



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**MANUAL DEL SUPERVISOR DE MINAS
SUBTERRÁNEAS EN EL CASO DE ROCA DURA.**

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A :

ALEJANDRO CANO CABELLO

DIRIGIDA POR:

M. EN C. JOSÉ DE JESÚS HUEZO CASILLAS



CIUDAD UNIVERSITARIA

2010



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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



FACULTAD DE INGENIERÍA
DIRECCIÓN
60-I-1306

SR. ALEJANDRO CANO CABELLO

Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el profesor M.C. José de Jesús Huevo Casillas y que aprobó esta Dirección para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista:

MANUAL DEL SUPERVISOR DE MINAS SUBTERRÁNEAS EN EL CASO DE ROCA DURA

	INTRODUCCIÓN
I	METODOLOGÍA
II	DEFINICIÓN DE CONCEPTOS
III	MARCAJE DE LAS OBRAS
IV	PERFORACIÓN
V	CARGADO Y VOLADURA
VI	REGADO Y AMACICE
VII	FORTIFICACIÓN
VIII	REZAGADO
IX	ACARREO
X	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
	BIBLIOGRAFÍA

Ruego a usted cumplir con la disposición de la Dirección General de la Administración Escolar en el sentido que se imprima en lugar visible de cada ejemplar de la tesis el título de ésta

Asimismo, le recuerdo que la ley de Profesiones estipula que se deberá prestar servicio social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito para sustentar examen profesional

Atentamente

"POR MI RAZA HABLARÁ EL ESPÍRITU"

CD. Universitaria, D. F., a 27 de Octubre de 2009

EL DIRECTOR

MTRO. JOSÉ GONZALO GUERRERO ZEPEDA

JGGZ*RJPYS*srs



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE
MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCIÓN

Aceptación de Trabajo Escrito

Mtro. José Gonzalo Guerrero Zepeda
Director de la Facultad de
Ingeniería de la U.N.A.M.
Presente.

En atención a su oficio en el que nos informa que hemos sido designados sinodales del Examen Profesional del señor CANO CABELLO ALEJANDRO registrado con número de cuenta 09820283-0 en la carrera de INGENIERÍA DE MINAS Y METALURGIA, nos permitimos manifestarle la aceptación del trabajo desarrollado por el citado alumno.

Atentamente,

M.C. JUAN JOSE OBREGON ANDRIA

FECHA DE ACEPTACION: 3/XI/10

M.C. MAURICIO MAZARI HIRIART

FECHA DE ACEPTACION: 27/OCTUBRE/2010

M.C. JOSE DE JESUS HUEZO CASILLAS

FECHA DE ACEPTACION: 26/OCTUBRE/2010

M.I. JOSE ENRIQUE SANTOS JALLATH

FECHA DE ACEPTACION: 26/Octubre/2010

ING. EDUARDO GUERRERO LEYVA

FECHA DE ACEPTACION: 28/OCTUBRE/2010

FECHA DE EMISIÓN: 26 de Octubre de 2010.

JGGZ' MFB 'ICH

EP-6

Gracias Universidad por darme educación, gracias Facultad de Ingeniería por darme formación.

A María Ángela Cabello Álvarez y Alfonso Cano Gonzalez mis padres, seres tan maravillosos a los cuales entrego esta tesis como culminación a un gran esfuerzo que han hecho para hacerme la persona que soy ahora. Los AMO. Gracias por todo.

Para el amor de mi vida Karen Itzel Flores Barojas, por el tiempo que llevamos juntos y toda la vida que viene por delante hasta que nos hagamos pasitas juntos. Gracias mi vida por tu motivación. TE AMO CON TODO MI CORAZON.

A Maria Luisa Barojas Castillo y José de la Luz Flores Bravo mis suegros por todo su apoyo.

A Julia y Emiliano que ya llegarán.

A Alhondra Cano Cabello mi hermana y compañera de travesuras.

A mis herman@s Roman, Manuel, Eder, Pepe, Ana, Daniel y Rafa.

A mi director de tesis y a todos los sinodales que gracias a su apoyo fue posible concluir este trabajo. Gracias.

