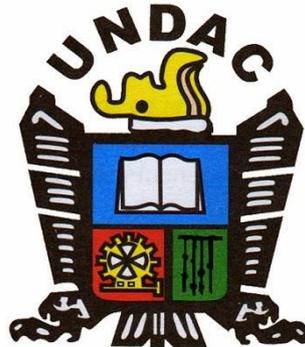


Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“APLICACIÓN DE CABLE BOLTING COMO
REFORZAMIENTO DEL SOSTENIMIENTO PARA PODER
ESTABILIZAR AL MACIZO ROCOSO, EN LA UNIDAD DE
PRODUCCIÓN CARAHUACRA – COMPAÑÍA MINERA
VOLCAN S.A.A.”**

TESIS:

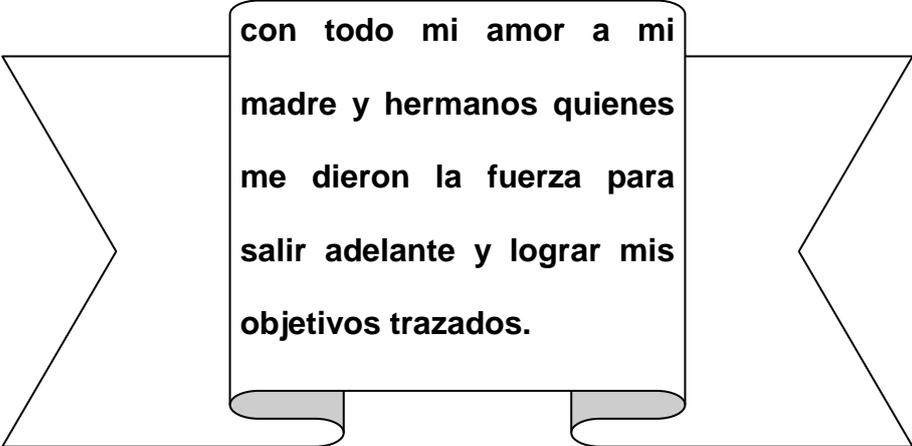
**Para Optar el Título Profesional de
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

Bachiller: Alfredo Richard, MUCHA ARMAS

Asesor: Ing. Julio Cesar, SANTIAGO RIVERA

CERRO DE PASCO - PERU - 2019

A decorative banner with a central text box. The banner has a white background with a black outline. The text box is a rounded rectangle with a black border and a light gray drop shadow. The text is in a bold, black, sans-serif font. The banner has a pointed left and right end, and a small tab at the bottom center.

**con todo mi amor a mi
madre y hermanos quienes
me dieron la fuerza para
salir adelante y lograr mis
objetivos trazados.**

AGRADECIMIENTO

Mis maestros de la UNDAC, alma mater,
Mis colegas de la promoción ,
Mis amigos y colegas de Volcán Cía.
Minera S.A.A-Unidad carahuacra ., en
especial al área de Geomecánica Ing
Rolando Alvarado. , que con su apoyo
contribuyeron a la realización de la presente
tesis.

Agradecimiento y gratitud a las personas
por su grandiosa contribución en la parte
administrativa ante la Facultad de Ingeniería
de Minas de la UNIVERCIDAD NACIONAL
DADIEL ALCIDES CARRION.

RESUMEN

La presente investigación que en esta oportunidad tengo a bien de presentar trata sobre el **“APLICACIÓN DE CABLE BOLTING COMO REFORZAMIENTO DEL SOSTENIMIENTO PARA PODER ESTABILIZAR AL MACIZO ROCOSO, EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN CARAHUACRA – COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A.”**

Cuyo desarrollo es de cuatro capítulos que brevemente lo resumo a continuación.

El Capítulo I, desarrolla aspectos generales enfocando la problemática de la investigación, considerando aspectos como: identificación y planteamiento del problema, delimitación de la investigación, formulación del problema, formulación de objetivos, justificación e importancia de la investigación, limitaciones de la investigación, lugar donde se desarrollara la investigación

El Capítulo II, trata sobre el marco teórico considerando: antecedentes del problema, bases teóricas - científicas, formulación de hipótesis, identificación de variables, definición de términos.

El capítulo III, describe la metodología y técnicas de investigación; comprendiendo: tipo y nivel de investigación, métodos de investigación, diseño de investigación, población y muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos.

El Capítulo IV, trata sobre los resultados de la investigación considerando los siguientes aspectos: **LA EMPRESA MINERA VOLCÁN – UNIDAD MINERA CARAHUACRA**, Ubicación, Acceso, Clima, Topografía, Geológico Regional, historia de la empresa, Métodos de minado, **MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN**,

Cable Bolting, ubicación del tajeo, caracterización geomecánica del macizo rocoso, tajos con sostenimiento con cable bolting, equipos y herramientas básicas, datos técnicos del cable de acero, diseño de malla de sostenimiento, diseño malla de perforación de cables, instalación de cable bolting, tiempo de perforación de cable bolting, ensayos de resistencia, equipo de pull test, modelamiento numérico usando cable bolting, instalación de cables bolting Carahuacra-costo; concluyendo con las conclusiones y recomendaciones

INDICE

CARÁTULA

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO.

RESUMEN

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO I. PROBLEMA DE INVESTIGACION.

- 1.1. **Identificación y planteamiento del problema.**
- 1.2. **Delimitación de la investigación.**
 - 1.2.1. Delimitación espacial
 - 1.2.2. Delimitación temporal.
 - 1.2.3. Delimitación conceptual.
- 1.3. **Formulación del problema.:**
 - 1.3.1 Problema General
 - 1.3.2. Problemas específicos.
- 1.4. **Formación de objetivos.**
 - 1.4.1. Objetivo General
 - 1.4.2. Objetivos específicos.
- 1.5. **Justificación e importancia de la investigación.**
- 1.6. **Limitaciones .de la investigación.**
- 1.7. **Lugar donde se desarrollara la investigación.**

CAPÍTULO II. MARCO TEÓRICO

- 2.1. **Antecedentes del problema.**
- 2.2. **Bases Teórico – Científicos.**
- 2.3. **Formulación de hipótesis..**
 - 1.3.1 Hipótesis general..
 - 1.3.2. Hipótesis específica.
- 2.4. **Identificación de Variables.**
 - 1.4.1. Variables para la hipótesis general.
 - 1.4.2. Variables para la hipótesis específica.
- 2.5. **Definición de términos.**

CAPÍTULO III. METODOLOGÍA

- 3.1. Tipo y nivel de Investigación.
- 3.2. Métodos de investigación.
- 3.3. Diseño de investigación.
- 3.4. Población y muestra.
 - 3.4.1 Población.
 - 3.4.2 Muestra.
- 3.5. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos.
 - 3.5.1 Técnicas.**
 - 3.5.2 Instrumentos.**

CAPITULO IV. RESULTADOS

4.1 La Empresa Minera Volcán – Unidad Minera Carahuacra

- 4.1.1 Ubicación
- 4.1.2 Acceso
- 4.1.3 Método d explotación

4.2. Cable Bolting

- 4.2.1 Descripción
- 4.2.2 Características
- 4.2.3 Propiedades geométricas del cable bolting.
- 4.2.4 Equipo usado
- 4.2.5 Herramientas materiales y equipos utilizados..

4.3 Costo de iinstalcio de cable bolting..

4.4 Tiempos en el diseño del sistema de cable bolting

4.5 Procedimiento en la instalacion de cable bolting.

4.6 Presupuesto.

4.7 Cronograma.

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIOGRAFIA

ANEXOS

INTRODUCCION

En la industria minera en la explotación subterránea la actividad de sostenimiento es una actividad vital para el logro de los objetivos operacionales y son clave para asegurar la continuidad del minado y así obtener el beneficio del mineral.

Con este objetivo Compañía Minera Volcan S.A.A. Unidad Carahuacra viene aplicando el método de tajeo por subniveles, con el sistema de cable bolting cementados para el refuerzo de cámaras. Esto se realiza actualmente en los tajeos -120w x AC – 311 del nivel 1220, terminada la explotación se observó el desprendimiento de bloques de roca de la caja techo; razón por la cual se procedió a reforzar rellenándose la cámara en su totalidad. Se contempló por lo tanto la necesidad de reforzar la caja piso.

Es por esta razón que se realiza la presente investigación, usando el sistema de refuerzo con cable bolting cementados en la explotación primero atendiendo a la necesidad expuesta líneas arriba y luego por el método de explotación (generación de vibraciones en labores adyacentes y para minimizar la dilución en los tajeos), Por el tipo de roca (extremadamente dura), Labores antiguas expuestas (rampa, acceso a niveles).

DATOS GENERALES.

a. Título del proyecto.

“APLICACIÓN DE CABLE BOLTING COMO REFORZAMIENTO DEL SOSTENIMIENTO PARA PODER ESTABILIZAR AL MACIZO ROCOSO, EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN CARAHUACRA – COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A.”

b. Tesis

Bach: **MUCHA ARMAS, Alfredo Richard**

c. Duración del proyecto.

6 meses; Enero, del 2018 – Julio del 2018.

1. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

En la industria minera en la explotación subterránea la actividad de sostenimiento es una actividad vital para el logro de los objetivos operacionales y son clave para asegurar la continuidad del minado y así obtener el beneficio del mineral.

Con este objetivo Compañía Minera Volcan S.A.A. Unidad Carahuacra viene aplicando el método de tajeo por subniveles, con el sistema de cable bolting cementados para el refuerzo de cámaras. Esto se realiza actualmente en los tajeos -120w x AC – 311 del nivel 1220, terminada la explotación se observó el desprendimiento de bloques de roca de la caja techo; razón por la cual se procedió a reforzar rellenándose la cámara en su totalidad. Se contempló por lo tanto la necesidad de reforzar la caja piso.

Es por esta razón que se realiza la presente investigación, usando el sistema de refuerzo con cable bolting cementados en la explotación primero atendiendo a la necesidad expuesta líneas arriba y luego por el método de explotación (generación de vibraciones en labores adyacentes y para minimizar la dilución en los tajeos), Por el tipo de roca (extremadamente dura), Labores antiguas expuestas (rampa, acceso a niveles).

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1 Delimitación espacial

El presente trabajo de investigación se ha realizado en las instalaciones de La UNIDAD MINERA CARAHUACRA – EMPRESA MINERA VOLCAN. S.A.A., está ubicada en el Distrito de Yauli, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, a una altitud que varía entre los 4450 a 4800 msnm.

1.2.2 Delimitación temporal

6 meses; Enero, del 2018 – Julio del 2018

1.2.3 Delimitación conceptual

La presente tesis está enmarcada dentro del aspecto de la investigación sobre sostenimiento de labores mineras. Dentro, aspectos conceptuales que se desarrollan se considera: de los métodos de explotación, cable bolting.

1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.3.1 Problema General

¿Se podrá estabilizar las labores mineras al usar cable bolting como reforzamiento del sostenimiento en las operaciones mineras en Compañía Minera Volcán S.A.A. – Unidad Carahuacra, durante el año 2018?

1.3.2 Problemas específicos.

- a. ¿Qué factores geomecánicos influyen en el sostenimiento con cable bolting, para conservar la estabilidad de las labores mineras durante la explotación por taladros largos en Unidad Minera Carahuacra – Empresa Minera Volcán S.A.A durante el año 2018?
- b. ¿Qué procedimiento se establece en el diseño del sostenimiento por cable bolting durante la explotación por taladros largos en La Empresa Minera Volcán S.A.A. – Unidad Carahuacra, durante el año 2018?

1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.

1.4.1 Objetivo General.

Estabilizar las labores mineras al usar cable bolting como reforzamiento del sostenimiento en las operaciones mineras en Compañía Minera Volcán S.A.A. – Unidad Carahuacra, durante el año 2018.

1.4.2 Objetivos Específicos.

- a. Determinar factores geomecánicos que influyen en el sostenimiento con cable bolting, para conservar la estabilidad de las labores mineras durante la explotación por taladros largos en Unidad Minera Carahuacra – Empresa Minera Volcán S.A.A durante el año 2018.
- b. Determinar procedimiento en el diseño del sostenimiento por cable bolting para conservar la estabilidad de las labores mineras durante la explotación por taladros largos en La Empresa Minera Volcán S.A.A. – Unidad Carahuacra, durante el año 2018.

1.5 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación surge debido a que en la industria minera, el desprendimiento y caída de roca constituye el mayor causante de accidentes incapacitantes y fatales de acuerdo con las estadísticas.

La estabilización de la roca, aplicando el reforzamiento con cable en nuestras operaciones mineras es de necesidad, debido a los siguientes:

- Por el método de explotación (generación de vibraciones en labores adyacentes y para minimizar la dilución en los tajeos)
- Por el tipo de roca (extremadamente dura)
- Labores antiguas expuestas (rampa, acceso a niveles)
- Estos aspectos justifican y dan la debida importancia a la realización de la investigación.

1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.

En el proceso de investigación se pasó por una serie de restricciones y limitaciones de las cuales tenemos:

La escasa información para el desarrollo de la investigación debido a que dicha información era confidencial de la compañía.

Incompleta información en cuento a los reportes

1.7 LUGAR DONDE SE DESARROLLARA LA INVESTIGACIÓN.

El presente trabajo se ha realizado en las instalaciones de la Empresa Minera Volcán, Unidad Minera Carahuacra.

II. MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.

Habiendo hecho una revisión sobre el tema de investigación en el campo de la minería encontramos algunos antecedentes como:

ANTECEDENTES:

Como antecedentes de la presente investigación se ve que casi todas las minas que vienen explotando bajo el sistema subterráneo usan como reforzamiento del sostenimiento el cable bolting, así tenemos las otras unidades de Compañía Minera Volcán (Animón, San Cristóbal, Andaychagua, Cerro de Pasco), las Minas de Morococha, Milpo, Atacocha, Cerro Lindo, Minsur, Casapalca, Yauliyacu, Cobriza.

2.2 BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS.

Minado Subterráneo de gran volumen - Block Caving

El método de Block Caving (hundimiento por bloques) es utilizado para gran número de yacimientos debido a su bajo costo y alta capacidad de producción. Cuando se aplica este método adecuadamente, se obtienen bajos costos de minado por tonelada en comparación con otro método de minado subterráneo.

El Hundimiento, conocido en inglés como caving, consiste en realizar un corte basal en el cuerpo mineralizado de dimensiones suficientes para lograr el desequilibrio del macizo rocoso y provocar su colapso por efecto de la gravedad. Luego, el material desplomado es extraído en forma progresiva generando un espacio de aire, el cual permite dar los espacios necesarios para que la propagación del quiebre se de en forma ascendente, hasta conectar a superficie o hasta un nivel superior ya explotado. Tanto el mineral como la roca de caja se hunden por acción de la gravedad y por acción de la redistribución del esfuerzo in-situ cuando el

cuerpo mineralizado ha sido cortado de forma suficiente en su parte inferior. Una vez hundidos, ambos se comportan como un material discontinuo.

En este método, el cuerpo mineralizado completo o un bloque de mineral es completamente cortado en su parte inferior para iniciar el hundimiento (socavación). La zona a socavar es perforada y volada progresivamente desde un nivel de hundimiento, y parte del mineral volado es removido de tal manera de crear un vacío para generar el hundimiento de la roca que está por sobre este espacio.

El hundimiento se empieza a propagar hacia arriba a través del cuerpo mineralizado y la roca supra yacente, hasta que se produce la subsidencia (depresión de una parte de superficie terrestre en relación a sus áreas circundantes).

