agua hasta llenar el taladro. Después se introduce la varilla hasta unos 50 cm, doblándola ligeramente, a fin que ésta pueda romper mejor los cartuchos y producir mejor mezcla al momento de introducir girando la varilla por acción de la perforadora. Finalmente se coloca la placa sin tensionar el perno, el tensionado se deberá ejecutar como mínimo 48 horas después de colocado el perno, salvo el uso de acelerantes de fragua.

Cuando se usa resina, el procedimiento es similar a los cartuchos de cemento, pero en este caso, una vez perforado y limpiado el taladro, se introducen primero los cartuchos de resina de fraguado rápido hasta el fondo y luego los cartuchos de resina de fraguado lento. La cantidad de cartuchos estará determinada por el diámetro y longitud del taladro, de la varilla y de los cartuchos de resina. El fabricante proporciona las cantidades recomendables, el objetivo es que todo el taladro quede relleno. Es importante en este caso que se produzca una buena mezcla de la resina con el catalizador, para que la adherencia de la varilla con la roca sea eficaz. Esto se logra mediante la rotación de la varilla con la perforadora durante 10 a 15 segundos, tal como se indicó en el párrafo anterior, para el caso de

los cartuchos de cemento. Finalmente se coloca la placa, pudiéndose tensionar de inmediato, por efecto de la fragua rápida. Posteriormente el fraguado lento actuará con la varilla tensionada.

Cuando se usa resina y cemento, se colocan los cartuchos de resina de fraguado rápido en el fondo del taladro y se completa el resto con pasta de cemento o cartuchos de cemento, siendo el resto del procedimiento similar a los antes mencionados.

Un aspecto final está referido al tensionamiento de los pernos. Cuando la masa rocosa ha estado sometida a intensa deformación, es recomendable el tensionamiento. Cerca de los frentes de avance, donde la masa rocosa pueda presentar deformación subsecuente significativa o cuando están presentes altos esfuerzos, no es recomendable el tensionamiento.

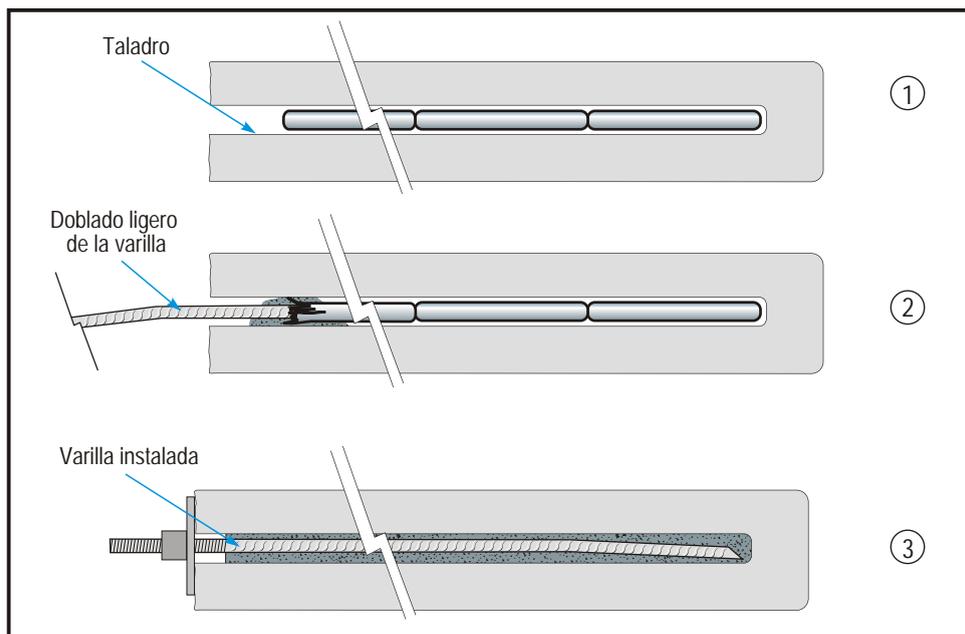


Figura 4.10 Instalación de un perno de varilla de hierro corrugado usando cartuchos de cemento, cartuchos de resina o ambos.

4.2.2.3 Split sets

Los split sets, conjuntamente con los swellex, representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro,. Aunque los dos trabajan con el mismo principio, tienen diferentes mecanismos de sostenimiento, como veremos más adelante.

Descripción

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

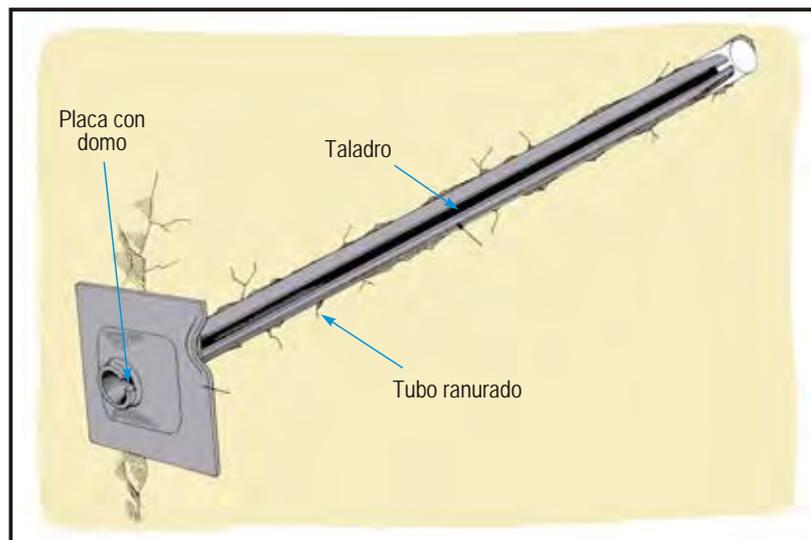


Figura 4.11 Perno de fricción SPLIT SET.

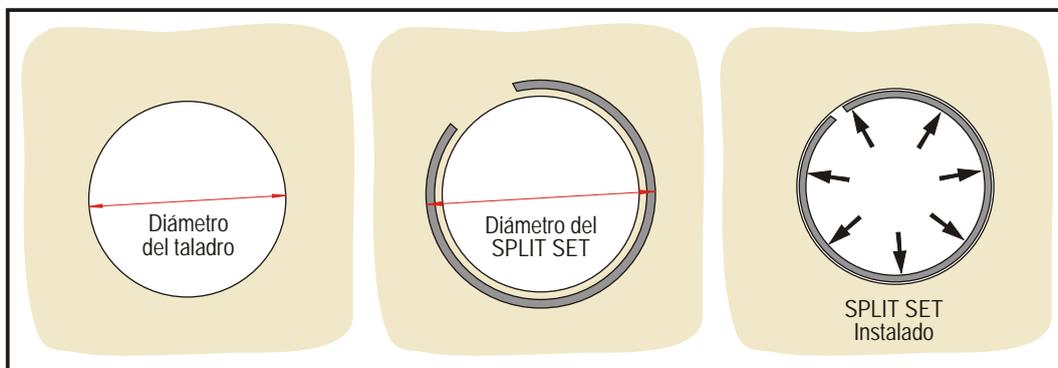


Figura 4.12 Mecanismo de anclaje del SPLIT SET.

El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes de 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del

perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Los split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.
- Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg o un jumbo. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.
- El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de split sets, puede ser difícil la correcta instalación. Los split sets son relativamente costosos.

Procedimientos de instalación

Una vez definido el patrón de los pernos, se perforan los taladros, verificándose que sean un poco más largos que los pernos. Luego, se hace pasar la placa a través del tubo ranurado y se coloca el extremo del tubo en la entrada del taladro. Se saca el barreno de la perforadora y se coloca el adaptador o culaín, acoplándose éste al otro extremo del tubo. Se acciona la perforadora la cual empuja el tubo hasta pegar la platina contra la roca.



Figura 4.13 Manera de instalación del SPLIT SET.

4.2.2.4 Swellex

Descripción

También es un perno de anclaje por fricción, pero en este caso la resistencia friccional al deslizamiento se combina con el ajuste, es decir, el mecanismo de anclaje es por fricción y por ajuste mecánico, el cual funciona como un anclaje repartido.

El perno swellex está formado por un tubo de diámetro original de 41 mm y puede tener de 0.6 a 12 m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28 mm de diámetro. Éste es insertado en un taladro de 32 a 39 mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa ó 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje.

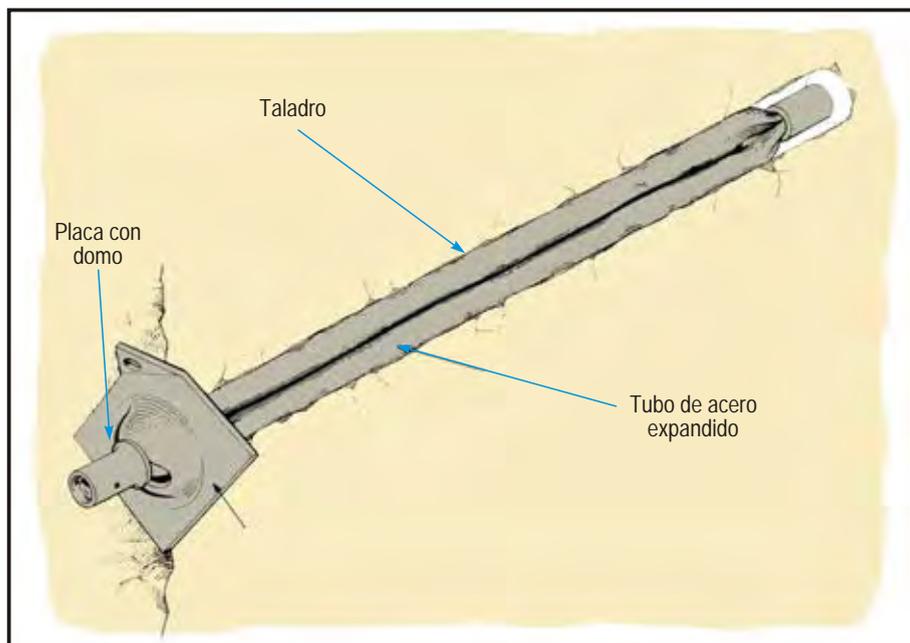


Figura 4.14 Mecanismo de anclaje del SWELLEX.

Una vez expandido el tubo, se genera una tensión de contacto entre el tubo y la pared del taladro, produciendo dos tipos de fuerzas: una presión o fuerza radial perpendicular a su eje y una fuerza de rozamiento estático, en toda su longitud, cuya magnitud depende de la estructura de la roca y de la dimensión del taladro.

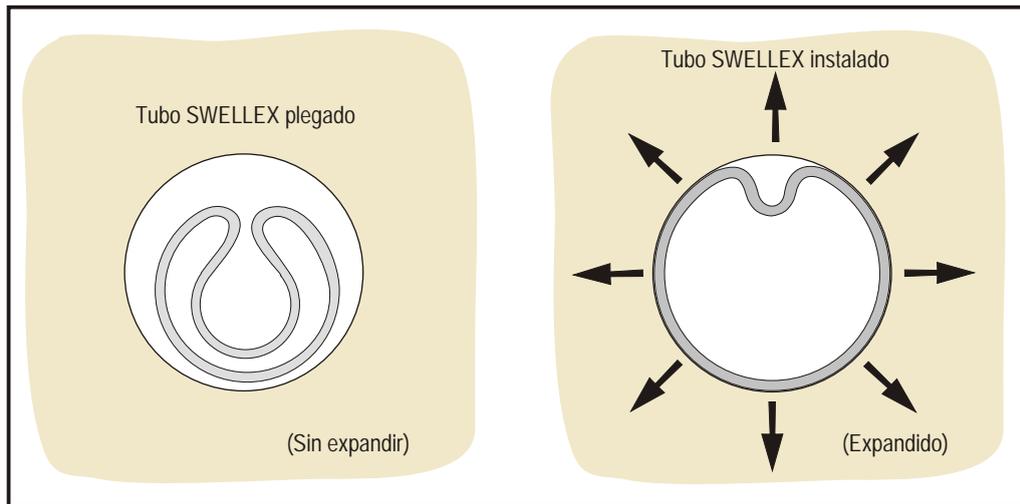


Figura 4.15 Mecanismo de anclaje del SWELLEX.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Constituyen un sistema alternativo a los split sets, pero de mejor rendimiento en terreno de menor calidad, para el refuerzo temporal. Debido a la existencia de distintos tipos de swellex, cubren un amplio rango de aplicación desde rocas duras a suaves y en terrenos muy fracturados. Tienen buena respuesta a los efectos cortantes de la roca. En roca dura, 0.5 m de longitud del perno, proporciona una resistencia a la tracción igual a su carga de rotura. Dada su gran flexibilidad, éstos pueden instalarse en longitudes de hasta 3 veces la altura de la labor.
- Es de instalación sencilla y rápida, el efecto de refuerzo es inmediato, y está provisto de arandelas para colocar la malla en cualquier momento.
- El principal problema es la corrosión, aunque las nuevas versiones vienen cubiertas con una capa elástica protectora o son de acero inoxidable. Son más costosos que los split sets.

Procedimientos de instalación

Una vez perforado el taladro, se introduce el tubo en la boquilla del brazo de instalación por el casquillo de inflado. Luego se introduce el tubo en el taladro. Hecho esto, mediante la bomba se aplica agua a alta presión para inflar el tubo, proceso que dura unos pocos segundos. Cuando la presión del agua llega a 30 MPa, la bomba se para automáticamente, quedando el swellex expandido en toda su longitud dentro del taladro. Debido al proceso de inflado, la longitud del perno se reduce por contracción, lo cual produce un empuje de la placa de reparto contra la roca con una tensión axial de 20 KN.

Figura 4.16 Manera de instalación del SWELLEX



4.2.3 Métodos de control

4.2.3.1 Control de la instalación de los pernos

Adicionalmente a los diferentes aspectos indicados anteriormente, para la correcta instalación de los pernos se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Verificar las condiciones de seguridad previas a la instalación, asegurando que el área presente buen desatado de las rocas sueltas y ventilación adecuada.
- Si durante el desatado, la caída de fragmentos rocosos fuera continua, se debe asegurar el techo con malla, sujeta con puntales o gatas, de otro modo colocar una capa de shotcrete de 2" (5 cm) de espesor.
- Se debe señalar la ubicación adecuada de los pernos a colocar.
- Prever todos los materiales, equipos y herramientas que se deberán utilizar para la instalación de los pernos, verificando su estado, calidad y cantidad adecuada, así como los requerimientos de aire y agua que sean necesarios.
- Perforar los taladros con el diámetro, longitud, orientación y distribución adecuados (ver Figura 4.17), limpiando los mismos antes de colocar los pernos.

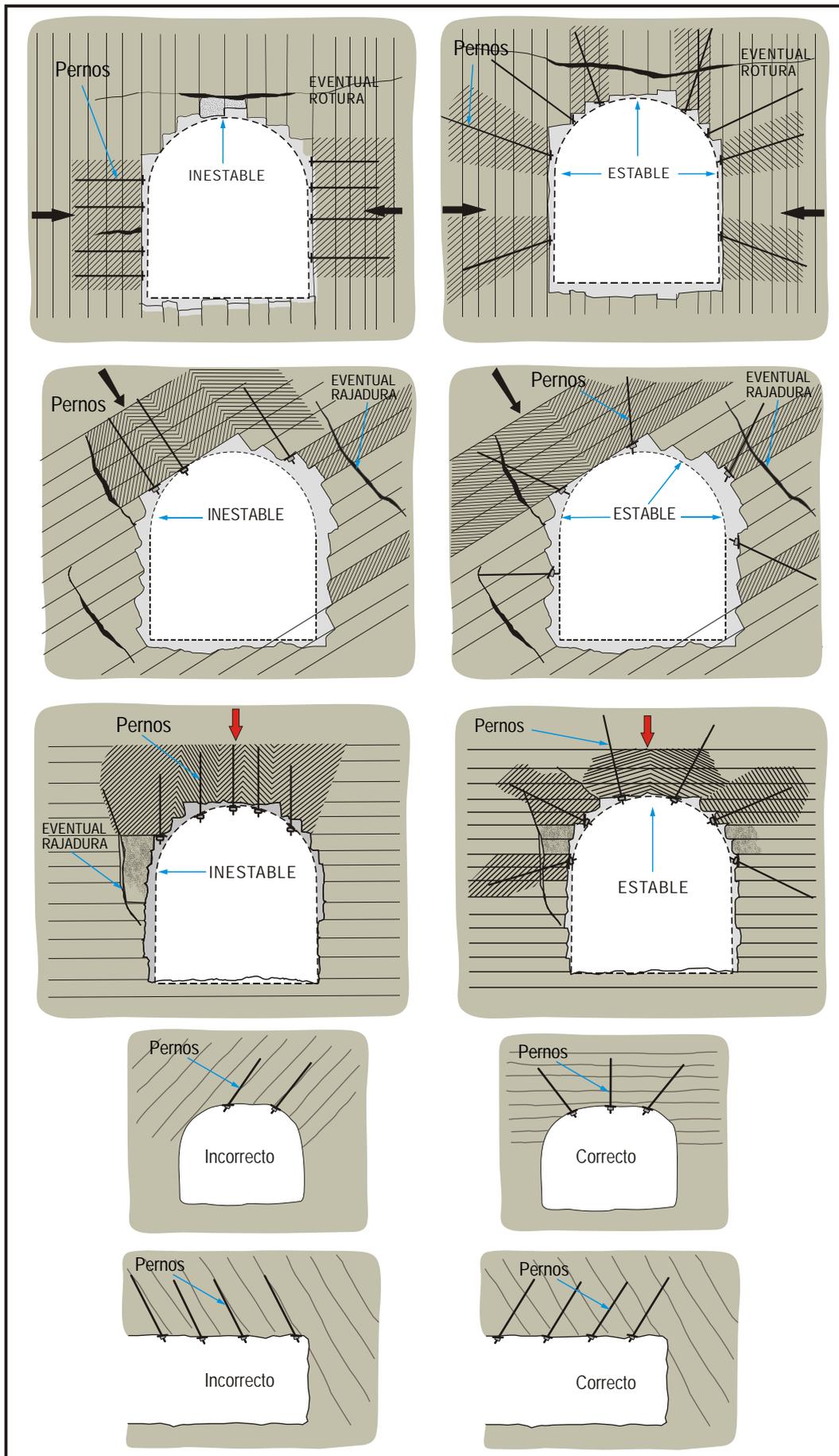


Figura 4.17 Formas incorrectas y correctas de instalación de los pernos.

- Nunca dejar un taladro perforado sin haber colocado de inmediato el perno. Similar al desatado, instalar los pernos comenzando de la zona ya sostenida o bien desatada, avanzando en el sostenimiento hacia la zona por sostener.
- En lo posible, los pernos deben ser colocados perpendicularmente a la superficie del contorno de la excavación, tratando de que éstos amarren a los bloques rocosos.
- No se deben instalar los pernos alineados en forma paralela a las discontinuidades o en las discontinuidades, por que éstos perderán su eficacia.
- El personal encargado de la instalación de los pernos debe estar bien entrenado y capacitado.

4.2.3.2 Control de calidad después de la instalación

El control de calidad de reforzamiento con pernos de roca debe estar orientado a lo siguiente:

- Verificación de la orientación de los pernos.
- Verificación de la presión de las platinas.
- Verificación de la capacidad de anclaje de los pernos mediante pruebas de arranque, utilizando un ensayador de pernos con diferentes cabezales según el tipo de perno.
- Verificación del comportamiento de la masa rocosa de la excavación reforzada con pernos, mediante observaciones visuales o mediciones de convergencia.

4.3 CABLES

4.3.1 Descripción

Aparte de su fabricación y capacidad de carga, no hay diferencias significativas entre los pernos de varilla cementados y los cables inyectados con pasta de cemento. En ellos rigen los mismos principios de funcionamiento, en el caso de los cables hay que adicionar a la acción del refuerzo, la acción de sujeción de los bloques rocosos sueltos, sin embargo, en el caso de pequeños bloques rocosos sueltos, los cables son inefectivos, siendo necesario complementar el sostenimiento con pernos de roca y/o malla y/o concreto lanzado (shotcrete).

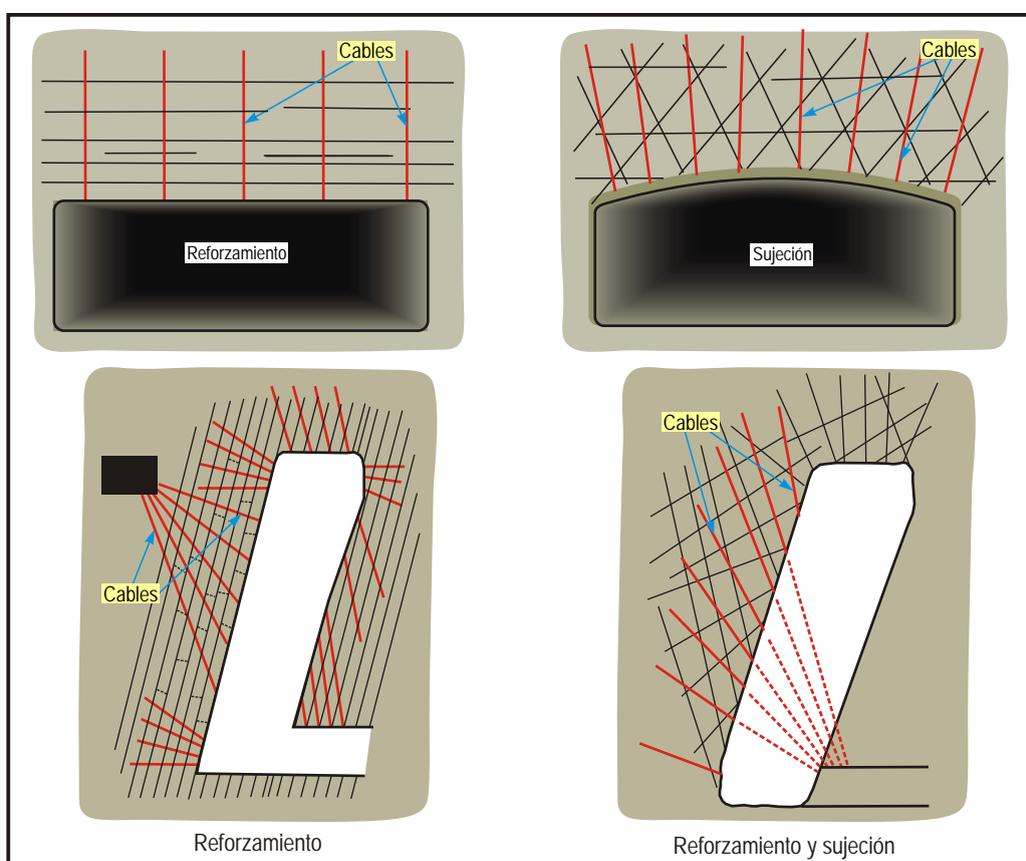


Figura 4.18 Funciones de los cables.

Los cables son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro en la masa rocosa. El cable comúnmente usado es el denominado "trenzado simple" conformado por 7 alambres, que en conjunto tienen 5/8" de diámetro, con una capacidad de anclaje de 25 Ton. Pueden ser usados en cualquier longitud, en el rango de 5 a 30 m, ya sea en la modalidad de cable simple o doble. Desde luego hay una gran variedad de cables, destacando en la industria minera aparte del indicado, los cables destrenzados y los cables bulbados, para mejorar la adherencia del cable con el cemento.

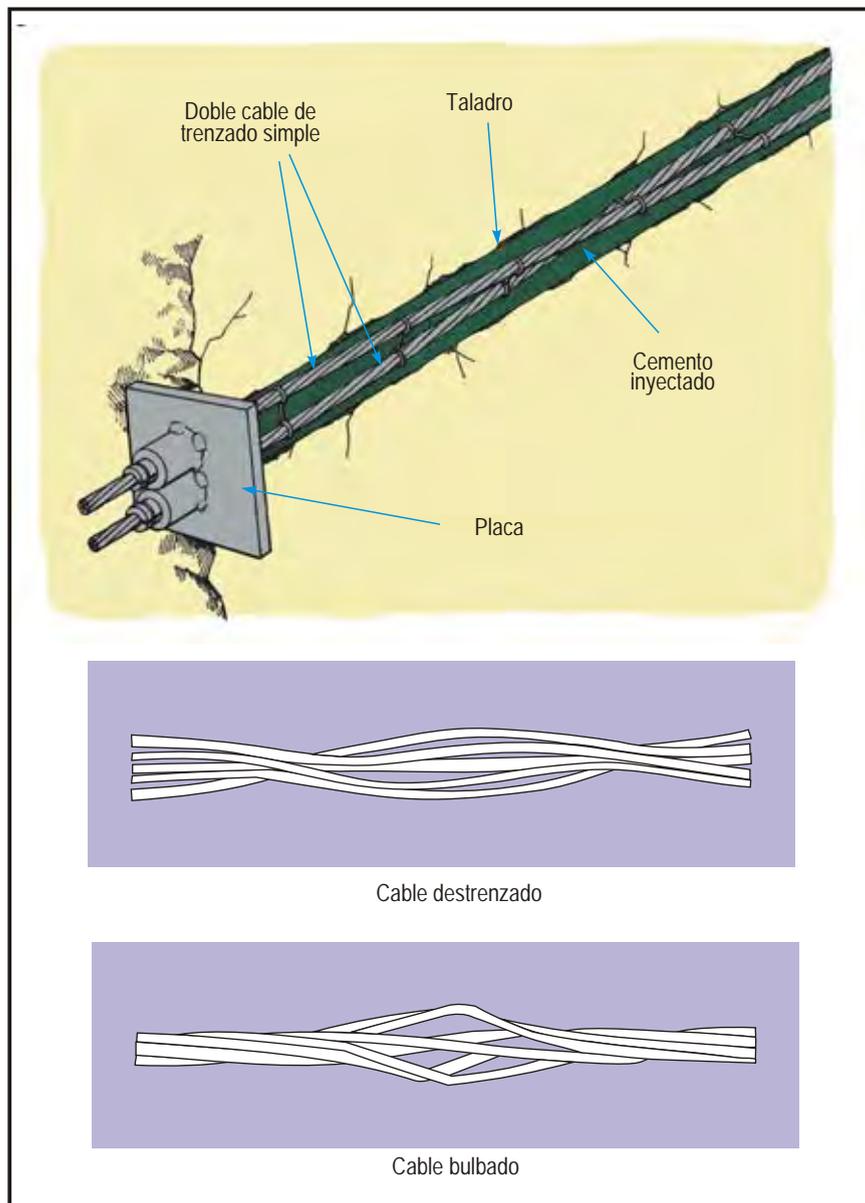


Figura 4.19 Tipos de cables.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Son utilizados en condiciones de rocas duras, moderadamente fracturadas o fracturadas, que presenten bloques grandes a medianos, con RMR mayor o igual a 40 o cuando se quiere asegurar una franja de roca débil entre dos franjas de roca competente.
- Son instalados predominantemente en forma no tensionada para el sostenimiento temporal en tajeos y también para el sostenimiento permanente de ciertas estructuras rocosas asociadas al minado. También se puede utilizar como pre-reforzamiento antes del minado de un tajeo. Apropriadamente instalados constituyen un sistema de reforzamiento competente y durable. Proporcionan también una alta capacidad portante en condiciones de roca dura. Pueden ser instalados en áreas estrechas.

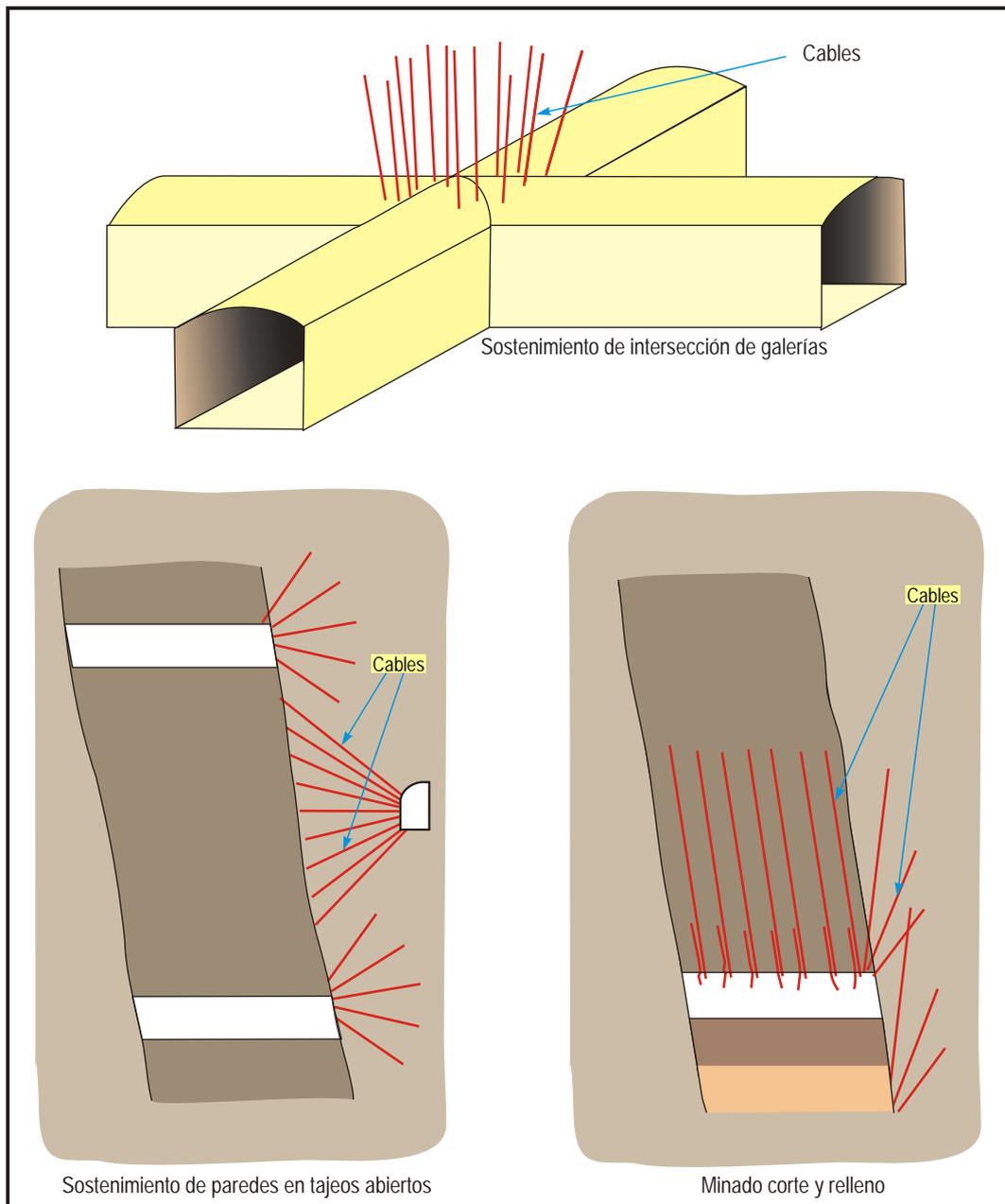


Figura 4.20 Aplicaciones diversas de los cables.