Índice

Introducción.....	7
I.- Metodología	8
II.- Definición de conceptos	9
III.- Marcaje de las obras	12
IV.- Perforación	16
IV. I. Descripción del equipo de perforación.....	16
IV. I. I. Equipo neumático.....	17
IV. I. I. I. Máquinas de pierna.	17
IV. I. I. II. Equipos de Barrenación Larga (BL).....	19
IV. I. II. Equipo electrohidráulico.....	20
IV. I. II. I. Jumbos.	20
IV. I. II. II. Equipo de barrenación larga (BL).	25
IV. II. Parámetros de operación	27
IV. II. I. Diseño de plantillas de barrenación.....	27
IV. II. II. Diámetro de barrenación	35
IV. II. III. Tiempo de barrenación.....	37
IV. III. Consumibles.....	39
IV. III. I. Rendimiento de barras.....	39
IV. III. II. Rendimiento de brocas	40
IV. III. III. Consumo de lubricantes	41
IV. IV. Costo.....	41
V.- Cargado y voladura	47
V. I. Selección de explosivo	51
V. II. Tiempo de retardo	53
V. III. Cálculo y costo del explosivo a utilizar	55
VI. Amacice y regado	60
VII. Fortificación.....	62
VII. I. Tipos de fortificación.....	62
VII. I. I. Pernos de anclaje.	63

VII. I. II. Pernos de anclaje con malla electro soldada.....	69
VII. I. III. Arcos metálicos	70
VII. I. IV. Concreto armado.....	71
VII. I. V. Concreto lanzado.	72
VIII.- Rezagado y cargado.....	74
VIII. I. Descripción de equipo	75
VIII. II. Parámetros de operación.....	78
VIII. II. I. Rendimientos.....	79
VIII. III. Consumibles	80
VIII. III. I. Diesel.....	80
VIII. III. II. Lubricantes	81
VIII. III. III. Cuchillas y cucharones.....	82
VIII. III. IV. Neumáticos	84
VIII. III. V. Refacciones.....	85
VIII. IV. Costo.....	85
IX.- Acarreo	95
IX.I. Tipos de camiones.....	96
IX.I.I. Rendimientos.....	98
IX. II. Costo	101
X.- Conclusiones y Recomendaciones.....	103
Bibliografía	105
Mesografía	105

Introducción

El objetivo de esta tesis es elaborar un manual que sirva de apoyo didáctico complementario para la enseñanza de los alumnos de la carrera de *Ingeniería de Minas y Metalurgia* de los últimos semestres y de consulta para mejorar su desempeño durante la realización de estancias profesionales en diversas empresas del ramo minero, así como a recién egresados que se incorporan al campo laboral en la industria minera y que su primer actividad es la de supervisor o ingeniero de planeación de minas subterráneas.

Se puede mejorar el nivel de aprendizaje de los estudiantes durante sus estancias profesionales, si previo a su salida consultan esta tesis que les ayudara a plantearse objetivos específicos sobre las diferentes operaciones unitarias que se contemplan en el ciclo de producción de una explotación minera subterránea.

El principal problema al que se enfrenta el supervisor al inicio del desempeño en esta función, es el desconocimiento de los parámetros de la operación minera, así como de las actividades y el detalle con el que se deben realizar durante el proceso de exploración, desarrollo, preparación y producción en una mina, las cuales son parte de su responsabilidad. Un aspecto fundamental para el buen desempeño de su actividad como supervisor, es el sentido de la planeación que pueda tener para poder llevar el control programado de las tareas en función del tiempo, ya que algunas serán tareas por turno, otras serán diarias, otras semanales y eventualmente de mayor plazo.

Es fundamental, para el desempeño del cargo de supervisor de mina, conocer con precisión los parámetros de operación del equipo y rendimiento de los materiales, que permitan llevar una operación con altos estándares de eficiencia en todos los aspectos de la operación, es decir, en el marcaje de las obras, perforación, cargado y voladura, regado y amacice, fortificación, rezagado y acarreo. Esto permitirá por consecuencia incidir favorablemente en un menor costo de operación, contando con la optimización de recursos materiales y humanos y una explotación controlada del yacimiento, con lo que una operación marginal o de bajo rendimiento puede llevarse con una mayor utilidad si se aprovechan adecuadamente los recursos disponibles. Esto permitirá mantener y/o abrir fuentes de empleo y un escenario de mejores salarios.