El material quebrado es extraído desde un nivel de producción o extracción, el cual está construido debajo del nivel de hundimiento y está conectado a éste mediante una batea o zanja por donde el mineral hundido cae, debido a la gravedad, hasta los puntos de extracción del nivel de producción

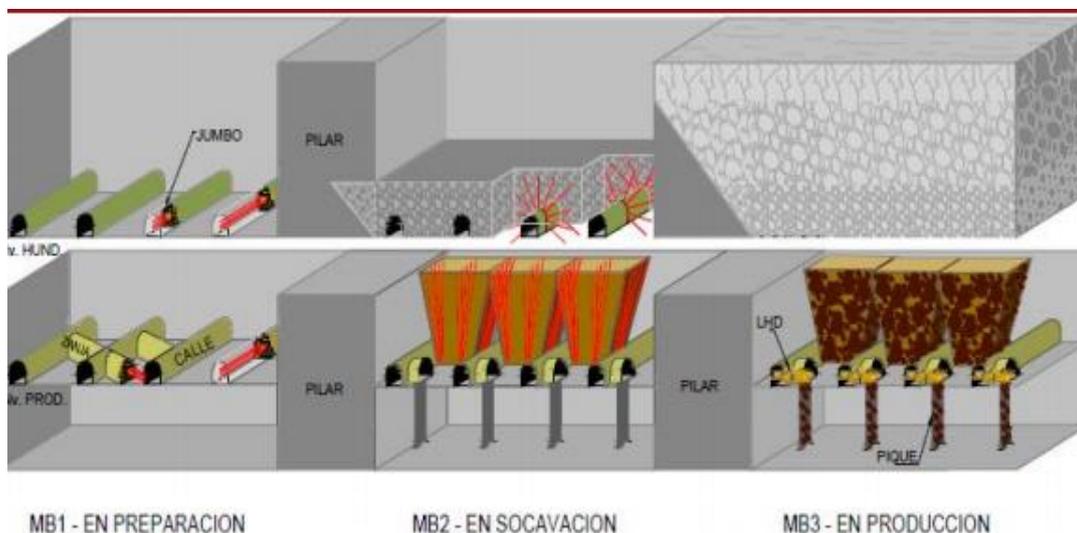


Figura 6 – Explotación en configuración de macro bloques.

En la Figura 7 que se muestra a continuación, se pueden observar las distintas obras que corresponden al nivel de producción y las dimensiones de éstas para el proyecto mina Chuquicamata subterránea.

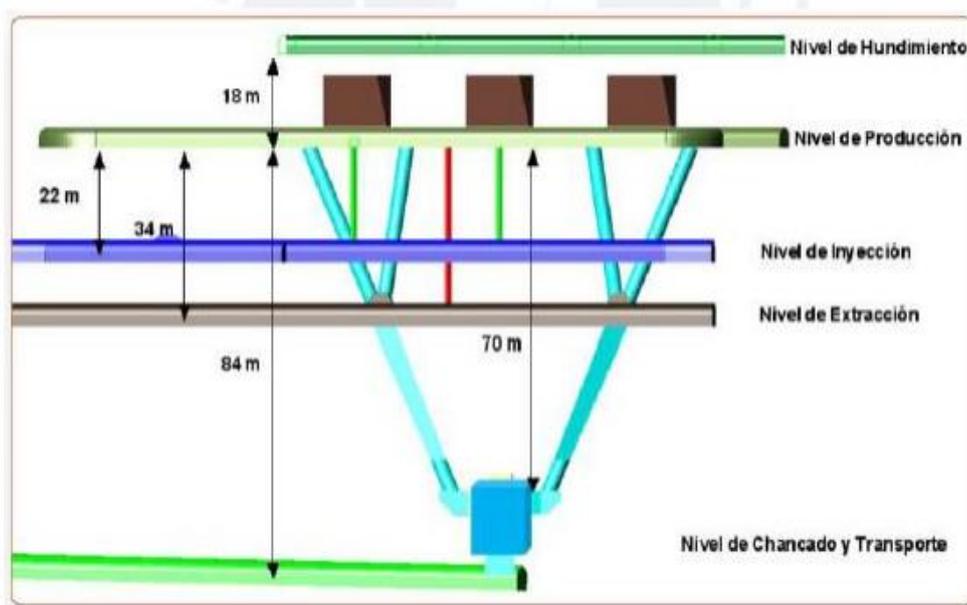


Figura 7 – Distribución de las obras que conforman un nivel de producción en el PMCHS.

Probablemente el método block caving será una parte fundamental de la minería del futuro, pues de acuerdo a Brown, 2007:

Se puede explotar de manera rentable cuerpos de minerales masivos de baja ley. - Costos de mina más bajos en comparación a otros métodos subterráneos, incluso llegando a ser comparables con minería a cielo abierto (open pit). - Alta productividad por trabajador. - Existen grandes oportunidades de automatización. - Mejora continua del entendimiento en diferentes áreas técnicas y sistemas que ayudan a reducir los riesgos asociados a este tipo de minería.

Mecánica de Hundimiento Según Laubscher (1994), hay dos tipos de hundimiento: - De altos esfuerzos. - Por subsidencia.

El tipo de Caving de altos esfuerzos ocurre en sectores vírgenes, en donde el esfuerzo en el techo, entre la zona de desplome y el fracturamiento, excede la resistencia del macizo rocoso. Es así que el hundimiento se puede detener por la formación de un arco estable. Si se incrementa el área socavada o se debilitan sus bordes, se puede volver a inducir el hundimiento.

El tipo de Caving por subsidencia se da debido a la existencia de una minería adyacente que sirve de cara libre y se puede generar una mejor propagación del hundimiento. Según Krustulovic (1979) la mecánica de

hundimiento se debe a la magnitud y a la orientación de los esfuerzos in-situ respecto al undercut y debilitamientos de contorno. Las cavidades alteran el estado de esfuerzos desconfinando las rocas y alterando sus propiedades intrínsecas, ocurriendo así aberturas de micro grietas que facilitan el desplome de los techos.

Aspectos Técnicos en la Aplicación de Hundimiento por Subniveles

Principio del Método

Los esfuerzos que actúan en un lugar y a cierta profundidad de un yacimiento, tienen su origen en el peso de las rocas y en los fenómenos externos de un yacimiento, tales como movimientos horizontales, debido a movimientos de placas en la corteza terrestre. Todo macizo rocoso permanece en equilibrio mientras no se cree una cavidad lo suficientemente extensa en su interior, a modo de romper el equilibrio existente, creando una redistribución de esfuerzos en su alrededor. La estabilidad de ésta cavidad dependerá de sus dimensiones, competencia de la roca y de los esfuerzos existentes en el área. Si la resistencia de la roca, no es lo suficiente para soportar el cambio de sollicitación, ésta socavará hasta llenar la cavidad con material fragmentado de distintas densidades. Una vez llena la cavidad se genera una reacción que restablece el equilibrio. Si se extrae el mineral fragmentado, a medida que se socava, el equilibrio no se restablece y la socavación continuará hasta afectar zonas adyacentes, el techo y llegar a la superficie.

El hundimiento por subniveles se basa en éste principio, el cual consiste en crear una cavidad de manera que la dinámica de desplome no se detenga, extrayendo el mineral por una serie de puntos ubicados en la base. De esta forma queda sin apoyo el mineral que está por encima (millones de toneladas) y las fuerzas de gravedad que actúan sobre esta masa producen una fractura sucesiva que afecta al tajeo completo.

El éxito en el hundimiento de un subnivel, independiente de las características de hundibilidad de la roca, depende de los factores fundamentales que son:

- El tajeo de la ventana deberá fracturarse completamente. Si quedaran pequeñas áreas sin quebrar, ellas actúan como pilar, transmitiéndose grandes presiones desde el nivel de hundimiento hacia el de

producción, las que pueden llegar a romper el pilar existente entre ellos, afectando completamente la estabilidad de los accesos del nivel de producción. Esto trae consigo un aumento importante en los costos de extracción.

- La altura de socavación inicial proporcionada por la voladura, debe ser tal que no se produzcan puntos de apoyo de la ventana que impidan o afecten el proceso de socavación natural inmediata.

El primer caso, o sea, la formación de bancos, se evita con un adecuado diseño de perforación y, especialmente, con un correcto carguio de los taladros. En todo caso, si se verifica la existencia de un banco, se interrumpe la etapa de hundimiento, concentrando las actividades en eliminarlo completamente, para poder continuar con la secuencia de disparos. En el segundo caso, para evitar los posibles puntos de apoyo del tajeo, es necesario determinar previamente la altura que debe alcanzar la socavación producida por la voladura. La extracción en cada bolsillo debe ser controlada con sumo cuidado de manera de evitar contaminaciones del mineral con el estéril. El contacto mineral-desmonte debe mantenerse según un plano bien definido que pueda ser horizontal o inclinado.

a) Altura de Tajeo

La altura de tajeo se define como la distancia vertical existente entre el piso del nivel de hundimiento y la base suspendida del bloque resultante de la voladura. En la práctica, la altura de tajeo así definida debe superar a la altura del cono formado por el ángulo de reposo del mineral. Lo que se pretende es evitar que la roca fracturada que se acumula a partir del espacio limitado por los bordes del tajo, no alcance una altura de socavación producida por la voladura, ya que de ser así, la roca acumulada serviría de apoyo al bloque cuya base se ha socavado impidiendo o dificultando el desplome posterior.

La altura del cono formado por el ángulo de reposo depende fundamentalmente de la distancia entre los puntos de extracción, ya que, mientras más grande sea ésta, mayor será la base del cono y por ende su altura.

b) Altura Optima del Tajo

En depósitos de gran altura la explotación se hace en diferentes niveles a medida que se agotan los niveles superiores. La separación de dos niveles sucesivos está asociada al tonelaje que se extrae por cada punto de extracción y en consecuencia se relacionará con la vida o utilización que tendrá la infraestructura del nivel. Debido al alto costo que representa la preparación de un nivel de producción y de un tajo en particular, es porque la altura del tajo, es una de las decisiones más importantes de la planificación en la explotación por hundimiento y por lo cual se invierten fuertes recursos de ingeniería antes de decidir la altura óptima.

Podemos decir que el gran desafío que ha impuesto el bajo precio de los metales en el último tiempo, asociado a los nuevos antecedentes entregados por la moderna ciencia de la mecánica de roca, nos ha hecho cuestionar los diseños tradicionales y considerar alternativas de alturas de tajos.

La altura de la columna mineralizada se justifica en lo siguiente:

- Para justificar los altos costos de desarrollos primarios y secundarios.
- Para asegurar una buena explotación.

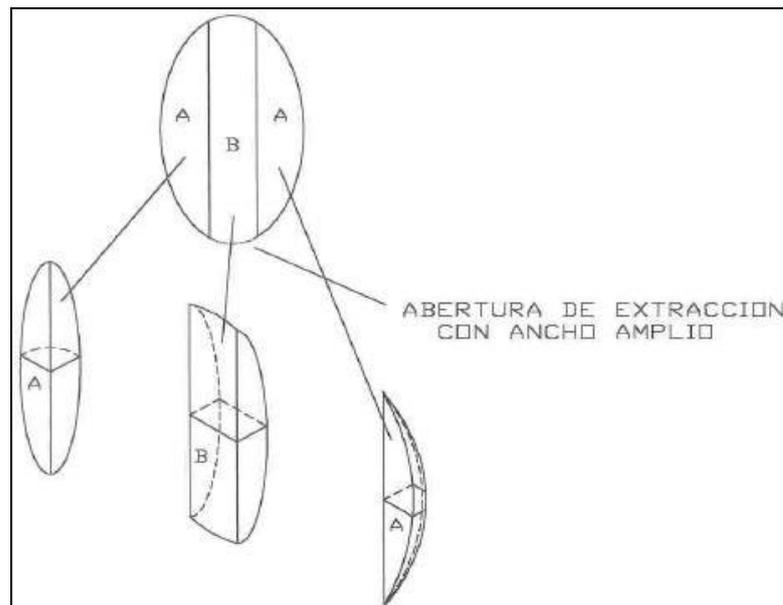
Los principales factores que tienen directa relación con la altura de los tajeos son:

- Amortización de la infraestructura.
- Estabilidad del nivel de producción.
- Dilución y pérdida de mineral.
- Distribución de leyes en altura.
- Fragmentación.
- Planeamiento e ingeniería.
- Índices de seguridad.

Operación del Método

La operación consiste básicamente en la perforación de tiros en abanico desde las ventanas hacia arriba, la posterior voladura de las perforaciones, el carguío y evacuación del mineral triturado hasta las cámaras de acumulación y carguío.

A medida que se extrae el mineral, el estéril adyacente hunde, rellenando el espacio creado y llegando a producir subsidencia en la parte superior. De esta forma, el mineral in situ se ve rodeado por tres caras de material hundido (cara, frente y costado). El flujo másico parcial (B), tiene contacto con el plano vertical del frente del subnivel, mientras que la zona restante del elipsoide (A) tiene un flujo gravitacional normal.



Forma simplificada de la zona de extracción creada en el hundimiento según la abertura del ancho de extracción

Al producirse la extracción en los frentes de las ventanas, se produce el escurrimiento del mineral y del material quebrado; este escurrimiento se comporta según lo que se conoce como flujo de material grueso.

La extracción desde un frente de ventana de producción, llamado también punto de extracción, continua hasta que ingresa estéril en una cantidad tal que la ley extraída ya no es económica, en este momento, se dispara la corrida de abanico contigua y se repite el proceso.

La producción en este método proviene, tanto de los frentes de extracción, como de las labores de preparación realizadas en mineral; generalmente, entre un 10 a 15% de la producción proviene del desarrollo de nuevas ventanas.

Se ha podido demostrar que el ingreso de estéril va en aumento a medida que progresa la extracción y aparece generalmente luego de extraer un 90% del tonelaje total triturado, sin embargo, existen numerosos factores que pueden apresurar o retardar su aparición.

Fundamentos del Diseño

La principal interrogante en el diseño de hundimiento por subniveles es la determinación de la geometría, la cual debe satisfacer tanto como sea posible los parámetros de flujo gravitacional. Esto significa determinar el ancho y el espesor del elipsoide de extracción para una cierta altura de extracción. Naturalmente estos parámetros pueden ser determinados por pruebas in-situ, pero generalmente los datos no están disponibles a tiempo para el diseño.

Hasta ahora, ningún método implícito para cálculos de ingeniería ha estado disponible, esto debido a la heterogeneidad del material y a la complejidad de los factores envueltos en el flujo gravitacional.

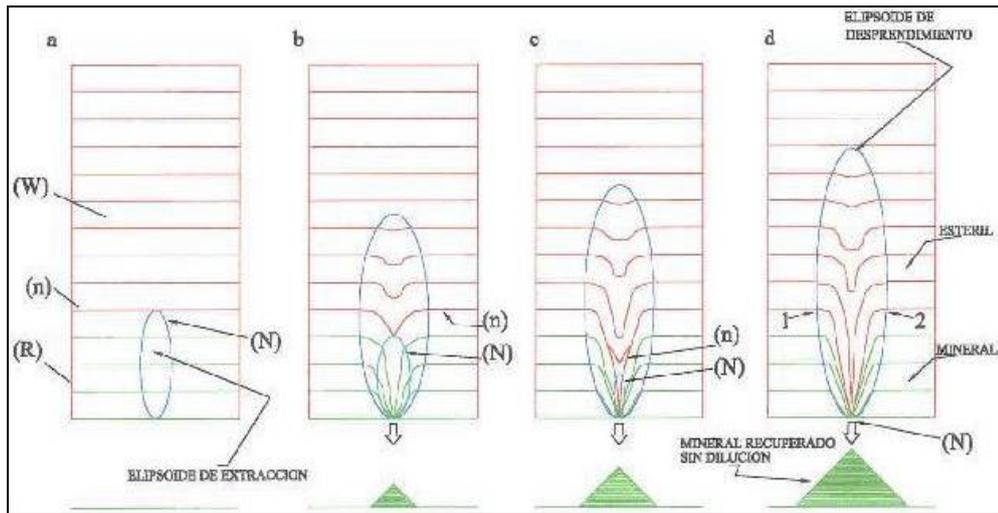
De acuerdo al principio de flujo gravitacional, la extracción del material quebrado por un punto, genera sobre él un volumen en movimiento en forma de elipsoide de revolución. Este elipsoide de altura "h" y ancho "W", crece en dimensiones a medida que la extracción aumenta, manteniendo una relación de excentricidad prácticamente constante, e igual a:

$$E = \frac{\sqrt{a^2 - b^2}}{a}$$

Con "a" y "b" semiejes mayor y menor, respectivamente. En rigor la excentricidad aumenta con la altura.