- Se requiere varios días de tiempo de curado antes que los cables puedan trabajar a capacidad completa. Es difícil chequear y mantener constante la calidad de la pasta de cemento y de la inyección de la misma. No puede ser utilizada en taladros con presencia de agua. Es un sistema de sostenimiento relativamente barato.
- Es sumamente importante en este sistema de reforzamiento, para su efectividad completa, utilizar estándares apropiados en relación a los materiales, equipos, herramientas y personal idóneo para la instalación.

4.3.2 Procedimientos de instalación

Se perfora el taladro con un diámetro de 48 mm en el caso de cable simple o 64 mm en el caso de instalar cable doble. Una vez perforados los taladros, se disponen de 4 opciones para la instalación de los cables. Previamente, antes de introducir el cable, se deberá limpiar el taladro con aire a presión eliminando pequeños fragmentos en el interior del mismo.

4.3.2.1 Método del tubo respiradero

Éste es el método tradicional para instalar cables de trenzado simple en taladros ascendentes. La pasta de cemento, que tiene usualmente una relación agua/cemento alrededor de 0.4, es inyectada en el taladro a través de un tubo de $\frac{3}{4}$ " de diámetro o más, colocado en el collar del taladro. El aire desfoja a través de otro tubo de diámetro pequeño ($\frac{1}{2}$ "), el cual se extiende hacia el fondo del taladro, encintado al cable. Tanto los tubos como el cable son sellados en el collar del taladro por medio de un tapón de hilachas de algodón o un mortero de fraguado rápido. La dirección del recorrido de la pasta de cemento es hacia arriba en el taladro. Cuando la pasta de cemento retorne por el tubo respiradero, la inyección habrá sido completada.

4.3.2.2 Método del tubo de inyección

Este método es utilizado en taladros ascendentes y descendentes con cables de trenzado simple. En este caso, se extiende hasta el fondo del taladro, un tubo de inyección de pasta de cemento de $\frac{3}{4}$ " diámetro o más, que va encintado al cable. El cable y el tubo son sujetados dentro del taladro por una cuña de madera insertada dentro del collar del taladro. La pasta de cemento con relación agua/cemento de 0.3 a 0.35 si el taladro es ascendente ó 0.3 a 0.45 si el taladro es descendente, es inyectada hasta el fondo del taladro, de tal manera que el taladro sea rellenado hasta que la pasta de cemento aparezca en el collar del taladro. El bombeo es continuo hasta que se observe en el collar una pasta de cemento consistentemente espesa. Este método presenta ciertas ventajas respecto al método anterior, que radica principalmente en la evidencia del llenado del taladro y en que no hay probabilidad que la lechada fluya dentro de las fracturas rocosas.

4.3.2.3 Método del tubo retráctil

Utilizado para taladros ascendentes o descendentes, con cables de trenzado simple. Es un método similar al método del tubo de inyección descrito arriba, pero sin utilizar la cuña de madera. El tubo de inyección ($\frac{3}{4}$ " o más) es retirado lentamente desde el fondo del taladro conforme progresa la inyección. Es importante asegurar que la velocidad de retirada no exceda a la velocidad de llenado del taladro, así no serán introducidos vacíos de aire. Esto se logra

aplicando manualmente una fuerza para resistir la fuerza de empuje de la columna de pasta de cemento. La relación agua/cemento de 0.35 para taladros ascendentes o cualquier consistencia para taladros descendentes es adecuada para este método.

4.3.2.4 Método de inyección con posterior inserción del cable

El procedimiento para este caso es inyectar pasta de cemento al taladro y posteriormente insertar el cable, esto es posible solo cuando se dispone de máquinas de colocar cables, debido a que se requiere una gran fuerza para empujar el cable dentro del taladro inyectado. En este método y en el método del tubo retráctil, el tubo de inyección es reutilizable.

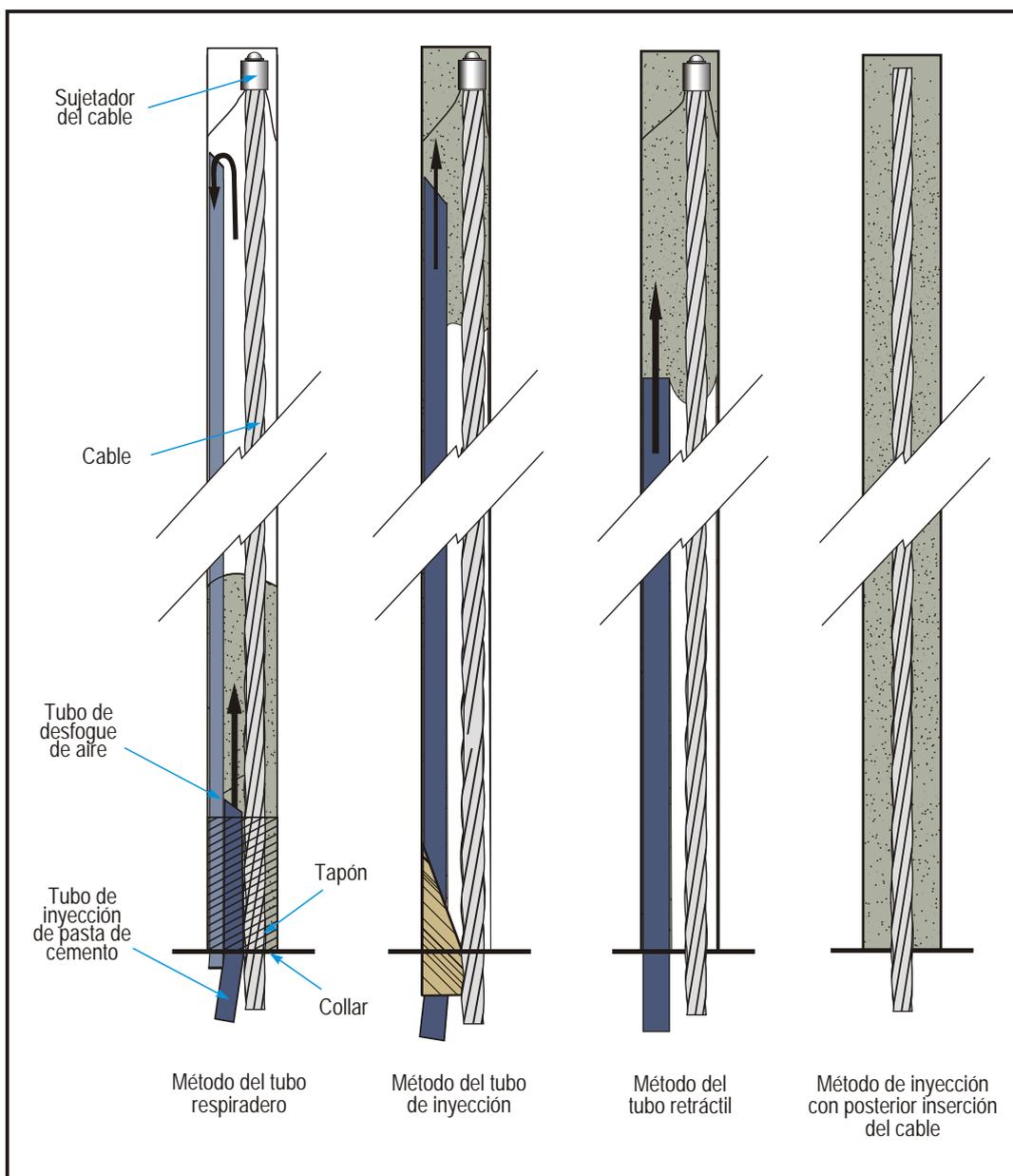


Figura 4.21 Métodos u opciones de instalación de los cables.

4.3.3 Métodos de control

4.3.3.1 Control de la instalación de los cables

Para la correcta instalación de los cables se debe tener en cuenta lo siguiente:

Se debe asegurar que el personal de instalación de los cables esté altamente entrenado y capacitado para esta labor.

Para el caso de la instalación de los cables, se debe tomar en cuenta los diferentes aspectos señalados para el control de instalación de los pernos. Adicionalmente se deberá tomar en cuenta los aspectos que se indican a continuación:

- Asegurar el tamaño correcto en el diámetro y longitud de los taladros, debiendo ser éstos lo más rectos y limpios posibles.
- Asegurar que los cables estén limpios, tengan todos sus accesorios adecuados, estén centrados en el taladro con sus respectivos espaciadores, que esté taponado completamente el collar del taladro y los tubos accesorios estén correctamente instalados.
- Asegurar el uso de cemento fresco para la inyección, asimismo que la relación agua/cemento sea la correcta, inspeccionando la consistencia y calidad de la pasta, de ser posible realizando ensayos de la misma.
- Uno de los componentes más críticos en una instalación de cables es la columna de la pasta de cemento. Todos los posibles cuidados deben ser tomados para asegurar que la columna no contenga vacíos de aire.

4.3.3.2 Control de calidad después de la instalación

El control de calidad del reforzamiento con cables es similar al indicado para el caso de pernos después de su instalación.

En el caso de los cables es particularmente importante verificar que la calidad de la pasta de cemento sea la apropiada, además verificar que los taladros hayan sido completamente inyectados.

La instrumentación que se tiene disponible para la evaluación del rendimiento de los cables es de mayor complejidad que en el caso de pernos de roca.

4.4 MALLA METÁLICA

4.4.1 Generalidades

La malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del shotcrete. Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada.

La malla eslabonada o denominada también malla tejida, consiste de un tejido de alambres, generalmente de # 12/10, con cocadas de 2" x 2" ó 4" x 4", construida en material de acero negro que puede ser galvanizada para protegerla de la corrosión. Por la forma del tejido es bastante flexible y resistente. Esta malla no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas, no recomendándose para este uso.

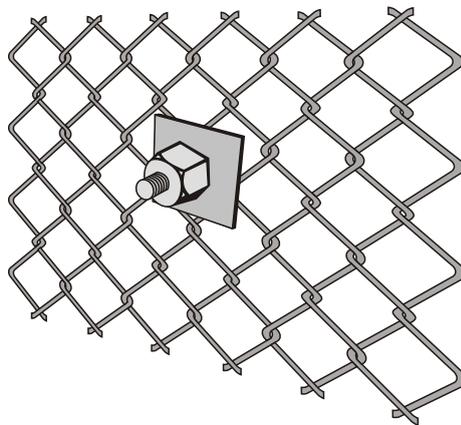


Figura 4.22 Malla eslabonada o tejida.

La malla electrosoldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4" x 4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada. Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado (shotcrete).

La malla viene en rollos o en planchas. Los rollos tienen 25 m de longitud x 2.0 m de ancho y las planchas usualmente tienen 3.0 m de longitud x 2.0 m de ancho.

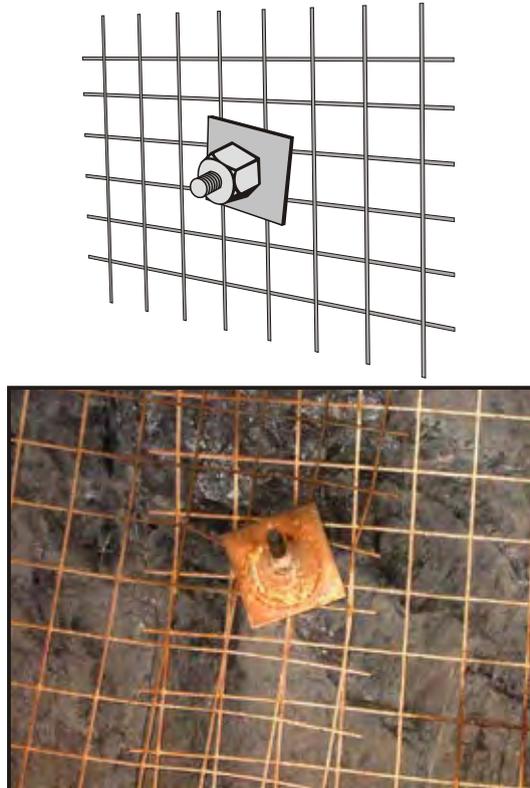


Figura 4.23 Malla electrosoldada

4.4.2 Procedimientos de instalación

Para su instalación se debe tener en cuenta los siguientes aspectos importantes:

- Señalar el área donde deberá instalarse la malla.
- Desatar todo bloque suelto del área donde se instalará la malla.
- Presentar la malla utilizando de ser necesario gatas o puntales.
- Anclar definitivamente con pernos de roca.
- Asegurar la malla utilizando la misma platina del perno, si éste aún no ha sido instalado, o arandelas a presión o segunda platina de retén y tuerca, si el perno ya fue instalado.

- Acomodar o moldear la malla a la forma de la superficie de la roca utilizando ganchos de fierro corrugado de 3/8", colocados en taladros de 0.5 m de longitud.
- Evitar en lo posible superficies con la malla suelta, especialmente cuando se contempla la aplicación del shotcrete sobre la misma.

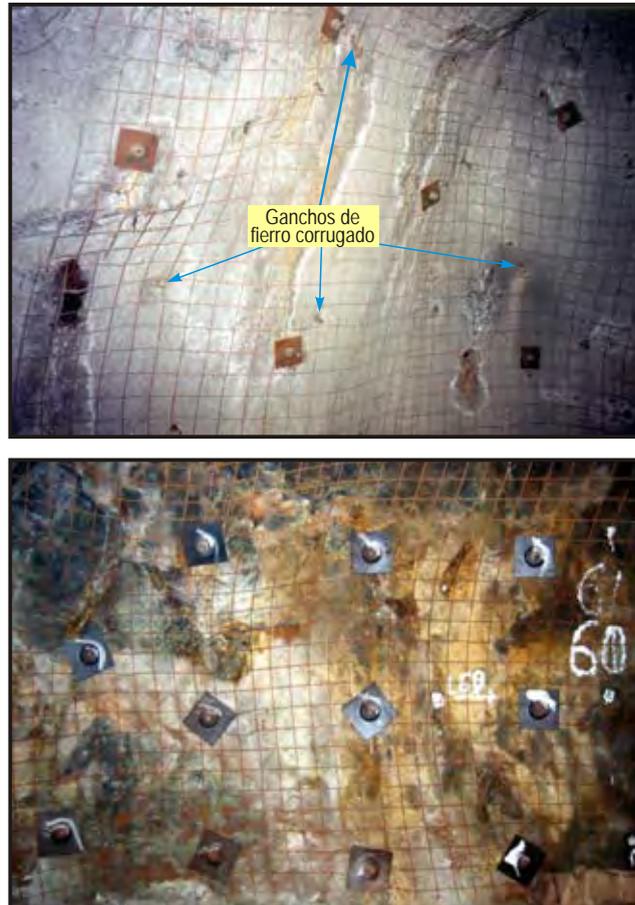


Figura 4.24 Correcta instalación de las mallas.

- Los traslapes entre mallas serán como mínimo 20 cm y deben estar asegurados con pernos de anclaje, con un amarre inicial de alambre #8.
- En áreas de altos esfuerzos, deben eliminarse los empalmes horizontales de la malla metálica en el tercio inferior de los hastiales, estos traslapes deben efectuarse a una altura mínima de 2.5 m respecto al nivel del piso. Los empalmes verticales en estos casos deben reforzarse con varillas de fierro corrugado de 3/8" y 0.7 m de longitud.
- Cuando el uso de la malla es puntual, se puede recortar la malla para su manipulación sencilla.
- La malla es muy propensa a dañarse fácilmente con la voladura, siendo recomendable reemplazarla, recortando los pedazos dañados y colocando una nueva.

4.5 CINTAS DE ACERO (STRAPS)

Estos elementos de sostenimiento usualmente tienen 1.8 m de longitud, 10 cm de ancho y 4 mm de espesor, están provistas de agujeros de 39 mm x 65 mm, para permitir pasar por ellos los pernos de roca a fin de fijarlos sobre la superficie de la roca.

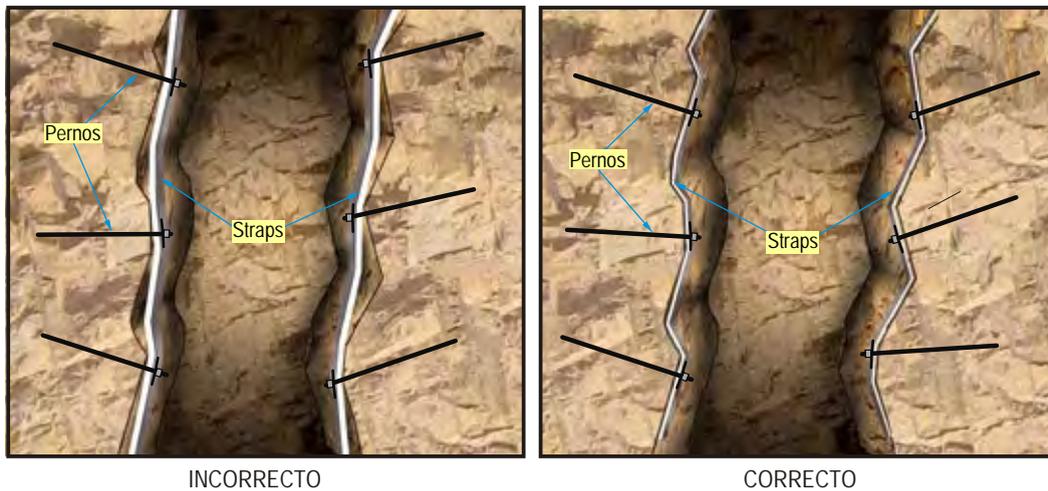


Figura 4.25 Reforzamiento con cintas de acero.

A diferencia de la malla metálica, que es utilizada cuando la roca ubicada entre los pernos presenta bloques pequeños, las cintas son utilizadas típicamente cuando la roca circundante a la excavación presenta bloques medianos a grandes.

La rigidez de la cinta es un aspecto crítico, especialmente en excavaciones de formas irregulares, si la cinta es demasiado rígida, no es fácil adaptarla a la superficie rocosa irregular y por consiguiente no proporciona el sostenimiento requerido, debiendo considerarse en esta situación el uso de cintas más delgadas para moldearlas mejor a la superficie irregular de la roca.

4.6 CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE)

4.6.1 Generalidades

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda.

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionado a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de shotcrete sobre una base más o menos continua. Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular.

Adecuadamente aplicado, el shotcrete es un material de construcción estructuralmente sólido y durable, con buenas características de adhesión con la roca y alta resistencia. Estas propiedades favorables se consiguen con buenas especificaciones y materiales, preparación adecuada de la superficie, buenas prácticas de mezclado, aplicación del shotcrete y supervisión.

4.6.2 Materiales componentes del shotcrete y sus proporciones en la mezcla

El **cemento** que se utiliza normalmente es el Pórtland Estándar Tipo I.

Los **agregados** combinados deben presentar una de las graduaciones mostradas en el Cuadro 4.1. Como regla práctica, los agregados más grandes no deberían ser más de 16 mm. La experiencia ha mostrado que con agregados de más de 16 mm se incrementa drásticamente el rebote, aproximadamente el 60-70 % de los agregados sobre 8 mm están contenidos en el rebote. Por otro lado, debe haber suficiente cantidad de finos, menores de 0.2 mm, para formar una capa inicial sobre la superficie de la roca.

Cuadro 4.1

Límites de graduación para agregados combinados

MALLA	Porcentaje de peso pasante		
	Graduación N° 1	Graduación N° 2	Graduación N° 3
	Fino	Medio	Grueso
¾" (19 mm)	-	-	100
½" (12 mm)	-	100	80 - 95
3/8" (10 mm)	100	90 - 100	70 - 90
N° 4 (4.75 mm)	95 - 100	70 - 85	50 - 70
N° 8 (2.4 mm)	80 - 100	50 - 70	35 - 55
N° 16 (1.2 mm)	50 - 85	35 - 55	20 - 40
N° 30 (600 Um)	25 - 60	20 - 35	10 - 30
N° 50 (300 Um)	10 - 30	8 - 20	5 - 17
N° 100 (150 Um)	2 - 10	2 - 10	2 - 10

El **agua** de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable, en caso contrario el agua debe ser ensayada, de tal manera de asegurar que la resistencia de los cubos de mortero sea como mínimo el 90% de la resistencia de cubos de mortero hechos con agua destilada. El agua de curado deberá estar libre de sustancias que puedan dañar el concreto.

Se usan **aditivos** para mejorar las propiedades del shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsilica como un añadido cementante, ésta es una puzolana extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13 % por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar

capas de hasta 200 mm de espesor en un paso simple, por su calidad "pegajosa", sin embargo, en la mezcla húmeda, esta calidad de pegajosa disminuye la facilidad de trabajo, requiriéndose de superplastificantes para restaurar dicha facilidad de trabajo.

Como **elementos de refuerzo**, se tienen principalmente las fibras de acero, la malla electrosoldada firmemente adosada a la superficie de la roca (la malla eslabonada no es ideal para la aplicación del shotcrete, debido a la dificultad del shotcrete para penetrar la malla) y las varillas de hierro o acero corrugadas libres de aceites, grasas, polvo u otros materiales que puedan afectar la adhesión del shotcrete.

La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son:

- Cemento	20%
- Para mezcla seca	320 - 460 Kg/m ³ (menos para shotcrete grueso y más para el fino)
- Agregados y gruesos	15% al 20%
- Agregados finos	60% al 65%
- Relación agua cemento (mezcla seca):	0.30 - 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda):	0.40 - 0.55

En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50 mm.

Cuando los slumps son mayores de 150 - 175 mm, se pierde la cohesión y los agregados gruesos tienden a separarse. El slump recomendado es de 38 a 75 mm.

Con las relaciones agua-cemento indicadas, se logran resistencias de 20 - 48 MPa a 20 días. En mezclas secas se pueden lograr resistencias de hasta 69 MPa.

4.6.3 Principios de acción del shotcrete en el sostenimiento de excavaciones rocosas

- La acción conjunta del shotcrete y la roca, impide que éstos se deformen independientemente.
- La interacción induce la formación de un esfuerzo radial de confinamiento, que controla las deformaciones y que aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación.
- El shotcrete mantiene el entrase de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.
- Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado, por efecto del intemperismo.

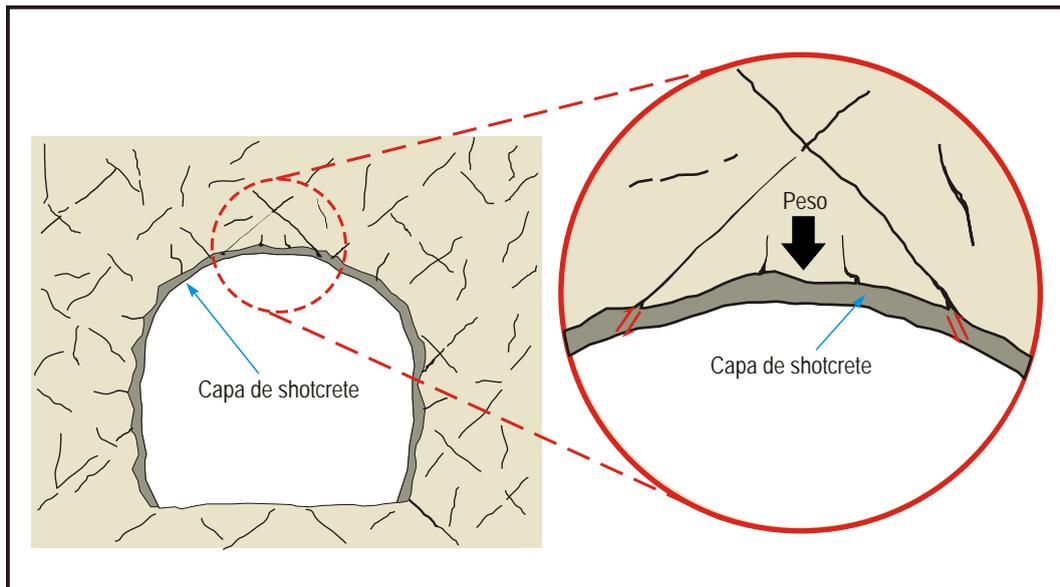


Figura 4.26 Comportamiento del shotcrete en cuñas o bloques.

4.6.4 Aplicación del shotcrete

La calidad del shotcrete final depende de los procedimientos usados en su aplicación. Estos procedimientos incluyen: la preparación de la superficie, técnicas del lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), iluminación, ventilación, comunicación y el entrenamiento de la cuadrilla.

El shotcrete no debe ser aplicado directamente a la superficie rocosa seca, con polvo o congelada. El área de trabajo debe ser rociada con un chorro de aire-agua para remover la roca suelta y el polvo de la superficie donde se aplicará el shotcrete. La roca húmeda creará una buena superficie, sobre la cual se colocará la capa inicial de shotcrete. En caso de aplicar varias capas de shotcrete, antes de aplicar la siguiente capa es necesario limpiar la anterior para una buena adherencia.

El hombre que manipula la boquilla deberá hacerlo del siguiente modo:

- La posición de trabajo debe ser tal, que haga posible cumplir con las especificaciones que se dan a continuación. La Figura 4.27, muestra algunas de las posiciones de trabajo recomendables.
- La distancia ideal de lanzado es de 1 a 1.5 m. El sostener la boquilla más alejada de la superficie rocosa, resultará en una velocidad inferior del flujo de los materiales, lo cual conducirá a una pobre compactación y a un mayor rebote.

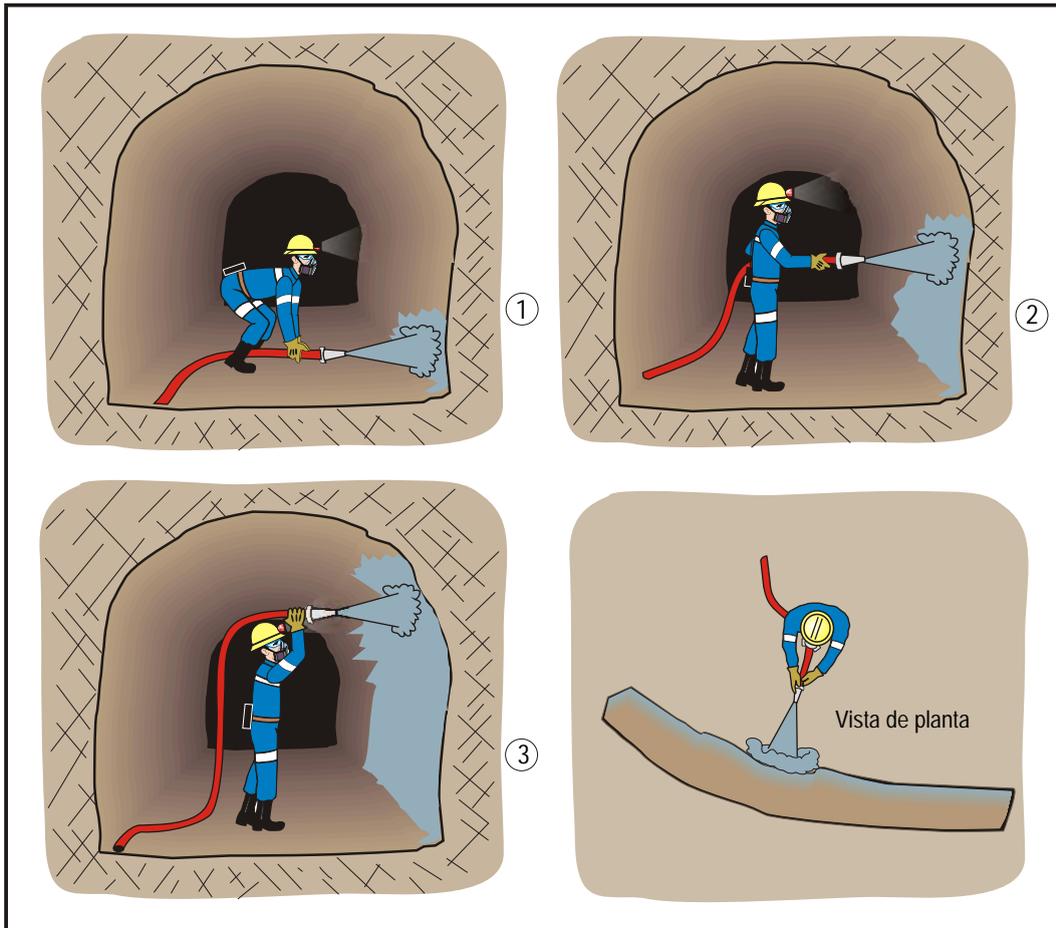


Figura 4.27 Posiciones correctas de lanzado.

- Respecto al ángulo de lanzado, como regla general, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa. El ángulo de lanzado no debe ser menor de 45° .

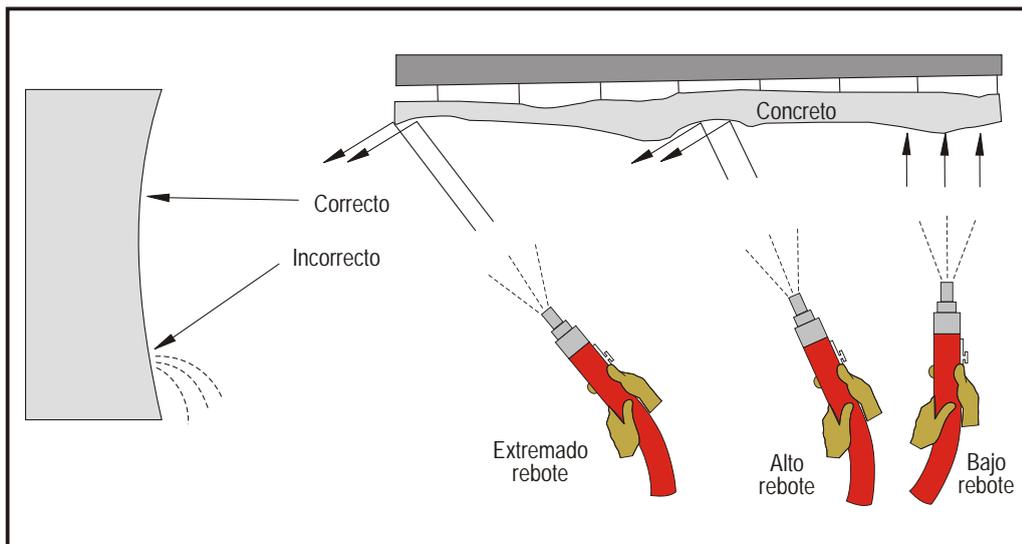


Figura 4.28 Ángulo de lanzado.

- A fin de distribuir uniformemente el shotcrete, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa y debe ser rotada continuamente en una serie de pequeños ovalos o círculos.