Dentro del contenido de la tesis se considera el ciclo de producción de una mina subterránea de acuerdo con las actividades que un supervisor debe desempeñar para darse cuenta de la diversidad de funciones que tiene que realizar, con la única finalidad de que su paso por la supervisión sea sólo por el tiempo necesario para que tome experiencia y aspire a los siguientes niveles teniendo bases sólidas.

I.- Metodología

Para el desarrollo de la tesis se estableció una metodología de las etapas que debe contener el manual propuesto de acuerdo con las actividades que se realizan en las operaciones mineras.

En un inicio es importante que el usuario del manual se familiarice con los principales conceptos que se manejan en una operación minera por lo que incluye un breve glosario de los términos más utilizados, para poder realizar las obras de exploración, preparación, desarrollo y producción en una unidad minera.

Cada una de las actividades se describe de acuerdo con lo que el supervisor debe de realizar, poniendo énfasis en la seguridad, manejo de personal, control de rendimientos de equipos e insumos que de forma automática impactan a los costos unitarios ya sea por metro lineal o cúbico.

La descripción de las operaciones unitarias de una mina subterránea de acuerdo con la secuencia en la cual se realiza el ciclo, se inicia con la perforación posterior al marcaje de las obras a realizar y de la plantilla de barrenación más adecuada. Posterior a la perforación se realiza el cargado y la voladura, en donde se agrupan las diferentes tareas concernientes al manejo del explosivo cuidando que sea una actividad segura para todos los involucrados y que se cumplan las expectativas de avance o de tumba ya sea de mineral o de tepetate. Después de la voladura se realiza el regado y amacice que siendo parte del ciclo es de suma importancia que se realice de la manera adecuada para evitar accidentes por caída de roca e intoxicación por gases producto de la voladura; en caso de que sea necesario se debe de realizar la fortificación de las áreas inestables, en esta parte se abordarán los diferentes tipos de soporte que se emplean en la fortificación de las obras subterráneas. Ya que se aseguro el área de trabajo mediante los pasos anteriores se realiza el rezagado del material empleando diferentes tipos de cargadores frontales que mueven el material hacia las zonas de cargado de los camiones que realizan la ultima parte del ciclo que es el acarreo, que se dedica al transporte del material sea mineral o tepetate a su destino.

En este trabajo se describen las actividades lo más cercano posible a la realidad bajo parámetros de operación probados que dan como resultado una operación minera segura y eficiente y por lo tanto a un bajo costo.

Las actividades dentro del ciclo de operación de una unidad minera aun cuando se cumplan al pie de la letra podrán no ser suficientes si no se hacen con una buena actitud y pensando siempre en tener una buena relación en el trabajo.

II.- Definición de conceptos

Para el desarrollo de este trabajo es importante comenzar con las descripciones de las actividades que competen al cargo de Supervisor de Minas y de los conceptos más utilizados en el *argot* minero mexicano, con el fin de facilitar la comprensión por parte del lector al momento de adentrarse en estas páginas.

Las definiciones contenidas en esta tesis son de las más utilizadas en la parte central del país, es de aclarar que pueden tener sus variables en otras partes de la República y probablemente muchas más variantes en otros lugares en América Latina.

Los siguientes conceptos son algunos de los más utilizados en el texto de acuerdo al desarrollo de los temas.

Brocas: Herramientas que sirven para hacer barrenos, van en la punta de las barras cónicas y tienen insertos de carburo de tungsteno en la punta para un mejor rompimiento de la roca. Existe también el denominado acero integral que consiste en una sola pieza la cual tiene la broca en un extremo y la barra en el otro.

Carga: Mineral tumbado y que se encuentra disponible para su movimiento, generalmente se encuentra almacenado en los rebajes o en los chorreaderos aunque también puede provenir de frentes que hayan cortado mineral.

Cielo: Se refiere a la parte superior de cualquier obra en una mina, ya sea de exploración, desarrollo, preparación o producción.