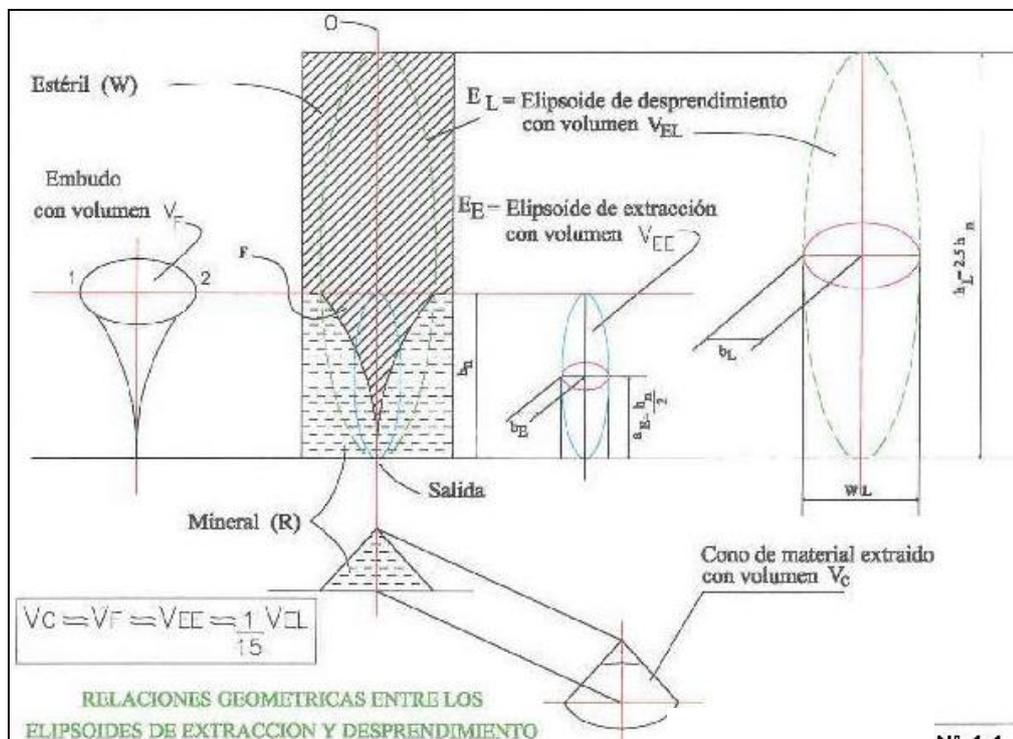
La excentricidad (E) varía de acuerdo al tipo de material (granulometría, viscosidad, humedad, etc.). Este elipsoide se denomina "Elipsoide de desprendimiento".

En el instante inicial, el mineral se encuentra dispuesto sin contaminación y estéril sobre él. Al inicio de la extracción comienzan a moverse las distintas capas permitiendo la salida del mineral, en tanto que el estéril desciende sobre él.



Elipsoide de extracción y desprendimiento

En el esquema la fase "a" representa el modelo donde se marca claramente el elipsoide de extracción, ubicando el apex N a una distancia "hn" (altura del elipsoide de extracción) sobre la abertura de descarga, y siendo "n" el plano horizontal original que pasa a través del apex N, el cual es flectado hacia abajo, formando los flujos de salida 1, N, 2.



Relaciones geométricas entre los elipsoides de extracción y desprendimiento

Donde:

Vc: Volumen de material extraído

EE: Elipsoide de extracción

VEE: Volumen del elipsoide de extracción

hn: Altura del elipsoide de extracción

EL: Elipsoide de desprendimiento

VEL: Volumen del elipsoide de desprendimiento

hL: Altura del elipsoide de desprendimiento

F: Salida del embudo

VF: Volumen del embudo de salida

Los puntos 1 y 2 interceptan el elipsoide de desprendimiento a la altura "hn", cabe señalar que el diámetro medio del embudo de salida de los puntos 1 y 2 es igual a la sección horizontal del elipsoide de desprendimiento medido a la altura del punto apex.

El volumen del flujo de salida es el mismo que el volumen del elipsoide de extracción.

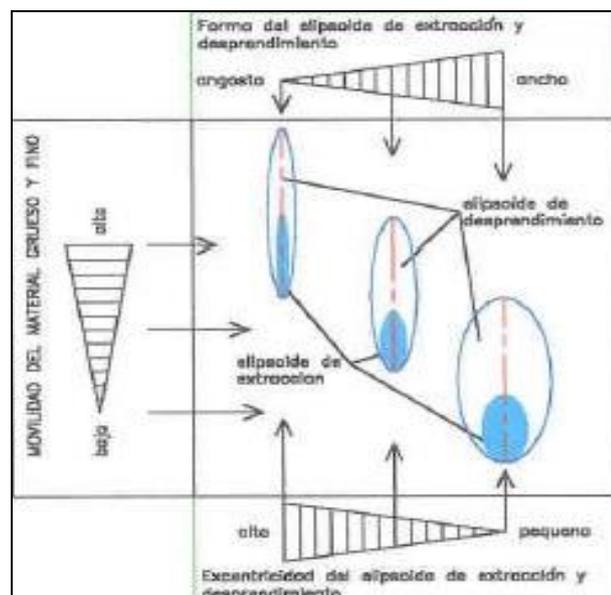
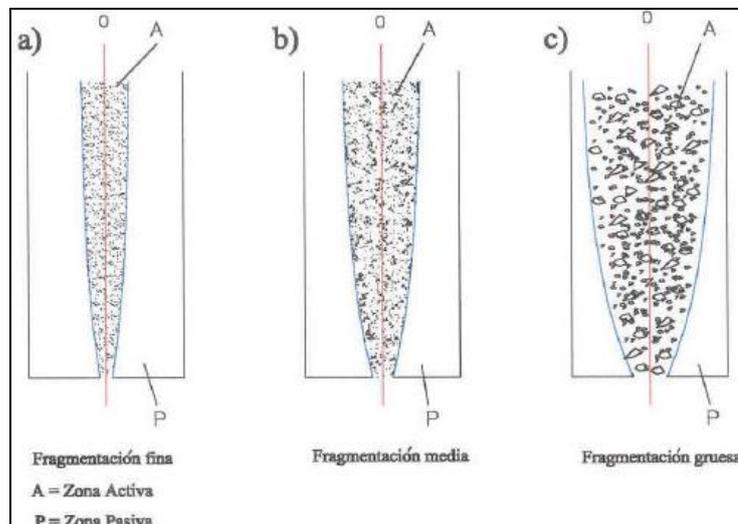
El mayor movimiento se encuentra en el centro de la abertura, definiendo una gradiente de velocidades de escurrimiento. El instante en que termina de salir el mineral y comienza a afectar el techo, se ha acumulado una cantidad de mineral, equivalente al volumen encerrado por él, que se denomina "Elipsoide de extracción", con una altura "hn" y un ancho máximo "Wt".

Entonces para una columna constituida por un segmento de mineral y otro segmento de desmonte en la parte superior, se define el elipsoide de extracción como aquel volumen que es extraído sin llegar a ser contaminado por material estéril de sobrecarga. Este elipsoide está contenido dentro del elipsoide de desprendimiento y, empíricamente se han encontrado relaciones aproximadas entre los anchos y alturas correspondientes. El elipsoide de extracción tiene la singularidad de que todas las partículas que se encuentran en su manto, tienen la misma velocidad. Las dimensiones de este elipsoide determinan, en principio, la geometría y disposición de los puntos de extracción (ventanas). Otras características del comportamiento del flujo

gravitacional de partículas o fragmentos que tienen relación con la velocidad de escurrimiento o relajación son:

1. Partículas más finas y redondeadas, fluyen más rápidamente.
2. Partículas más gruesas y angulosas, fluyen más lentamente.
3. Partículas más finas conforman elipsoides más esbeltos.
4. Partículas más gruesas y angulares conforman elipsoides más anchos.

Por lo tanto, si existe una disposición de fragmentos cuya parte superior es de partículas gruesas y angulosas y en su parte inferior partículas finas y redondeadas, entonces, la parte inferior fluirá más rápidamente, es decir, con mayor movilidad que la parte superior y viceversa.



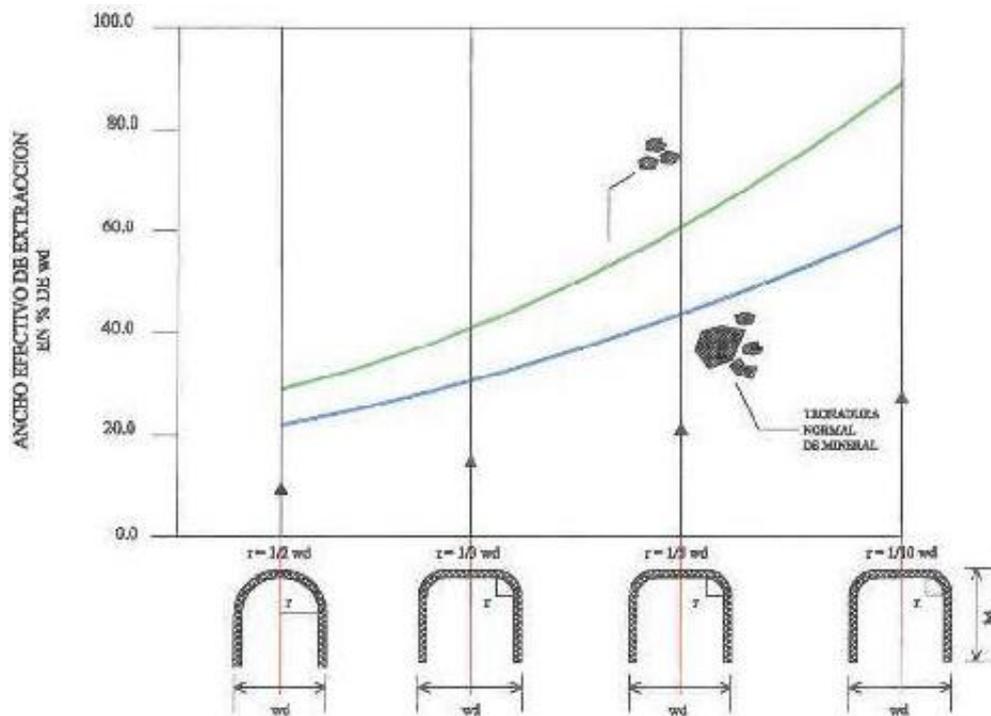
Características del flujo gravitacional en función de la movilidad de las partículas

En el caso del ancho del elipsoide, se necesitan puntos más distanciados si los fragmentos son gruesos y más juntos si son más finos.

a) Dimensiones del Elipsoide de Extracción.

Dado que la excentricidad del elipsoide aumenta con su altura, para una misma fragmentación, a mayor altura, más delgado es el flujo. Esto es bien conocido en *Hundimiento por Bloques*, donde con bloques altos, el flujo gravitacional concentrado en un único punto de extracción, puede llegar a formar chimeneas con paredes casi verticales. Con la misma fragmentación, el flujo gravitacional de un material de alta densidad, será más delgado que el flujo de un material de baja densidad.

Se ha determinado en forma empírica que el ancho total del elipsoide de extracción (W_t), es también función de la geometría de las ventanas de producción, es decir, del ancho, altura y forma del techo. Luego, además de su componente intrínseca relacionada al tipo de material involucrado, el ancho máximo del elipsoide de extracción puede variar de acuerdo al diseño.



FORMA DE LA GALERIA

Determinación del ancho efectivo de extracción

En la figura se indica el ancho efectivo de extracción como un porcentaje del ancho de la ventana en función de la forma del techo de ésta. Para excluir el factor variable de diferentes tamaños de aperturas de extracción, las operaciones fueron normalizadas a través de un ancho teórico de elipsoide de extracción (W'), asumiendo extracciones a través de un tamaño de apertura mínimo.

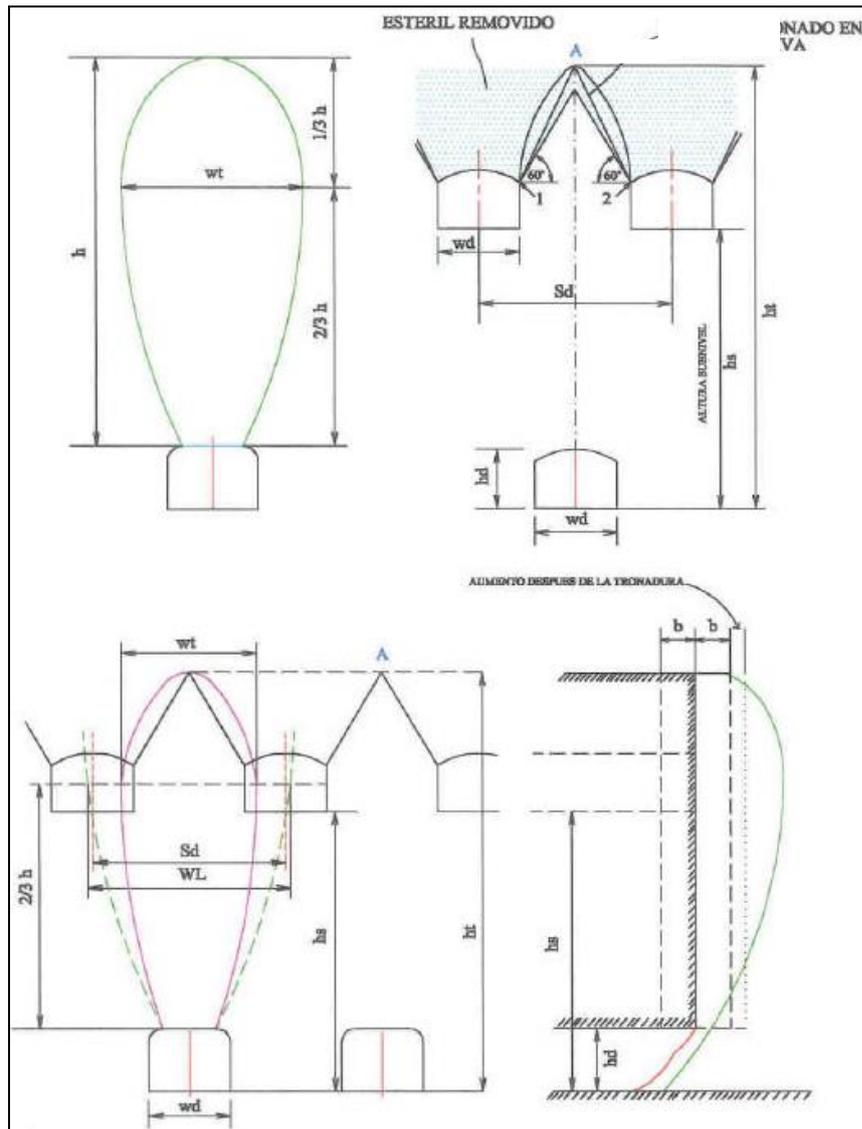
Por otro lado el espesor del elipsoide de extracción (dt) viene dado por la siguiente relación:

$$dt \leq \frac{Wt}{2}$$

b) Espaciamiento Vertical entre Subniveles (h_s)

Las ventanas en hundimiento por subniveles deben ser localizadas de acuerdo a un patrón conforme al flujo gravitacional. En la dirección vertical, los subniveles deberían estar localizados en zonas donde el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo " Wt ". Esto ocurre alrededor de $2/3 h$ (h es la altura de extracción sobre el techo de la ventana).

Después de la extracción, un pilar con forma triangular queda en la parte superior cubierto de una zona pasiva con mineral remanente que puede ser parcialmente recuperada desde el subnivel inferior. Por lo tanto, la altura de extracción total es la distancia entre el piso del nivel inferior y el apex A (definido por la intersección de dos planos a 60°) con mineral remanente.