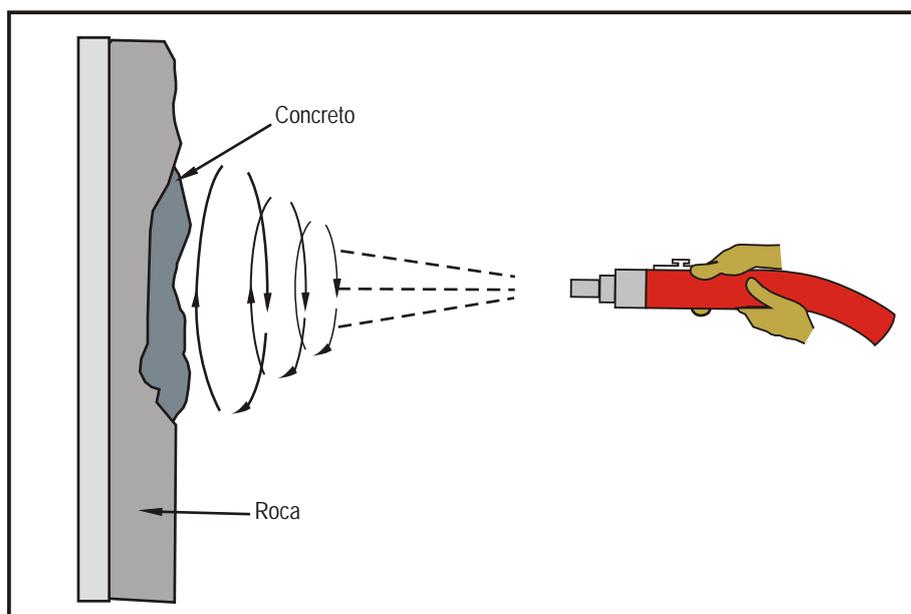
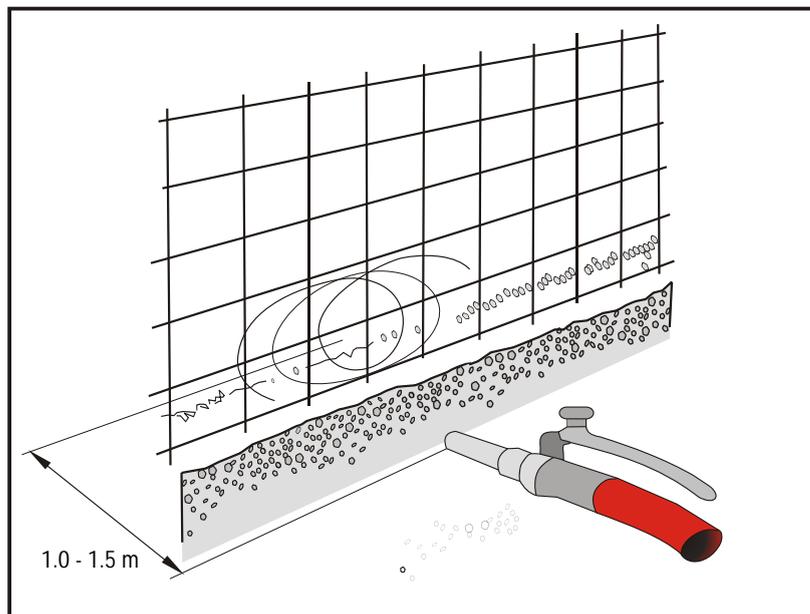


Figura 4.29 Distribución uniforme del shotcrete con pequeños movimientos circulares.

- Cuando se instala shotcrete en paredes, la aplicación debe iniciarse en la base. La primera capa de shotcrete debe cubrir en lo posible completamente los elementos de refuerzo. Aplicando el shotcrete desde la parte inferior, aseguramos que el rebote no se adhiera sobre la superficie rocosa. Este procedimiento evita que posteriormente se presente el fenómeno del shotcrete "falso". (Ver Figura 4.30)

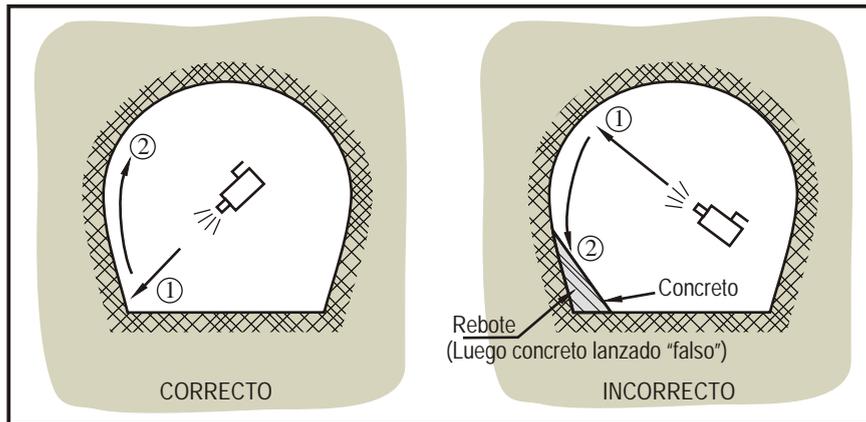


Figura 4.30 Secuencia de aplicación del shotcrete.

- Cuando se aplica shotcrete sobre elementos de refuerzo como varillas o malla, es importante que éstos queden completamente bien encapsulados dentro del mortero o concreto. Para esto es necesario dirigir la boquilla en dirección normal a la superficie o a un ángulo ligeramente inclinado a la normal de la misma, para permitir un mejor encapsulamiento y minimizar la acumulación del rebote.

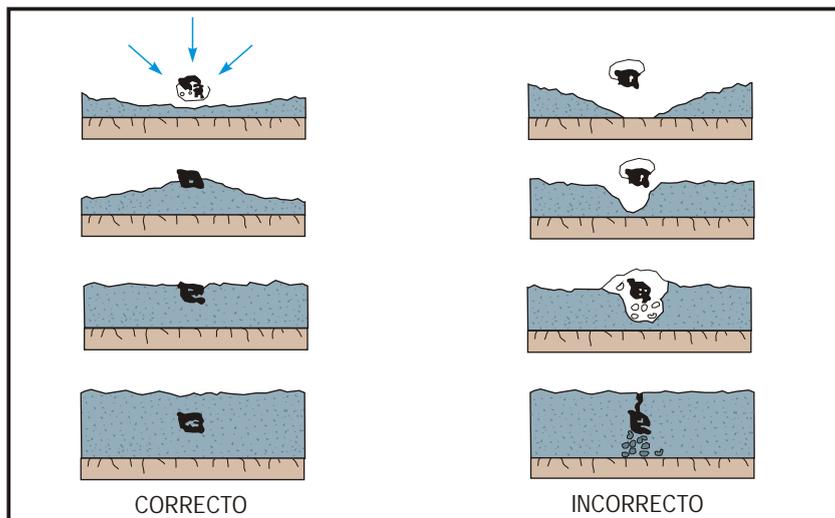


Figura 4.31 Recubrimiento de los elementos de refuerzo.

- El mortero o concreto debe emerger de la boquilla con un flujo continuo y no interrumpido. Si por alguna razón el flujo es intermitente, el operador de la boquilla debe dirigir el flujo fuera del área de recepción, hasta que el flujo vuelva a ser constante..

También es necesario tener en consideración, que es esencial que el abastecimiento de aire sea consistente y tenga suficiente capacidad para asegurar el suministro constante y permanente de shotcrete a alta velocidad a la superficie rocosa.

Un operador bien entrenado puede producir manualmente shotcrete de excelente calidad, cuando el área de trabajo está bien iluminado y ventilado, y

cuando los miembros de la cuadrilla están en buena comunicación los unos con los otros, usando signos manuales pre-establecidos o equipos de radio. Para aliviar el cansancio y dar mayor confort al trabajador, se está incrementando el uso de sistemas robóticos compactos para permitir que el operador opere a control remoto la boquilla.



Figura 4.32 Empleo de equipo robótico para shotcrete.

Cuando el shotcrete es aplicado a la masa rocosa con juntas bien definidas y portantes de agua, es importante proveerla de drenaje a través de la capa de shotcrete, a fin de liberar las altas presiones de agua. Taladros de drenaje, fijados con tubos plásticos como los ilustrados en la Figura 4.33 son comúnmente usados para este propósito. Donde la filtración de agua no es restringida a pocos rasgos estructurales específicos, una esterilla de fibra porosa puede ser adosada a la superficie de la roca antes que la capa de shotcrete sea aplicada. Cuando se practica el drenaje, el agua de los drenes deberá ser colectado y dirigido a una cuneta o sumidero.

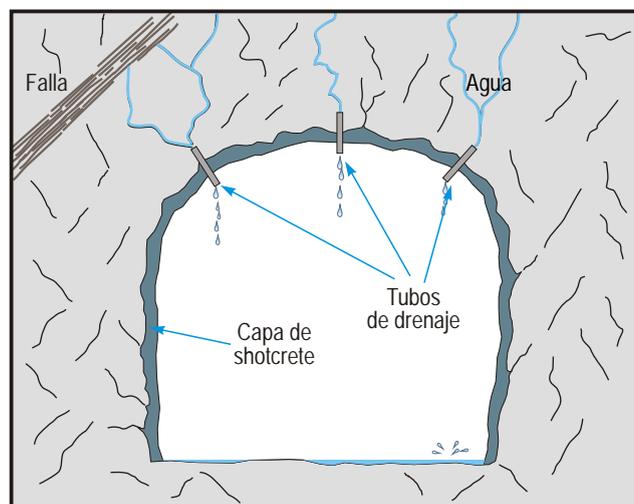


Figura 4.33 Taladros de drenaje.

4.6.5 Consideraciones varias

4.6.5.1 Rebote

Para mezcla seca, el medio más efectivo de reducir el rebote incluye: la disminución de la presión de aire, el uso de mayor cantidad de finos, el pre-humedecimiento de la superficie y el lanzamiento a una consistencia estable.

Una de las grandes ventajas del proceso de mezcla húmeda es el bajo rebote. La cantidad de rebote depende de la consistencia del concreto, uso de acelerantes, técnicas de lanzamiento y graduación de los agregados.

En el proceso de mezcla húmeda el rebote está entre 10% y 20% por peso, mientras que el proceso de mezcla seca el rebote puede ser de 15% - 40% para paredes verticales y 20% - 50% para techos.

Las siguientes condiciones podrían reducir el rebote: contenido de cemento más alto, más finos en la mezcla, tamaños más pequeños de los agregados máximos, adecuado contenido de humedad de los agregados, una graduación más fina y la inclusión de la microsílica.

Es necesario además recordar que las prácticas adecuadas de manipulación de la boquilla inciden en el menor rebote.

4.6.5.2 Espesor de la aplicación

Siempre que sea posible el shotcrete debe ser aplicado a su espesor completo de diseño en una sola capa. Éste puede ser aplicado en capas o espesores simples, dependiendo de la posición de trabajo. En el techo el espesor debe ser el necesario para evitar la caída del shotcrete, generalmente de 1" a 2" (25 - 50 mm) en cada pasada. En las paredes verticales puede ser aplicado en capas o espesores simples. En cualquiera de los casos el espesor de una capa es principalmente gobernado por el requerimiento de que el shotcrete no caiga.

4.6.5.3 Curado

Al igual que el concreto, el shotcrete también debe ser curado de tal manera que su resistencia potencial y su durabilidad sean completamente desarrollados.

El mejor método de curado es mantener húmedo el shotcrete continuamente por 7 días, utilizando para tal fin el agua. El curado natural puede ser considerado siempre y cuando la humedad relativa del lugar sea mayor de 85%.

4.6.5.4 *Presión del aire*

La presión del aire de operación es la presión de conducción del material desde la máquina hacia la manguera. Una regla práctica es que la presión de operación no debe ser menor de 175 KPa (26 psi) cuando se utiliza una manguera de 30 m de longitud o menos. La presión debe incrementarse en 35 KPa (5 psi) por cada 15 m adicionales de longitud de manguera y 35 KPa (5 psi) por cada 8 m adicionales sobre el equipo.

Para la mezcla húmeda el equipo requiere un suministro de como mínimo $3\text{m}^3/\text{min}$ a 700 KPa (0.5 psi) para una operación adecuada.

4.6.5.5 *Control de calidad*

El shotcrete es un material que requiere cuidadosa atención, desde el diseño hasta su colocación. Esto es más un arte que una ciencia. Por consiguiente es esencial que se establezcan adecuados procedimientos de control de calidad para asegurar un buen producto final.

Los factores que determinan la calidad del shotcrete y sobre los cuales deben llevarse a cabo controles de calidad son: el diseño, los materiales, el equipo de aplicación, el personal de operación, las técnicas de aplicación, la inspección y los procedimientos de los ensayos.

Se debe asegurar que el espesor del shotcrete, el refuerzo y las proporciones de la mezcla estén de acuerdo al diseño.

Se debe asegurar que el suministro, el manipuleo y el almacenamiento de los materiales cumplan con las especificaciones, las mismas que deben tener aprobación por parte de la autoridad de diseño.

Se debe asegurar que los requerimientos de aire, presión y volumen del equipo de aplicación sean los correctos y que la magnitud de lanzado, el mezclador, la manguera, etc, sean adecuadamente mantenidos, limpiados, calibrados y chequeados regularmente.

El control de calidad del personal de operación, asegurará una alta calidad del shotcrete y debe apuntar a dos aspectos: capacitación y evaluación del personal y a la ejecución de ensayos de pre-construcción.

El control de calidad de las técnicas de aplicación, debe asegurar que los procedimientos y técnicas descritas en este documento sean fielmente seguidos desde que éstos representan una buena práctica del shotcrete. Éste es uno de los factores más importantes que deberían ser considerados en la instalación del shotcrete.

El control de calidad en la inspección, está referido a la presencia del personal calificado para implementar los procedimientos del control de calidad. Este personal debe estar familiarizado con todas las fases de los procesos del shotcrete, especialmente con las técnicas de aplicación; asimismo, debe inspeccionar continuamente los trabajos y también ser responsable de los ensayos de campo.

Un aspecto importante del control de calidad, es el ensayo de propiedades físicas del shotcrete antes, durante y después de la colocación. Existen normas que describen en detalle todos los procedimientos de ensayo. Normalmente, las edades de los ensayos de resistencia compresiva son 7,14 y 28 días, sin embargo, para aplicaciones particulares pueden establecerse periodos más cortos.

Otros ensayos pueden ser requeridos como el contenido de agua, contenido de cemento, absorción de agua, etc. La aceptación del shotcrete deberá estar basada sobre los resultados obtenidos en los ensayos realizados.



Figura 4.34 Ensayo de compresión simple uniaxial.

4.7 CIMBRAS METÁLICAS

4.7.1 Generalidades

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes.

Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena. Hay dos tipos de cimbras, las denominadas "rígidas" y las "deslizantes o fluyentes". Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y U, conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetados y ajustados con uniones de tornillo.

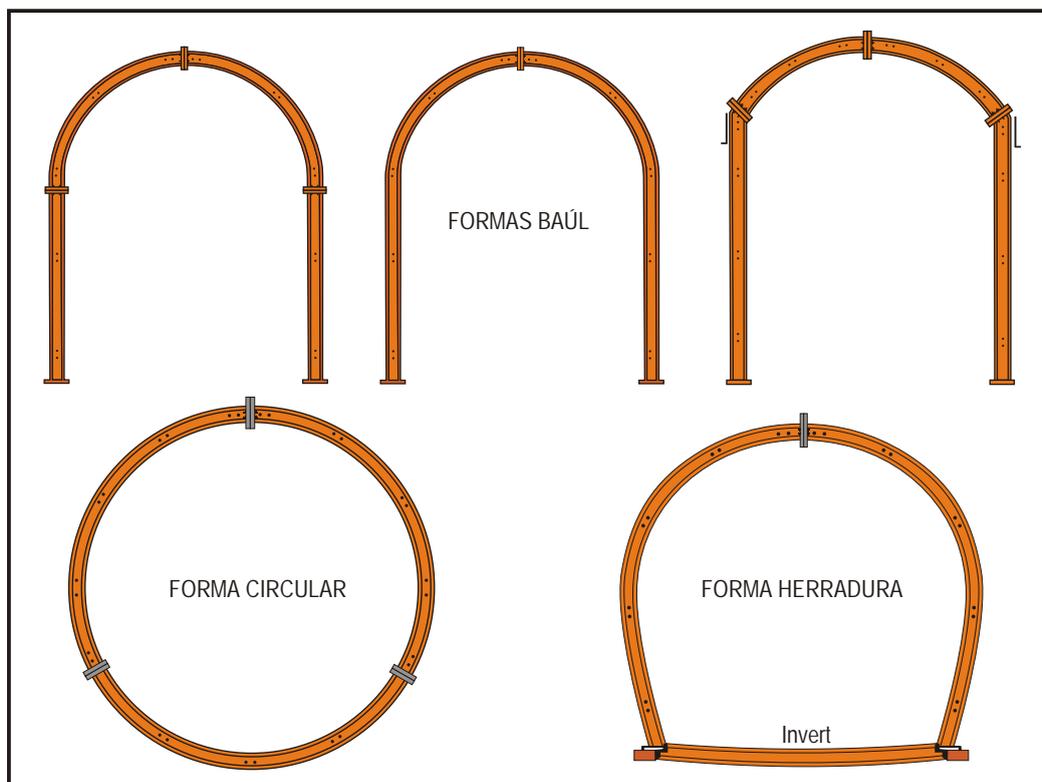


Figura 4.35 Cimbras rígidas.

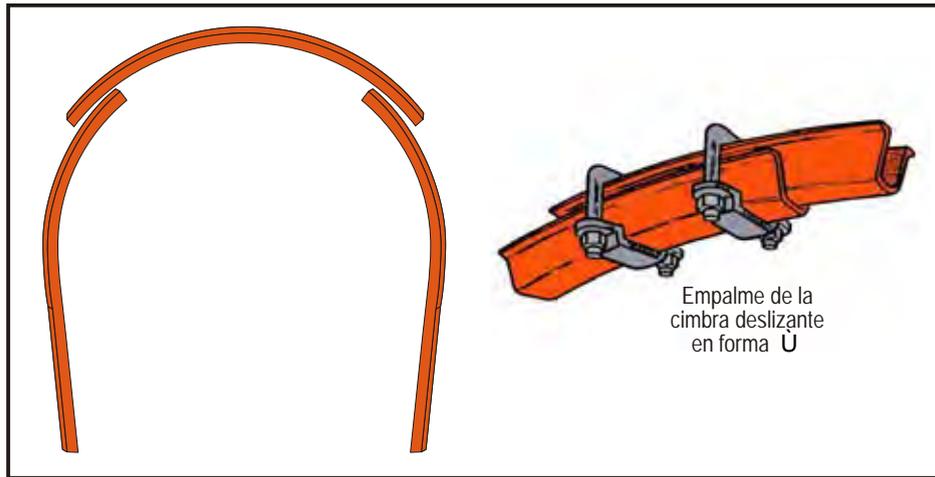


Figura 4.36 Cimbras deslizantes.

Los accesorios en este sistema de sostenimiento son los tirantes de conexión de las cimbras, el encostillado y los elementos de bloqueo. Los tirantes pueden consistir de varillas de fierro corrugado o liso generalmente de 1" de diámetro u otro elemento estructural. El encostillado puede ser realizado con planchas metálicas acanaladas y en algunos casos en las minas se utilizan tablones de madera. Los elementos de bloqueo pueden ser la madera o los bolsacretos, estos últimos son sacos conteniendo agregados con cemento, los cuales son rociados con agua para permitir su fraguado una vez colocados entre las cimbras y la pared rocosa; el concreto débil así formado proporciona un adecuado bloqueo para transferir las cargas uniformemente sobre las cimbras.



Figura 4.37 Uso de los bolsacretos como bloqueo.

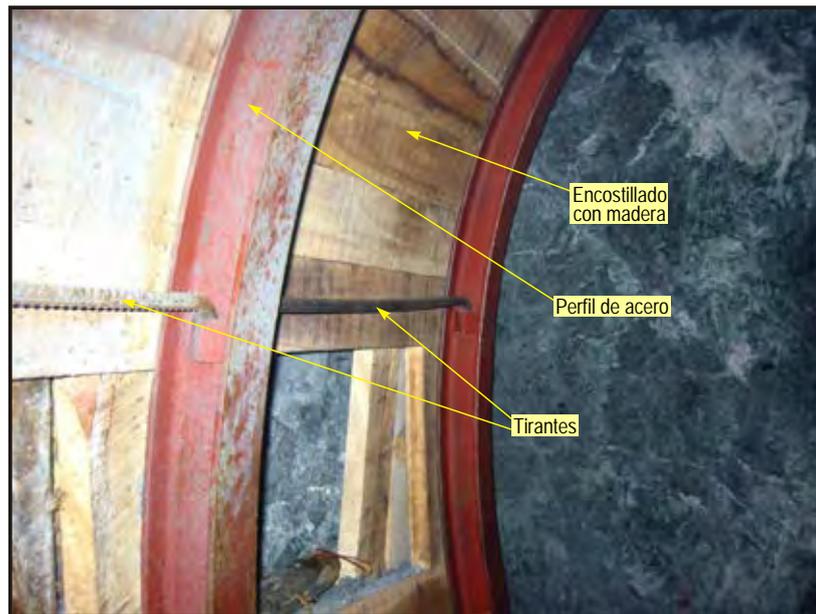


Figura 4.38 Accesorios de conexión.

Para el rango de los tamaños de las excavaciones de las minas peruanas, las cimbras rígidas comúnmente utilizadas son las 4W13 (perfiles W de 4" de ancho x 4" de profundidad y 13 lb/pie) o equivalentes, espaciadas de 0.75 a 2 m, las mismas que corresponden a cimbras ligeras para excavaciones de hasta 4 m de abierto. En caso de altas presiones del terreno, estas cimbras podrían construirse a sección completa, colocando una solera (invert) curvada hacia abajo o de otro modo podrían ser de forma circular.

En los casos que las cimbras indicadas no fueran suficientes para excavaciones de hasta 4 m de abierto, por las altas presiones de la roca, pueden utilizarse cimbras medianas como las del tipo 6W20 o equivalentes o alternativamente cimbras deslizantes. Las cimbras 6W20 también son comúnmente utilizadas para excavaciones con abiertos de hasta 6 m. Es poco usual pasar al uso de cimbras pesadas como las de la serie 8W o equivalentes, las anteriores son suficientes para los propósitos indicados.

4.7.2 Procedimientos de instalación

Para que el sistema de soporte pueda actuar debidamente, es necesario considerar algunos aspectos importantes en su instalación.

- En primer lugar, en lo que concierne a la evolución de las cargas, es preferible que el soporte se instale lo antes posible, pues cualquier retraso ya sea en tiempo o en distancia al frente se traduce en aumentos de la presión sobre el techo, si prevalecen las cargas de descompresión o roca suelta.
- Para iniciar la colocación de un tramo con cimbras, se debe proceder a asegurar el techo, lo cual se podrá realizar mediante la colocación de shotcrete temporal o marchavantes de ser necesario.

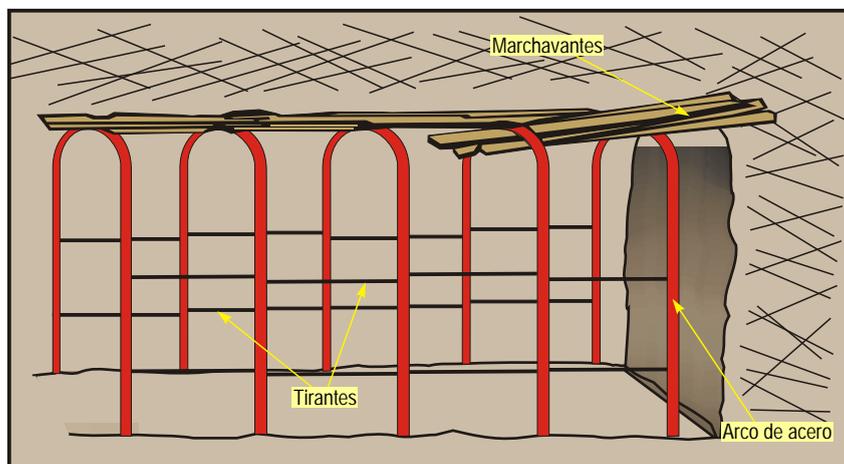


Figura 4.39 Instalación de cimbras utilizando marchavantes.

- Todas las cimbras deben estar correctamente apoyadas y sujetas al piso mediante dados de concreto, debiéndose mantener su verticalidad, para lo cual se requerirá de ser necesario, asegurar la cimbra anclándola con cáncamos a las paredes. Las siguientes cimbras a colocar se asegurarán con los tirantes y se protegerán en forma sistemática con el encostillado.
- El bloqueo de la cimbra contra las paredes rocosas es esencial para que pueda haber una transferencia uniforme de las cargas rocosas sobre las cimbras. Si no se realiza un buen bloqueo las cimbras no serán efectivas. Por lo tanto es importante realizar correctamente esta labor.
- Es muy importante que la instalación sea cimbra por cimbra y no varias cimbras a la vez, es decir, completar la instalación de una cimbra para comenzar con la siguiente.

4.7.3 Control de calidad

Para que este tipo de sostenimiento funcione bien, deben cumplirse las siguientes condiciones:

- Riguroso paralelismo de los elementos.
- Adecuada adaptación a las paredes, caso contrario los elementos flexionarán hacia el exterior.
- Resistencia conveniente del conjunto, que depende de las uniones, instalación y control.
- Estrecho o apretado contacto entre la cimbra y el contorno de la roca a la cual soporta en todo su perímetro, a fin de desarrollar tempranamente su capacidad de sostenimiento, antes de que ocurran deformaciones significativas hacia el interior de la excavación.
- La supervisión de la mina no aprobará ninguna cimbra que esté mal cimentada, no conserve su verticalidad ni su alineamiento; asimismo, si éstas no se encuentran correctamente topeadas a la superficie de la roca.

4.8 GATAS

Constituyen unidades de soporte mecánico de los techos de las excavaciones, que funcionan a manera de puntales, generalmente utilizadas en el minado de rocas suaves como es típicamente el minado por frentes largos en los yacimientos de carbón; sin embargo, en el minado en roca dura tienen algunas aplicaciones, por ejemplo, como elemento auxiliar antes de la instalación de los pernos de roca o para la instalación de la malla metálica y en el minado de vetas de buzamiento echado, tipo manto, para complementar el sostenimiento del techo con pilares naturales. Aisladamente se utilizan para soportar bloques o cuñas potencialmente inestables del techo de los tajeos.

Las gatas usualmente utilizadas son las de "fricción" y las "hidráulicas o neumáticas". Las primeras funcionan a manera de tubos telescópicos, fijándose los tubos inferior y superior mediante mecanismos de cuñas o pines con la ayuda de un mecanismo expansor para el topeo al techo. Las segundas son elementos que tienen características de fluencia a una carga específica, la cual es complementada por un cilindro de soporte hidráulico o neumático equipado con válvulas de liberación de presión.



Figura 4.40 Gata de fricción.

Las gatas o puntales que son utilizados como elemento auxiliar antes de la instalación de los pernos o para la instalación de la malla metálica, son elementos ligeros que tienen una capacidad de carga de 10 a 15 toneladas. Las gatas o puntales pesados para soporte de techos tienen una capacidad portante de 20 a 40 toneladas. Vienen en diferentes longitudes.

Dentro de las modalidades de gatas mencionadas, existe una amplia gama de tipos, por lo que es importante ceñirse a los procedimientos especificados por los fabricantes para la instalación y desinstalación de las mismas. Particularmente se debe tomar muy en cuenta los procedimientos de desinstalación, desde que en esta actividad representa peligro de caída de rocas.

4.9 MADERA

4.9.1 Generalidades

El sostenimiento con madera fue el símbolo del minado subterráneo hasta antes que se hayan desarrollado las nuevas tecnologías de sostenimiento.

Actualmente el sostenimiento con madera tiene menor importancia frente a los avances que han habido en las técnicas de control de la estabilidad del terreno; sin embargo, tiene gran significancia histórica debido a que fue introducida hace varios siglos. En algunas minas peruanas la madera aún sigue siendo utilizada como elemento de sostenimiento, principalmente en el minado convencional de vetas. Su rol es proteger la excavación contra la caída de rocas, debido a la separación de la roca de los contornos de la misma o a lo largo de planos de debilidad, causados por la intemperización y fracturamiento del terreno debido a la voladura y otros factores.

En la actualidad, la madera se utiliza por su adaptabilidad a todo tipo de terreno, por su versatilidad para soportar todo tipo de esfuerzo y por sus características de deformabilidad, lo cual permite detectar en forma temprana los desplazamientos hacia el interior de la excavación. En emergencias su uso como sostenimiento es muy valioso. Sus inconvenientes son: costo relativamente alto, elevado uso de mano de obra por el tiempo comparativamente largo de su instalación, limitada duración (puede descomponerse) y riesgo de fuego.

Cuando se usa la madera como elemento de sostenimiento es importante tomar en cuenta que:

- La madera seca dura más que la fresca o húmeda.
- La madera sin corteza dura más que aquella que conserva la corteza.
- La madera tratada o "curada" con productos químicos con la finalidad de evitar su descomposición, dura más que la no "curada"
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.

4.9.2 Tipos de estructuras de madera para el sostenimiento

Aquí solamente nos referimos al uso de la madera como elemento de sostenimiento, por que la madera también tiene otros usos en el minado subterráneo, como la construcción de buzones, tolvas, estructuras para piques, chimeneas, barreras de contención para el relleno de tajeos, etc. Como sostenimiento la madera se utiliza principalmente en forma de puntales, paquetes, cuadros y conjunto de cuadros.

4.9.2.1 Puntales

Es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo (en buzamientos echados) o ambas, la caja techo y la caja piso (en buzamientos empinados), previniendo así la falla de la roca y el cierre de la excavación. Para el sostenimiento de las falsas cajas en vetas angostas, los puntales son elementos valiosos.