Colar: Termino referente a la industria minera que quiere decir que se va a llevar a cabo el ciclo completo para avanzar una cierta distancia dependiendo la longitud de la barra de perforación que se emplee.

Cuña: Cuadro principal de la plantilla de barrenación la cual garantiza una buena voladura en caso de que este bien realizada. Cabe mencionar que es el elemento más importante de una platilla de barrenación ya que genera la cara libre necesaria para el desplazamiento de la roca.

Detritus: Son los residuos de la misma roca con una granulometría aproximada de -20 mallas y se generan cuando se está realizando la barrenación.

Explosivo: Es una mezcla de sustancias químicas, las cuales mediante un iniciador generan en un tiempo muy corto una gran cantidad de gases a altas temperaturas y presión, ocasionando el rompimiento de la roca.

Línea de relleno: Línea que se dibuja en la tabla para indicar el nivel al que debe llegar el relleno y permitir que exista el espacio suficiente para iniciar el siguiente corte.

Línea de rezagado: Es el límite entre el piso de tepetate y el mineral que se tumbó, se marca generalmente a un metro de donde está el límite de rezagado con la finalidad de que el operador vea la referencia. Es importante el marcaje de esta línea en las tablas de los rebajes para que al momento de rezagar no se mueva material que está de relleno en los lugares que utilizan el método de explotación de corte y relleno.

Marcaje de límites de mineral-tepetate: Estos límites los marca generalmente el personal del departamento de geología en compañía del supervisor de las áreas de producción; este marcaje se basa en los resultados de las líneas de muestreo, es variable y depende de los precios de los metales. Se realiza con pintura en aerosol del color que maneje el departamento de geología. Es el límite físico hasta donde se puede barrenar en determinada zona.

Marcaje de pilares: Este marcaje lo realiza el personal del departamento de planeación y es necesario que tenga una distribución regular con base en las características mecánicas de la roca. Los pilares sirven para soporte de las obras de producción y evitar problemas de estabilidad, se marcan con pintura de esmalte y con brocha para que tenga una mayor durabilidad y poder delimitarlos.

Mineral: Es el material rocoso que debido a su contenido tiene un valor económico y depende de los precios en los mercados de los minerales metálicos o no metálicos de interés que contenga.

Pendiente: Es la inclinación que tienen las rampas, las frentes y los cruceros, puede ser positiva (hacia arriba) o negativa (hacia abajo); se les da una pendiente para poder llegar a los objetivos propuestos.

Perforación: La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras tiene como finalidad abrir agujeros con la distribución y geometría adecuadas dentro de los macizos, para alojar las cargas de explosivos y sus accesorios iniciadores.

Pisos: Es la línea imaginaria que se marca en el tope para conservar la pendiente definida a lo largo de las obras. Se marcan dentro de la sección de la obra pasando la continuidad de los 4 puntos referidos en las marcas obtenidas por las tablas, es decir, se

extienden dos hilos de forma paralela al tope de la obra en los 4 puntos que se tienen. Es importante llevar este control en las obras para evitar que en los pisos finales queden desniveles que puedan hacer que el agua se encharque, disminuyendo el tiempo de vida de los neumáticos del equipo de rezagado, así como las muelles y los neumáticos de los equipos de acarreo. Otro punto importante a tener en cuenta es que cuando se diseña una rampa, tanto positiva como negativa, se tome en cuenta la pendiente de los pisos para poder llegar al objetivo de la obra. Los 4 puntos de referencia generalmente los marca el topógrafo de la mina. También es conveniente marcar los pisos en los rebajes para evitar problemas de operación por exceso de agua encharcada.

Plantilla de barrenación: Es la distribución de los barrenos en la obra. Se marca en los topes o en los rebajes y es la base para lograr el rompimiento de la roca en la longitud barrenada asegurando la voladura y, por lo tanto, la eficiencia en el avance. La plantilla no sólo se utiliza en las obras de exploración y desarrollo, sino también en las de producción.

Rebajes: Son los lugares de producción. Es aquí donde se aplica un método de explotación determinado de acuerdo con las características estructurales, de concentración de valores y del volumen del depósito mineral.