Disposición de las ventanas en función al ancho del elipsoide

Para el análisis de la figura se deben tener las siguientes consideraciones:

- h: Altura de extracción sobre el techo de la ventana
- Wt: Ancho máximo del elipsoide de extracción
- Sd: Espaciamiento horizontal entre ventanas
- Wd: Ancho de las ventanas
- hd: Altura de las ventanas
- hs: Espaciamiento vertical entre subniveles
- ht: Altura total de extracción
- Wl: Ancho del elipsoide de desprendimiento en la sección horizontal en que el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo
- b: Ancho del tajeo disparado (burden)

c) Espaciamiento Horizontal de Ventanas (sd)

Se necesita determinar el ancho del elipsoide de desprendimiento (W) en una sección horizontal justo al nivel donde el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo "Wt". El ancho del elipsoide de desprendimiento en este nivel indica el espaciamiento horizontal aproximado de las ventanas (Sd).

Asumiendo que las relaciones y principios del flujo gravitacional son aplicadas al hundimiento por subniveles, el ancho total del elipsoide de extracción Wt es un 60 a 65% del ancho del elipsoide de desprendimiento, en el nivel donde el elipsoide de extracción tiene su máximo ancho Wt.

El ancho es de alrededor de un 60% para distancias verticales entre subniveles (hs), cercanas a los 18 m; sobre 18 m el ancho Wt es cerca del 65%.

De este modo el espaciamiento horizontal "Sd" es:

Para extracciones con:

$$hs < 18 \text{ m}$$

$$Sd < Wt / 0,6$$

Para extracciones con:

$$hs > 18 \text{ m}$$

$$Sd < Wt / 0,65$$

d) Ancho de Tajeo (burden) (b)

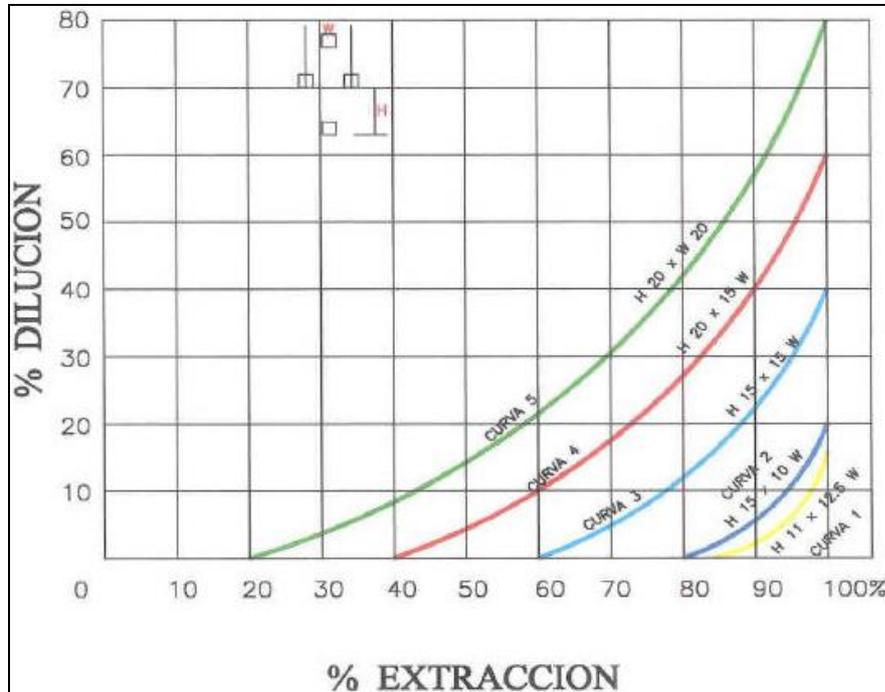
Una guía aproximada para el espesor de un tajeo disparado en el frente de una ventana es usualmente: $b < dt / 2$

El conjunto de las relaciones anteriores supone que la geometría resultante satisface la recuperación del 100% del elipsoide de extracción, lo que es absolutamente teórico, y por lo tanto, dichos resultados deben tomarse como referencia.

Como en cualquier negocio minero, en el diseño de un hundimiento por subniveles se busca encontrar el menor costo en US\$/Ton que, dado un precio, permite obtener las mayores utilidades esperadas. Es por esto, que en la elección del diseño final, deben incorporarse otras variables que permitan evaluar económicamente las alternativas estudiadas.

e) Enfoque del Diseño

Con la ayuda de las relaciones empíricas de D.H. Laubscher se ha podido determinar, cómo se comporta la dilución en función de la disposición de las ventanas y subniveles



Relación entre parámetros geométricos hundimiento por subniveles y dilución asociada

El gráfico muestra, para algunas configuraciones de hundimiento por subniveles, la relación entre los parámetros geométricos de espaciamiento entre ventanas y subniveles, y la dilución asociada. Se pueden ver claramente las tendencias de entrada de dilución. En términos generales, se aprecia que a medida que aumenta el par H , W , el punto de entrada de la dilución (PED) se presenta más temprano.

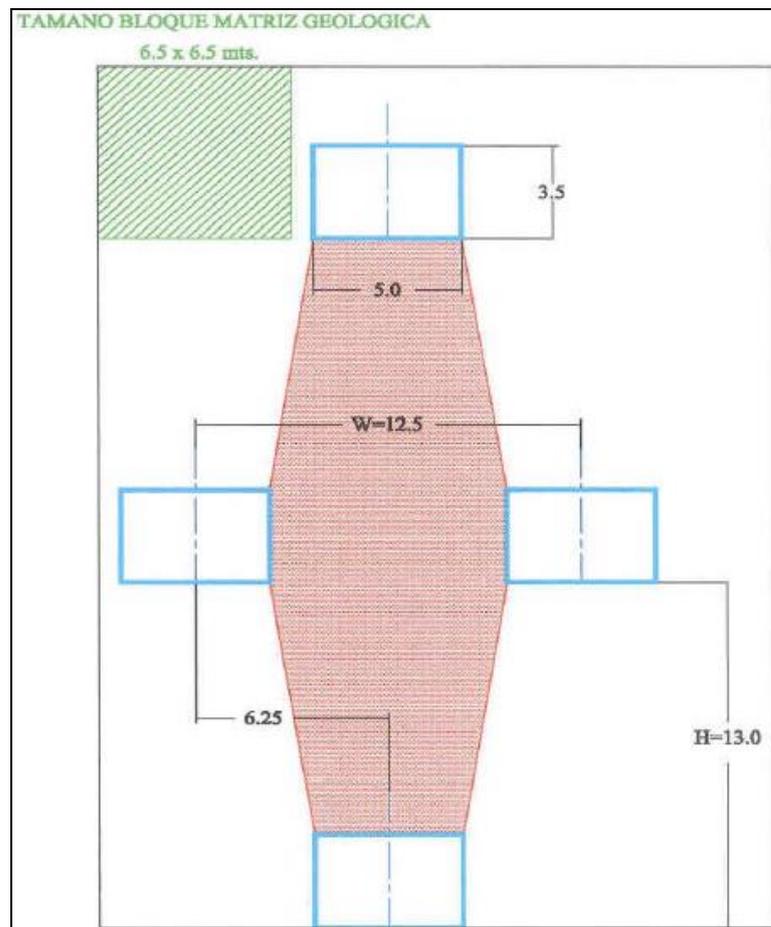
Entre las curvas 2 y 3, hay un aumento de W , manteniéndose H constante y la entrada de la dilución pasa de un 80% de extracción a un 60%. De igual modo, en las curvas 3 y 4 hay un crecimiento de H , manteniéndose W constante, con una variación en la entrada de dilución de 60% a 40%. Entre las curvas 4 y 5 sucede algo similar.

Por lo tanto se puede decir que:

PED a $1/H$ PED a $1/W$

Ahora bien, si H crece, entonces el número de ventanas decrece y la relación metros de desarrollo/ton decrece. Aumenta la longitud de

perforación y se hace más productiva tanto la perforación como la voladura, dado que el diámetro aumenta y los eventos de voladura disminuyen. Si la longitud de perforación "L" aumenta, el diámetro aumenta en forma discreta y también el burden. En consecuencia se han incorporado al análisis nuevas variables a considerar, es decir, desarrollos, perforación, voladuras y mecanización. Entonces para resolver el problema de elegir el mejor diseño de hundimiento por subniveles entre otras alternativas, debe considerarse la valorización de todas las actividades asociadas al respectivo diseño.

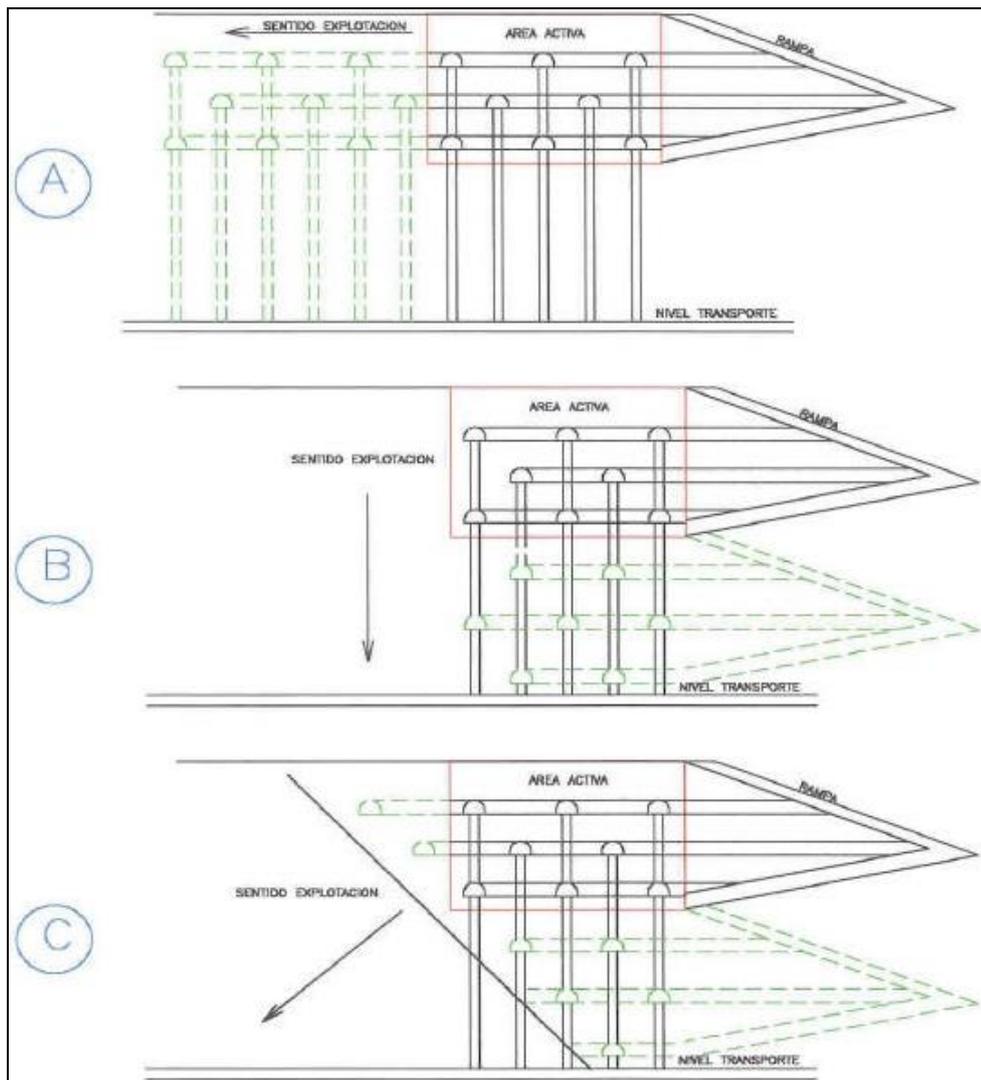


Geometría de unidad de explotación

Si H crece, la longitud y el diámetro de perforación crecen, el burden crece y entonces la granulometría esperada de la voladura debiera crecer, disminuyendo la movilidad del mineral con respecto al material estéril e incrementando la probabilidad que el estéril se incluya más tempranamente, aumentando la dilución, lo que es consecuente de las curvas de D.H. Laubscher.

f) Secuencia

En hundimiento por subniveles, la secuencia de explotación es por naturaleza descendente y en retroceso. Las recomendaciones operacionales indican que es aconsejable trabajar manteniendo independencias entre las operaciones de preparación, perforación y extracción, de modo de reponer sin interferencias, al área activa perdida por la explotación.



Secuencia y sentido de explotación

Al respecto, es posible visualizar dos situaciones extremas.

- Secuencia horizontal estricta.
- Secuencia descendente estricta.

La secuencia horizontal estricta A, consiste en el descenso de la explotación, una vez que se ha extraído todo el mineral hasta una cierta

cota. Así, los desarrollos se realizan hasta los límites de la mineralización en la horizontal. En este caso, se deben ir construyendo todos los echaderos y servicios hasta en nivel de transporte principal, adelantando los desarrollos de los sectores más bajos, que serán explotados con posterioridad.

La secuencia descendente estricta B, consiste en el descenso de la explotación, bajo el área activa en producción. De esta forma los desarrollos se ejecutan limitados en la horizontal.

Resumen del Método

	Aceptable	Óptimo
1. Geometría del Yacimiento		
Forma	Tabular	Tabular
Potencia	Media	Grande
Buzamiento	Cualquiera	Vertical
Tamaño	Medio	Grande
Regularidad	Media	Alta
2.Aspectos Geotécnico		
Resistencia (Techo)	>100 MPa	>50 MPa
Resistencia (Mena)	>50 MPa	>50 MPa
Fracturación (Techo)	Media-Alta	Alta
Fracturación (Mena)	Media	Baja
Campo Tensional In-situ (Profundidad)	<1000 m	<500 m
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico
3.Aspectos Económicos		
Valor Unitario de la MENA	Bajo	NA
Productividad y ritmo de Explotación	Alto	NA

4.1 Ventajas y Desventajas

Las principales ventajas de este método se detallan a continuación:

- El método puede ser aplicado en roca "de muy competente a moderadamente competente".
- Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos.
- Es un método seguro ya que todas las actividades se realizan siempre dentro de las ventanas debidamente sostenidas y nunca en tajeos expuestos.
- Dadas las características de configuración y de operación, este método es altamente mecanizable, permitiendo importantes reducciones de costos operativos.
- Todas las actividades que se realizan son especializadas, simplificándose el entrenamiento y mano de obra requerida.
- Al no quedar pilares sin explotar, la recuperación puede ser alta.
- El método es aplicable a recuperación de pilares en labores explotadas.
- Las ventanas se distribuyen según una configuración uniforme.
- Se puede variar el ritmo de producción con facilidad permitiendo gran flexibilidad.
- La estandarización y especialización de las actividades mineras y del equipamiento permite una alta flexibilidad de las operaciones y una utilización de los equipos en distintos niveles.
- Las operaciones unitarias son de fácil organización ya que existe poca interferencia entre ellas.
- Se puede llevar la perforación adelantada lo que da holgura en caso de imprevistos.
- Efectuar los desarrollos en mineral, permite obtener beneficios en el corto plazo e incluso en el periodo de preparación. Además permite un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado y disponer de mineral para efectuar pruebas y ajustes de los procesos metalúrgicos involucrados.

Las principales desventajas son:

- Se debe admitir un cierto grado de dilución del mineral.
- Se debe implementar un control de producción acucioso.