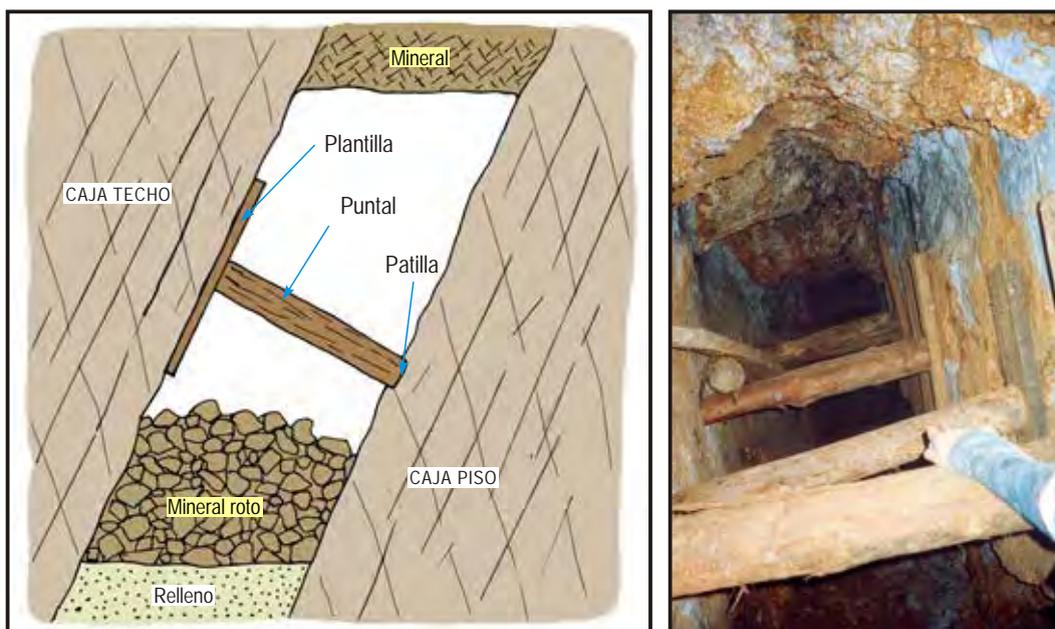


Figura 4.41 Puntales de seguridad para falsas cajas.

Los puntales son miembros compresivos con rangos de resistencia de 7 a 10 MPa, construidos de madera redonda de 5" a 10" de diámetro y longitudes que no deben superar los 3.5 m, para evitar su pandeo y pérdida de resistencia.

La sección circular de un puntal ofrece una mayor capacidad portante que las secciones cuadradas. Cuanto menor sea la longitud de un puntal, éstos ofrecen mayor capacidad portante. Los puntales deben ser empleados con el uso de plantillas y cuñas. La plantilla es usada para distribuir la carga en los extremos del

puntal y para ayudar a mantener el extremo del puntal sin romperse cuando el peso es aplicado sobre éste. La cuña es usada para ajustar el poste contra el techo. El espaciamiento de los puntales dependerá de las características de la roca y del tamaño del puntal. En algunos casos se suele combinar el puntal con el uso de la malla metálica, para retener los bloques sueltos ubicados entre los puntales.

4.9.2.2 Paquetes de madera (woodpacks)

Cuando los puntales de madera no son suficientes para soportar el techo de una excavación, una alternativa de soporte es el uso de paquetes de madera. Este tipo de soporte es particularmente eficiente cuando se desarrollan fallas extensivas sobre el techo del tajeo, donde un gran peso muerto de la roca necesita ser soportado. Su uso está asociado al método de minado por corte y relleno descendente y también al método de cámaras y pilares, puesto que éstos pueden ayudar a complementar el sostenimiento con pilares naturales e incluso permitir la recuperación parcial de los pilares de mineral.

Existen varias configuraciones de paquetes de madera, lo importante de todas ellas es que tengan la mayor cantidad de área sólida efectiva resultante del proceso de acomodamiento de la madera, puesto que a mayor área efectiva, mayor será la capacidad portante del paquete. Una configuración de un paquete de madera que se está utilizando con éxito en nuestro medio es el que se muestra en las Figuras 4.42 y 4.43. En este caso los cuadros rectangulares o unidades del paquete tienen 0.45 m x 1.20 m (dimensiones externas), contruidos con madera cuadrada de 6" de lado. Un paquete armado con estas unidades tiene un área efectiva de soporte de 0.63 m² y puede desarrollar una capacidad de soporte de 90 Ton.



Figura 4.42 Paquete de madera (woodpack).



Figura 4.43 Unidades que conforman el woodpack.

En la configuración del paquete indicado, las unidades que la conforman pueden ser fácilmente manipuladas por un trabajador, facilitando y ahorrando tiempo en la instalación. Además, ofrece la posibilidad de armar paquetes más robustos (mayor área en planta), para condiciones más desfavorables de terreno, simplemente agrandando la disposición de las unidades.

4.9.2.3 Cuadros

Éstos son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos. Si las labores son conducidas en mineral, el enmaderado debe ser más sustancial para mantener la presión y el movimiento de roca en los contornos de la excavación.

Los principales tipos de cuadros que usualmente se utilizan son: los cuadros rectos, los cuadros trapezoidales o denominados también cuadros cónicos y los cuadros cojos. Todos estos son elementos unidos entre sí por destajes o por elementos exteriores de unión, formando una estructura de sostenimiento.

Cuadros rectos

Son usados cuando la mayor presión procede del techo. Están compuestos por tres piezas, un sombrero y dos postes, asegurados con bloques y cuñas, en donde los postes forman un ángulo de 90° con el sombrero. En ciertos casos los postes van sobre una solera. Estos cuadros están unidos por los tirantes, los cuales determinan el espaciamiento de los mismos, que varía de 2 a 6 pies según la calidad del terreno. Para completar el sostenimiento se adiciona el encribado en el techo, generalmente con madera redonda y el enrejado en los hastiales con madera redonda, semiredonda o entablado.

En labores de avance horizontales o subhorizontales, los postes son instalados verticalmente y en labores con buzamiento (en mineral), los postes son instalados en forma perpendicular al buzamiento, de tal manera que el sombrero quede paralelo a las cajas.

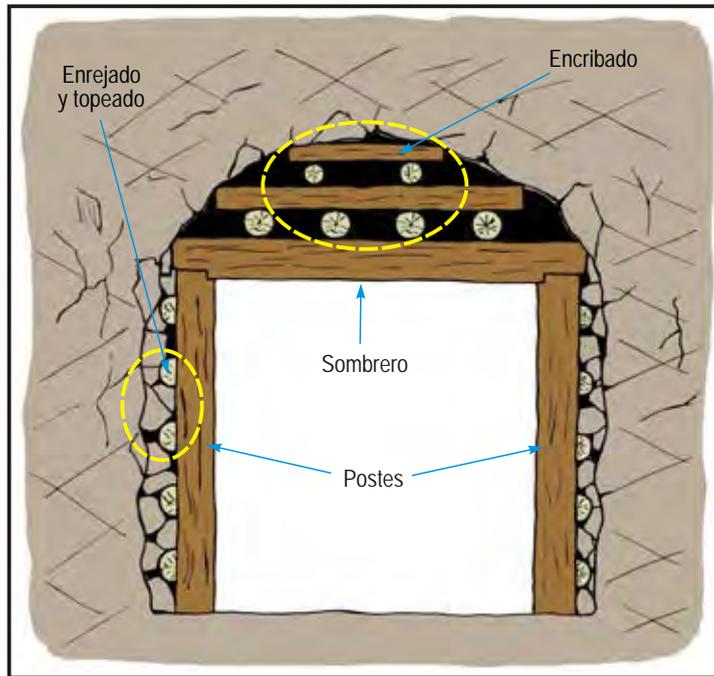


Figura 4.44 Esquema de un cuadro recto.

Cuadros cónicos

Son usados cuando la mayor presión procede de los hastiales. La diferencia con los cuadros rectos, solo radica en el hecho de que en los cuadros cónicos se reduce la longitud del sombrero, inclinándose los postes, de tal manera de formar ángulos de 78° a 82° respecto al piso, quedando el cuadro de forma trapezoidal.

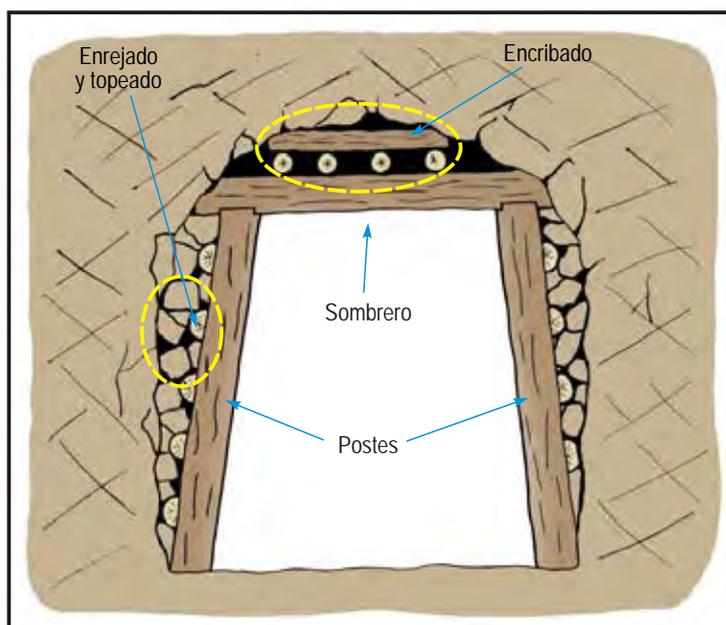


Figura 4.45 Esquema de un cuadro cónico.

Cuadros cojos

Estos están compuestos por solo un poste y un sombrero. Se utilizan en vetas angostas menores de 3 m de potencia. Su uso permite ganar espacio de trabajo. Pueden ser verticales o inclinados según el buzamiento de la estructura mineralizada. Estos cuadros deben adecuarse a la forma de la excavación para que cada elemento trabaje de acuerdo a las presiones ejercidas por el terreno.

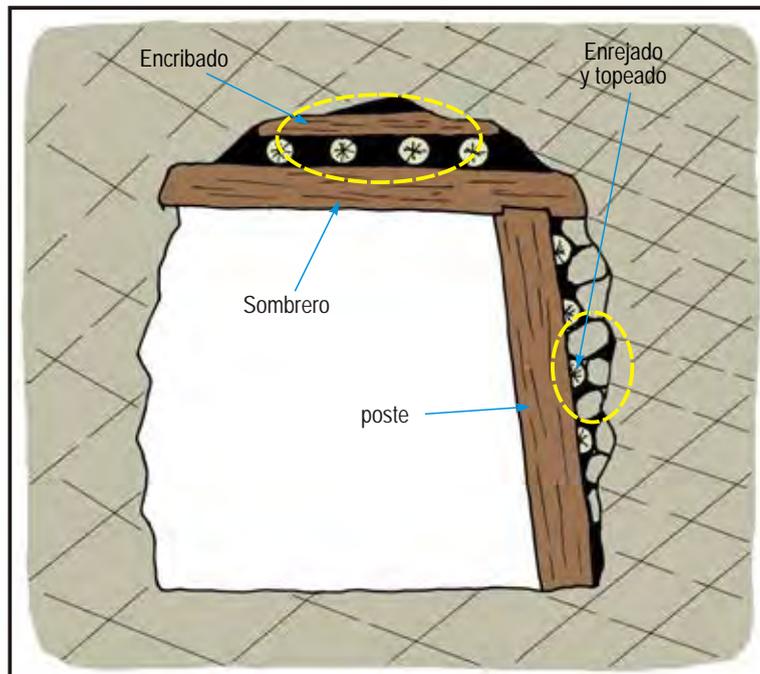


Figura 4.46 Esquema de un cuadro cojo.

4.9.2.4 Conjunto de cuadros

Este es un método costoso con baja productividad y solo utilizado en minerales de alta ley para una máxima recuperación, cuando no se pueden utilizar cuadros simples (rectos o cónicos), lo cual ocurre cuando las dimensiones de la estructura mineralizada o de la labor minera superan los 3 m. El método de minado por conjunto de cuadros ha sido generalmente convertido a sistemas de corte y relleno.

Este sistema de sostenimiento está formado por: postes, sombreros y tirantes, sistemáticamente armados, en lo posible alineando los cuadros de madera con la dirección del máximo esfuerzo. El conjunto debe ser bloqueado ajustadamente a las paredes, al frente y al techo, para dar máximo soporte en terrenos malos.

También se usa conjunto de cuadros en los piques, pero su función primaria es dividir al pique en compartimientos y como un medio de fijar las guías, tubos, cables, etc. El bloqueo del conjunto de cuadros proporciona un mínimo de sostenimiento al terreno, el sostenimiento principal de la masa rocosa del pique, de ser requerido, deberá efectuarse con pernos y/o malla y/o shotcrete.

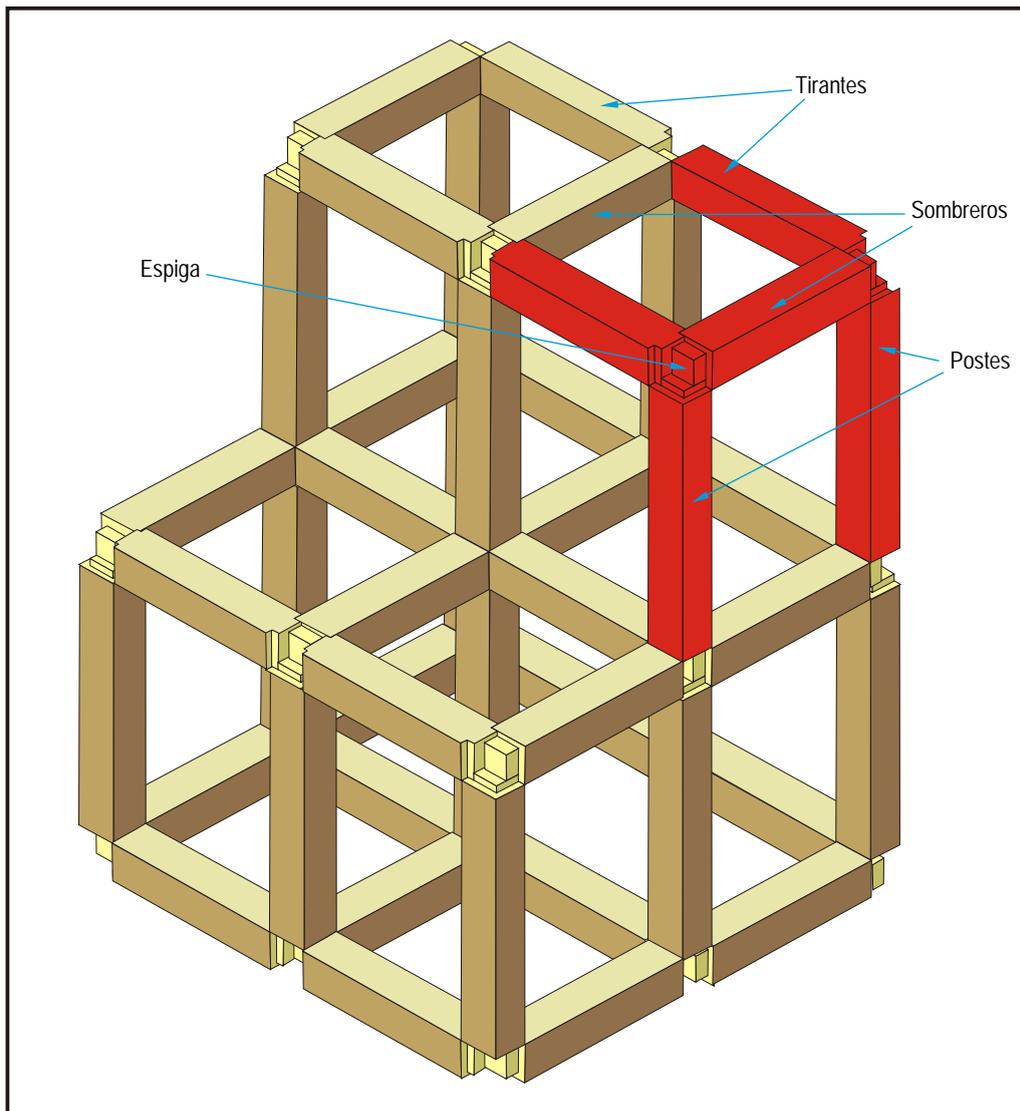


Figura 4.47 Conjunto de cuadros.

4.9.2.5 Procedimientos de instalación

Los aspectos más importantes de la instalación del sostenimiento con madera son:

- Las precauciones que deben tomarse antes del enmaderado, como comprobar la ventilación, el desatajo correcto del techo, cajas y frente, sostener provisionalmente la labor de ser necesario, colocar guarda cabeza y la limpieza del piso.
- Asegurar que el personal esté entrenado y capacitado adecuadamente para realizar el sostenimiento. Éste deberá conocer las reglas de seguridad, la técnica de enmaderar derrumbes y zonas de terreno débil, separar la madera rota y rendida, saber colocar puntales de seguridad, armar y reparar cuadros en galerías y tajeos, conocer las medidas más comunes de la madera, aserrar y hacer destajes a la madera, no dejar inconcluso el enmaderado, utilizar las herramientas adecuadas, etc.

- Para el caso de los cuadros de madera, que es el sistema de sostenimiento más utilizado en la minería peruana, una guía de instalación sería: alinear y medir la ubicación de la solera, excavar el canal para la solera, colocar y bloquear la solera, parar los postes, preparar el andamio, clavar el tope al sombrero, colocar el sombrero, bloquear el sombrero, clavar los tajos para tirantes, colocar los tirantes, colocar el puente, encribar el techo, bloquear el puente, enrejar los costados y desarmar el andamio.

Es muy importante para el rendimiento del sostenimiento con madera, que

- toda unión este bien ajustada y bloqueada al terreno. Si esta condición no es cumplida, las presiones del terreno pueden desviar la estructura de madera, pudiendo llevarla al colapso. En tal sentido, es recomendable hacer un buen uso de los elementos accesorios de sostenimiento.

En el caso del sostenimiento con madera, el control de calidad deberá dirigirse a verificar la correcta instalación de los elementos de sostenimiento y a realizar inspecciones visuales del rendimiento del sostenimiento.

4.10 RELLENO

Uno de los elementos ampliamente usados como medio de sostenimiento artificial en el minado subterráneo, es el relleno colocado en los tajeos vacíos. Para demostrar el potencial del sostenimiento con relleno se consideran los tres siguientes mecanismos:

- El relleno restringe los desplazamientos de los bloques sueltos de las paredes del tajeo, lo cual previene la perturbación progresiva de la masa rocosa.
- El relleno actúa como soporte de las paredes rocosas del tajeo, las cuales están sujetas a desplazamientos inducidos por el minado adyacente.
- Si la masa del relleno es adecuadamente confinada, puede actuar como un elemento de sostenimiento global en la estructura de la mina.

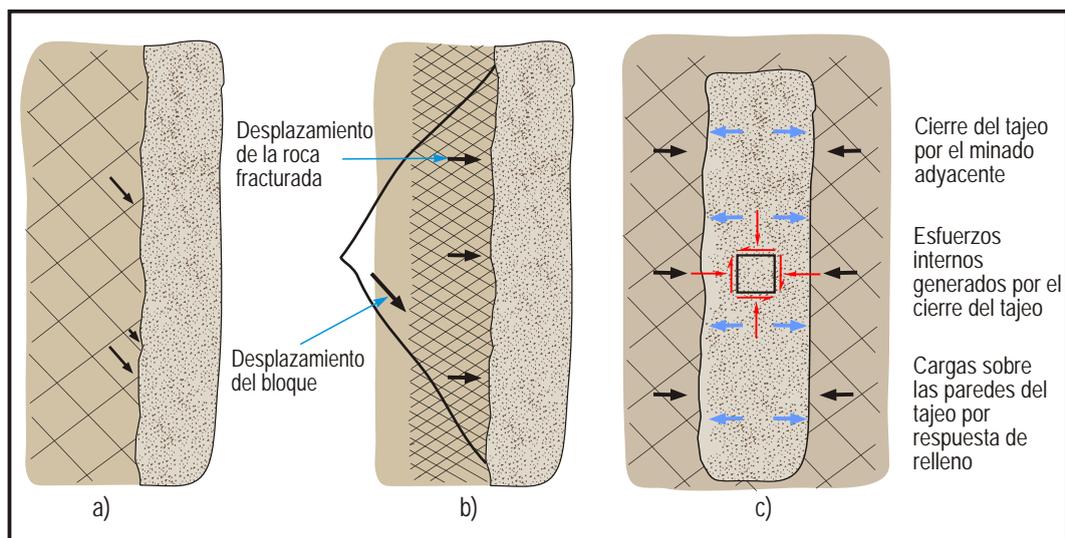


Figura 4.48 a) Restricción de caída de bloques, b) Soporte de la pared rocosa, c) Sostenimiento global.

Estos tres mecanismos representan el rendimiento del relleno como componente de sostenimiento superficial, local y global en la estructura de la mina. Su rendimiento como elemento de sostenimiento está relacionado a las propiedades de la roca y a las propiedades del relleno.

La historia del minado de cuerpos mineralizados y las investigaciones realizadas en los últimos 35 años, han mostrado una evolución general de los conceptos iniciales de diseño, debido al mejor entendimiento de las propiedades y rendimiento in-situ de los diferentes tipos de relleno, también del comportamiento del mineral remanente y masa rocosa circundante al tajeo. Esto está permitiendo altas recuperaciones de las reservas mineralizadas y un adecuado control de la dilución.

La ingeniería de minas moderna confiere al relleno una función estructural asociada al minado subterráneo. Según esto, el rol estructural del relleno será: tener un piso para minar encima, tener un techo para minar debajo o tener una pared para minar al costado. Los dos primeros están asociados respectivamente al método de minado por corte y relleno ascendente y descendente, mientras el tercero está asociado al minado masivo de recuperación de pilares, en el cual, el éxito del relleno está en que durante la recuperación de pilares las paredes del relleno deben permanecer autoestables. En cualquier caso, la función y la obligación de la masa del relleno, puede ser prescrita cuantitativamente, diseñando geomecánicamente el relleno como cualquier otro componente de la estructura de la mina, para satisfacer la obligación prescrita.

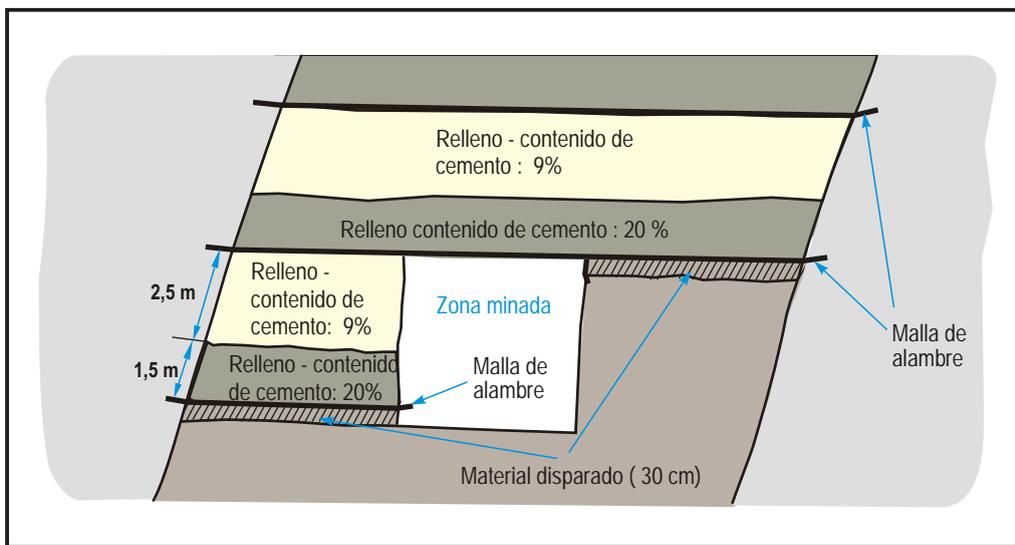


Figura 4.49 Método de minado corte y relleno descendente con losas de relleno cementado.

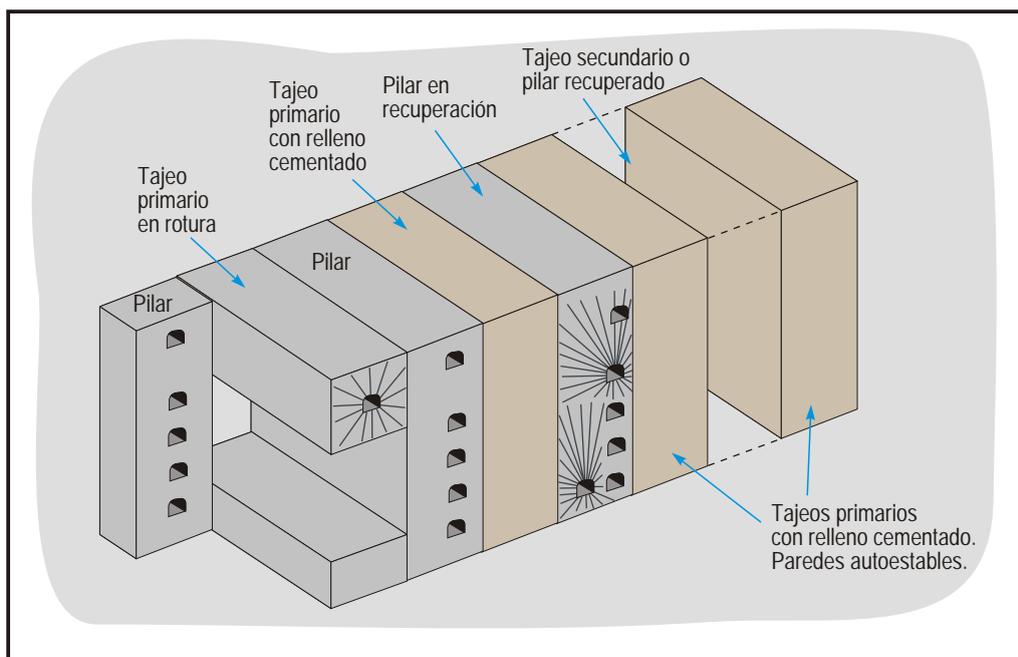


Figura 4.50 Método de tajeos por subniveles con relleno cementado y recuperación de pilares en mineral.

Para el caso de tener solo un piso para minar encima se utilizan rellenos no cementados y para los casos de tener un techo para minar debajo y tener una pared para minar al costado se utilizan rellenos cementados. Los rellenos no cementados son los convencionales como el relleno mecánico (detrítico, desmonte rocoso, relaves secos, etc.) y el relleno hidráulico generalmente con relaves cicloneados. Los rellenos cementados que más se utilizan en la actualidad, utilizados solos o combinados, son:

- **Relleno hidráulico cementado**, constituido por una mezcla de relaves gruesos y en algunos casos finos, con cemento, colocado hidráulicamente en los tajeos.
- **Relleno con agregados cementados**, que es una mezcla de agregados gruesos y finos, graduados convenientemente, con cemento y agua, similar a un concreto pobre. Los materiales son mezclados antes de ser conducidos e introducidos al tajeo. El transporte de la mezcla puede combinar el uso de camiones y scoop o se puede utilizar también el transporte por tubería.
- **Relleno rocoso cementado**, constituido por una mezcla de desmonte rocoso graduado y lechada de cemento sin proceso de mezclado previo. La mezcla se produce rociando la lechada sobre el desmonte contenido en la tolva de un camión antes de depositarlo en el mismo tajeo.
- **Relleno en pasta**, típicamente constituido por relaves y cemento, transportados a alta densidad y con un bajo contenido de humedad. El relleno es transportado hacia el tajeo mediante tubería, y para que el material tenga propiedades de flujo, es importante que contenga como mínimo 15 % en peso de partículas menores de 20 micrones, con una consistencia ("slump") de 6" a 10".

La selección de un sistema de relleno cementado dependerá básicamente de la función estructural que asumirá el relleno en una determinada situación de minado, de la economía en la producción del relleno y del rendimiento del relleno. El agente cementante usualmente utilizado es el cemento Portland Estándar Tipo I. También se usan como agentes cementantes, materiales que presentan actividad puzolánica como las escorias de fundición.

4.11 OTRAS TÉCNICAS DE SOSTENIMIENTO

Todos los aspectos antes desarrollados sobre el sostenimiento en el minado subterráneo, están referidos a casos comunes utilizados en la minería para el control de la estabilidad de las labores mineras. Sin embargo, hay otras técnicas de sostenimiento que son utilizadas en el minado subterráneo, las mismas que se mencionan a continuación.

4.11.1 Refuerzo de pilares

En pilares importantes asociados a excavaciones permanentes, cuando éstos son inestables, se suele utilizar: pernos pasantes, cables pasantes o cables enrollados al pilar, siendo esta última conocida como el enzunchado de pilares, de tal manera que se llega a estabilizar el pilar inestable. Los cables que se utilizan son los mismos cables de refuerzo para el sostenimiento de excavaciones mineras.

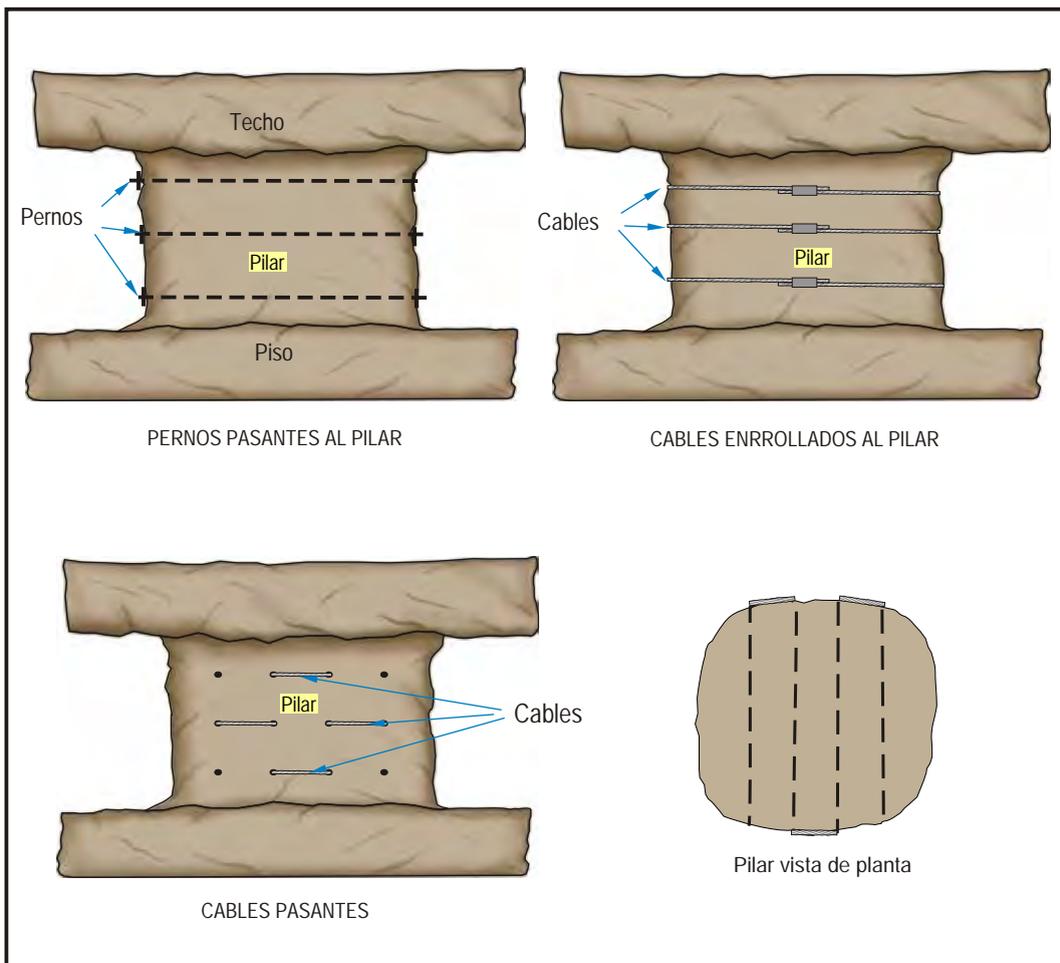


Figura 4.51 Reforzamiento de pilares.