Rezagado: Se refiere a la actividad de remoción o extracción del material hacia un punto de cargado o de confinamiento final. Se pueden utilizar varios tipos de equipo para llevar a cabo esta actividad (cargadores frontales de bajo perfil y palas mecánicas).

Rumbo: Es la dirección que debe llevar la obra para poder llegar al objetivo planteado en el proyecto. Físicamente son evidentes en el cielo de la obra (cordones de hilo), deben existir 2 puntos en el cielo separados a 2 m. de distancia aproximadamente. En caso de que se requiera colar en curva es necesario que el topógrafo pase las inflexiones.

Sección: Es el tamaño que tienen las obras, depende del equipo a utilizar. Las secciones cuentan con dos medidas ancho y alto, es importante marcar la bóveda que tendrá la obra con el fin de hacerla más estable. Si se delimita la sección adecuadamente la generación de material producto de una sobre excavación es mínima.

Tablas: Son los límites laterales de la obra (paredes), se consideran a partir del piso hasta donde comienza la bóveda o la altura final de rebaje.

Tepetate: Es el material rocoso que debido a su contenido no tiene ningún valor económico, por lo que su extracción representa un costo que no es recuperable.

Tope: Es el frente de cualquier obra de exploración, desarrollo o preparación (cruceos, rampas, contrapozos, etcétera), en donde está expuesta una cara para barrenación.

III.- Marcaje de las obras

El marcaje de las obras por el supervisor es importante para el personal que trabaja en el ciclo de desarrollo y producción de una mina y éste tenga cómo guiarse en sus actividades diarias (perforistas, operadores de cargadores frontales de bajo perfil, personal de voladura, etcétera.). Generalmente se realiza con pintura en aerosol de un color que resalte o simplemente el color que esté asignado al departamento en cuestión y sobre la roca en donde se va a perforar la obra o tumbar el mineral.

Antes de comenzar sus recorridos los supervisores deben saber cómo quedaron las obras, para eso se realiza una junta en la oficina de pueblo al inicio del turno en la que se reúnen: el supervisor saliente, el entrante y en los cambios de turno de tercera a primera y de primera a segunda está presente el personal del departamento mina y de los demás departamentos de servicios técnicos, en esta junta se tratan las prioridades de las obras, las condiciones de los equipos y de los lugares de trabajo.

En las obras de desarrollo se marcan generalmente la sección, los pisos y los rumbos, todos los elementos son muy importantes debido a que hacer un mal marcaje o no llevarlo a cabo, seguro aumentará el costo por metro lineal avanzado dando problemas logísticos por el movimiento del material estéril tumbado de más y por otro lado baja la eficiencia del avance de las obras. En las siguientes figuras se muestran los elementos a marcar para el control de las obras en secciones longitudinal, transversal y planta, para que el supervisor se familiarice con la lectura de planos.

El marcaje se comienza pasando los puntos del rumbo al tope de la obra, después se marca del centro hacia los extremos dando la distancia precisa de la sección, después se pasan los puntos de los pisos al tope de la obra y se verifica que se lleve la pendiente (ver Figs. 1 y 2), en caso contrario se marca la línea del nuevo piso para corregirlo, por último se marca la bóveda que debe llevar la sección (ver Fig. 3), para esta actividad el supervisor se auxilia de una persona que puede ser el perforista o el ayudante del mismo y en secciones grandes también se debe contar con una escalera para que el marcaje quede completo.