- Existen pérdidas de mineral; al llegar al punto límite de extracción, el mineral altamente diluido remanente se pierde, además se pueden generar zonas pasivas, es decir, sin escurrimiento, lo que implica pérdidas.
- El método requiere un alto grado de desarrollos y preparaciones.
- Al generarse el hundimiento, se produce subsidencia, con influencia hacia la superficie, además, las labores permanentes como chimeneas y rampas deben ubicarse fuera del cono de subsidencia requiriéndose mayor desarrollo

Tipos de sostenimiento de mina subterránea

Existen diversos tipos de sostenimiento para excavaciones, que pueden utilizarse individualmente o en combinación

con otros para estabilizar las excavaciones mineras. Estos son:

- Pernos de anclaje.
- Cables de acero.
- Revestimiento de concreto.
- Concreto lanzado (simple o reforzado con fibra).
- Puntales de madera.
- Paquetes de madera (Wood pack).
- Cuadros de madera con encribado de madera.
- Cimbras metálicas.
 - Cimbras cedentes.
- Gatas hidráulicas.
- Malla metálica eslabonada y electrosoldada.
- Relleno (simple o cementado).
- Pernos autoperforantes con relleno cementado (para rocas blandas)
- Elementos de pre soporte (micropilotes y spilling bars)
 - Se presenta un breve resumen de los soportes más comunes utilizados en la minería subterránea peruana

Pernos de anclaje

Los pernos proporcionan esfuerzos a la roca desde el instante mismo de su colocación, logrando que sea partícipe del sostenimiento. Existen muchos tipos de pernos que se diferencian por la característica del

anclaje (pernos de expansión, de adherencia o de fricción), o por su capacidad de deformarse (pernos rígidos o pernos dinámicos).

Tabla 9-5. Características de pernos de anclaje (Pakalnis, 2014)

Propiedades de los pernos de anclaje		
Tipo de perno	Resistencia del límite elástico (ton)	Resistencia a la ruptura (ton)
5/8" perno mecánico	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (ss-33)	8.5	10.6
Split set (ss-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
Swellex deformable	N/A	9.5
Super Swellex	N/A	22
20mm barra (#6)	12.4	18.5
22mm barra (#6)	16	23
25mm barra (#6)	20.5	30.8
#6 Dywidag	11.9	18
#7 Dywidag	16.3	24.5
#8 Dywidag	21.5	32.3
#9 Dywidag	27.2	40.9
#10 Dywidag	34.6	52
1/2" Cable bolt	15.9	18.8
5/8" Cable bolt	21.6	25.5
1/4"x4" Strap(MS)	25	39

El tipo de perno a emplear en el macizo rocoso a sostener se determinará por las características estructurales del macizo rocoso y el efecto que se quiere lograr con ellos (ej. en rocas suaves el anclaje puntual no funciona; bajo condiciones de estallido de rocas o en condiciones de altos esfuerzos inducidos, se requiere un perno dinámico, pero de alta resistencia).

Es necesario recalcar que estos elementos de sostenimiento tienen una resistencia en cuanto a la capacidad del acero a la tracción, y otra resistencia a la adherencia que se obtiene en la interfase del mortero de cemento y/o resina con el macizo rocoso, siendo lo recomendable que el elemento de sostenimiento se ancle a la longitud necesaria para que la resistencia a la adherencia alcance la máxima resistencia del acero (ver Tabla 9-6 y Tabla 9-7).

Tabla 9-6. Resistencias típicas a la adherencia (Pakalnis, 2014)

Adherencia del perno	
Tipo de perno	Adherencia de perno (ton/m)
39mm Split set en terreno blando (<45 RMR)	0.75-3.6
39mm Split set en terreno resistente (>55 RMR)	2.5-5
Swellex estándar en terreno blando (<45 RMR)	8.1-13.8
Swellex estándar en terreno resistente (>55 RMR)	9-15
Cable bolt en terreno blando (<45 RMR)	24
Cable bolt en terreno resistente (>55 RMR)	28
#6 barra en terreno blando (<45 RMR)	12-14
#6 barra en terreno resistente (>55 RMR)	59

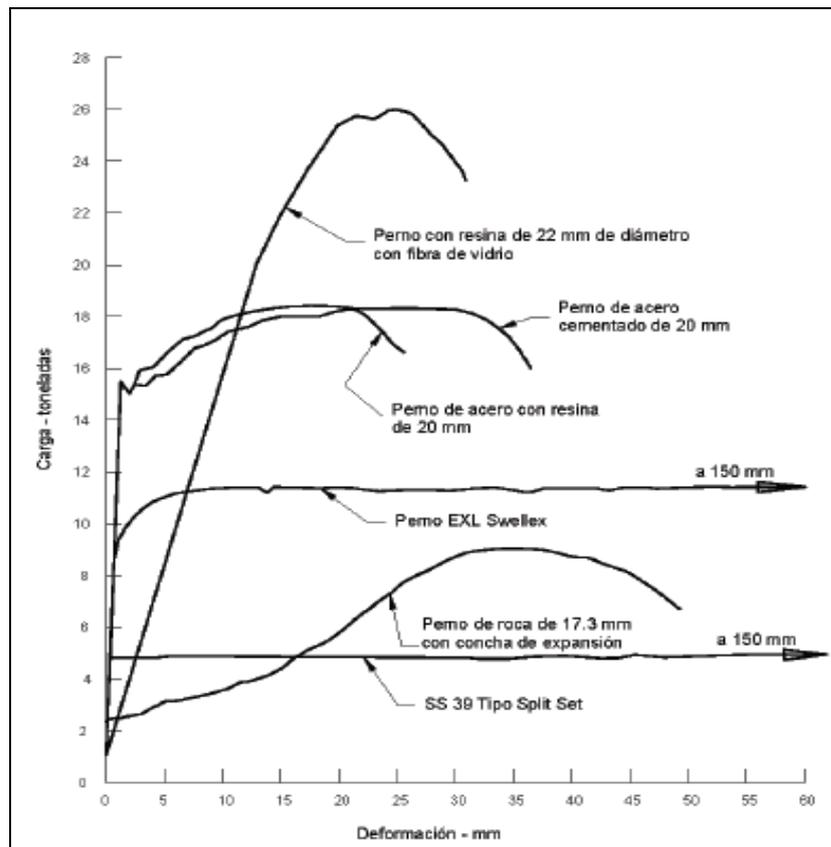


Figura 9-7. Gráfica carga vs deformación, (Stilborg), pruebas realizadas por la Universidad Lulea en Suiza, se empleó concreto de alta resistencia: $R_c = 60 \text{ MPa}$ para simular bloques de roca

Consideraciones relacionadas a pernos de anclaje Split set.

Los estabilizadores de fricción (Split set) son muy sensibles al diámetro del taladro; para Split set de 39 mm, el taladro será de 35 a 38 mm. No se deberán emplear en rocas suaves. Se emplean en sostenimientos provisionales

Pernos cementados sin tensión (rígido).

El perno más empleado en la minería peruana para estabilizar excavaciones permanentes y/o provisionales, es el perno cementado sin tensión (ej. el perno de rosca continua). Es muy efectivo para condiciones estáticas de carga.

- Se deberá tener en cuenta que la presencia de agua en el taladro lava la pasta de cemento, en este caso es conveniente emplear resina para anclarlo.
- En las minas peruanas se inyecta la pasta de cemento con el método del “tubo retráctil”, primero se llena
- el taladro con ayuda de un tubo de PVC de 19 mm de diámetro, luego se introduce el perno (barra helicoidal).
- Los proveedores deberán acreditar la calidad de los materiales, aditivos y proporciones que emplean en la elaboración del cementante, ya que se requiere que el cemento alcance la más alta resistencia posible.
- La barra debe estar totalmente embebida en la pasta de cemento o en resina.
- Dentro del taladro no deberá existir barra libre sin cemento y la placa de retén debe quedar firmemente bloqueada (en contacto) con la superficie de la roca.
- Si el perno tiene la barra libre de cementante dentro del taladro y además la placa no está bloqueada a la roca, entonces —al menos en ese tramo— el perno no ejercerá acción alguna de refuerzo a pesar de que es la zona que más refuerzo requiere.
- Las tuercas de ajuste de amplio paso, tienden a aflojarse con facilidad con las vibraciones de voladura o la actividad micro sísmica, otra razón adicional para que el perno sea instalado completamente lleno de cementante.

Pernos cementados dinámicos.

Bajo condiciones de altos esfuerzos inducidos, voladuras, sismicidad inducida, estallido de rocas, se requiere un perno de alta resistencia pero que acepte gran deformación, como el perno dinámico, para que sea capaz de absorber energía cinética (sostenimiento dinámico). En la tabla siguiente se muestra la capacidad de absorción de energía de algunos elementos de soporte.

Tabla 9-7. Capacidad de absorción de energía de elementos de soporte (Kaiser, 1996)

Descripción	Carga máxima (kN)	Límite de desplazamiento (mm)	Energía de absorción (kJ)
Perno helicoidal con resina (19 mm)	120-170	10-30	1-4
Cable bolt (16 mm)	160-240	20-40	2-6
Perno mecánico de 2 m (16 mm)	70-120	20-50	2-4
Cable bolt de 4 m (16 mm)	160-240	30-50	4-8
Barra cementada lisa (16 mm)	70-120	50-100	4-10
Split set	50-100	80-200	5-15
Swelllex	80-90	100-150	8-12
Super Swellex	180-190	100-150	18-25
Cone bolt (16 mm)	90-140	100-200	10-25
Malla soldada de calibre #6	24-28	125-200	2-4/m ²
Malla soldada de calibre #4	34-42	150-225	3-6/m ²
Malla tejida de calibre #9	32-38	350-450	3-10/m ²
Shotcrete y malla soldada	2 x malla	< malla	3-5 x malla

Malla metálica

La instalación de malla en el techo y en los hastiales de las excavaciones es un método muy eficaz para retener la caída de bloques pequeños de roca. En este caso la malla se emplea conjuntamente con el perno de anclaje. Se pondrá especial atención a la fijación de la malla mediante la placa de retén del perno.

La malla metálica es un sostenimiento de seguridad (Hoek, Kaiser y Bawden, 1997) que deberá ser capaz de soportar los fragmentos de roca (pequeños) que se pueden desprender entre un perno a otro, es muy efectiva y económica comparada con otros sistemas de retención de rocas sueltas (Ucar, 2004).

Consideraciones para su empleo:

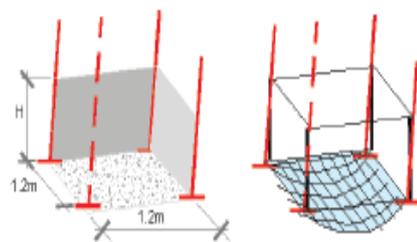
- Este tipo de sostenimiento no está diseñado para soportar cargas estáticas y/o dinámicas, pero en combinación con otros sistemas de soporte es capaz de contener las cargas mencionadas.
- Conjuntamente con los pernos dinámicos se utiliza un sistema de retención de los fragmentos de roca eyectados por la actividad micro sísmica, la capacidad de absorción de energía de una malla electrosoldada de 10 m x 10 m x 4 mm es: 3 – 6 kJ /m² (deberá ser verificado por el fabricante).

- La instalación de este sistema de sostenimiento es apropiada para asegurar lugares para el tránsito de personal, lugares de reunión de los trabajadores, subestaciones eléctricas, cámaras de chancado etc.

Existen tres tipos de malla: malla no metálica, malla de alambre tejido y la malla electro soldada. La malla de alambre tejido es muy flexible y se la emplea para contener la caída de rocas de techo y hastiales de las excavaciones, aunque no se recomienda este tipo de malla en el concreto lanzado porque dificulta que éste llegue a la roca y queda “soplado” detrás de la malla. La malla electro soldada es más rígida pero más adecuada para emplearla conjuntamente con el concreto lanzado.

Figura

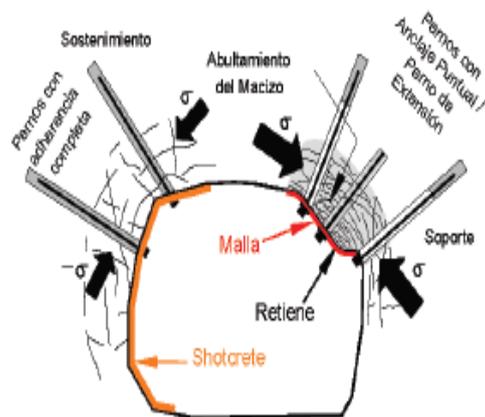
SOSTENIMIENTO - MALLA ELECTROSOLDADA - CALIBRE # 6



RESISTENCIA A CARGARSE DE MALLA ELECTROSOLDADA CALIBRE # 6 (0.2" DIAM) 4'x4' 3.3 toneladas

$H \times 1.2m \times 1.2m \times 2.8t/m^3 = 3.3$ toneladas. Capacidad de cargarse resultando en altura de la carga abultada (profundidad de la carga abultada) de 0.9m. Notar que se utilizó el peso unitario para un resultado conservador, es decir, si utilizamos el peso unitario de la roca quebrada la altura sería mayor. Se recomienda cortar/rehabilitar la malla cuando el abultamiento sea de 0.3-0.6m *Basado en Roca de Gravedad Especifica de 2.6

a)



b)

a) Empleo de malla metálica de: $10cm \times 10cm$ N°6 para suspender bloques sueltos que se encuentran entre perno y perno. $H \times 1.2m \times 1.2m \times 2.8 T/m^3 = 3 T$ (la altura H ha sido estimada en 0.9m). Para un diseño convencional mantener H entre 0.3 a 0.6.

b) Malla metálica empleada para retener los bloques de roca eyectados por la actividad microsísmica. En este caso la malla metálica tiene una capacidad de absorción de energía de 3 - 6 kJ/m²

Figura 9-8. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos (Pakalnis, 2014)

MALLA – RESISTENCIA AL ABULTAMIENTO DISTRIBUCIÓN 1.2 m x 1.2 m	
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 4)	Resistencia Abultamiento = 3.6 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 6)	Resistencia Abultamiento = 3.3 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 9)	Resistencia Abultamiento = 1.9 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 12)	Resistencia Abultamiento = 1.4 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 2.9 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 galvanizado)	Resistencia Abultamiento = 1.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.2 toneladas
Calibre 4 =0.23" diámetro. Calibre 6=0.20" diámetro. Calibre 9=0.16" diámetro. Calibre 11=0.125" diámetro. Calibre 12=0.11" diámetro. Resistencia al Corte del Shotcrete = 2 MPa=200 toneladas/m ²	

Concreto lanzado

El concreto lanzado es un mortero que es transportado a través de mangueras y lanzado neumáticamente sobre la superficie a recubrir, fraguando, endureciendo y adquiriendo considerable resistencia (Ucar, 2004). Se utilizan dos procesos de mezclado: mezcla seca y mezcla húmeda, cada una con características propias. La tendencia actual es emplear el concreto reforzado con fibras de acero y/o sintéticas.

El concreto lanzado tiene dos efectos bien marcados cuando actúa en la superficie de la roca, que son:

- Sella la superficie de la roca cerrando las fracturas.
- Evita la descompresión y la alteración de la roca.

La forma ideal de trabajo es formar un anillo (rociado en todo el perímetro de la excavación) que permitirá resistir más cargas que son transferidas por la deformación de la roca circundante, así como resistir cargas puntuales de bloques deslizantes que se apoyan sobre la superficie del concreto.

Si por razones operativas no es posible formar el anillo, se recomienda cubrir la totalidad de las paredes y techos de los túneles. No se recomienda cubrir áreas reducidas de la superficie a sostener. En su utilización se tendrá en cuenta:

- El diseño de mezcla del concreto lanzado.
- La resistencia de trabajo del concreto lanzado.

- El espesor del concreto lanzado.
- La presencia de aguas subterráneas en la labor (cantidad, composición química y presión).
- El drenaje de las aguas subterráneas que quedan detrás del concreto lanzado.
- La calidad del agua (potable).
- El tipo de mezcla (húmeda o seca).
- El empleo de micro sílice, aumenta la resistencia a la compresión y al ataque químico.
- El empleo de aditivos (plastificantes o acelerantes).
- La adición de fibras de refuerzo deberá cumplir con la norma EN 14889 (Norma de la Comisión Europea de Normalización para fibras en concreto).
- Los ensayos de rendimiento y monitoreo, verificar la resistencia a compresión simple y absorción de energía (tenacidad).
- La aplicación del concreto lanzado en la forma correcta (ej. desate y limpieza de la superficie a rociar, y ángulo de la boquilla perpendicular a la superficie a cubrir).
- La resistencia temprana del concreto para que no resulte dañado por voladura.