4.11.2 Usos del concreto armado

Las estructuras de concreto armado, pueden ser utilizadas para realizar revestimientos de concreto de excavaciones permanentes importantes como: estaciones de piques, galerías de nivel, echaderos de mineral principales, etc. o asociadas a las labores de preparación de métodos de minado por hundimientos. También el concreto armado es utilizado para construir muros de concreto en los hastiales de labores mineras, solos o como complemento del sostenimiento con cimbras. Por otro lado, también pueden ser utilizados para construir losas en la base de los tajeos, de tal manera que estos sirvan en el futuro como techo de los tajeos que se ubicarán debajo para recuperar el mineral.

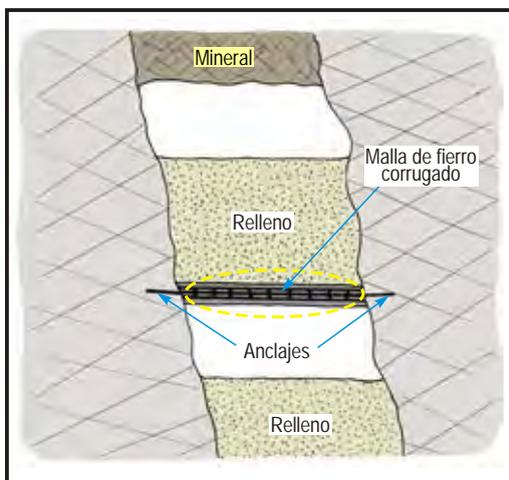


Figura 4.52 Losas de concreto.

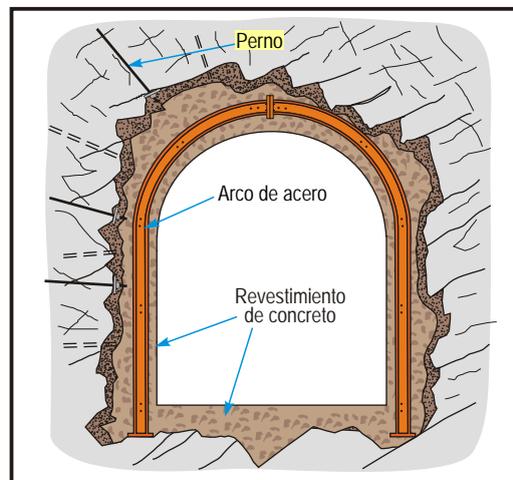


Figura 4.53 Revestimiento en terrenos de mala calidad.

Estas estructuras deben ser rigurosamente diseñadas y construidas, comparables con las obras de ingeniería civil. La mecánica de rocas brinda las herramientas necesarias para hacer estos trabajos.

4.11.3 Consolidación del terreno

Las técnicas de consolidación de terrenos de muy mala calidad mediante inyecciones de lechada de cemento o productos químicos, son muy raramente utilizadas en el minado subterráneo, sin embargo, en algunos casos puede ser necesario, particularmente asociadas a la construcción de excavaciones permanentes importantes.

4.11.4 Pilotes de fierro corrugado

En relación al sostenimiento con cimbras, una alternativa de los marchavantes es la utilización de pilotes de fierro corrugado cementados o no cementados,

colocados como pre-soporte, para mejorar la calidad del techo, especialmente si el techo está levantado o es muy inestable.

4.11.5 Cerchas reticuladas

Son estructuras de fierro corrugado que son utilizadas a manera de cimbras ligeras en las labores de avance, en condiciones de roca de mala calidad, generalmente en combinación con el shotcrete.

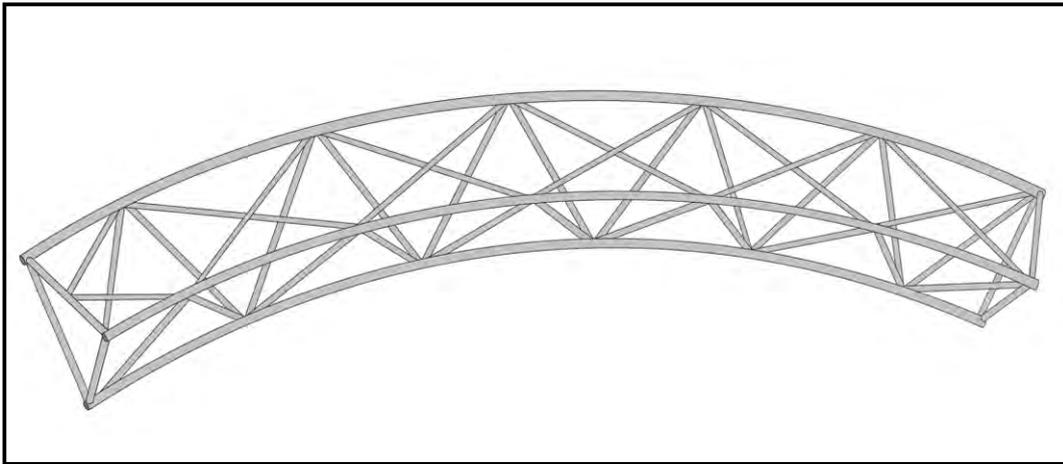


Figura 4.54 Esquema de un tramo de una cercha reticulada.

4.11.6 Enlazado con cables y voladuras de relajamiento

En labores de avance ubicadas en ambientes de muy altos esfuerzos, propensas a ocurrencias de reventazones o estallidos de rocas, el sostenimiento adecuado es en base a pernos cementados o con resina y malla. Para minimizar los efectos de las reventazones o estallidos de roca, en adición a los pernos y malla se suele utilizar cables enlazados como se puede observar en la Figura 4.55.

Asimismo, en ambientes de altos esfuerzos, la técnica de voladuras de relajamiento es una alternativa de control de la estabilidad. Esta consiste en perforar y cargar taladros largos en el frente de avance, conjuntamente con los taladros de producción. La voladura simultánea con los taladros largos y los taladros de producción, produce el fracturamiento de la roca más allá de los límites de la voladura de producción. El fracturamiento de la roca contribuye a relajar los esfuerzos, anulando la posibilidad de ocurrencias de reventazones o estallidos de rocas.

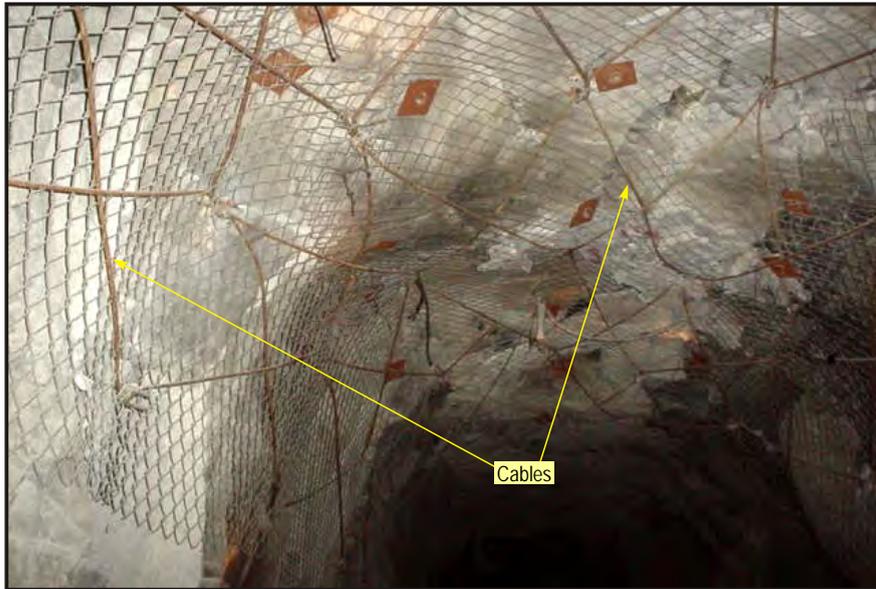


Figura 4.55 Enlazado con cables.

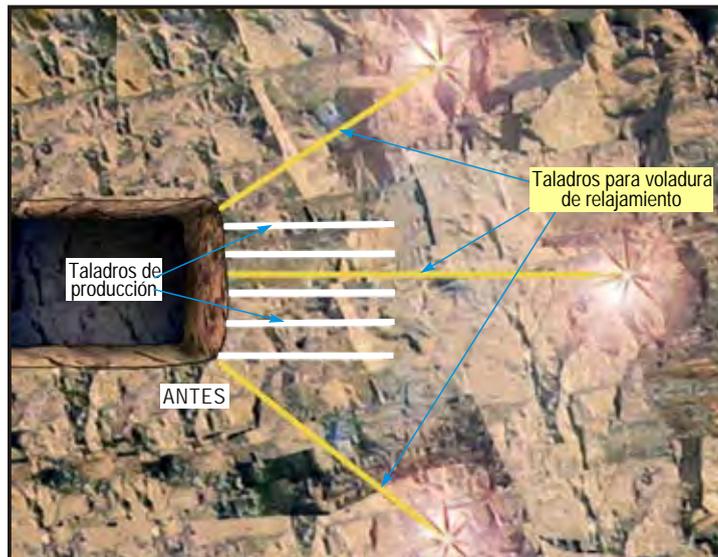


Figura 4.56 Voladura de relajamiento.

5.1 INTRODUCCIÓN

En la explotación de minas subterráneas, se encuentra una amplia variedad de formas de los depósitos mineralizados, asimismo, una amplia variedad de características de la masa rocosa de los yacimientos. Esto significa que cada mina presenta sus propias particularidades, las mismas que deberán ser consideradas en el diseño. Los métodos "típicos" de minado tienen que ser modificados para ajustarse a las peculiaridades de cada cuerpo mineralizado. Similarmente, las excavaciones de servicio tales como piques, rampas, galerías de transporte y puntos de carguío, tienen que ser planificados para ajustarse con las características de la masa rocosa, la geometría de la mina y las dimensiones de los equipos a ser utilizados.

El intentar presentar las aplicaciones típicas de la geomecánica de una manera generalizada es una tarea casi imposible. La mayoría de los Ingenieros de Minas experimentados que lean este capítulo, hallarán que estas generalizaciones no se ajustan muy bien a sus propias condiciones mineras. Ante esta situación, se ha intentado aquí elaborar de manera preliminar el Mapa de Zonificación Geomecánica del Perú, poniendo ejemplos prácticos de las diferentes aplicaciones geomecánicas al minado subterráneo de algunas minas representativas de las Sub Provincias Geomecánicas.

El Mapa de Zonificación Geomecánica que se presenta aquí, está asociado a las Provincias Metalogénicas del Perú, cuyos avances fueron realizados por Bellido E. y De Montreuil L. (1972), Cardozo M. y Cedillo E. (1990), modificado y complementado por Tumialán P.H. (2002). Cada provincia está relacionada a determinados tipos de macizos rocosos (metalotectos), que han sido afectados por diferentes eventos tectónicos y procesos hidrotermales mineralizantes que les han dado las condiciones actuales en que se encuentran los yacimientos, es decir, sus propiedades y características que rigen su comportamiento geomecánico al ser excavados para su explotación por métodos subterráneos.

Por las condiciones de sus macizos rocosos (metalotectos) en los cuales están emplazados los yacimientos, a cada Provincia Geomecánica se le ha asignado un grado de riesgo asociado a intervalos de porcentajes de calidad de la masa rocosa, considerando únicamente tres rangos de calidades:

- Masas Rocosas de Calidad Buena (I)
- Masas Rocosas de Calidad Regular (II)
- Masas Rocosas de Calidad Mala (III).

Cada una de las Provincias Geomecánicas a su vez, está subdividida en Sub Provincias o zonas que presentan características metalogenéticas especiales y por lo tanto, propiedades y comportamientos geomecánicos diferentes.

Los autores de este trabajo esperan que este zoneamiento geomecánico regional y local preliminar del Perú, sirva como una guía general para definir donde podrían estar los mayores peligros y riesgos, a fin de adoptar las respectivas medidas de control de la estabilidad del terreno. Asimismo, se espera que con un trabajo más minucioso y en base al aporte de mayor información de parte de los geólogos y geomecánicos de las diferentes unidades mineras del país, se pueda ir mejorando este trabajo preliminar en otras versiones que estamos seguros será valiosa para la explotación de minas en el Perú.

5.2 CRITERIOS PARA EL ZONEAMIENTO

5.2.1 Grado de riesgo

El grado de riesgo es definido como el porcentaje de incidencia de desprendimientos o caída de rocas en las labores mineras a causa de las características y propiedades de la masa rocosa, sin considerar las implicancias que se puedan derivar del minado, como por ejemplo la voladura, las aberturas máximas, tiempos de autosostenimiento, esfuerzos inducidos y otros, los cuales afectarán en mayor o menor grado a la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado de un yacimiento. Según esto se establece el siguiente criterio:

Cuadro 5.1

Porcentaje de incidencia de desprendimientos de roca

Grado de riesgo	Código	Porcentaje de incidencia de desprendimientos de roca
Bajo	GB	(10 - 30) %
Bajo a Moderado	GBM	(20 - 40) %
Moderado	GM	(30 - 50) %
Moderado a Alto	GMA	(40 - 60) %
Alto	GA	(50 - 70) %

5.2.2 Definición de la calidad de la masa rocosa

La calidad de la masa rocosa está definida por tres sistemas de clasificación, el Sistema Q (Índice de Calidad de la Roca) de Barton, Lien y Lunde (1974), el Criterio RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989) y el Criterio GSI (Índice de Resistencia Geológica) de Hoek y Marinos (2000). Según estos criterios de clasificación geomecánica, se han establecido tres tipos de roca, cuyas características en términos de calidad se presentan en el siguiente cuadro.

Cuadro 5.2

Definición de la calidad de la masa rocosa

Tipo de masa rocosa	Clasificación geomecánica
Calidad Buena	$Q > 5$, $RMR > 60$, $GSI = MF/B, F/R, LF/M, F/B, LF/R, LF/B$ y LF/MB
Calidad Regular	$5 > Q > 0.5$, $RMR [35 - 60]$, $GSI = IF/R, MF/M, F/MM, IF/B, MF/R, F/M$
Calidad Mala	$Q < 0.5$, $RMR < 35$, $GSI = IF/M, MF/MM, IF/MM, T/M, T/MM$.

5.2.3 Grado de riesgo según presencia de tipos de roca

En el Cuadro 5.3 se presenta el grado de riesgo en función del porcentaje de presencia de los diferentes tipos de roca. En este cuadro se debe entender que la presencia en porcentaje de los diferentes tipos de roca, define el grado de riesgo expresado en ocurrencias de desprendimientos de roca, según lo establecido en el Cuadro 5.1.

Cuadro 5.3

Grado de riesgo según presencia de tipos de roca

Grado de riesgo	Código	Porcentaje de presencia de calidades de masa rocosa
Bajo	GB	Roca buena (40 - 60) % Roca regular (20 - 40) % Roca mala (10 - 30) %
Bajo a Moderado	GBM	Roca buena (30 - 50) % Roca regular (30 - 50) % Roca mala (10 - 30) %
Moderado	GM	Roca buena (20 - 40) % Roca regular (40 - 60) % Roca mala (10 - 30) %
Moderado a Alto	GMA	Roca buena (10 - 30) % Roca regular (30 - 50) % Roca mala (30 - 50) %
Alto	GA	Roca buena (10 - 30) % Roca regular (20 - 40) % Roca mala (40 - 60) %

5.3 DESCRIPCIÓN DE LAS PROVINCIAS GEOMECÁNICAS

Se han establecido seis Provincias Geomecánicas en el Perú, las mismas que están asociadas a las Provincias Metalogénicas, referidas a las características y propiedades de cada metalotecto, de las cuales dependerá el comportamiento de la masa rocosa al ser excavada. Estas provincias se describen en el Cuadro 5.4 y Figura 5.1.

Cuadro 5.4
Provincias Geomecánicas

Provincia Geomecánica	Clasificación del riesgo	Asociación
I	GB	Con la mineralización de Fe en la Cordillera de la Costa.
II	GBM	Con la mineralización de Cu y polimetálica en la planicie costera y Batolito de la Costa.
III	GA	Con la mineralización de Ag, Au y polimetálica en volcánicos Cenozoicos de la Cordillera Occidental (Calipuy al N y Tacaza al S).
IV	GMA	Con la mineralización polimetálica en sedimentos Mesozoicos de la Cordillera Occidental.
V	GBM	Con la mineralización de Au y polimetálica en el Paleozoico-Mesozoico de la Cordillera Oriental.
VI	GM	Con la mineralización polimetálica en sedimentos Mesozoicos de la Cordillera Sub Andina.

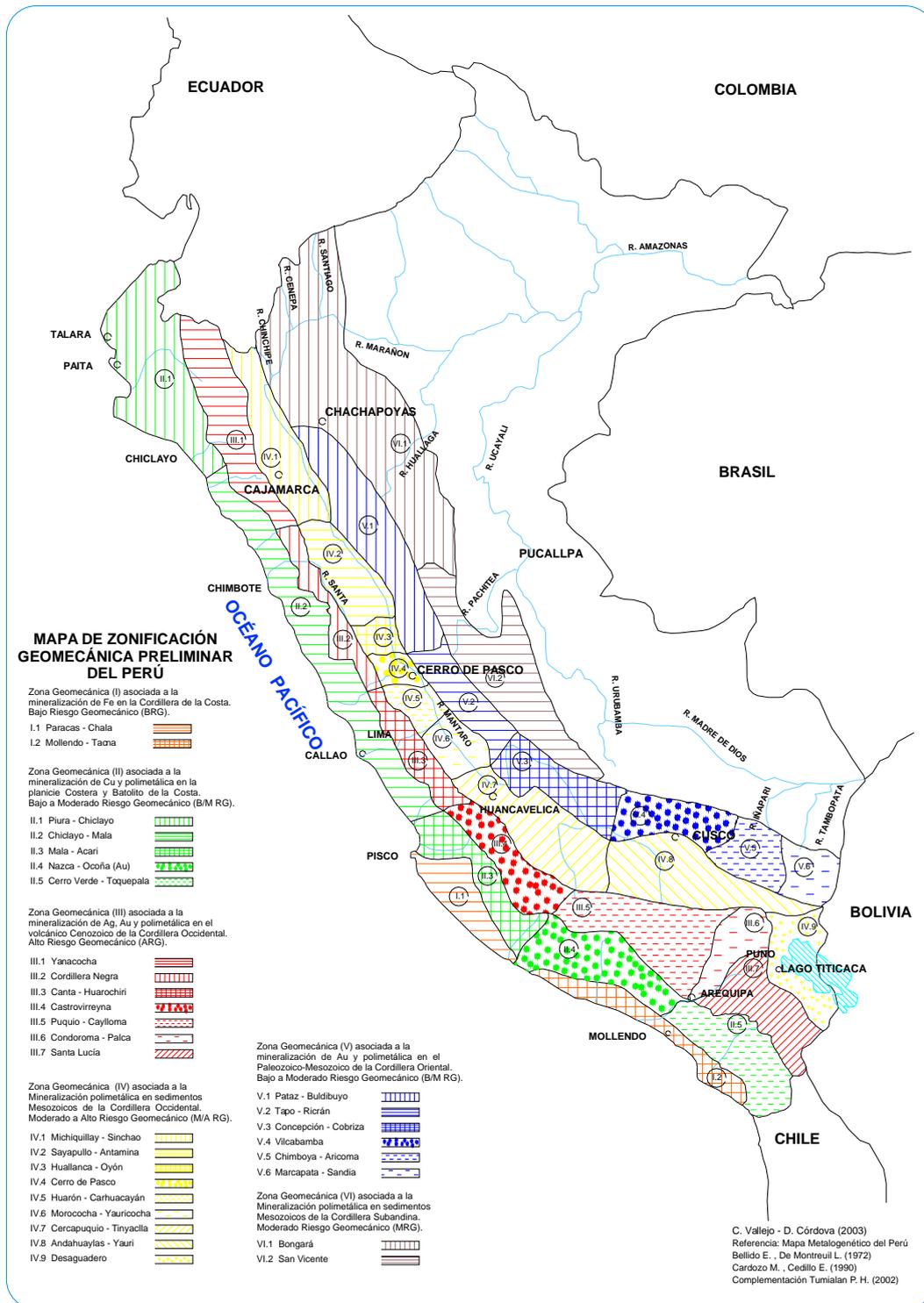


Figura 5.1 Mapa de Zonificación Geomecánica preliminar del Perú.

5.4 DESCRIPCIÓN DE LAS SUB PROVINCIAS GEOMECÁNICAS

Cada Provincia Geomecánica ha sido dividida en Sub Provincias Geomecánicas, las mismas que son descritas a continuación:

Cuadro 5.5

Provincia Geomecánica I - GB

Sub Provincia Geomecánica	Descripción	Minas ubicadas
I-1	Se localiza en la zona Paracas - Chala. Skarn en calizas Paleozoicas y Mesozoicas.	Marcona (ir) (Op)
I-2	Se localiza en la zona Mollendo - Tacna. Acumulaciones de mineral en rocas metamórficas cuarcíferas del Paleozoico.	Tarpuy (ma) (Ce)

Notas: (ve) veta, (ma) manto, (ir) irregular, cuerpos o skarn, (di) diseminados (Op) Operación, (Ce) Cerrada, (Pr) Proyecto.

Cuadro 5.6

Provincia Geomecánica II - GBM

Sub Provincia Geomecánica	Descripción	Minas ubicadas
II-1	Se localiza en la zona Piura - Chiclayo. Volcánicos exhalativos del grupo Casma, aumenta el grado de riesgo por la presencia de intercalaciones lutáceas.	Tambogrande (ve) (Pr) Turmalina (di) (Ce) La Huaca (di) (Ce)
II-2	Se localiza en la zona Chiclayo - Mala. Oro en el Batolito de la Costa y polimetálicos en los volcánicos marinos exhalativos que se intercalan con rocas sedimentarias del grupo Casma.	Leonila Graciela (ir) (Ce) Colquisiri (ir) (Op) Condestable (ma) (Op) Raúl (ma) (Op)
II-3	Se localiza en la zona Mala - Acari. Vetas de inyección magmática en el Batolito de la Costa y polimetálicos de exhalación volcánica, el riesgo es predominantemente bajo.	Monterrosas (ve) (Ce) Los Icas (ma) (Pr) Sol de Oro (ma) (Op) Acari (ve) (Op)
II-4	Se localiza en la zona de Nazca - Ocoña. Au y Cu en vetas en el Batolito de la Costa, aumenta el riesgo geomecánico a mayor intensidad de la argilitización.	Ocoña (ve) (Op) Posco (ve) (Op)
II-5	Se localiza en la zona de Cerro Verde, Toquepala. Mineralización relacionada con stock de dacita, monzonita cuarcífera y pórfidos cuarcíferos alterados por procesos hidrotermales, el riesgo aumenta según la intensidad de la sericitización y argilitización.	Cerro Verde (di) (Op) Cuacone (di) (Op) Quellaveco (di) (Pr) Toquepala (di) (Op)

Cuadro 5.7

Provincia Geomecánica III - GA

Sub Provincia Geomecánica	Descripción	Minas ubicadas
III-1	Se localiza en Yanacocha y alrededores. Diseminados en Au de alta sulfuración en volcánicos Porculla (Calipuy). Alto riesgo por la argilitización intensa.	Cañariaco (di) (Pr) La Granja (di) (Pr) Yanacocha (di) (Op) Sipan (di) (Ce)
III-2	Se localiza en la Cordillera Negra. Yacimientos diseminados de Au, vetas y mantos en volcánicos Calipuy, skarn en calizas Santa. Alto riesgo en Calipuy por la presencia de brechas, tufos y tobas con alteración argílica - sericítica, moderado en skarn.	Pierina (di) (Op) Salpo (ve) (Ce) Quiruvilca (ve) (Op) Hércules (ve) (Ce) Colquirrumi (Ve) (Ce)
III-3	Se localiza en la zona Canta - Huarochirí. Vetas polimetálicas y de Ag en volcánicos Terciarios. Alto riesgo en piroclásticos y moderado en derrames lávicos, aumenta el riesgo por alteración sericítica - argílica.	Colqui (ve) (Pr) Yauliyacu (ve) (Op) Casapalca (ve) (Op) Maria Luisa (ve) (Pr)
III-4	Se localiza en Castrovirreyna y alrededores. Vetas polimetálicas y de Ag en volcánicos del Terciario Superior. Alto en piroclásticos incrementado por la argilitización, disminuye en derrames lávicos.	Caudalosa (ve) (Op) San Genaro (ve) (Op) Julcani (ve) (Op) Huachocolpa (ve) (Op)
III-5	Se localiza en la zona de Puquio - Caylloma. Vetas polimetálicas y de Ag en volcánicos Tacaza. Alto riesgo en piroclásticos con alteración sericítica y argílica, moderado en derrames lávicos.	Carhuarazo (ve) (Pr) San Juan de Lucanas (ve) (Ce)
III-6	Se localiza en la zona de Condorama - Palca. Vetas polimetálicas y de Au en volcánicos Tacaza similares condiciones de riesgo que en la III-5.	Arcata (ve) (Op) Orcopampa (ve) (Op) Cailloma (ve) (Op) Shila (ve) (Op) Sukuytambo (ve) (Pr)
III-7	Se localiza en la zona de Santa Lucía y alrededores. Filones de Ag en volcánicos Tacaza y mineralización diseminada de Au en volcánicos Barroso. Se incrementa el riesgo por la alteración argílica - sericítica.	Santa Lucía (ve) (Op)

Cuadro 5.8

Provincia Geomecánica IV - GMA

Sub Provincia Geomecánica	Descripción	Minas ubicadas
IV - 1	Se localiza en la zona de Michiquillay y Sinchao. Vetas y cuerpos de reemplazamiento y mantos estratoligados en calizas, además de pórfidos emplazados en stocks subvolcánicos. El alto riesgo se presenta por el grado de tectonismo y alteración argilítica.	Hualgayoc (ma) (Pr) Michiquillay (di) (Pr) Algamarca (ve) (Ce) Sayapullo (ve) (Op)
IV - 2	Se localiza en la zona de Sayapullo - Antamina. Vetas polimetálicas en el Grupo Goyllarisquizga, Santa, Carhuaz y Chicama, diseminados de Au en areniscas y cuarcitas Chimú. El riesgo geomecánico se presenta por las intercalaciones de lutitas bituminosas con areniscas, en especial en la Fm Chicama.	Mundo Nuevo (ve) (Pr) Compaccha (di) (Pr) Tamboras (ve) (Pr) El Aguila (ve) (Pr) El Extraño (ve) (Pr) Pasto Bueno (ve) (Ce) Antamina (di) (Op)
IV - 3	Se localiza en la zona Huallanca - Oyón. Vetas, mantos y cuerpos tipo skarn, polimetálicos en calizas del Cretáceo Medio a Superior. Riesgo debido al tectonismo, presencia de tufitas o lutitas bituminosas y grado de sericitización y argilitización.	California (di) (Op) Jacabamba (di) (Pr) Santo Toribio (ve) (Op) El Extraño (ve) (Pr)
IV - 4	Se localiza en la zona de Cerro de Pasco y alrededores. Cuerpos polimetálicos altamente piritizados de tipo skarn o brechosos en calizas de contacto con intrusivos. El mayor riesgo se manifiesta en los cuerpos brechosos, moderados a altamente argilitizados cercanos o en interior de los intrusivos.	Huanzalá (ma) (Op) Izcaycruz (ma) (Op) Uchucchacua (ir) (Op)
IV - 5	Se localiza en la zona Huarón - Carhuacayán. Vetas polimetálicas en la Fm Casapalca y cuerpos de reemplazamiento en calizas. El riesgo es mayor en la Fm Casapalca afectada por diferente grado de intensidad de argilitización.	Milpo (ir) (Op) Atacocha (ve) (Op) Cerro de Pasco (ir) (Op) Colquijirca (ma) (Op) Huarón (ve) (Op)
IV - 6	Se localiza en la zona de Morococha - Yauricocha. Vetas, mantos y cuerpos en fillitas Excelsior, volcánicos Pérmicos, pizarras del Devoniano - Silúrico, calizas del Pucará y calizas Manchay, con cuerpos porfiriticos en intrusivos del Terciario Superior. El mayor riesgo se manifiesta en las formaciones fillíticas y lutáceas, incrementadas por alteraciones sericiticas - argilicas.	Morococha (ir) (Op) Yauricocha (ve) (Op) San Cristóbal (ve) (Op)
IV - 7	Se localiza en la zona Cercapuquio - Tinyaclla. Vetas, mantos y cuerpos polimetálicos en calizas Jurásicas (Pucará-Chaucha). Riesgo geomecánico por láminas bituminosas o tufos entre los estratos de calizas y dolomías.	Cercapuquio (ma) (Ce) Tinyaclla (ve) (Pr)
IV - 8	Se localiza en la zona de Andahuaylas - Sauri. Yacimientos tipo skarn en el contacto del Batolito Andahuaylas - Yauri con calizas Ferrobamba. Mayor riesgo en brechas y zonas mineralizadas en intrusivo argilitizado.	Chalcobamba (ir) (Pr) Ferrobamba (ir) (Pr) Katanga (ve) (Ce) Tintaya (ir) (Op) Corocohuayco (ir) (Pr)
IV - 9	Se localiza en la zona de Desaguadero y alrededores. Vetas de Sb en rocas del Paleozoico Inferior e intrusivos del Mioceno, vetas y mantos en volcánicos Terciarios. Mayor riesgo en intercalaciones de lutitas y volcánicos piroclásticos.	Santa Rosa (ve) (Op) Los Rosales (ve) (Op) Desaguadero (ve) (Pr)

Cuadro 5.9

Provincia Geomecánica V - GBM

Sub Provincia Geomecánica	Descripción	Minas ubicadas
V-1	Se localiza en la zona Pataz - Buldibuyo. Yacimientos filonianos de Au, emplazados en el Batolito de Pataz (granodiorita a monzodiorita). El mayor grado de riesgo se da cuando la alteración argílica predomina sobre la propilítica o sericítica.	Poderosa (ve) (Op) Horizonte (ve) (Op) Marsa (ve) (Op) Pataz (ve) (Op) Buldibuyo (ve) (Op)
V-2	Se localiza en la zona Tapo - Ricrán. Sulfuros de segregación magmática en cuerpos ultrabásicos del Paleozoico. Predomina el riesgo geológico bajo.	Coricocha - Mina Ragra (ve) (Ce) Huachón (ve) (Pr)
V-3	Se localiza en la zona de Concepción - Cobriza. Yacimiento tipo skarn en la Fm Copacabana. Alto riesgo en presencia de pizarras bituminosas. Zona mineralizada de bajo riesgo	Cobriza (ma) (Op)
V-4	Se localiza en la zona de Vilcasbamba. Ocurrencia de uranio emplazado en ingnimbritas peralcalinas del Terciario Superior. Zona aún en exploración.	Manco Capac (ve) (Pr)
V-5	Se localiza en la zona de Chimbaya - Aricoma. Depósitos de estaño, tungsteno, esfalerita y Au en monzogranito y leucogranito. Aumenta el riesgo a mayor intensidad de alteración sericítica - argílica.	San Rafael (ve) (Op) Macusani (di) (Pr) Olaechea (ve) (Pr)
V-6	Se localiza en la zona de Marcapata - Sandia. Depósitos tipo mantos de Au en pizarras de la Fm Ananea del Devónico Superior. El riesgo es alto por la presencia de pizarras.	Cecilia (ve) (Op) San Antonio de Poto (di) (Ce) Palca II (ve) (Ce) Benditani (ve) (Pr) La Rinconada (ma) (Op)

Cuadro 5.10

Provincia Geomecánica VI - GM

Sub Provincia Geomecánica	Descripción	Minas ubicadas
VI-1	Se localiza en la zona de Bongará y alrededores. Yacimiento de Zn del tipo Mississippi Valley en calizas Jurásicas. Mayor riesgo en brechas hidráulicas calcáreas y láminas bituminosas entre las capas de calizas.	Bongará (ma) (Pr)
VI-2	Se localiza en la zona de San Vicente y alrededores. Yacimientos de Zn del tipo Mississippi Valley en calizas y dolomitas del Pucará. El riesgo aumenta de acuerdo a lo mencionado en VI-1 y con la presencia de aguas subterráneas.	San Vicente (ma) (Op) Pichita Caluga (ma) (Pr)

5.5 EJEMPLOS DE MINAS SUBTERRÁNEAS DE LAS SUB PROVINCIAS GEOMECÁNICAS

Se presenta a continuación ejemplos de aplicaciones geomecánicas de algunas minas peruanas ubicadas en las diferentes Sub Provincias Geomecánicas. Se debe aclarar que los estándares geomecánicos del minado que aquí se presentan, son válidos solo para las correspondientes minas y deben ser tomados como una simple referencia para otros casos. Es recomendable que cada unidad minera desarrolle sus propios estándares geomecánicos.

5.5.1 Sub Provincia II-2 Chiclayo - Mala

5.5.1.1 Caso: Mina Leonila Graciela

Ubicada en la zona de Corcona, departamento de Lima. En esta mina, hoy cerrada por agotamiento de reservas, se distinguieron tres yacimientos principales que fueron explotados por minado subterráneo: Juanita, Cecilia Sur y Cecilia Norte, todos emplazados en rocas de origen volcánico - sedimentarias del Grupo Casma.

El cuerpo Juanita estuvo emplazado en rocas andesíticas silicificadas y masivas de calidad BUENA; en el contacto con el cuerpo mineralizado, estas rocas se presentaban algo alteradas (biotización) y de calidad REGULAR. El cuerpo mineral estaba formado por una alternancia de baritina y marmatita de calidad BUENA, cortado longitudinalmente por diques ígneos básicos (doleritas) y otros andesíticos.

El método de minado utilizado en Juanita fue tajeos por subniveles con taladros largos, utilizando relleno cementado en los tajeos primarios para permitir recuperar el mineral adyacente. Los tajeos tuvieron dimensiones de 16 a 20 m de ancho, hasta 28 m de altura y 90 m de longitud. No se utilizó sostenimiento artificial en los tajeos. En las labores de avance el sostenimiento fue esporádico, utilizando mayormente split sets.

En los cuerpos Cecilia Sur y Cecilia Norte, las rocas involucradas fueron: lavas félsicas de naturaleza riolítica-andesítica, tufo de naturaleza andesítica, brechas de calcosilicatos, baritina y pirita en zonas adyacentes a los cuerpos mineralizados (esfalerita) y diques de naturaleza andesítica y félsica que cortaban a las rocas anteriores. Estas rocas por lo general eran de calidad REGULAR.

El método de explotación de Cecilia Sur y Cecilia Norte fue similar al de Juanita, pero con excavaciones de menores dimensiones. El ancho de los tajeos fue de 8 m, la altura de 25 m y longitudes de hasta 45 m. En algunos casos, hubo necesidad de reforzar el techo de los tajeos con cables. En las labores de avance, particularmente en las labores de acceso y servicio a los tajeos, el sostenimiento utilizado fue con split sets y/o malla y/o shotcrete.

Un yacimiento similar al de Leonila Graciela es el yacimiento de la mina María Teresa de Colquisiri S.A., ubicada en Huaral, al Norte de Lima. El método de explotación también es similar con la diferencia de que en María Teresa no se utiliza relleno cementado, sino solo relleno convencional, con soporte de techos mediante paquetes de madera (woodpacks).

5.5.1.2 Caso: Mina Condestable - Raúl

La mina Condestable - Raúl, está ubicada en la zona de Mala, departamento de Lima. Las tres cuartas partes de las concesiones de la compañía minera que la opera, están conformadas por una secuencia de rocas volcánico-sedimentarias, el resto lo conforman rocas ígneas intrusivas asociadas al Batolito de la Costa Peruana. Localmente esta secuencia ha sido dividida en seis unidades litoestratigráficas, que muestran cambios laterales de fases cortadas por un stock de pórfido andesítico-dacítico y diques de diabasa. Las unidades litoestratigráficas se encuentran inclinadas hacia el Oeste con buzamientos entre 30° y 45° al SW y rumbo promedio N25°W.

La mineralización, principalmente de cobre y fierro, se encuentra en forma de vetas, mantos por reemplazamiento de capas calcáreas, así como disseminaciones y rellenos de porosidad en brechas volcánicas y tufos estratificados. Los minerales económicos son la calcopirita y la bornita, y como subproductos de los concentrados, el oro y la plata.

Los resultados de la zonificación geomecánica de la masa rocosa indicaron que los dominios estructurales de este yacimiento están asociados a los tipos de roca, según este criterio se han establecido cuatro zonas o dominios geomecánicos: un dominio conformado por lavas andesíticas, otro dominio conformado por el pórfido dacítico andesítico, un tercero conformado por tufos y el cuarto por brechas. Las lavas andesíticas presentan rocas de calidad BUENA, los pórfidos dacíticos andesíticos y los tufos presentan rocas de calidad REGULAR a BUENA, y las brechas son de calidad REGULAR. El riesgo geomecánico es Bajo.

Los métodos de minado que se utilizan son: tajeos abiertos por subniveles, shrinkage y cámaras y pilares, métodos típicamente aplicados en rocas competentes. Los tajeos abiertos tienen hasta 100 m de longitud, 5 a 20 m de ancho y 30 a 60 m de altura. En el shrinkage, los tajeos tienen dimensiones de 100 m de longitud, 4 a 5 m de ancho y 30 m de altura. Las cámaras y pilares se aplican en cuerpos de 2 a 15 m de potencia. La explotación ha llegado hasta 180 m debajo de la superficie.

La característica principal de esta mina, es que no se utiliza ningún tipo de sostenimiento ni relleno de tajeos, limitándose el control de la estabilidad del terreno a correctas prácticas de desatado.

5.5.2 Sub Provincia II-3 Mala - Acari

5.5.2.1 Caso: Mina Monterrosas

La mina Monterrosas, hoy cerrada por agotamiento de reservas, está ubicada en el departamento de Ica. Este yacimiento de Cu estuvo localizado en rocas dioríticas y cuarzo monzoníticas del Batolito de la Costa, de calidad BUENA.

El método de explotación que se utilizó fue el VCR (cráteres verticales en retirada) con taladros largos de 26 m paralelos a la veta, la cual tenía potencias de 5 a 25 m y buzamiento de 70°.

En el caso de esta mina tampoco fue necesario utilizar sostenimiento ni relleno de tajeos, limitándose el control de la estabilidad a estándares adecuados de desatado. Se llegó a profundidades de minado de 120 m.

5.5.3 Sub Provincia III-2 Cordillera Negra y alrededores

5.5.3.1 Caso: Mina Quiruvilca

Se encuentra en el distrito de Quiruvilca, departamento de La Libertad. El yacimiento, consiste en vetas mineralizadas predominantemente de minerales argentíferos, emplazados en afloramientos del Grupo Calipuy, consistente en intercalaciones de derrames lávicos andesíticos y piroclásticos (tobas y brechas riolíticas, dacíticas y riodacíticas); la alteración hidrotermal argílica-sericítica es moderada a intensa, especialmente en los contactos veta-cajas.

Las lavas andesíticas se presentan muy fracturadas pero resistentes (MF-IF/B-R) con índice Q entre 0.5 a 5 y RMR de 40 a 60. Los piroclastos y areniscas tobáceas presentan fracturamiento moderado y resistencia baja (menor de 40 MPa), siendo la resistencia muy baja en las zonas intensamente argilitizadas, debido a su baja densidad y alta porosidad. Estas rocas se clasifican como GSI (F-MF/M-MM), índice Q entre 0.05 a 0.5 y RMR de 20 a 40.

El yacimiento se explota por el método de corte y relleno ascendente, siendo las vetas de potencias menores a 2.0 m. Se utilizan puntales de madera para controlar las falsas cajas en forma permanente. En mayores potencias se requiere de cuadros de madera. En las andesitas se utilizan pernos ocasionales, pernos sistemáticos y en algunos casos concreto lanzado. Los pernos de fricción y el concreto lanzado son deteriorados debido a la acidez de las aguas infiltradas, recomendándose pernos con resina o el uso de elementos de madera. El mayor riesgo se presenta en las falsas cajas.

5.5.4 Sub Provincia III-4 Castrovirreyna y alrededores

5.5.4.1 Caso: Mina San Genaro

Se ubica en el distrito de Santa Inés (Castrovirreyna - Huancavelica). El yacimiento está emplazado en la Fm Caudalosa, consistente en intercalaciones de lavas andesíticas a basálticas y derrames piroclásticos de composición dacítica a riolítica. La mineralización es de tipo filoniano, con enriquecimiento supérgeno posterior, por deposición de minerales en la zona de lixiviación superficial. Se explotan minerales de zinc y plomo con elevadas leyes de plata. Los anchos promedios de las vetas oscilan entre 0.8 a 1.8 m. Las inyecciones hidrotermales mineralizantes son del tipo argílico-sericítico y sílice-argílico, el primero ha debilitado las cajas y el segundo ha mejorado la calidad de las vetas.

Las andesitas y basaltos son de grano fino, muy fracturadas a intensamente fracturadas, duras a muy duras, con clasificación GSI (MF-IF/B-R), índice Q de 0.5 a 10 y RMR de 40 a 60. Las tobas y tufos se presentan moderadamente fracturadas a muy fracturadas, regulares a muy malas (F-MF/R-MM), índice Q de 0.05 a 5 y RMR de 20 a 50, de acuerdo al grado de argilitización de los piroclásticos.

La explotación se realiza con el método de minado por corte y relleno ascendente, presentándose un intenso uso de la madera para sostener las falsas cajas

argilitizadas. En labores de desarrollo excavadas en lavas andesíticas y basálticas, se usan pernos sistemáticos con malla de refuerzo. El mayor riesgo se presenta debido a la rápida degradación de las falsas cajas si éstas se exponen más de cinco días.

Cuadro 5.11

Estándares de sostenimiento en Mina San Genaro

<p>MINA SAN GENARO SOSTENIMIENTO DE LABORES MINERAS SEGÚN TABLA GSI MODIFICADO</p>					
<p>A PREPARACIÓN Y DESARROLLO: Sin soporte o perno ocasional. EXPLORACIÓN (tajeos): Sin soporte o perno ocasional.</p> <p>B PREPARACIÓN Y DESARROLLO: Pernos sistemáticos 1.5 x1.5 (3P/1.5 ml) (cinta metálica ocasional). EXPLORACIÓN (tajeos): 1P/1.5ml.</p> <p>C PREPARACIÓN Y DESARROLLO: Pernos sistemáticos 1.0 x1.0 (4P/ml.) (cinta metálica ocasional). EXPLORACIÓN (tajeos): 2P/ml.</p> <p>D PREPARACIÓN Y DESARROLLO: Pernos sistemáticos 1.0 x1.0 (4P/ml.) y malla de refuerzo (3m²/ml) EXPLORACIÓN (tajeos): 2P/ml y 2m² de malla/ml.</p> <p>E Cuadro de madera o apuntalamiento con rondos y tablonés en preparación, desarrollo y tajeos.</p>		<p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p>		<p>BUENA (MUY RESISTENTE; FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS; CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p>	
<p>ESTRUCTURA</p>				<p>REGULAR (RESISTENTE; LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p>	
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 A 12 FRACT. POR METRO).</p>				<p>MALA (MODERADAMENTE RESISTENTE; LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa). (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA).</p>	
<p>MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50%) (12 A 20 FRACT. POR METRO).</p>				<p>MUY MALA (BLANDA; MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 5 A 25 MPa). (SE INDENTA MÁS DE 5 mm).</p>	
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO).</p>					

5.5.5 Sub Provincia IV-4 Cerro de Pasco y alrededores

5.5.5.1 Caso: Mina Huanzalá

La Mina Huanzalá se ubica en el distrito de Huallanca, departamento de Ancash. El yacimiento es polimetálico (Zn, Pb, Cu y Ag), con predominancia de Zn. En esta mina sobreyacen concordantemente las Fms Chimú, Santa y Carhuaz, del Cretácico Inferior (Grupo Goyllarisquizga). Los estratos tienen rumbo N30°-50°W y buzamientos de 50°-70°NE. En la Fm Santa se distinguen dos horizontes, uno superior constituido por calizas con intercalaciones de lutitas y otro inferior de areniscas, lutitas y capas delgadas de caliza. Algunas lutitas del horizonte superior sirven como guía para diferenciar cuatro capas de mineralización, denominadas Vetas 1, 2, 3 y 4. Las dos primeras están en calizas, las dos últimas en intercalaciones de calizas y lutitas. La Veta 5 se encuentra en la Fm Carhuaz.

Los cuerpos mineralizados, principalmente de esfalerita y galena, se presentan en forma estratiforme, lenticular y masivo, con anchos variables que oscilan entre 0.10 m y 20 m, con una longitud total de 300 m. Se distinguen tres tipos de mineral: el piritoso de calidad REGULAR, el skarn de calidad REGULAR a BUENA y el de tipo "shiroji" de calidad MALA. Como característica notable se observa la predominancia de cuerpos de pirita, presentándose en determinados lugares como matriz del mineral de Pb-Zn.

El método de explotación que se utiliza es el corte y relleno, dejando algunos pilares cuando las excavaciones son grandes. Se registran anchos de excavaciones en tajeos de hasta 15m, pero con sostenimiento de techos. Para el sostenimiento en tajeos se utilizan cables de anclaje o varillas de fierro corrugado. Éste es el sistema de sostenimiento generalizado en toda la mina, incluyendo las labores de avance. Los cables o varillas son simples o dobles, dependiendo de la calidad del terreno y del tamaño de la excavación. Asimismo ocurre con el espaciamiento de los mismos. La profundidad del minado ha alcanzado aproximadamente 500 m.

5.5.5.2 Caso: Mina Iscaycruz

Iscaycruz está ubicada en Oyón, al NE de la Ciudad de Lima. El yacimiento presenta una geología parecida a Huanzalá. Las zonas mineralizadas comprenden minerales de Zn y Pb. La zona Limpe Centro se ubica en la Fm Santa, que se encuentra entre las Fms Chimú al techo y Carhuaz al piso. El rumbo de los estratos es aproximadamente N25°W con buzamientos de 65°-80°NE. La Fm

Chimú está constituida por cuarcitas de calidad BUENA y cercano al contacto con la Fm Santa, hay presencia de horizontes de areniscas y margas, esta última roca es de calidad MALA. Las rocas de la Fm Santa, donde se ubican los cuerpos mineralizados, son de calidad REGULAR a MALA. Las rocas de la Fm Carhuaz son de calidad MALA.

Los cuerpos mineralizados que se presentan en la Fm Santa son Estela y Olga en la zona de Limpe Centro, el primero tiene potencias de hasta 35 m y el segundo hasta 15 m, ambos con longitudes de hasta 250 m, separados por calizas de calidad MALA. El método de minado utilizado en estos dos cuerpos es subniveles con taladros largos y relleno cementado para minar al costado, exponiendo paredes verticales de relleno cementado. Las dimensiones de los tajeos son 5 m de ancho, hasta 35 m de longitud y 17 m de altura. Los tajeos son orientados perpendiculares a los estratos para lograr mejores condiciones de estabilidad. Hay necesidad de utilizar sostenimiento con shotcrete en los tajeos. En las labores de avance el sostenimiento es en base a pernos y/o malla y/o shotcrete. En los tramos con margas el sostenimiento es con cimbras.

Aparte de la zona Limpe Centro, están las zonas Tinyag y Chupa, ubicadas en el sector Sur de la unidad minera. El cuerpo Tinyag, es un skarn mineralizado asociado a la Fm Santa, en cuyo techo se ubica la Fm Chimú y en el piso la Fm Carhuaz. Este cuerpo es explotado a cielo abierto. El Cuerpo Chupa, está al techo de la Fm Pariahuanca, éste es un skarn tipo clavo emplazado en la intersección de fallas. La mineralización ocurre en un cuerpo de 10 a 35 m de potencia, alineado en dirección N32°W con buzamiento promedio de 70°NE. En la caja techo se presentan areniscas de la Fm Farrat y en la caja piso calizas de la Fm Pariahuanca. La longitud del cuerpo varía de 100 a 150 m y la profundidad reconocida es de aproximadamente 150 m.

Las condiciones de calidad de la masa rocosa en Chupa son de REGULARES a BUENAS. El método de minado es tajeo por subniveles con taladros largos y relleno cementado, similar a Estela y Olga, pero en este caso, por las mejores condiciones del terreno, las dimensiones de los tajeos son 12 m de ancho, hasta 35 m de longitud y 33 m de altura. El sostenimiento de los tajeos es con pernos de roca y malla, en algunos casos sistemáticamente y en otros esporádicamente. En las labores de avance el sostenimiento es sólo esporádico.

Los estándares de sostenimiento de la Mina Iscaycruz se presentan en el cuadro 5.12.

Cuadro 5.12

Estándares de sostenimiento en Mina Iscaycruz

PREPARACIÓN DE MINADO

Tipo de sostenimiento Tipo de labor o roca	Shotcrete con Dramix	Shotcrete sin Dramix	Pernos	Cimbras Topeo	Malla
Xc en brecha deleznable	No	a cada disparo (B)	No	No	No
Xc en brecha competente	No	a cada 2 disparos (A)	No	No	No
Xc en mineral masivo	No	a cada 4 disparos (A) En análisis	No	No	No
Estructuras aisladas, con fallas e intemperizadas	En análisis	a cada disparo (B) Análisis geológico geomecánico	En análisis	En análisis (A,B)	En análisis

DESARROLLO

Tipo de sostenimiento Tipo de labor o roca	Shotcrete con Dramix	Shotcrete sin Dramix	Pernos	Cimbras Topeo	Malla
Xc en caliza y lutitas	No	a cada disparo (B)	No	No	No
Xc en arenisca	No	a cada 2 disparos (A)	No	No	No
By passes en arenisca	No	a cada disparo (B)	No	No	No
Xc en margas y lutitas bituminosas	No	a cada 2 disparos (A)	No	No	No
Xc en cuarcita	No	a cada disparo (B)	No	No	No
Rampa cuarcita	No	a cada 2 disparos (A)	No	No	No
Zonas de cuarcita mayores de 4.50	No		No	No	No
Estructuras aisladas, con fallas e intemperizadas	En análisis	a cada disparo (B) Análisis geológico geomecánico	En análisis	En análisis (A,B)	En análisis

DESARROLLO PRODUCTIVO

Tipo de sostenimiento Tipo de labor o roca	Shotcrete con Dramix	Shotcrete sin Dramix	Pernos	Cimbras Topeo	Malla
Galería en brecha deleznable	No	a cada disparo (B)	No	No	No
Galería en brecha competente	No	a cada 2 disparos (A)	A cada 2 disparos	No	No
Galería en mineral masivo	No	a cada disparo (B)	A cada 4 disparos	No	No
Galería en lutitas	No	a cada 2 disparos (A)		No	No
Galería bajo relleno	No	a cada disparo (B) Análisis geológico geomecánico	En análisis	Dependiendo del grado de alteración cimbra, muro o topeo	En análisis
Xc en mineral masivo	No	a cada disparo (B)	A cada 4 disparos	No	No
Xc en brecha competente	No	a cada 2 disparos (A)	A cada 2 disparos	No	No
Estructuras alteradas, con fallas e intemperizadas	En análisis	a cada disparo (B) Análisis geológico geomecánico	En análisis	En análisis (A,B)	En análisis

Dosificación Shotcrete "A"

1 m³ de shotcrete contiene:
340 Kg de cemento
10.2 Kg de aditivo sigunit L-22
187 Lt de agua/m³

Dosificación Shotcrete "B"

1 m³ de shotcrete contiene:
460 Kg de cemento
13.8 Kg de aditivo sigunit L-22
207 Lt de agua/m³

Dosificación Shotcrete "C"

1 m³ de shotcrete contiene:
340 Kg de cemento
10.2 Kg de aditivo sigunit L-22
30/40 Kg de Dramix fibra de acero
187 Lt de agua/m³

Pernos

Pernos helicoidales de 8 pies de longitud
7 pernos por cada 1.5 m de avance,
inyectada con lechada de cemento.
Relación agua/cemento 0.35
1 bolsa de cemento por cada 15 Lt. de agua.

Cables

El dimensionamiento de los cables dependerá
de las dimensiones de la cámara, de la
calidad de roca y de la estructura geológica.
Dosificación de cemento 1 bolsa de cemento por
cada 15 Lt. de agua.
En caso de Chupa, todas las cámaras deben
colocarse shotcrete.

Falla 1

Esta falla se ha encontrado muy alterada e intemperizada a medida que profundiza, se
colocarán cimbras en las labores permanentes y se evaluarán para labores temporales.

Cimbras "A"

Cimbras tipo H6 de acero
espaciadas a 1.2 m (en zonas de marga)
Dimensiones
3.7 x 3.5 Radio 1.75 m.
Totalmente topeadas y encalaminadas.

Cimbras "B"

Cimbras tipo H6 de acero
espaciadas a 1.5 m
Dimensiones
3.7 x 3.5 Radio 1.75 m.
Totalmente topeadas y encalaminadas.

5.5.5.3 Caso: Mina Uchucchacua

El yacimiento Uchucchacua, está también ubicado en la provincia de Oyón, departamento de Lima. Regionalmente se presentan en la zona, secuencias sedimentarias del Cretáceo Inferior al Cretáceo Superior (Grupos Goyllarisquizga y Machay y Fms Jumasha, Celendín y Casapalca), con intrusivos en forma de diques y stocks porfido dacíticos del Terciario. Localmente este yacimiento de Ag se encuentra en la Fm Jumasha. La característica dominante de la mineralización es la irregularidad de los cuerpos en tres dimensiones.

Las masas rocosas del yacimiento en general son de calidad REGULAR a BUENA. El método de minado utilizado es el corte y relleno (hidráulico y detrítico), dejando en algunos casos pilares. El sostenimiento en los techos de los tajeos es con split sets, en algunos casos con malla, complementados con el uso de paquetes de madera (woodpacks). La profundidad que ha alcanzado el minado es de casi 800 m. En las labores de mayor profundidad, actualmente se vienen dando casos de problemas debido a la presencia de altos esfuerzos, consistentes en laminamientos y astillamientos de la roca, los cuales se están solucionando con la utilización de pernos cementados, con resina y/o malla y/o shotcrete.

Los estándares geomecánicos de la Mina Uchucchacua se muestran en el cuadro 5.13.

Cuadro 5.13

Estándares de sostenimiento en Mina Uchucchacua

CÓDIGO	TIPO DE ROCA	RMR	CALIDAD DE ROCA	ALTURA MÁXIMA DE TAJEO (METROS)	ANCHO MÁXIMO DE EXCAVACIÓN (METROS)	ESPACIAMIENTO ENTRE WOOD PACKS (METROS)	TIEMPO DE EXPOSICIÓN (AUTOSOSTENIMIENTO) (DÍAS)
	R - II	61 - 80	BUENA	5	18 a 25	14 a 16	120
	R - III - A	51 - 60	REGULAR A	5	12 a 16	8 a 10	60
	R - III - B	41 - 50	REGULAR B	5	8 a 10	6 a 7	15
	R - IV - A	31 - 40	MALA A	4.5	5 a 7	4 a 5	5
	R - IV - B	21 - 30	MALA B	4	3 a 4	3	2

CÓDIGO	TIPO DE ROCA	RMR	CALIDAD	ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIÓN LABOR PERMANENTE	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIÓN LABOR TEMPORAL
	R-I	(81-100)	MUY BUENA	Roca dura con muy pocas fracturas, sana o ligeramente alterada, seca o con poca humedad.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos (cementados o con resina), donde se presenta riesgo de caída de rocas.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos (split sets) donde se crea conveniente.
	R-II	(61-80)	BUENA	Roca dura con pocas fracturas y ligera alteración, húmeda en algunos casos.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos (cementados o con resina), donde se presenta riesgo de caída de rocas.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos (split sets) donde se crea conveniente.
	R-III-A	(51-60)	REGULAR "A"	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas ligeramente alterada, húmeda a mojada.	Colocar pernos (cementados o con resina) en el lugar que se requiera, ya sea en la pared y/o techos y en labores que se interceptan.	Colocar split sets en el lugar que se requiera, ya sea en paredes y/o techos e intersecciones. En condiciones de altos esfuerzos colocar pernos cementados o con resina, woodpacks, gatas si es necesario.
	R-III-B	(41-50)	REGULAR "B"	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas y con presencia de algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, ligeros goteos.	Colocar pernos (cementados o con resina) en forma ordenada (sistemática) espaciados cada 1.5 m, si el terreno lo requiere se puede utilizar malla electrosoldada o straps (cintas metálicas) cuando se trata de sostener bloques. Alternativamente shotcrete de 2" de espesor. Debe sostenerse después de cada disparo.	Colocar split sets en condiciones normales y en condiciones de altos esfuerzos, pernos (cementados o con resina), espaciados cada 1.5 m (después de cada disparo). Si el terreno lo requiere usar malla electrosoldada o straps (cintas metálicas) si se trata de sostener bloques. Woodpacks de acuerdo al espacio abierto y donde se requiera. Gatas en el lugar que se requiera.
	R-IV-A	(31-40)	MALA "A"	Roca suave, muy fracturada, con algunas fallas panizadas, de moderada a fuerte alteración con goteos en fracturas y fallas.	Colocar pernos (cementados o con resina) en forma ordenada (sistemática) espaciados de 1 a 1.5 m con malla electrosoldada y una capa de shotcrete de 2" de espesor. Cuadros de madera en terrenos pesados espaciados cada 1 m.	Colocar split sets en condiciones normales, en condiciones de altos esfuerzos pernos (cementados o con resina), espaciados cada 1.5 m (después de cada disparo). Si el terreno lo requiere usar malla electrosoldada o straps (cintas metálicas) si se trata de sostener bloques. Woodpacks de acuerdo al espacio abierto y donde se requiera. Gatas en el lugar que se requiera.
	R-IV-B	(21-30)	MALA "B"	Roca suave, muy fracturada, con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo de agua.	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud (cementados o con resina), espaciados cada 1 m con malla de refuerzo y una capa de shotcrete de 3". Alternativamente, cimbras 4w13 o equivalente, espaciadas cada 1.5 m.	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud (split sets), espaciados cada 1 m con malla electrosoldada. Aquí considerar la utilización de paquetes de madera (woodpacks), gatas, puntales y otros.
	R-V	(0-20)	MUY MALA	Roca suave, intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.	Cimbras 4w13 o equivalente, espaciadas cada 1 m. En terrenos sumamente pesados, cimbra 6w20 o equivalente, espaciados de 1 a 1.5 m. Previamente una capa preventiva de shotcrete o split sets con malla.	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud (split sets), espaciados de 0.75 a 1m con malla electrosoldada. Aquí utilizar paquetes de madera (woodpacks), gatas, puntales y otros.

Como puede deducirse de los ejemplos tratados en este acápite sobre minas Huanzalá, Iscaycruz y Uchucchacua, no obstante pertenecer a una misma Sub Provincia Geomecánica IV-4, sus estándares geomecánicos muestran diferencias significativas.

5.5.6 Sub Provincia IV-5 Huarón - Carhuacayan

5.5.6.1 Caso: Mina Huarón

El yacimiento Huarón, se encuentra ubicado en el distrito de Huallay (Cerro de Pasco). El yacimiento está conformado por vetas mineralizadas emplazadas en afloramientos de la Fm Casapalca (margas, conglomerados y lutitas rojas en estratos de diferentes espesores), intruida por algunos stocks granodioríticos. Las vetas tienen como dirección predominante el E-W, con anchos variables de 1.5 a 3.0 m, presentando un marcado zoneamiento hidrotermal, debido a las diferentes etapas de mineralización, en las cuales se han identificado cuatro zonas:

- I. Zona clorita magnetita, asociada a las rocas intrusivas.
- II. Zona epidota pirita, asociada a zona metasomatizada.
- III. Zona de alteración potásica, asociada a zona de enriquecimiento de Pb y Zn.
- IV. Zona argílica silíceas, asociada al eje de Cu.

En las zonas I y II, predominan rocas de calidad BUENA y REGULAR con GSI (F-MF/B-R), índice Q de 0.5 a 20 y RMR de 45 a 70. En estas zonas se observan conglomerados silicificados, como los cuerpos San Pedro, donde se han realizado excavaciones de 12 a 15 m con un mínimo de sostenimiento. En la zona III, predominan rocas de calidad REGULAR con GSI de (MF/R-M), índice Q de 0.1 a 5 y RMR de 40 a 60. En la zona IV predominan rocas de calidad MALA con GSI (MF-IF/M-MM), índice Q de 0.05 a 0.5 y RMR de 25 a 40, especialmente en las cajas, en donde se forman falsas cajas que tienen espesores de 0.5 a 2.0 m, de acuerdo al grado de intensidad de la argilitización, constituyendo éstas el riesgo de mayor importancia en las vetas San Narciso y Tapada.

Los estándares geomecánicos de la Mina Huarón se muestran en el cuadro 5.14.