Tabla 9-9. Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice (alta resistencia $f'c = 350 \text{ kg/cm}^2$)

Componentes	Mezcla seca		Mezcla húmeda	
	kg/m ³	% materiales secos	kg/m ³	% materiales Húmedos
Cemento	420	19	420	18.2
Aditivo de sílice	50	2.2	40	1.7
Mezcla de agregados	1670	75.8	1600	69.2
Fibras de acero	50	2.2	50	2.2
Acelerante	13	0.6	13	0.6
Superplastificante	-	-	6 litros	0.2
Reductor de agua	-	-	2 litros	0.08
Incorporador de aire	-	-	si requiere	
Agua	controlado a la boquilla		180	7.8
Total	2203	100	2311	100

Cable (Cable bolting)

En minería subterránea, los cables de anclaje son efectivos para detener el movimiento de la roca encajonante de los tajeos de explotación y otras excavaciones mayores.

Recomendaciones:

- Los cables de anclaje, en labores mineras, por lo general son del tipo cementados sin tensión y se instalan antes del comienzo de la explotación del tajeo y podrán continuar colocándose conforme avanza ésta.
- En la instalación de los cables deberá tenerse en cuenta lo siguiente:
 - o El diámetro de la perforación debe ser tal que permita el ingreso del cable y de las mangueras de inyección y purga.

En el rendimiento de los cables cementados el componente más débil es el sistema cemento/cable (Kaiser, 1992); por tanto, se sugiere el empleo de algún tipo de cable modificado que proporcione mayor fuerza de arranque como serían (entre otros) los cables bulbados: Birdcaged strand, Nutcaged strand y Bulbed strand (Hutchins, 1990 y Garford, 1990).

- La relación agua/cemento (a/c) de la pasta de cemento deberá ser lo suficientemente baja (ej. $a/c = 0.3$) para que el cable adquiera una alta resistencia al arranque.
- El empleo de aditivos ayudará a reducir al máximo la relación agua/cemento. (ej. súper plastificantes, agentes reductores de agua etc.).
- La elección de la bomba adecuada es fundamental para la inyección de pasta de cemento muy viscosa (baja relación agua/cemento).
- De los dos métodos de inyección que existen: inyección por la boca de taladro y/o por el fondo del taladro, se deberá elegir aquel que garantice el llenado total del taladro, sin que se produzcan vacíos (burbujas) interiores que reducirán el esfuerzo de confinamiento.
- En las minas peruanas, los cables cortos de anclaje son anclados empleando el método de inyección del “tubo retráctil”.
- El diámetro mínimo de la manguera de purga deberá permitir la circulación de la pasta de cemento por ella. El retorno de la pasta de

cemento por la manguera de purga, indica que el taladro ha quedado completamente inyectado.

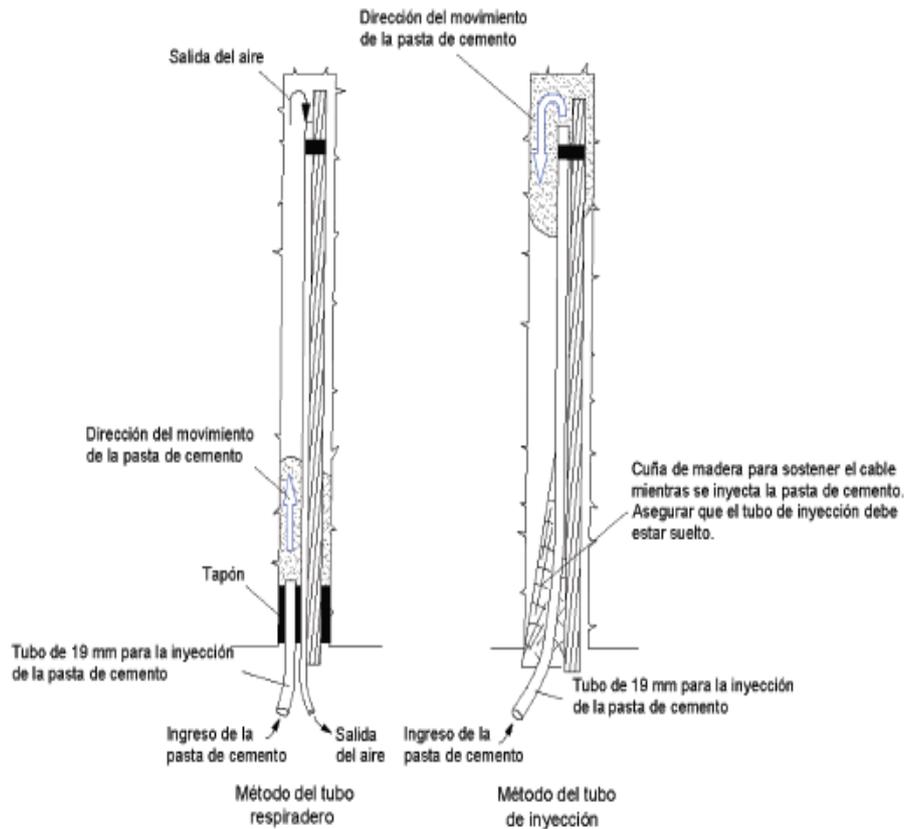


Figura 9-9. Métodos de inyección de cables de anclaje (Hoek, Kaiser, Bawden, 1995)

Alta capacidad al corte (Mathews et al, 1986)		
Trenzado tipo jaula (Hutchins et al, 1980)		Antinodo Nodo
Trenzado embulbado (Garford, 1990)		Antinodo Nodo
Trenzado tipo remalle (Windsor, 1986)		Antinodo Nodo

Figura 9-10. Configuración de cables de anclaje (Hoek, Kaiser y Bawden, 1995)

Instalación del cable:

Método del tubo respiradero. En la Figura 9-11 (a la izquierda) se muestra el método de inyección llamado “de tubo respiradero”. Este es el método más común para instalar cables (trenzado simple) en taladros ascendentes. La pasta de cemento con relación agua/cemento = 0.30 – 0.35. Se inyecta por la boca del taladro con una tubería de inyección de un diámetro 19 mm, el aire se purga a través de un tubo de 9 mm de diámetro. Se detiene la inyección cuando la pasta de cemento regresa por el tubo respiradero, es importante que al terminar la inyección el tubo de purga quede completamente lleno de pasta de cemento.

Método del tubo de inyección. Este método se puede usar en taladros ascendentes y descendentes con cables de trenzado simple. En la Figura 9-11 (derecha) la inyección se realiza con una manguera de 19 mm de diámetro que se extiende hasta el fondo del taladro. La pasta de cemento se inyecta por este tubo. Este método permite usar una baja relación agua cemento (0.3 a 0.35) y no existe el peligro de que se formen burbujas en el taladro. El taladro se considera inyectado cuando aparece una pasta acuosa en la boca del taladro y se debe continuar bombeando hasta que aparezca una pasta de cemento gruesa. La tubería de inyección debe estar sujeta con cinta adhesiva en el fondo del cable o ser retirada lentamente, a medida que el taladro se va llenando, en este último caso se debe tener cuidado que los volúmenes de tubería desalojada y de ingreso de pasta coincidan para no generar vacíos en el taladro.

Cimbras metálicas

Son estructuras en arco compuestas por perfiles metálicos de acero que se ajustan a la sección típica del túnel. Su misión es soportar la roca suelta del techo y de las paredes laterales del túnel. Este tipo de soporte se emplea en casos extremos de roca de muy mala calidad, como roca muy fracturada o deleznable, o como una medida de contención de bloques de roca que son eyectados de la superficie del túnel por estallidos de rocas. Hay que considerar que por lo general en rocas de muy mala calidad se requiere el auxilio de otros elementos de soporte

(concreto lanzado, micropilotes, marchavantes de madera), como pre refuerzo para asegurar el lugar antes de colocar las cerchas.

Hay dos tipos de cimbra: rígidas y deslizantes. Las rígidas que usan perfiles como W, H e I, suelen tener platinas y pernos con tuerca para poder formar una estructura sólida que abarque todo el perfil de la excavación. La instalación de este tipo de cimbra necesita adecuar el piso de la labor con el objetivo de mantener la platina estable en el piso y finalmente es necesario empernar las otras partes de cimbra que actuarán en el resto del perímetro de la labor minera. Las cimbras deslizantes usan perfiles como las V y Ω , y están conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre ellos, sujetos y ajustados con uniones de tornillo. Tienen la peculiaridad de no ser netamente rígidas debido a que pueden deformarse en caso la presión sea muy alta o hasta que falle el macizo. La instalación de esta cimbra necesita un soporte en el piso de la labor minera y un correcto ajuste de los tirantes, que permitan mantener a compresión toda la estructura.

Recomendaciones:

- En la colocación de cimbras metálicas se deberá tener en cuenta:
- El estado de esfuerzos del macizo rocoso.
- Las cargas verticales y laterales sobre las cimbras.
- En macizos rocosos de muy mala calidad es aconsejable realizar el pre acondicionamiento del macizo rocoso, por ej. concreto lanzado de alta resistencia para la instalación de la cimbra en forma segura.
- Los materiales para el bloqueo de las cimbras.
- El correcto bloqueo de las cimbras.
- El forro de las cimbras (ej. chapas metálicas acanaladas).
- La cimbra deberá quedar completamente bloqueada al macizo rocoso (quedar en carga).

Otros tipos de sostenimiento

Puntales de madera.

Es un sostenimiento formado por postes de madera de una longitud máxima de 3.0 metros y con diámetro de 6 a 10 pulgadas. Se instalan en forma perpendicular a las cajas, generalmente en tajeos de explotación de vetas angostas, podrán ser verticales y/o inclinados, dependiendo del

buzamiento de la veta. Los puntales trabajan a compresión pudiendo soportar hasta 10 MPa, deberán evitarse cargas de flexión. Van bloqueados a las cajas colocando en un extremo del puntal una plantilla de madera y el otro extremo va apoyado en una patilla excavada en la roca, y bloquea a las cajas con la ayuda de cuñas (en el lado de la plantilla). Constituye un elemento de sostenimiento que se emplea en la explotación de vetas angostas, en tajeos en los que se requiere ir sosteniendo el macizo rocoso a medida que la explotación avanza. (El sostenimiento definitivo será con relleno quedando los puntales cubiertos por él).

Paquetes de madera.

Los paquetes de madera se usan cuando los puntales no son suficientes para soportar los techos de los tajeos debido a mayores cargas y/o porque la altura resulta inadecuada para la instalación de puntales.

Se emplean en la explotación de tajeos por corte y relleno y en cámaras y pilares para soportar la roca suelta entre algunos pilares (nunca reemplazando a los pilares naturales). Estos paquetes se construyen de madera redonda de

6 a 8 pulgadas de diámetro y de 1.2 m de longitud mínima. Se podrán armar formando anillos cuadrados de 0.8 x

0.8 (existen variadas configuraciones para armar los paquetes). El extremo superior del paquete deberá quedar bloqueado (topeado) a la roca.

Cuadros de madera.

Se utilizan para el sostenimiento de túneles excavados en rocas de muy mala calidad (muy fracturadas, alteradas, que requieren soporte inmediato). Constan de tres piezas: dos postes y un sombrero, además de dos tirantes que unen los cuadros (las diferentes piezas del cuadro son ensambladas mediante destajes en la madera). Los cuadros están diseñados para soportar cargas verticales debido al peso muerto de la roca del techo del túnel. En la explotación de vetas angostas con minerales y cajas de mala calidad también se emplean estos cuadros, que pueden ser completos y/o de 2 piezas (cuadro cojo). Los cuadros deberán estar convenientemente bloqueados a la superficie de la

excavación. Los cuadros constituyen un tipo de sostenimiento pasivo, porque comienzan a trabajar cuando la roca “carga” sobre ellos.

Las precauciones más importantes a tenerse en cuenta en el armado de cuadros son:

- El personal estará entrenado y capacitado adecuadamente para realizar el sostenimiento.
- Deberá conocer las reglas de seguridad y las diversas técnicas del enmaderado.
- Se hará el desate de las rocas encajonantes.
- Sostener provisionalmente la labor con guarda-cabezas, (ej. instalación de marchavantes).
- Los cuadros serán rectos o cónicos, los postes serán preferentemente cilíndricos de 8 pulgadas de diámetro.
- Para que el cuadro sea cónico, se debe cumplir la siguiente condición: la proyección de la base superior (en el piso) se traslape con la base inferior, al menos en $\frac{1}{2}$ diámetro del poste.
- El cuadro armado deberá ser vertical y quedar perpendicular a los hastiales.

Pre refuerzo del macizo rocoso. Aunque el pre refuerzo no es un tipo de sostenimiento propiamente dicho, se lo incluye aquí como un método que facilita la excavación de túneles en macizos rocosos que durante su vida de servicio estarán sometidos a condiciones cambiantes de esfuerzos y por tanto deben ser preparados para esas condiciones.

- Se empleará la técnica de pre refuerzo para proporcionar refuerzo a la roca antes de realizar la excavación, de tal forma que el macizo rocoso se encuentre parcialmente sostenido antes excavar. También se le empleará como medida preventiva a fin de posibilitar la colocación del sostenimiento definitivo (ej. concreto lanzado antes de la colocación de las cerchas).
- El pre refuerzo elimina el riesgo de caída de rocas, y deberá proporcionar absoluta seguridad para continuar con el sostenimiento de la labor.
- Si se emplea concreto lanzado como sostenimiento preventivo antes de la colocación de los cuadros y/o cerchas metálicas, la resistencia del

concreto deberá ser no menor de 350 kg/cm² y tener resistencia temprana.

- El concreto lanzado estará reforzado con fibra metálica (ej. 40 - 50 kg/m³). El empleo de la fibra también elimina el riesgo que implica la instalación de la malla metálica en un macizo rocoso inestable.
- El pre refuerzo antes de la voladura, para excavación de túneles que serán sometidos durante su vida útil a altas concentraciones de esfuerzos (ej. ventanas de tajeos de explotación), se realizará con pernos cementados sin tensión a fin de controlar/reducir la generación de fracturas debido a la voladura. La voladura se realizará cuando la pasta de cemento haya alcanzado su máxima resistencia.
- Se incluye la técnica de avance con micropilotes pesados para la excavación de túneles en macizos rocosos de muy mala calidad. La aplicación de esta técnica posibilita trabajar en este tipo de terreno con absoluta seguridad.
- Se recomienda el pre refuerzo o pre acondicionamiento para proporcionar condiciones de absoluta seguridad en la excavación y sostenimiento de túneles en macizos rocosos muy difíciles.
- En macizos de roca de mala calidad se puede emplear pernos auto perforantes como alternativa al revestimiento. Estos pernos son barras huecas que cuentan en un extremo con una broca que posee orificio de barrido. Los pernos auto perforantes están fabricados de esta manera para introducir al agente cementante en el interior del taladro por el orificio de la barra y lograr de esta manera un adecuado acoplamiento entre el macizo rocoso, el perno y el cementante.

La elección del tipo de material de soporte será determinada por cada mina según el uso que se le dará a la excavación.

La labor deberá contar con el Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro (PETS) e Identificación de Peligro, Evaluación y Control de Riesgo (IPERC) debidamente aprobados.

2.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.

2.3.1 Hipótesis General

Si nosotros logramos usar como reforzamiento del sostenimiento el cable bolting entonces lograremos minimizar el deslizamiento de los bloques rocosos y evitar la dilución del mineral durante la explotación por taladros largos en Unidad Minera Carahuacra – Empresa Minera Volcán S.A.A durante el año 2018.