Cuadro 5.14

Estándares de sostenimiento en Mina Huarón

<p>COMPAÑÍA MINERA HUARÓN S.A. SOSTENIMIENTO SEGÚN G.S.I.(modificado) LABORES MINERAS DE DESARROLLO (3.50-5.0) LABORES DE EXPLOTACIÓN (4.5-7.0)</p> <p>A SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES</p> <p>B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional).</p> <p>C PERNO SISTEMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional).</p> <p>D PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm sin fibra).</p> <p>E PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 5.0 cm con fibra.</p> <p>F PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).</p> <p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MALA (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MÁS DE 5 mm).</p>				
<p>ESTRUCTURA</p> <p>LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)</p>	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M (B)	—
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).</p>	(A) F/B	(A) F/R (B)	(C) F/M	(D) F/MM
<p>MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).</p>	(A) MF/B (B)	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).</p>	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM

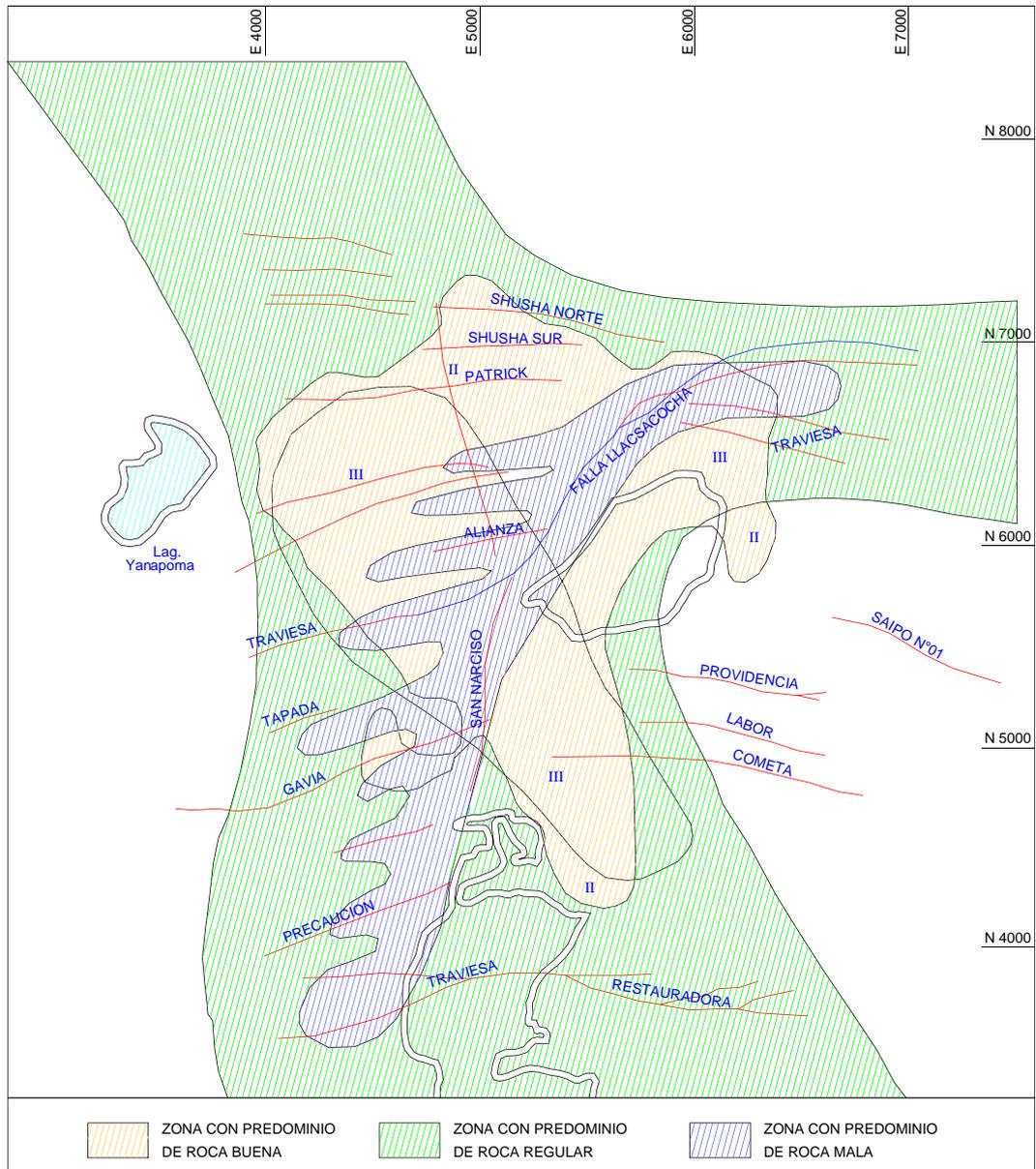


Figura 5.2 Plano preliminar de relación entre la calidad del macizo rocoso y las zonas de alteración hidrotermal en Huarón.

5.5.7 Sub Provincia IV-6 Morococha - Yauricocha

5.5.7.1 Caso: Mina San Cristóbal

Se ubica en el distrito de Yauli (Junín). La mineralización se encuentra emplazada en fillitas Excelsior y volcánicos Catalina, con vetas de orientación NE en brechas y cuerpos de reemplazamiento a manera de mantos en el contacto de los volcánicos Catalina y las calizas Pucará, con un rumbo predominante NW.

El zoneamiento geomecánico está relacionado directamente con las litologías principales, siendo las de mejor calidad (BUENA a REGULAR) las áreas de los afloramientos de los volcánicos Catalina, con GSI (F-B/R), índice Q de 1 a 12 y RMR de 50 a 70. Las áreas de afloramientos de calizas y fillitas, tienen calidad de REGULAR a MALA, la primera debido al grado de alteración, la segunda por su esquistosidad; estas rocas tienen GSI de (MF-IF/R-M), índice Q de 0.1 a 1 y RMR de 30 a 50.

El mayor riesgo se localiza en las falsas cajas con alteración sericítica de las vetas emplazadas en las fillitas; y en los cuerpos, debido al intenso fracturamiento de las calizas. Actualmente el mayor volumen de producción procede de las vetas en rocas volcánicas, donde se aplica el método de minado por corte y relleno ascendente.

5.5.8 Sub Provincia V-1 Pataz - Buldibuyo

5.5.8.1 Caso: Mina Poderosa

Se ubica en el distrito de Pataz (Tayabamba - La Libertad). El yacimiento se emplaza en la Cordillera Oriental, al Este del Río Marañón, donde predominan afloramientos Precámbricos a Ordovícicos del Complejo Marañón, intrusivos del Batolito de Pataz y los volcánicos Lavasen del Terciario Medio, con tres sectores de mineralización de oro: sector Norte La Lima, sector Central Papagayo y sector Sur El Tingo. Las vetas hidrotermales de oro en las rocas intrusivas del Batolito de Pataz tienen posible alcance Mesotermal (200°C a 300°C) con direcciones NS, NW-SE y NE, presentando alteraciones sericíticas y propilíticas, cuyos anchos varían desde algunos centímetros hasta 3.0 m.

La textura masiva, bandeada y con relleno indica varios periodos de reactivación, que generaron una gran presión durante la mineralización, lo cual unido a la considerable profundidad del minado (aproximadamente 1000 m) están causando la ocurrencia de estallidos de roca ocasionales que se presentan en las excavaciones.

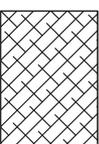
Los macizos rocosos tienen calidad BUENA a REGULAR, con GSI (F-MF/B-R), índice Q de 0.5 a 5 y RMR de 40 a 70, presentando debilidades por el relleno de clorita-sericita en las paredes de las fracturas de rocas duras a muy duras o presencia de estriaciones que disminuyen la resistencia como macizo a pesar de tener alta resistencia como roca intacta.

El método de minado utilizado es corte y relleno ascendente. Los sostenimientos utilizados son la madera y los pernos de anclaje, recomendándose un mayor uso de estos últimos, los cuales deben ser colocados de inmediato lo más cerca posible de los frentes de avance. En las vetas subhorizontales se utilizan puntales y gatas hidráulicas. En rocas con mayor alteración (sericita) se usa shotcrete y pernos o cuadros de madera.

Los estándares geomecánicos de la Mina Poderosa se muestran en el cuadro 5.15.

Cuadro 5.15

Estándares de sostenimiento en Mina Poderosa

COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A. SOSTENIMIENTO SEGÚN G.S.I. (condicionado) LABORES MINERAS DE DESARROLLO (3.5-5.0)							
A SIN SOPORTE - Pernos ocasionales. B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.20 x 1.20 m. (Malla o cinta ocasional). C PERNOS Y MALLA 1.0 x 1.0 m. D SHOTCRETE 5 cm. SIN FIBRA ó CON FIBRA Pernos ocasionales. E SHOTCRETE 10 cm. CON FIBRA O CUADRO DE MADERA CADA 1.50 m (Pernos ocasionales). F CIMBRA METALICA ó CUADRO DE MADERA a 1.0 m.		CONDICIONES SUPERFICIALES					
ESTRUCTURA							
 LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	(B) LF/M	—			
 MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50-75%) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).	(A) F/B	(A) F/R	(B) F/M	(C) F/MM			
 MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).	(A) MF/B	(B) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM			
 INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).	—	(C) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM			

5.5.9 Sub Provincia V-5 Zona Chimbaya - Aricoma

5.5.9.1 Caso: Mina San Rafael

La Mina San Rafael se ubica en el distrito de Antauta, departamento de Puno. Este yacimiento de Sn se encuentra emplazado en rocas intrusivas, pórfido monzogranítico, de calidad MUY BUENA. La disposición natural del mineral en el yacimiento es en forma de vetas con ensanchamientos en su estructura denominados bolsoneadas o cuerpos, con buzamientos que oscilan entre 48° hasta 75°. La potencia de la mineralización en vetas oscila entre 2.0 m hasta 6.0 m y en los cuerpos hasta 35.0 m, lo cual favorece la aplicación del método de minado tajeos por subniveles con taladros largos, dejando cavidades vacías.

La característica resaltante de esta mina, es la gran cantidad de espacios subterráneos dejados por el avance del minado. El sostenimiento que se utiliza en los tajeos es en base a pernos de roca cementados o con resina y de ser necesario malla. En las labores de avance, gran parte de las excavaciones no tienen sostenimiento por la calidad BUENA de la roca. En los lugares que lo requieran, las labores de avance son sostenidas con pernos de roca cementados y malla. La profundidad del minado ha alcanzado los 1000 m. Debido a la profundidad del minado, calidad de la masa rocosa y espacios vacíos dejados, actualmente vienen observándose problemas debido a altos esfuerzos (castillamientos, lajamientos y estallidos de roca), motivo por el cual la empresa que opera esta mina, está desarrollando el proyecto de implementación del relleno en pasta, como una alternativa a la solución de los problemas de altos esfuerzos.

5.5.10 Sub Provincia VI-2 San Vicente y alrededores

5.5.10.1 Caso: Mina San Vicente

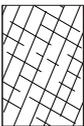
Está ubicada en el distrito de Vitoc (Chanchamayo-Junín). El yacimiento consiste en depósitos estratoligados emplazados en el Grupo Pucará con horizontes dolomíticos correspondientes a la Fm Chambara, unidad inferior de este grupo. Los principales mantos mineralizados son: San Judas, San Vicente, Alfonso y Colca, teniendo como guía estratigráfica la caliza bituminosa Uncush. Se presentan hacia el centro de los lentes mineralizados, zonas brechadas concordantes con la estratificación, intensamente fracturadas.

El macizo rocoso es competente, con un predominio de GSI (F-MF/B-R), índice Q de 0.5 a 5 y RMR de 50 a 70, presentándose zonas críticas por estratificación subhorizontal, con láminas bituminosas entre los estratos de calizas y dolomitas. Las áreas de mayor riesgo de caída de rocas corresponden a los macizos brechados, los cuales presentan GSI (MF-IF/R-M).

La profundización de este yacimiento ha presentado problemas por la fuerte infiltración de agua, con flujos que varían entre 0.5 a 1.0 m³ /seg debajo del nivel 1450.

Cuadro 5.16

Estándares de sostenimiento en Mina San Vicente

 <p>SOSTENIMIENTO DE TAJEOS SEGÚN ÍNDICE GSI MODIFICADO.</p> <p>ABERTURAS DE 9.0 m.</p> <p>A Sin soporte o pernos ocasionales.</p> <p>B Pernos sistemáticos (2.0 x 2.0 m).</p> <p>C Pernos sistemáticos (1.5 x 1.5 m).</p> <p>ABERTURAS DE 7.0 m.</p> <p>B Sin soporte o pernos ocasionales.</p> <p>C Pernos sistemáticos (2.0 x 2.0 m).</p> <p>D Pernos sistemáticos (1.5 x 1.5 m).</p> <p>ABERTURAS DE 5.0 m. (PRESIONES ALTAS Y FLUJOS DE AGUA)</p> <p>C Pernos sistemáticos (2 x 2 m).</p> <p>D Pernos sistemáticos (1.5 x 1.5 m).</p> <p>E Pernos sistemáticos (1.0 x 1.0 m).</p> <p>ESTRUCTURA</p>	CONDICIONES SUPERFICIALES REGULAR (RESISTENTE; LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). MODERADAMENTE RESISTENTE. LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, ABIERTAS. (Rc 25 a 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA). MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO ARCILLOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 5 a 25 MPa) (SE DISGREGA EN FRAGMENTOS CON GOLPE DE PICOTA).		
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO) FALLAS AISLADAS ESPACIADAS MÁS DE 5.0 m.</p>	A F/B	B F/R	C F/M
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO) FALLAS ESPACIADAS ENTRE 3.0 Y 5.0 m.</p>	B MF/B	C MF/R	D MF/M
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO) FALLAS APRETADAS.</p>	<hr style="width: 20px; margin: auto;"/>	D IF/R	E IF/M

DESATADO DE ROCAS

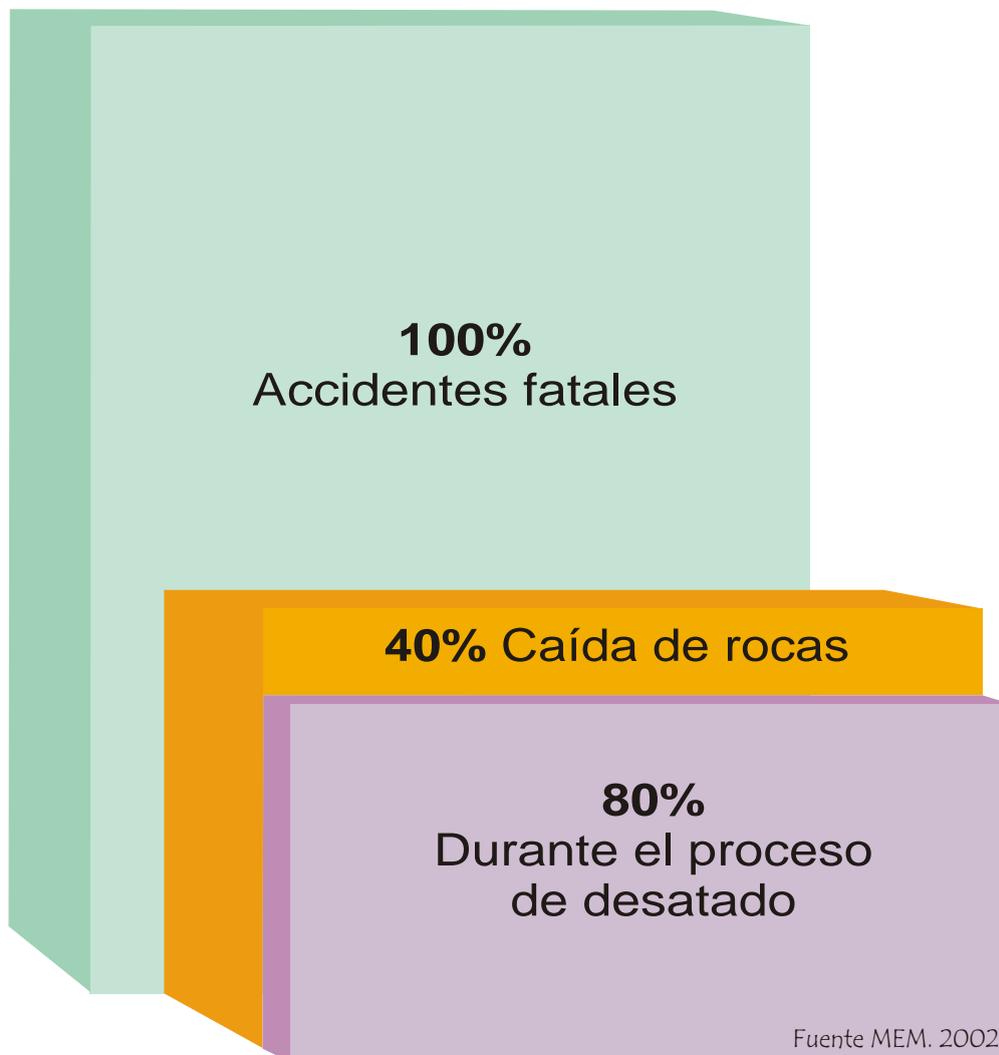


1. INTRODUCCIÓN

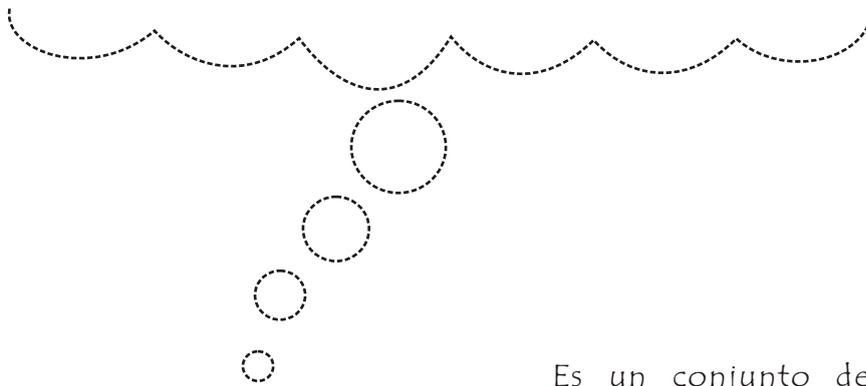
De todos los accidentes fatales que ocurren en las minas subterráneas del Perú, en promedio el 40% son causados por caída de rocas. De este porcentaje, aproximadamente el 80% de los daños por caída de rocas, ocurrieron mientras el trabajador se encontraba desatando o por desatado inadecuado.

Si bien es cierto que el desatado reduce la potencialidad de caída de rocas, es importante señalar que su ejecución implica el mayor riesgo de daños a los trabajadores de las minas subterráneas.

Por este motivo, es importante que todos los trabajadores utilicen estándares y procedimientos apropiados para el desatado de la roca suelta.



2. ¿QUÉ ES EL DESATADO DE ROCAS?



Es un conjunto de prácticas y procedimientos que permite en primer lugar, detectar la roca suelta en el techo, frente y paredes de la excavación o labor minera, para luego proceder a palanquearla y hacerla caer, mediante el uso de una barretilla de desatado o un equipo de desatado.

La roca suelta o denominada también roca aflojada, es la roca fragmentada o débil que se requiere hacer caer (desatar), a fin de garantizar que los trabajadores de las minas subterráneas tengan efectivamente un ambiente seguro de trabajo.

3. ¿POR QUÉ SE SUELTA LA ROCA?

La roca no es sólida, tiene planos naturales de debilidad denominados discontinuidades (diaclasas, estratos, fallas y otros) y también presenta fracturas que son creadas por el proceso de la voladura.

Si miramos a la roca y observamos como ésta se rompe y como llega a separarse de la pared, entonces podremos tener un mayor conocimiento acerca del problema del desatado.

Por experiencia podremos aprender a reconocer el tamaño y la forma de las piezas de roca que requieren ser desatadas.

Hay tres maneras por las que se puede crear condiciones para la formación de rocas sueltas:

- 1) A través de discontinuidades o debilidades naturales de la masa rocosa.



- 2) A través del daño que puede producir la voladura utilizada para crear la excavación.



- 3) Por los esfuerzos o presiones de la roca, debido a la profundidad de la mina.



Éstas a su vez son influenciadas por otros factores como:

- La presencia de agua.
- La forma, tamaño y orientación de las excavaciones.
- El esquema y secuencia de avance del minado.
- Las estándares inadecuados de perforación y voladura.

4. ¿QUÉ ES LO QUE DEBE HACER CADA TRABAJADOR?

Lo que debe hacer cada trabajador de una mina subterránea en relación al desatado, es seguir el método **ROCA**, que significa: **R**azonar, **O**rganizar, **C**lasificar y **A**ctuar.

1) **Razonar:**

Identificar los problemas del terreno referidos a la presencia de rocas sueltas en la superficie de la excavación o debido al sostenimiento inseguro del terreno.

2) **Organizar:**

Preparar la cara o superficie de la roca para el desatado, que incluye la ejecución del lavado apropiado de la superficie.

3) **Clasificar:**

Seleccionar la barretilla apropiada para el desatado.

4) **Actuar:**

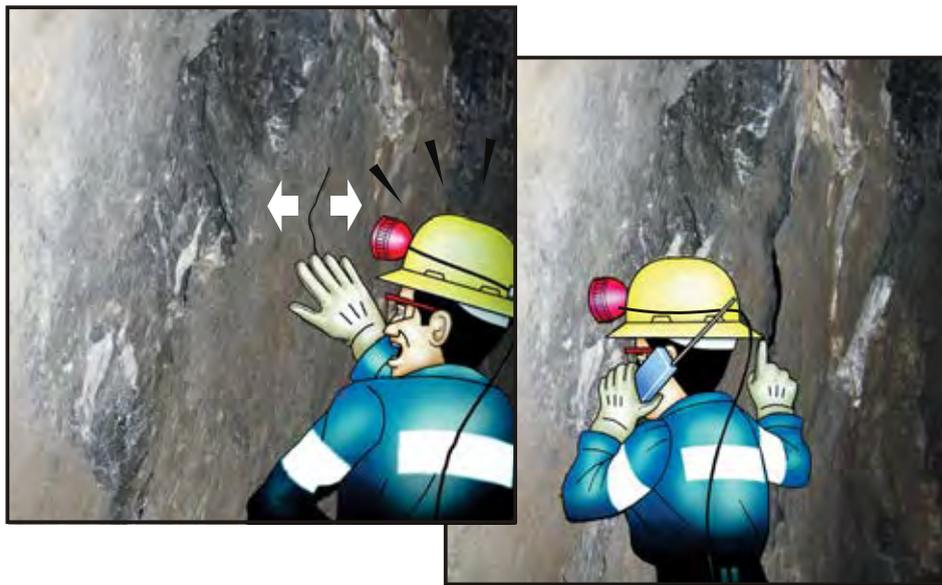
Golpear y escuchar el sonido de la roca de la superficie de la excavación y desatar de acuerdo a los estándares y procedimientos de cada empresa minera.



5. IDENTIFICACIÓN DE LOS PROBLEMAS DEL TERRENO

Durante el proceso de desatado, el desatador debe examinar minuciosamente el techo, frente y las paredes de la excavación, realizando la Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos (IPER), relacionados con la roca suelta y observando cualquier signo de cambio en la roca o condiciones inusuales que podrían encontrarse en el lugar, como:

- *La presencia de grietas en crecimiento.*



- *La presencia de tacos.*



- *La presencia de tiros cortados.*



- *Los movimientos de la roca.*



- *Las superficies mojadas o nuevas filtraciones de agua.*



- *Huellas frescas de rocas caídas.*



Además el desatador debe poner mucha atención en :

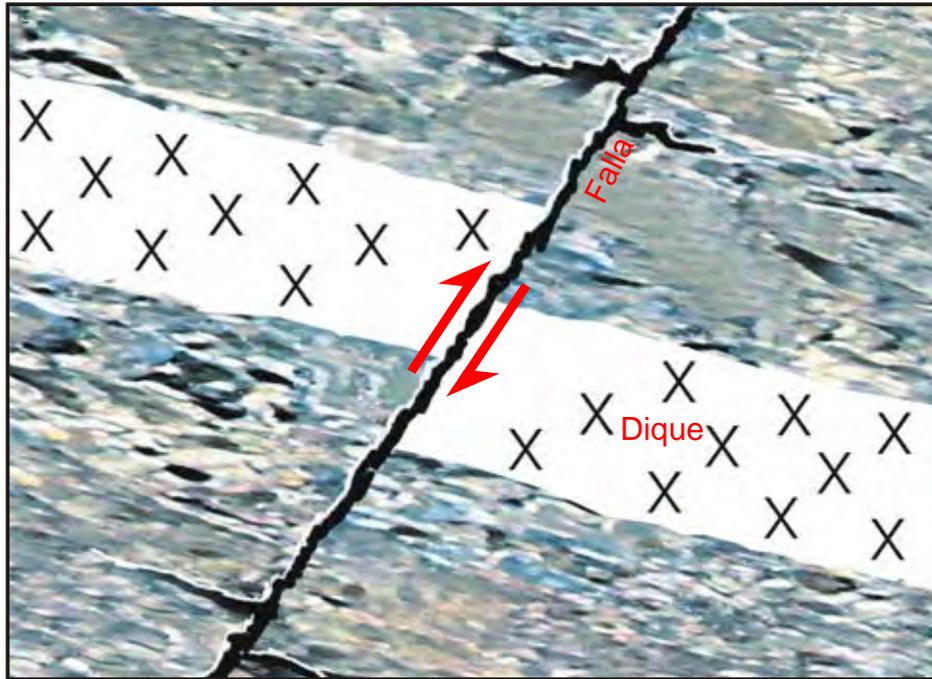
- a) Observar los daños al sostenimiento, como pernos de roca rotos, mallas o straps dañados, etc. Un sostenimiento dañado es siempre un peligro potencial, por el riesgo que conlleva.



- b) Observar las deformaciones en los elementos de sostenimiento, como en los cuadros de madera, en las cimbras y otros, que constituyen peligros en desarrollo.



- c) Observar los principales rasgos geológicos, como: fracturas, fallas geológicas, diques, etc.

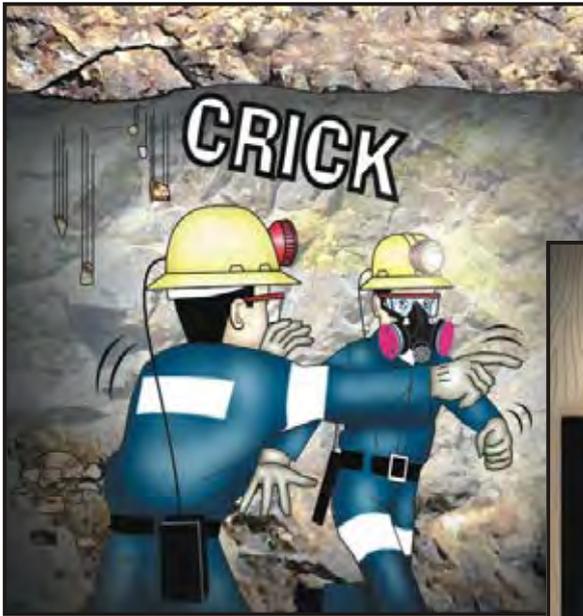


- d) Escuchar cuidadosamente cualquier ruido o sonido de movimiento reciente o desplazamientos de la roca. Las grietas y ruidos en la roca son comunes en todas las minas, sin embargo, el desatador debe estar atento cuando encuentre cualquiera de estas condiciones.



IMPORTANTE:

Si durante la inspección visual, el desatador reconociera una condición riesgosa e insegura, deberá retirarse inmediatamente del área, marcando con cinta de peligro. Luego deberá reportar el problema a su supervisor. Marcada el área se impedirá que otras personas estén sujetas a riesgo. Una condición riesgosa e insegura, es por ejemplo el "chispeo" de la roca (desprendimiento de pequeños trozos de roca). Igualmente se deberá colocar avisos de peligro en el ingreso de las labores que no están desatadas.



Finalmente, todo trabajador debe estar concentrado en su trabajo y siempre muy atento a cualquier signo de movimiento de la roca. Ello le permitirá evacuar el área de inmediato y ponerse a salvo.

6. PREPARACIÓN DE LA CARA O SUPERFICIE DE LA ROCA PARA EL DESATADO

En primer lugar se deben verificar las condiciones generales de seguridad:

- Equipos de protección personal (EPP).
- Ventilación.
- Visibilidad.

IMPORTANTE:

El desatado no debe empezarse sino hasta que se haya completado el lavado de la superficie de la roca.

Antes de realizar el lavado de la superficie de la roca, asegurar el correcto ensamblaje de todo el equipo de lavado, verificando el tamaño correcto de las mangueras, las conexiones y que haya suficiente flujo de agua.



Finalmente la superficie de la roca será lavada (techos, frentes y paredes o cajas).

El lavado permitirá una inspección visual más precisa y reducirá los niveles de polvo, beneficiando al proceso de desatado.

En minas donde existan ambientes calurosos, el lavado de la roca también ayudará a enfriar el área de trabajo.



Cuando estén disponibles, usar reflectores.



Durante el lavado, el desatador deberá poner mucha atención a los tiros cortados. En cada mina existen procedimientos estrictos para reportar y tratar estos casos.



7. SELECCIÓN DE LA BARRETILLA APROPIADA PARA EL DESATADO

La selección de la barretilla para desatar, debe ser adecuada al ancho y altura de la labor, para que el desatador tenga facilidad de movimiento, por ejemplo:

- Barretillas de 4 pies, para labores de 2 m de alto.
- Barretillas de 6 pies, para labores de 2.5 a 3 m de alto.
- Barretillas de 8 a 12 pies, para labores de 4 a 5 m de alto.

Debe ser obligatorio disponer de un juego de barretillas en el frente de trabajo y cuando menos otro juego de barretillas en stand by, en su respectiva portabarretillas, en todas las labores.

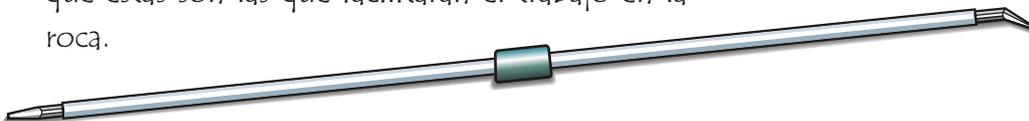


Observar el estado de la barretilla, considerando los siguientes aspectos:

- Las barretillas de 4 a 6 pies son íntegramente de acero hexagonal.