2.3.2 Hipótesis específicas

- a. Si determinamos los factores geomecánicos que intervienen en la estabilidad de las rocas cuando usamos cable bolting como sostenimiento entonces podemos conservar la estabilidad de los bloques rocosos durante la explotación por taladros en Unidad Minera Carahuacra – Empresa Minera Volcán S.A.A durante el año 2018.
- b. Si conocemos el procedimiento en el diseño de sostenimiento por cable bolting entonces podremos realizar un sostenimiento eficiente durante la explotación por taladros largos en Unidad Minera Carahuacra – Empresa Minera Volcán S.A.A durante el año 2018.

2.4 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.

2.4.1 Variables para la hipótesis general

- **Variable Independiente:**

Uso como reforzamiento del sostenimiento el cable bolting

- **Variable Dependiente:**

Minimizar el deslizamiento de los bloques rocosos y evitar la *dilución del mineral*.

2.4.2 Variables para las hipótesis específicas

- **Para la hipótesis a.**

Variable independiente

Factores geomecánicos que intervienen en la estabilidad de las rocas

Variable dependiente

Conservar la estabilidad de los bloques rocosos.

- **Para la hipótesis b.**

Variable independiente

Conocimiento del procedimiento en el diseño de sostenimiento por cable bolting.

Variable dependiente

Sostenimiento eficiente durante la explotación por taladros largos.

2.5 DEFINICIÓN DE TERMINOS

Para los fines de este documento, se aplican los términos y definiciones siguientes:

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.

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.

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.

Anclaje mecánico

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

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

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

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

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.

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

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).

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

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

Straps

Cintas metálicas usadas como complemento del sostenimiento con pernos de roca.

Tiempo de autosostenimiento

Es el tiempo que la excavación rocosa puede permanecer abierta autososteniéndose, dependiendo del tipo de roca

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

Zonificación geomecánica

Proceso de delimitación de zonas en donde la masa rocosa tiene condiciones geomecánicas similares y por lo tanto también comportamiento similar

III. METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

El presente trabajo de investigación es de carácter APLICATIVO, conforme a los propósitos y naturaleza de la investigación; el estudio se ubica en el nivel descriptivo, explicativo y de correlación. correlacional - descriptivo porque este tipo de estudios tienen como propósito medir el grado de relación que exista entre dos conceptos o variables (en un contexto en particular) y descriptivo porque describir el proceso de acarreo y transporte del mineral en la mina

3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.

A efectos de abordar todos los factores que intervienen en el problema planteado, se empleó métodos: inductivo, deductivo, análisis, síntesis.

3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.

El diseño que utilizare en la investigación será por objetivos conforme al esquema siguiente, conforme al esquema siguiente:

OG	=	OBJETIVO GENERAL
HG	=	HIPÓTESIS GENERAL
CG	=	CONCLUSIÓN GENERAL

3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA.

3.4.1 Población

La población está compuesta por todos los labores del interior de la mina donde se realiza el proceso de sostenimiento de rocas en la Compañía Minera Volcán – Unidad Carahuacra

3.4.2 Muestra

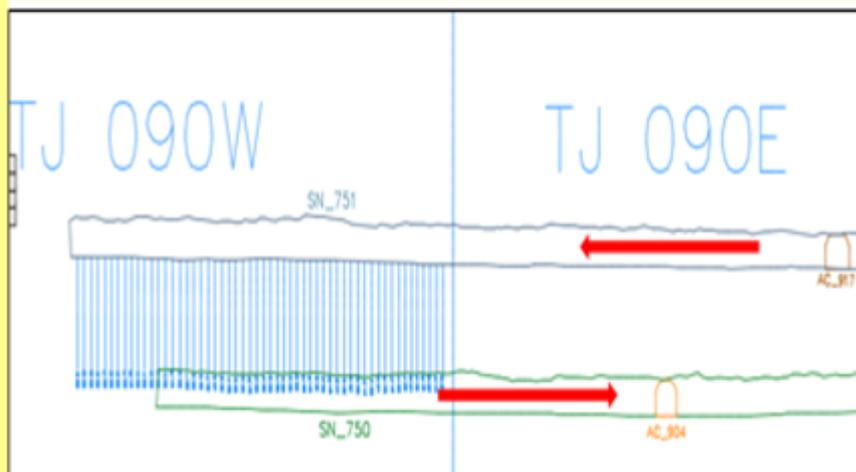
Se determino tomar como muestras específicamente:

-TJ 090 E X ACC 917, TJ 090 W X ACC 917 (Zona de perforación)

-TJ 090 E X ACC 904, TJ 090 W X ACC 904 (Zona de limpieza)

TJ_120W x AC_311 del nivel 1220.

Ubicación topográfica del Tajo 090 W x AC 917 (según diseño de Planeamiento CAR, minado en tres tramos en retirada. Corresponde desde la sección 1 hasta la sección 55 según secuencia de diseño)



Ubicación topográfica del Tajo 090Ex AC 917 (según diseño de Planeamiento CAR, minado en dos tramos en retirada. Corresponde desde la sección 1 hasta la sección 84 según secuencia de diseño)



Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Formato de mapeo geomecánico RMR 89 hacia el lado Oeste en promedio como RMR de 39 a lo largo de la toda la preparación, considerando techo, piso y estructura.

The screenshot shows the Rock Mass Rating (RMR) software interface for a Westward orientation. The interface is divided into several sections:

- Resistencia de la Pizarra Inalterada:** Includes fields for "Índice de Carga Puntual (MPa)" and "Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)".
- FGO (Índice de calidad de la roca):** A dropdown menu set to "V" with a "Rating" of 17.
- Espesamiento de discontinuidades:** A dropdown menu set to "0.200m" with a "Rating" of 0.
- Corrección por orientación de las discontinuidades:** Includes fields for "Número perpendicular al eje", "Número paralelo al eje del túnel", and "Eje central del túnel".
- Condición de discontinuidades:** Includes fields for "Permeabilidad", "Apertura", "Regredat", "Inclinación", "Relleno", and "Materialización".
- Presencia de agua:** Includes fields for "Cantidad filicular (litros)", "Suavidad (Presión del agua/velocidad)", and "Estado".

The final RMR value is 39, displayed in a red box. A "Calcular" button is visible at the bottom right.

Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Formato de mapeo geomecánico RMR 89 hacia el lado Este en promedio como RMR de 42 a lo largo de la toda la preparación, considerando techo, piso y estructura.

The screenshot shows the Rock Mass Rating (RMR) software interface for an Eastward orientation. The interface is divided into several sections:

- Resistencia de la Pizarra Inalterada:** Includes fields for "Índice de Carga Puntual (MPa)" and "Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)".
- FGO (Índice de calidad de la roca):** A dropdown menu set to "V" with a "Rating" of 17.
- Espesamiento de discontinuidades:** A dropdown menu set to "0.200m" with a "Rating" of 0.
- Corrección por orientación de las discontinuidades:** Includes fields for "Número perpendicular al eje", "Número paralelo al eje del túnel", and "Eje central del túnel".
- Condición de discontinuidades:** Includes fields for "Permeabilidad", "Apertura", "Regredat", "Inclinación", "Relleno", and "Materialización".
- Presencia de agua:** Includes fields for "Cantidad filicular (litros)", "Suavidad (Presión del agua/velocidad)", and "Estado".

The final RMR value is 42, displayed in a red box. A "Calcular" button is visible at the bottom right.

a) Recomendación de reforzamiento y/o sostenimiento de labores mineras.

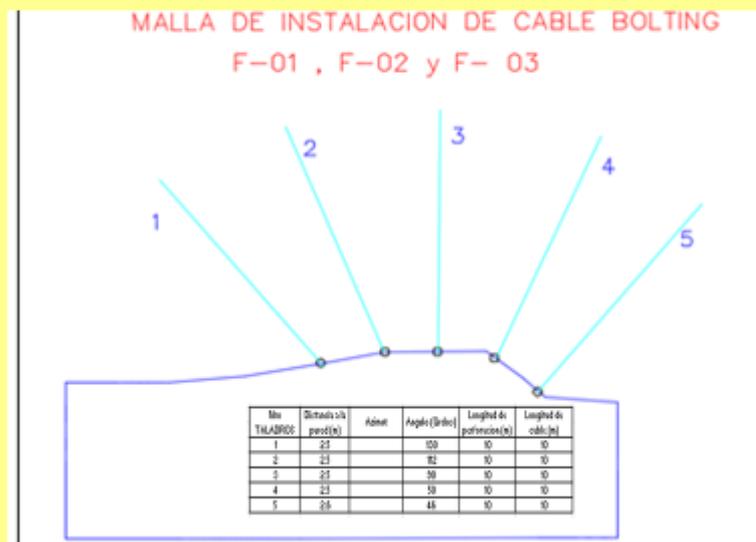
- Se ha considerado como parte del reforzamiento a nivel de las intersecciones; la instalación del cable bolting de 10 m. sobre todo en las intersecciones por tener mayor problema cuando se está terminando de minar como último tramo por lo que se detalla los tramos donde se deberá reforzar con cables bolting en la siguiente ubicación:

Sección vista de planta AC_917 intersección con SN_751 de la zona donde se va instalar cables bolting

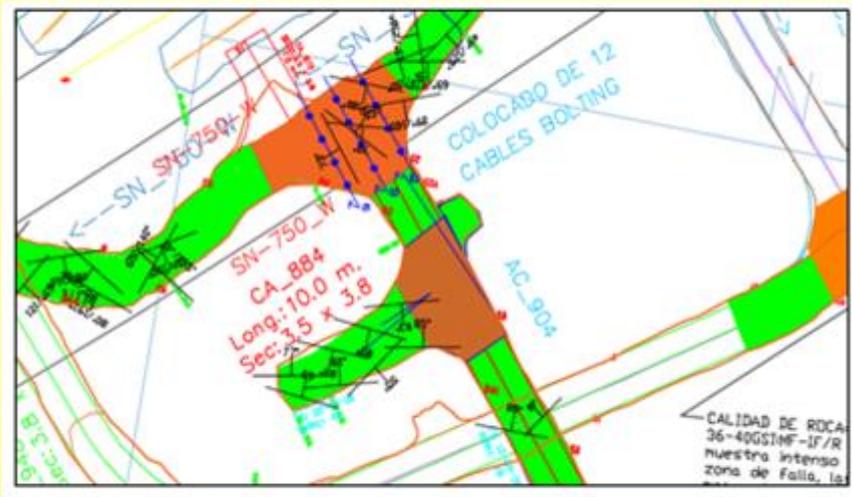


Sección Transversal AC_917 intersección con SN_751 donde requiere instalación de cables antes del minado

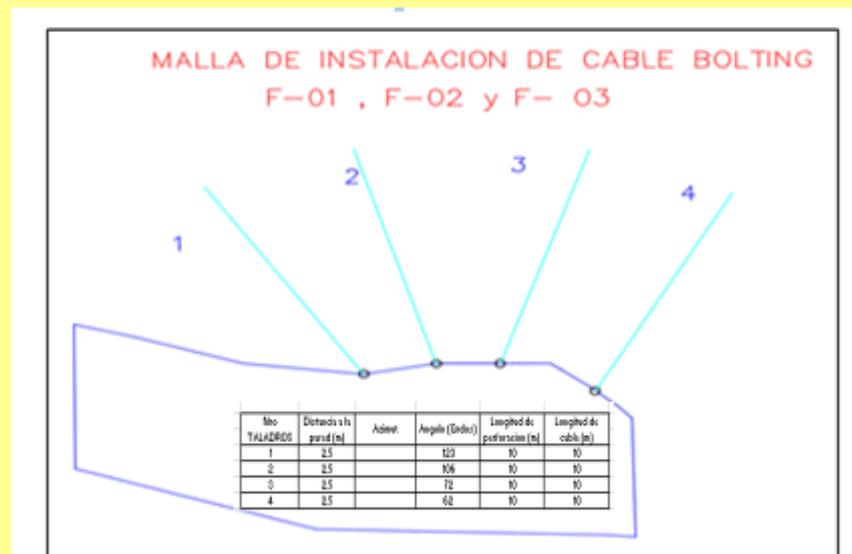
MALLA DE INSTALACION DE CABLE BOLTING F-01 , F-02 y F-03



Sección vista de planta AC_904 intersección con SN_750 de la zona donde se va instalar cables bolting zona de intersección



Sección Transversal AC_904 intersección con SN_750 donde requiere instalación de cables antes minado



3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

3.5.1 Técnicas

Las principales técnicas que utilizaré en la investigación es:

- Entrevistas y Encuestas
- Análisis Documental
- Observación
- Revisión de fuentes bibliográficas referidas al tema de investigación (libros, informe de tesis, revistas, publicaciones, etc.)
- Observaciones del participante y colaboradores, con fundamentos teóricos concernientes al tema de investigación
- Comparaciones con otros resultados.
- Entrevistas a personas involucradas o no involucradas en la población del estudio.
- Procesamiento y análisis de los datos

3.5.2 Instrumentos

Los principales instrumentos que utilizare en la investigación son:

- Guía de entrevista
- Cuestionario
- Guía de Análisis Documental
- Guía de Observación
- Técnicas de procesamiento y análisis de datos

IV. RESULTADOS.

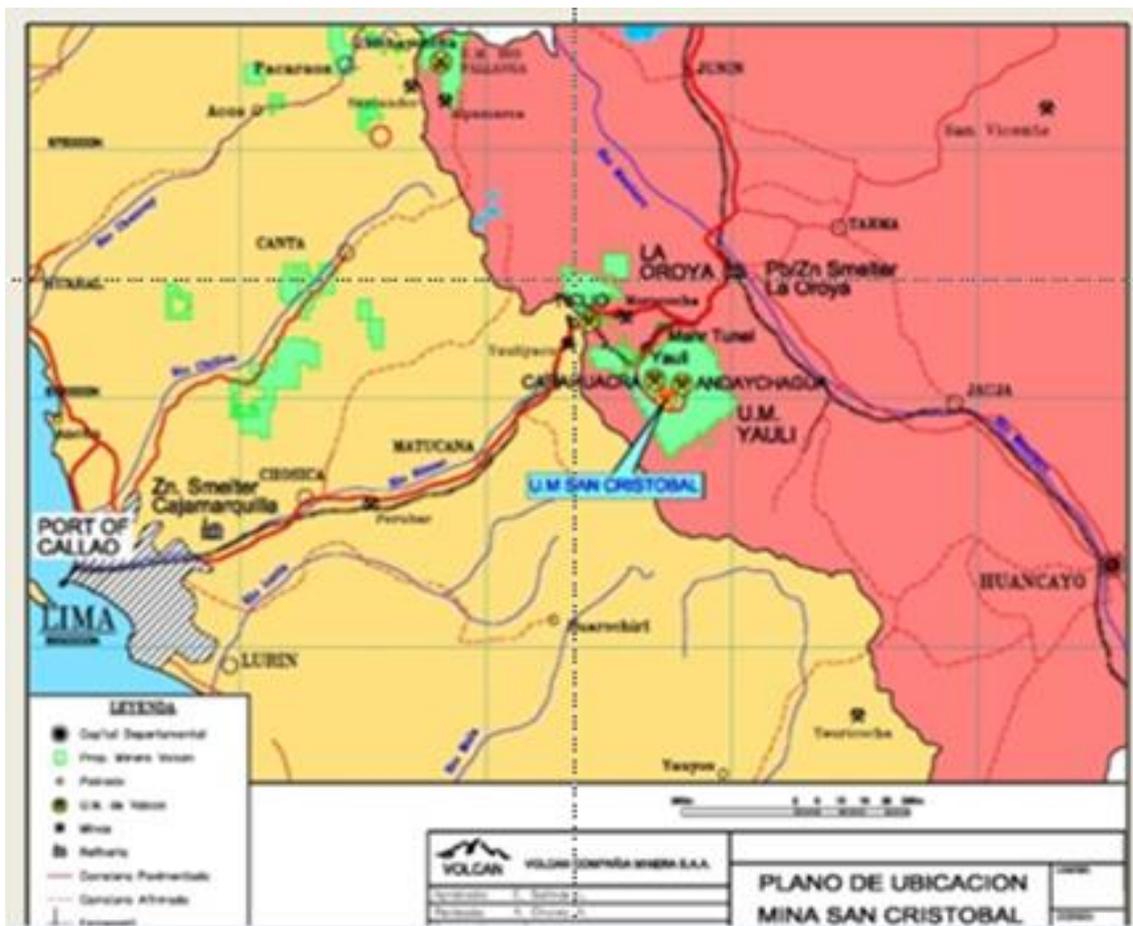
4.1 La Empresa minera volcán-Unidad minera carahuacra.