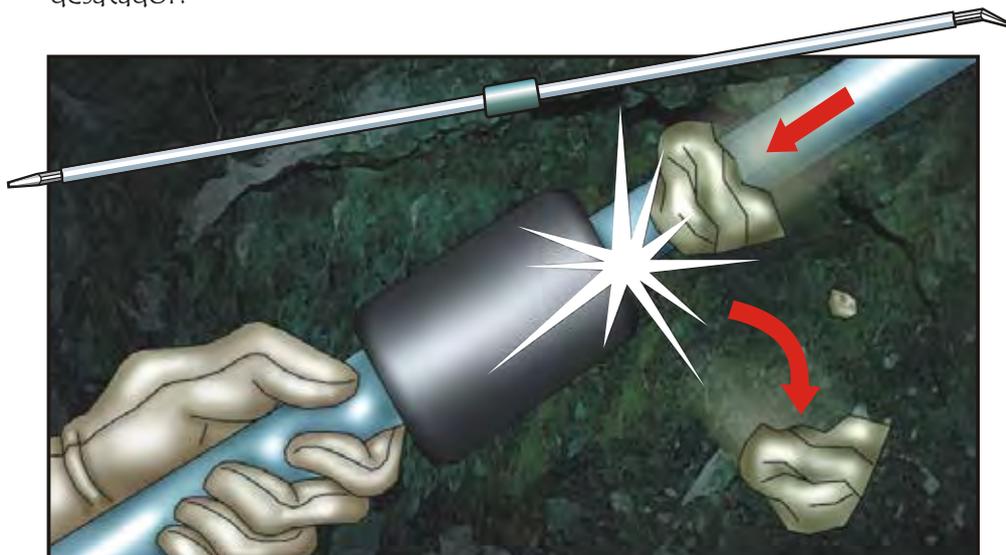
- Las de 8 a 12 pies son barras livianas de aluminio, con puntas de acero en los extremos, debido a que éstas son las que facilitarán el trabajo en la roca.



- Los extremos de las barretillas deben estar en perfecto estado. Una de las puntas debe ser aguda y la otra aplanada, con una desviación de 45 grados. En algunas minas se utilizan barretillas provistas de asa en uno de sus extremos, éstas también constituyen herramientas apropiadas para el desatajo.
- De no tener las características antes mencionadas, las barretillas no deben ser usadas en el trabajo, porque no contribuyen a cumplir el objetivo del desatajo, incrementándose el grado de exposición del personal al insistir en el desatajo.



- Adicionalmente, la barretilla puede tener una protección de jebe en la parte central, para evitar el rodamiento de las rocas hacia las manos del desatajo.



8. GOLPEO Y SONIDO DE LA ROCA

- No solamente se deberá desatar la roca suelta que se observa con evidentes signos de desprendimiento, sino que se debe golpear y escuchar el sonido de toda la roca de toda la superficie de la excavación, cuidadosamente.
- El desatador deberá identificar el sonido de la roca, al golpe con la barretilla, para saber si la roca está firme o suelta. Cuando el golpe es seco o firme, la roca se encuentra adherida firmemente al macizo y es segura. Si el sonido es bombo o hueco, significa que la roca está suelta y es insegura, hay que desatarla.
- Los sonidos escuchados durante el proceso de golpeo de la superficie de la roca, corresponden a sitios específicos y éstos variarán dependiendo de la integridad y dureza de la roca.
- Es importante que el golpeo de la superficie de la roca comprenda a todo el área de las superficies del techo, frente y paredes o cajas de la excavación.



9. DESATADO DE LA ROCA SUELTA

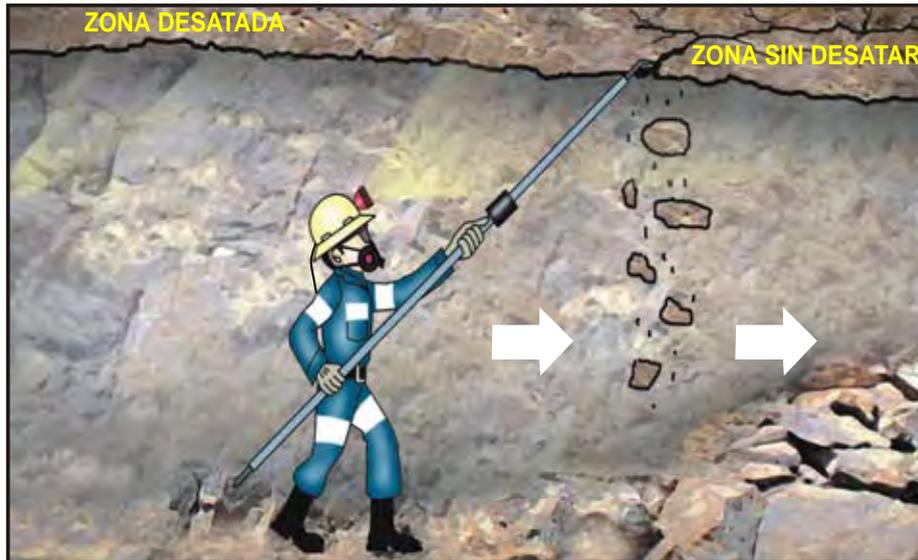
- a) El desatado implica considerar en primer lugar la presencia de dos personas. Sin embargo en toda labor minera, el desatado lo realiza una sola persona y la otra observa como se comporta la roca. Sólo en casos que el bloque a desatar sea demasiado grande, considerando su continuidad, lo deben hacer dos personas.



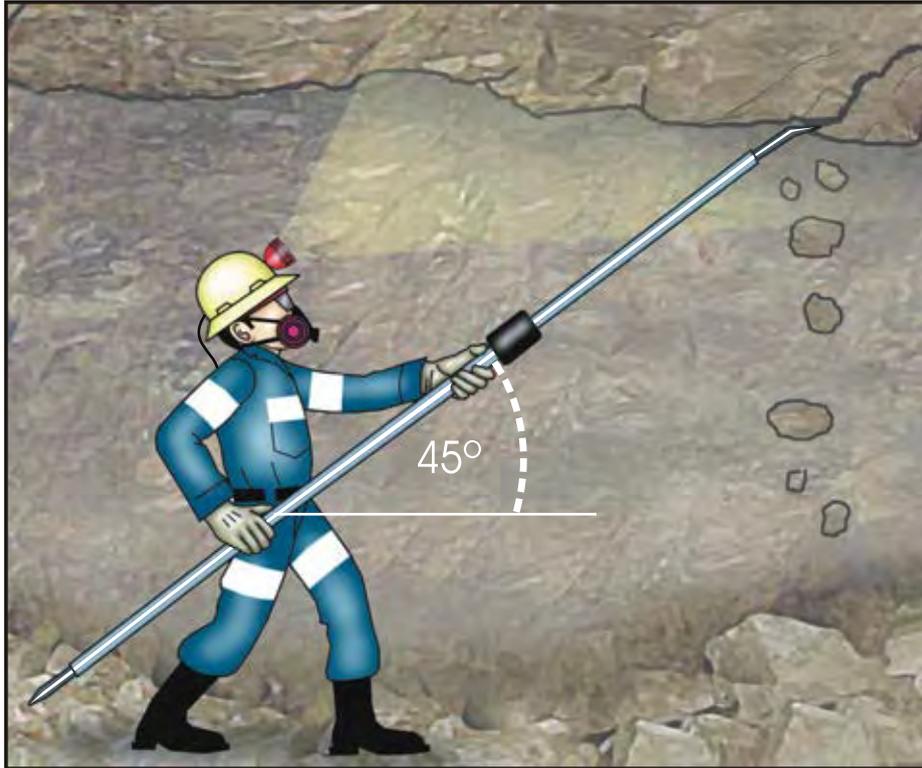
- b) El área donde se realiza el desatado, debe estar en lo posible limpia de desmonte y equipos que impidan una rápida evacuación. Sin embargo, si se tiene que desatar sobre carga, el desatador debe ubicarse en un lugar donde pueda dar pasos seguros en caso de ser necesario.



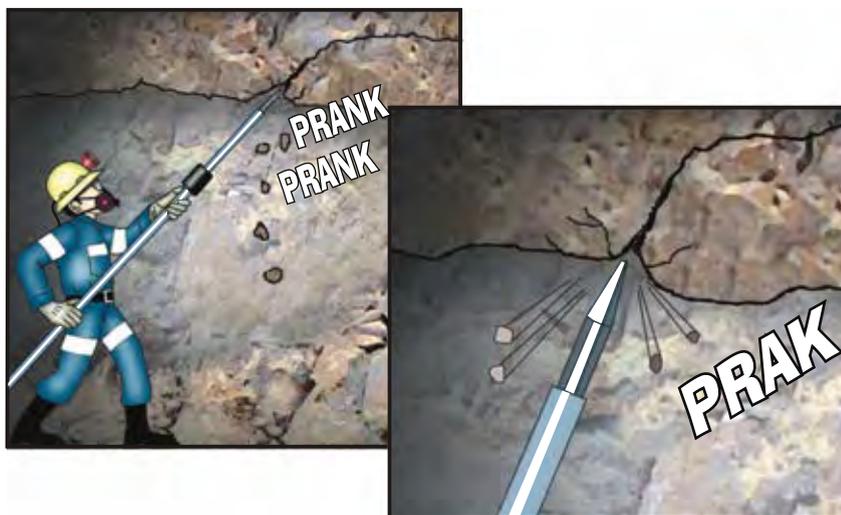
- c) El desatador deberá ubicarse bajo techo seguro, donde no existan rocas sueltas o que estén sostenidas. Bajo ninguna circunstancia deberá transitar bajo el área sin desatar. El desatado se realiza partiendo del techo seguro al inseguro (sin desatar aún), siempre de afuera hacia adentro. En seguida debe identificar cuidadosamente la roca suelta que a simple vista o por medio del sonido requiera desatado, así como también identificar otros problemas del terreno.



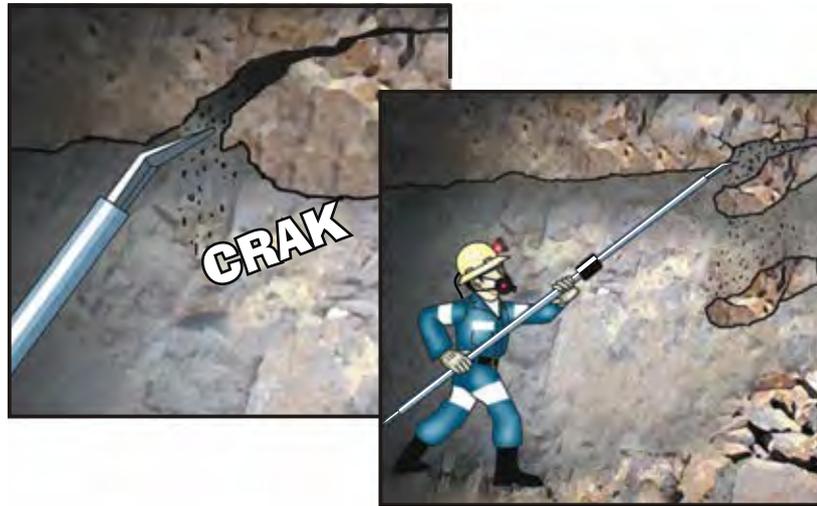
- d) La posición del desatador es muy importante para que no le caigan bloques de roca suelta, así como también facilitará su escape en caso de emergencia.
- El desatador deberá coger la barretilla con ambas manos, una adelante y otra atrás, colocar la barretilla al costado de su cuerpo (nunca debajo de las piernas) y maniobrarla a no más de 45° con respecto a la horizontal, ya sea para golpear o palanquear la roca suelta.
 - El desatador también deberá tener en cuenta el punto donde caerá la roca suelta, situándose fuera de la trayectoria de la caída de la roca.
 - También es recomendable revisar los tramos anteriores, los que pueden haber sido afectados por la voladura.
 - En todo instante debe trabajar con equilibrio, con los pies firmes apoyados sobre el piso, ligeramente separados, manteniendo un pie más adelante que el otro, siempre alerta para escapar a una zona segura.



- e) Un trabajo ordenado y sistemático evitará riesgos de accidentes. En primer lugar se debe desatar el techo, dejándolo tan sólido y estable como sea posible, enseguida continuar con el frente y las paredes o cajas de la labor. En lugares donde se encuentren rocas sueltas, se debe proceder de la siguiente manera:
- Con el extremo de la barretilla que termina en punta, golpear la fractura más cercana al lugar de la roca suelta, para hacer una abertura que se usará para palanquear con el extremo en gancho de la barretilla.



- Continuar con el palanqueo hasta lograr el desprendimiento y caída de la roca suelta.



- En el caso que el volumen de la roca aflojada fuese grande y no pueda ser desprendida, el desatador deberá informar al supervisor para proceder al uso de explosivos o a instalar el sostenimiento o cerrar la labor.



IMPORTANTE:

El desatado es un proceso que no solamente se realiza al reiniciar los trabajos en una labor después de la voladura, sino que debe efectuarse cuantas veces sea necesario, durante toda la jornada de trabajo. También se deben realizar campañas de desatado en todas las labores mineras que no tengan sostenimiento, por donde transiten personas y equipos. Asimismo, primero se debe desatar antes de ingresar a una labor que ha sido paralizada y en donde se reiniciarán los trabajos.

10. DESATADOS ESPECIALES

En algunos casos se presentan condiciones especiales o de alto riesgo, propias de una labor específica, donde el desatado de rocas requiere de una minuciosa planificación y supervisión. Estos casos son:

- a) Desatado en zonas de gran altura.
- Deberá contarse con una superficie adecuada sobre la cual se ubique el desatador, ya sea andamios portátiles o plataformas estables.



- Usar barretillas largas.



- No arrumar bancos de roca ni emplear escaleras para ser utilizadas como superficie de trabajo.



- No desatar parafundo sobre equipos o maquinarias.



b) Desatado múltiple.

Si la labor es amplia, el desatado lo podrán realizar dos o más trabajadores, quienes deberán tener amplia experiencia en desatado múltiple y desatarán en estrecha coordinación, pero siempre alternándose en la vigilancia de la acción del desatado, a fin de alertar a quienes desatan, a retirarse de la labor en caso que sea necesario.



c) Desatado en terreno de muy mala calidad.

En rocas de muy mala calidad no es recomendable el lavado de la superficie de la excavación, debido a que el agua empeoraría las condiciones del terreno. En este caso se debe sostener de inmediato la excavación, siendo recomendable la aplicación de una capa de concreto lanzado (shotcrete) con un mínimo espesor de 2", como sostenimiento inicial o utilizar otro tipo de sostenimiento, por ejemplo, la madera.





d) Desatado en piques.

En estas labores el desatado deberá efectuarse desde la parte superior. El desatador debe ubicarse por encima del punto que va a desatar y deberá portar los equipos de seguridad necesarios, principalmente el arnés de seguridad y la línea de vida.



e) Desatado en chimeneas.

Es importante que el desatador ingrese a este tipo de labores haciendo un IPER continuo. De manera similar al caso anterior, deberá portar los equipos de seguridad necesarios, principalmente el arnés de seguridad y la línea de vida.



11. PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO PARA EL DESATADO (PETS)



PETS

- 1) Instrucciones de seguridad.
- 2) Orden y limpieza.
- 3) Ventilación de la labor.
- 4) Lavado (regado) de los techos frente y paredes de la excavación.
- 5) Identificación de peligros y evaluación de riesgos (IPER) referidos a los problemas del terreno.
- 6) Llenar el Check list.
- 7) Delimitar el área a desatar y no permitir el ingreso del personal.
- 8) Seleccionar la barretilla apropiada para el desatado.
- 9) Desatado de la labor de acuerdo a los estándares y procedimientos indicados anteriormente.
- 10) Sostenimiento cuando el terreno lo requiera.

IMPORTANTE:

Bajo ninguna circunstancia los trabajadores deberán transitar por áreas sin desatar.

RECUERDE:

¡Cada roca suelta desatada es un riesgo eliminado!

12. ¿QUÉ HACER SI OCURRE UN ACCIDENTE?

Emplear el método PAS, que significa: Proteger - Avisar - Socorrer.

PROTEGER: Uno mismo, al accidentado y a los demás, en ese orden. Antes de actuar, verificar si las condiciones son seguras, de lo contrario nosotros podemos ser otra víctima.



AVISAR: Comunicar la ocurrencia por el medio más rápido al jefe de seguridad o de prevención de riesgos.



SOCORRER: O auxiliar de acuerdo a los procedimientos de rescate establecidos.



GLOSARIO

Aberturas mineras permanentes

Excavaciones que tendrán una larga duración, cercanas a la vida de la mina por ser importantes para el minado. Ejemplo: piques, chimeneas, galerías de nivel, etc.

Acción de sujeción

Si la masa rocosa no es capaz de resistir los efectos de los esfuerzos inducidos o si las discontinuidades están desfavorablemente orientadas formando bloques libres y movidos, mediante la acción de sujeción se mantienen en su lugar los bloques rocosos. Los cables son muy efectivos para esta función.

Agente atmosférico

Es el conjunto de fuerzas que actúan sobre los materiales de la superficie, entre ellos tenemos al viento.

Argilitización

Proceso de transformación de los feldespatos y otros silicatos aluminicos en arcilla. Las rocas argilitizadas, generalmente son muy incompetentes.

Agua ácida

Agua producto de las operaciones mineras que contiene porcentajes de iones ácidos.

Anclaje mecánico

Mecanismo de expansión para anclar en el fondo del taladro, el extremo del perno de roca.

Anclaje por fricción

Es el anclaje proporcionado por la resistencia friccional al deslizamiento, la cual es generada por una fuerza radial contra las paredes del taladro en la longitud completa del perno. El split set y el swellex anclan por fricción.

Anticlinal

Plegamiento de tipo convexo en el cual los estratos buzan en sentido contrario (divergen) a partir de un plano denominado axial.

Arnés de seguridad

Accesorio de seguridad de cuero o nylon que se coloca en el cuerpo, el cual se sujeta a la línea de vida, para protegerse de posibles caídas de altura.

Astillamiento de la roca

Forma de rotura frágil de la roca por la acción de los altos esfuerzos. Los fragmentos rocosos generados en esta rotura tienen formas aguzadas.

Batolito

Estructura maciza de roca ígnea plutónica cuyo afloramiento en la superficie terrestre supera los 100 Km de largo y 20 Km de ancho.

Breasting

Son técnicas de voladura que se realizan con taladros horizontales, que favorecen la estabilidad del techo del tajeo.

Brechas tufáceas

Conjunto de fragmentos rocosos heterogéneos, consolidados generalmente por materiales volcánicos finos.

Bolsonada

Cuerpo o masa de mineral de forma más o menos alargada y de dimensiones pequeñas, muchas veces tiene forma irregular.

Bulbo de resistencia

Área de influencia de esfuerzos compresivos que se genera cuando actúa correctamente un perno de roca.

Calcificación

Formación de minerales calcáreos (calcita) por la disolución de otros carbonatos de calcio.

Check list

Son formatos que debe llenar cada trabajador antes de empezar su labor.

Clavo

Cuerpo mineralizado, generalmente en forma de veta.

Collar del taladro

Se llama así a la entrada o la boca del taladro.

Contacto

Contacto litológico, es una línea que separa las rocas de naturaleza diferente o dos unidades litológicas.

Cretáceo

Es el período más reciente de la era Mesozoica.

Deflexión

Efecto de curvatura hacia abajo originado por efecto de la gravedad.

Desatado

Es el proceso de utilizar una barretilla de desatado, para palanquear y hacer caer la roca aflojada desde el techo, frente y paredes de una excavación.

Desatador

Al minero que desata la roca suelta se le llama desatador. El equipo encargado del desatado debe estar conformado por personas responsables, de excelente condición física, debidamente capacitadas y experiencia para desatar correctamente. Asimismo, el desatador debe tener su equipo de protección completo.

Devoniano

Periodo geológico del Paleozoico Medio, se caracterizan por ser areniscas de coloración rojiza y de origen continental, y por ser la edad de los peces.

Dilución

Perdida de ley que sufre el mineral, cuando es mezclado con desmonte.

Diques

Son intrusiones de roca ígnea de forma tabular, que se presentan generalmente empujadas o verticales.

Efecto arco

La forma en arco se da principalmente al techo de una excavación para favorecer su estabilidad.

Esfuerzos tensionales

Son aquellos esfuerzos que originan tracción a la roca, pudiendo hacerla fallar.

Escala de mina

Es aquella que involucra a todo el cuerpo mineralizado, la infraestructura de la mina y la masa rocosa circundante.

Escala local

Es aquella que está limitada a la masa rocosa circundante a las labores mineras.

Escudos

Consiste en dejar una capa de mineral de 0.5 - 1.0 m de espesor en los hastiales del tajeo, siendo el mineral de mejor calidad que la roca encajonante, lo cual servirá como sostenimiento para las cajas, donde la roca es de mala calidad.

Estallido de rocas

Fenómeno relacionado a altos esfuerzos en roca competente y frágil. Rotura o falla descontrolada de la roca asociada con una liberación violenta de energía almacenada en la misma. La falla de la roca varía en magnitud, desde la expulsión de bloques rocosos de la superficie de la excavación, hasta el colapso súbito de extensas áreas de minado.

Extensómetro de cinta

Dispositivo mecánico para registrar desplazamientos, muy apropiados para medir las deformaciones del contorno de una excavación subterránea.

Fallas geológicas

Son fracturas que han tenido desplazamiento.

Falla tipo dúctil o plástica

Propiedad de la roca a deformarse considerablemente ante un esfuerzo, antes de producirse su ruptura.

Fallas tipo frágil

Las que ocurren en rocas quebradizas, con muy poca deformación.

Feldespatos

Familia de minerales sílico-aluminosos potásicos, sódicos y/o cálcicos. Son los minerales más comunes en la corteza terrestre después del cuarzo. Se alteran fácilmente a arcillas.

Golpeo y sonido de la roca

Cuando el desatador golpea a la roca con la barretilla de desatado, el sonido que escucha le permitirá conocer si la roca está sólida y sujeta firmemente en el lugar (sonido metálico) o si la roca está suelta y potencialmente peligrosa (sonido hueco).

Grupo

Usado en estratigrafía para designar una secuencia de rocas sedimentarias con características litológicas de extensión regional y que incluye varias formaciones geológicas.

IPER

Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos. Son los procedimientos que nos ayudan a realizar un trabajo seguro.

Lajamiento de la roca

Forma de rotura frágil de la roca por la acción de altos esfuerzos. Los fragmentos rocosos generados en esta rotura tienen formas planas (lajas).

Litología

Ciencia que estudia el origen, evolución y clasificación de las rocas.

Macizo rocoso

Es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales.

Malla de perforación

Es el trazo que se realiza en el frente, con el fin de controlar la secuencia de salida y obtener una buena fragmentación.

Mapeo sistemático

Registro de las características geomecánicas de las discontinuidades al detalle, en una longitud determinada de masa rocosa.

Margas

Roca calcárea compuesta por minerales de calcita y arcillas.

Medición de convergencia

Lectura instrumental para conocer las deformaciones del contorno de la excavación.

Mesozoico

Periodo del tiempo geológico comprendido entre el Paleozoico y Cenozoico caracterizado por el desarrollo de los reptiles.

Metalotecto

Todo tipo o rasgo geológico que influye en la formación de un depósito mineral.

Meteorización biológica

Meteorización de la roca por la actividad de animales y plantas.

Meteorización física

Es el proceso geológico mediante el cual las rocas y sus minerales se fragmentan por la acción de los agentes de meteorización, como el viento y el agua.

Meteorización o intemperización

Conjunto de factores externos que intervienen sobre una roca produciendo alteraciones mecánicas y químicas.

Meteorización química

Es el proceso geológico mediante el cual los minerales de las rocas se alteran, dando lugar a nuevos minerales por acción de los agentes de meteorización o atmosféricos, como la oxidación, hidrólisis, corrosión, etc.

Morfología

Conocido como geomorfología, es la ciencia que estudia las formas del relieve terrestre, teniendo en cuenta su origen, naturaleza de las rocas, el clima de la región, etc.

Ordovícico

Período geológico del Paleozoico, caracterizado por el dominio de la fauna marina.

Paleozoico

Era comprendida entre el Precambriano y el Mesozoico, llamado también Era Primaria, caracterizado por la existencia de clima caliente y húmedo.

Pasta de cemento

Denominada así a la mezcla de cemento con agua para ser inyectada dentro de un taladro, a fin de anclar un perno de roca o cable.

Perforación diamantina

Técnica de perforación o sondaje para obtener testigos rocosos, con el fin de explorar un yacimiento (leyes, tonelaje de mineral) y/o las características geomecánicas de la masa rocosa.

Pilares de buzamiento

Son los pilares que se dejan siguiendo el buzamiento de la veta.

Pilares de corona

Son los puentes de mineral que se deja en la veta o cuerpo mineral como sostenimiento natural, para proteger las galerías de nivel, así como el minado superior e inferior.

Pilares de rumbo

Son los pilares que se dejan siguiendo el rumbo de la veta.

Piroclásticos

Roca resultante de la consolidación de los materiales volcánicos extruídos, tales como ceniza, llamados también tufos volcánicos.

Planeamiento de minado

Proceso que conlleva a establecer las mejores estrategias para minar un yacimiento mineral.

Planos naturales de debilidad

Son las denominadas discontinuidades, por ejemplo, diaclasas, estratos, fallas y otros; también pueden ser las fracturas que son creadas por una inadecuada voladura.

Pórfidos

Roca ígnea de textura porfiroide, es decir, minerales desarrollados sobresalientes dentro de una masa fina microgranular (matriz).

Procesos geológicos

Son todos los procesos de origen interno, externo y extra telúricos que modifican la corteza terrestre.

Propilitización

Proceso de alteración hidrotermal de la andesita y rocas relacionadas pasando a rocas verdes (propilita).

Provincias metalogénicas

Área que comprende a varios distritos metalogénicos con características geológicas y mineras semejantes.

Prueba de arranque

Utilizada para conocer si el perno de roca está instalado correctamente. Denominada también ensayo de jalado que tiene por finalidad medir la capacidad de anclaje de un perno de roca (carga de rotura y desplazamiento), utilizando un sistema de gata hidráulica.

Rasgos estructurales dominantes

Familia o sistemas de discontinuidades principales de la masa rocosa. Estas discontinuidades pueden ser diaclasas, estratos, fallas, zonas de corte, etc.

Reventazón de rocas

Es un estallido de roca de menor escala, que involucra la expulsión de pequeños fragmentos de rocas, variando desde unos pocos kilos a unas pocas centenas de kilos.

Roca

Es el conjunto de sustancias minerales que formando masas, constituyen gran parte de la corteza terrestre.

Roca circundante

Masa rocosa que rodea una excavación.

Roca intacta

Porción de roca que no tiene fracturas, es la roca que se encuentra entre las fracturas.

Roca encajonante

Es la roca que contiene un depósito mineral, llamado también cajas o roca huésped.

Roca suelta

Denominada también roca aflojada. Es la roca fragmentada o débil que se requiere hacer caer (desatar).

Rozamiento estático

Denominado también fricción de arranque, el cual se crea en toda la longitud de los pernos de fricción después de instalado dentro del taladro.

Sericitización

Metamorfismo generalmente con intervención de soluciones hidrotermales, mediante el cual los minerales de las rocas se transforman en sericita.

Silicificación

Proceso de alteración hidrotermal donde las soluciones cargadas de sílice y a alta temperatura, silicifican los materiales rocosos preexistentes. Las rocas silicificadas son generalmente competentes.

Sinclinal

Plegamiento de tipo cóncavo en el cual los estratos buzan en sentido convergente hacia el centro o plano axial, formando una depresión.

Sismógrafo

Equipo utilizado para medir las vibraciones del terreno por efectos de las voladuras.

Sistemas combinados de refuerzo

Utilización de diferentes tipos de sostenimiento simultáneamente, debido a la complejidad y debilidad de la masa rocosa.

Sistema o familia de discontinuidades

Es el conjunto de fracturas que tienen similar orientación y similares características geomecánicas.

Skarn

Roca metamórfica de contacto y metasomático (calcáreo - ígneo) que da lugar a yacimientos económicos.

Sostenimiento

Término usado para describir los materiales y procedimientos utilizados para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca en los bordes de una excavación subterránea.

Sostenimiento activo

Llamado también refuerzo, en donde los elementos de sostenimiento forman parte integrante de la masa rocosa. Ejemplo típico de refuerzo son los pernos de roca o los cables.

Sostenimiento pasivo

Llamado también soporte, en donde los elementos de sostenimiento son externos a la roca y actúan después que la roca empieza a deformarse.

Stock

Estructura geológica masiva de material magmático, cuyo afloramiento en la superficie abarca extensiones mayores de 10 Km² y menores de 100 Km².

Straps

Cintas metálicas usadas como complemento del sostenimiento con pernos de roca.

Taco

Se llama así a la porción de un taladro perforado, que queda cuando la voladura no ha roto completamente a la roca hasta el extremo o límite perforado del taladro.

Tiempo de autosostenimiento

Es el tiempo que la excavación rocosa puede permanecer abierta autososteniéndose, dependiendo del tipo de roca.

Tiro cortado

Es una voladura que falla a causa de que la carga explosiva no detonó en el taladro.

Toba o tufo volcánico

Roca ígnea volcánica porosa, producto de la consolidación de materiales piroclásticos.

Topeo

Es el proceso en el cual se busca contacto entre el elemento de sostenimiento y la roca.

Traslape de esfuerzos

Es la superposición de dos campos de esfuerzos inducidos, generados por excavaciones adyacentes.

Veta

Estructura paralelepípeda, generalmente mineralizada, presenta potencia, largo y profundidad.

Voladura en realce

Son voladuras que se realizan con taladros verticales o sub-verticales al techo del tajeo. Este tipo de voladura perturba la masa rocosa del techo de la excavación.

Zonificación geomecánica

Proceso de delimitación de zonas en donde la masa rocosa tiene condiciones geomecánicas similares y por lo tanto también comportamiento similar.

Manual de Geomecánica aplicada a la
prevención de accidentes
por caída de rocas
en minería subterránea

Este manual trata del control de la estabilidad de las labores mineras de las minas subterráneas, el mismo que depende de una serie de factores, entre las que podemos citar el conocimiento de las condiciones geomecánicas de la masa rocosa del yacimiento, la identificación de los problemas del terreno, el manejo de los diferentes métodos de control de la estabilidad, como: el planeamiento de la forma de la mina en relación al cuerpo mineralizado, la consideración de adecuadas formas, tamaños y orientaciones de las excavaciones, la consideración de adecuados esquemas y secuencia de avance del minado, la implementación de técnicas apropiadas de voladura, los estándares del desatado de la roca suelta, el uso de técnicas de sostenimiento naturales y artificiales, y la implementación de los controles instrumentales de la estabilidad. Particularmente, el desatado y el sostenimiento tienen suma importancia para asegurar que las excavaciones permanezcan estables, por lo que se establecen los estándares más apropiados de desatado y se dan las pautas para establecer los requerimientos de sostenimiento de terreno, para seleccionar el sostenimiento adecuado, utilizando pernos de roca, cables inyectados, shotcrete, cimbras, madera y otros, con los detalles de sus procedimientos de instalación y sus controles de calidad para asegurar su buen rendimiento.

Los autores de este manual anticipan que este manual es el producto de un trabajo inicial, que en el futuro irá siendo superado por otras versiones conforme la tecnología del control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado subterráneo continúe su desarrollo. Los lectores están invitados a enviar sus comentarios y sugerencias, los cuales podrán ser incorporados en las futuras ediciones de este manual.

DCR Ingenieros S.R.Ltda.