4.1.1 Ubicación: La Mina Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.A., esta ubicada en el Distrito de Yauli, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, a una altitud que varía entre los 4450 a 4800 msmn

4.1.2 Acceso: La vía principal de accesibilidad es por la carretera central Lima – La Oroya, hasta el kilómetro 155, luego se toma un desvío

ubicado a 1 kilómetro de la Central Hidroeléctrica de Pachachaca, se llega a los campamentos de San Cristóbal, pasando por las localidades de Marh Túnel, Yauli y Victoria.

MAPA DE UBICACION



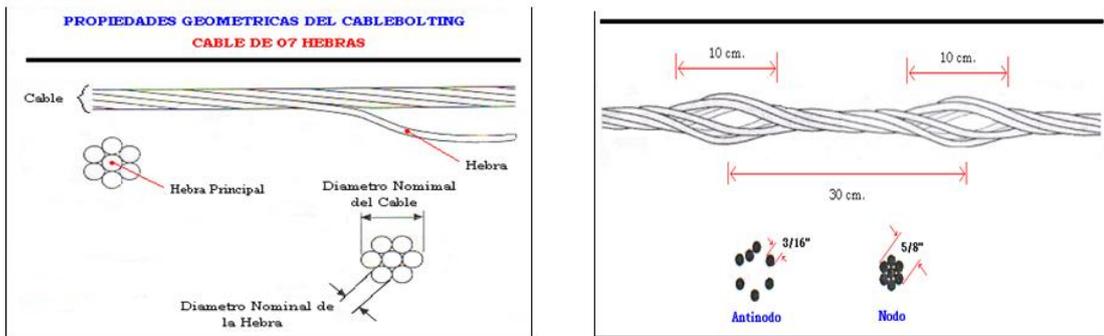
4.1.3 Método de explotación: En la unidad de producción Carahuacra se está aplicando los métodos de minado Over Cut and Fill (Breasting) y el Sub level Stopping (AVOCA).

espaciados regularmente para proveer reforzamiento y soporte para los techos, cajas y pisos de una labor subterránea o una abertura superficial.

4.2.2 Características : El cable bolting es un cable de acero que tiene una estructura conformada por 7 hilos de acero con un diámetro total de 5/8" y una longitud de 20 metros, a los cuales se le inyecta pasta de cemento para darle mayor estabilidad a las labores de explotación.

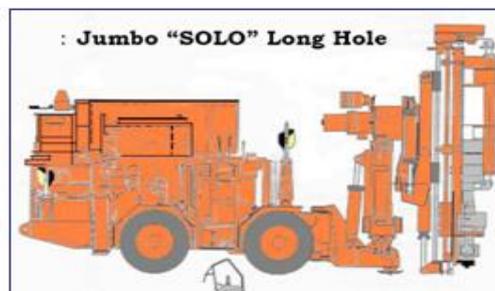
- PESO UNITARIO DEL CABLE: 1.10 Kg./ m
- LONGITUD DE CABLE: 20 m.
- DIAMETRO DEL CABLE : 5/8" x 7 Hebras.

4.2.3 Propiedades Geométricas del cable bolting.



4.2.4 Equipo usado: **JUMBO CABOL 7 PARA CABLE BOLTING**

- Es un equipo de bajo perfil, Long Hole, diseñado para realizar perforaciones radiales en un radio de 360° y una longitud de 20 metros, tiene incorporado una bomba para bombear pasta de cemento más un carrete con cable de acero el cual inserta en forma automática al taladro.



4.2.4

,materiales

Herramientas

y equipos utilizados:

Utilitario, Cable de acero de tipo **Nutcaged** 5/8" ø con una longitud variable de 20 m, con abultamiento cada 0.30 cm, Tubo de polietileno HDPE de 19 mm ø, Waype , Cuñas de madera 2" x 3" x 15, Cinta

aislante de plástico de 3/4" x 20.00 mm(rollo), Bomba de Inyección, Cizalla, Probador de energía, Cutter, llave francesa, alicate de presión, Comba de 4Lb, arco de cierra, Cordón con banderines de bloqueo de seguridad, Bastón luminoso, pantalla luminaria, Ganchos en forma de S aisladas, Cuaderno de Reporte.

4.3. Costo de instalación de cable bolting.

REMICSA	Tonelaje	Esp. Cable	N° cables	Metraje	Costo cable 6.00 mts(US\$)	Costo cable 4.00 mts(US\$)	Costo Cuña barril(US\$)	Placa (US\$)	Costo Cemento (US\$)	Costo tubería (US\$)	Costo Material (US\$)			
		5720	1.5 x 2.50	57	308	11.4	7.6	4.55	7.9	3.6	0.55	1680.85		
<table border="1"> <tr> <td>Costo por Tonelada</td> <td>0.29</td> </tr> <tr> <td>Costo por m de cable</td> <td>1.9</td> </tr> </table>											Costo por Tonelada	0.29	Costo por m de cable	1.9
Costo por Tonelada	0.29													
Costo por m de cable	1.9													
PRODIMIN	Tonelaje	Esp. Cable	N° cables	Metraje	Costo cable 6.00 mts	Costo cable 4.00 mts	Costo Cuña barril	Placa	Costo Cemento	Costo tubería	Costo Material			
	5720	1.5 X 2.50	57	308	12.1	10	6.6	6.5	3.6	0.58	1790.84			
<table border="1"> <tr> <td>Costo por Tonelada</td> <td>0.31</td> </tr> <tr> <td>Costo por m de cable</td> <td>2.21</td> </tr> </table>											Costo por Tonelada	0.31	Costo por m de cable	2.21
Costo por Tonelada	0.31													
Costo por m de cable	2.21													

Se necesitara:

- 43 Cables de 6 metros.
- 14 cables de 4 metros
- Un total de 308 metros para 14 secciones en el tajo 120 x Acc 311 Nv 1220

4.4. Tiempos en el diseño del sistema de cable bolting..

a) Tiempo de perforación de taladros para cable bolting.

Se ha tomado tiempos en la perforación de los taladros de las mallas de sostenimiento donde como promedio se ha obtenido 12 min por un taladro de 10 metros,

TIEMPO ESTIMADO DE PERFORACIÓN POR TALADRO

Nro de taladro	Tiempo de perforación (minutos)	Nro de barras	Mts perforados	Diámetro de broca (mm)	Ubicación de taladro
1	13'18"	7	10	51	Techo
2	10'52"	7	10	51	Techo
3	10'02"	7	10	51	Techo
4	13'10"	7	10	51	Techo
5	11'33"	7	10	51	Techo
6	11'00"	7	10	51	Techo

Tiempo Promedio = 11' 53"

b) Tiempo para la instalcion de cable bolting.

TIEMPO ESTIMADO PARA LA PRESENTACION DEL CABLE BOLTING POR TALADRO

Nro de taladro	Tiempo (minutos)	Mts de cable
1	2'04"	10
2	2'05"	10
3	2'07"	10
4	2'33"	10
5	1'45"	10
6	2'48"	10
7	2'08"	10
8	2'10"	10
9	2'19"	10

Tiempo Promedio = 2' 08"

c) Tiempo par el inyectado de cable bolting.

TIEMPO ESTIMADO INYECTADO DEL CABLE BOLTING POR TALADRO		
Nro de taladro	Tiempo (minutos)	Mts de cable
1	3'08"	10
2	4'01"	10
3	2'48"	10
4	3'13"	10
5	3'22"	10
6	3'41"	10
7	2'58"	10
8	3'10"	10
9	3'09"	10

Tiempo Promedio = 3' 16"

DATOS DE SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING

- Longitud de cable = 10m
- Longitud total/malla = 90m
- Espaciamiento entre cable = 0.5m
- Espaciamiento entre mallas = 2m
- Un promedio de 2000m. por tajo.
- Promedio de 2.5 minutos por metro, se estima 7 días de cableado por tajo de 20m x 40m

4.5. Procedimiento en la instalación de cable bolting.



Perforación de taladros con Scissor Bolter (10 metros)



2. Malla de taladros perforados



3. Sellado del taladro con waype y tarugo de madera a fin de evitar las fugas de la lechada de cemento



4. Sellado del taladro con waipe y tarugo en corona con equipo Telehandler



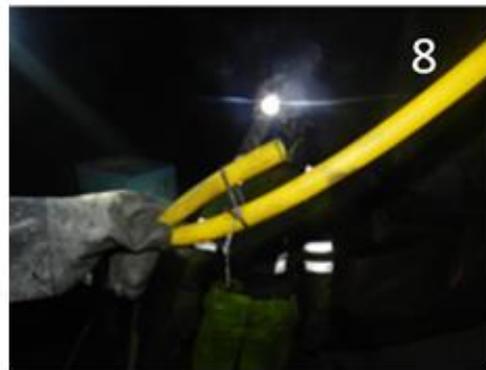
5. Disposicion del material (cemento) con apoyo de Telehandler (útil para el traslado de materiales)



6. Maestro y ayudante organizando el procedimiento de preparación de la lechada de cemento



7. Inyección de lechada de cemento en los hastiales con bomba Putzmeister.



8. Control de retorno de lechada de cemento (paso final de inyección de un taladro)

4.6 PRESUPUESTO.

DESCRIPCIÓN	MONTO
Bibliografía	1000
Gastos administrativos	2000
Asesoramiento técnico	1000
Transporte, alimentación y alojamiento	1500
Ejecución de la investigación	1500
Análisis de Datos	500
Procesamiento de Datos	500
Impresión	300
Total	8300

4.7 CRONOGRAMA

ITEMS	ACTIVIDADES	Año	2018																			
		Meses	Febrero				Marzo				Abril				Mayo				Junio			
		Semanas	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2		
1	Recojo de información preliminar.		■	■																		
2	Análisis de información preliminar.				■	■																
3	Elaboración del plan de investigación.						■	■														
4	Elaboración del marco teórico.						■	■	■	■												
5	Desarrollo del trabajo.										■	■	■	■	■	■	■	■				
6	Trabajo de campo										■	■	■	■								
7	Trabajo de gabinete.														■	■	■	■				
8	Procesamiento de datos.																		■	■		
9	Análisis de resultados.																					
10	Discusión de resultados.																					
11	Elaboración del informe preliminar.																					
12	Elaboración del informe final.																					
13	Presentación del informe.																					
14	Sustentación.																					

CONCLUSIONES

1. En la explotación subterránea se logra la estabilización tanto de labores pequeñas como de cámaras de grandes dimensiones con el sistema de cables cementados.
2. Por los métodos de explotación que se viene llevando a cabo en la mina Carahuacra SUB LEVEL STOPING con taladros largos; para lograr la estabilidad de las labores mineras hay necesidad de usar como reforzamiento del sostenimiento cable bolting. Para el caso de la presente investigación se tomo el tajo que se encuentra ubicado en:
 - Zona: Baja Nivel: 1280
 - Labor de Referencia: AC_904(zona de Limpieza)
 - Ac 917(zona de Perforación)
3. El uso del cable bolting como reforzamiento del sostenimiento del tajo, desde el punto de vista geomecánico es debido a: al efecto de la voladura, tamaño y geometría de la labor minera, el desatado de la rocas y su índice RQR
4. El índice RQR de la labor de estudio esta entre 39 y 42, a lo largo de la toda la preparación, considerando techo, piso y estructura. Debido a que Según mapeos se tiene una falla/Veta que es el control estructural Presenta espejo de falla en la caja techo y caja piso. Alteración argilitica en la caja techo (60 cm aprox.), en la caja piso presencia de Óxidos y relleno limoso (40 cm Aprox).
5. Se tiene presencia de agua por filtración en la corona por goteo constante y goteo moderado a flujo.

6. Se ha considerado como parte del reforzamiento a nivel de las intersecciones; la instalación del cable bolting de 10 m. sobre todo en las intersecciones por tener mayor problema cuando se está terminando de minar como último tramo
7. Para el sostenimiento de techos de los tajeos se ha llevado a cabo un análisis de estabilidad utilizando el Método Gráfico de Estabilidad. Estos indican la necesidad de utilizar refuerzo del techo con cable bolting, el espaciamiento de los mismos es 2.5 m y con una longitud de 10 m
8. La perforación de los taladros de las mallas radiales para la instalación del cable bolting, se realiza con el equipo Cabolt con un diámetro de perforación de 51 mm y con una longitud de 10 metros, con el ángulo de diseño y con un tiempo promedio de perforación por taladro de 12 minutos.
9. La instalación de los cables de acero se realiza con el equipo telehandler, con un tiempo estimado para su instalación por taladro de 2min.08seg para cables de 10 m.
10. Para la preparación del grouting se emplea 15 litros de agua en 42.5 Kg de cemento con el cual se obtiene una relación de agua /cemento de 0.36, con un tiempo promedio de inyección de 3 min. 16 seg.
11. El ensayo a la resistencia a la compresión uniaxial de la lechada de cemento a los 7 días en promedio es de 7 Mpa de resistencia.
12. El costo de instalación del cable bolting llevado a cabo por la empresa REMICSA ES DE 0.29 \$/Tn o 1.9 \$/m de cable y de la Empresa PRODEMIN ES DE 0.31 \$/Tn o 2.21 \$/m de cable.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda contar con personal capacitado y experimentado para estos tipos de trabajo, lo que nos conducirá a cumplir con las metas programadas y evitar accidentes.
2. Se recomienda para aplicación de cable boltng como reforzamiento de sostenimiento utilizar estándares apropiados en relación a los materiales, equipos, herramientas, y personal idóneo para la instalación.

BIOGRAFIA

1. Aduvire, O., López Jimeno, C., & Aduvire, H. (2000). Guía de Abandono y Clausura de Minas Subterráneas. Madrid: ETSI Minas de Madrid.
2. Barton, N. (1996). Investigation, design and support of major road tunnels in jointed rock using NMT principles. Keynote Lecture, IX Australian Tunnelling Conference, (págs. 145-159). Sydney.
3. Barton, N., & Grimstad, E. (2000). El Sistema Q para la Selección del Sostentamiento en el Método Noruego de Excavación de Túneles. En C. L. Jimeno (Ed.), Ingeotuneles (Vol. Libro 3).
4. COMPAÑÍA MINERA VOLCAN – UNIDAD CARAHUACRA.: Departamento de proyectos e ingeniería.
5. COMPAÑÍA MINERA VOLCAN – UNIDAD CARAHUACRA: Departamento de minas.
6. COMPAÑÍA MINERA VOLCAN – UNIDAD CARAHUACRA.: Departamento de Seguridad.
7. EXSA: “Manual Práctico de Voladura”. Editorial Lima – Perú (2001).
8. Hock y Brown. “Excavaciones Subterráneas en Rocas”. Editorial Mc Graw Hill. México (1980).
9. Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). Hoel-Brown failure criterion - 2002 Edition. NARMSTAC Conference, (págs. 267-273). Toronto, Canadá.
10. López Jimeno, C. G. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas. Escuela Técnica Superior de Ingenieros Minas.
11. Ministerio de Energía y Minas de la República del. (2007). Guía para la Evaluación de la Estabilidad de los Pilares Corona. Ministerio de Energía y Minas de la República del Perú
12. Ministerio de Energía y Minas de la República del Perú. (2016). Reglamento de Seguridad Ocupacional en Minería - DS N°024-2016-EM. Ministerio de Energía y Minas del Perú.
13. Navarro, R. U. (2004). Manual de anclajes en ingeniería civil. U.D. Proyectos Servicio Nacional de Geología y Minería (SNGM). (2002). Riesgo en la Minería Subterránea. Gobierno Nacional de Chile.

ANEXOS

Anexos de la instalación de cable bolting