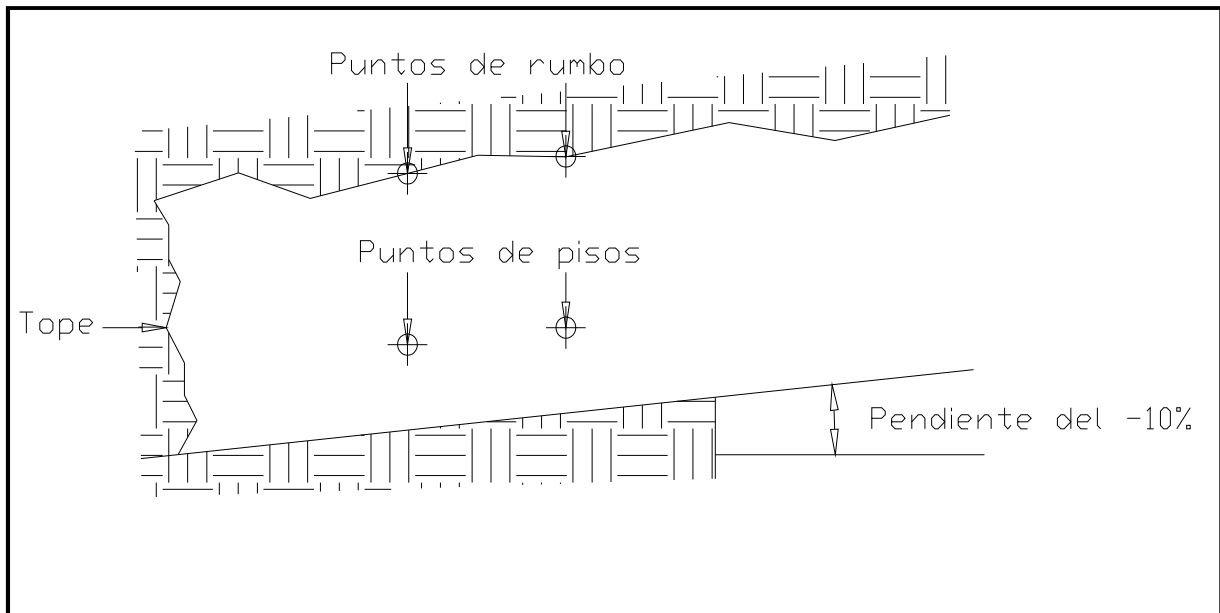


Fig. 1. Sección longitudinal de una rampa de 3.0 X 3.0 m. Se muestran los controles (rumbos y pisos)

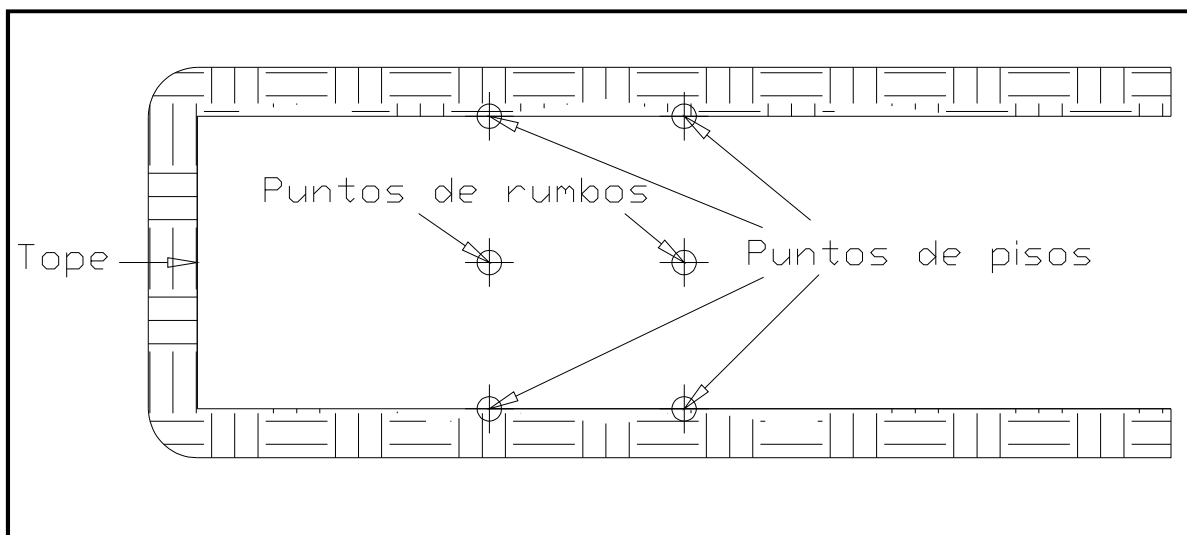


Fig. 2. Vista de planta de una obra de 3.0 X 3.0 m.

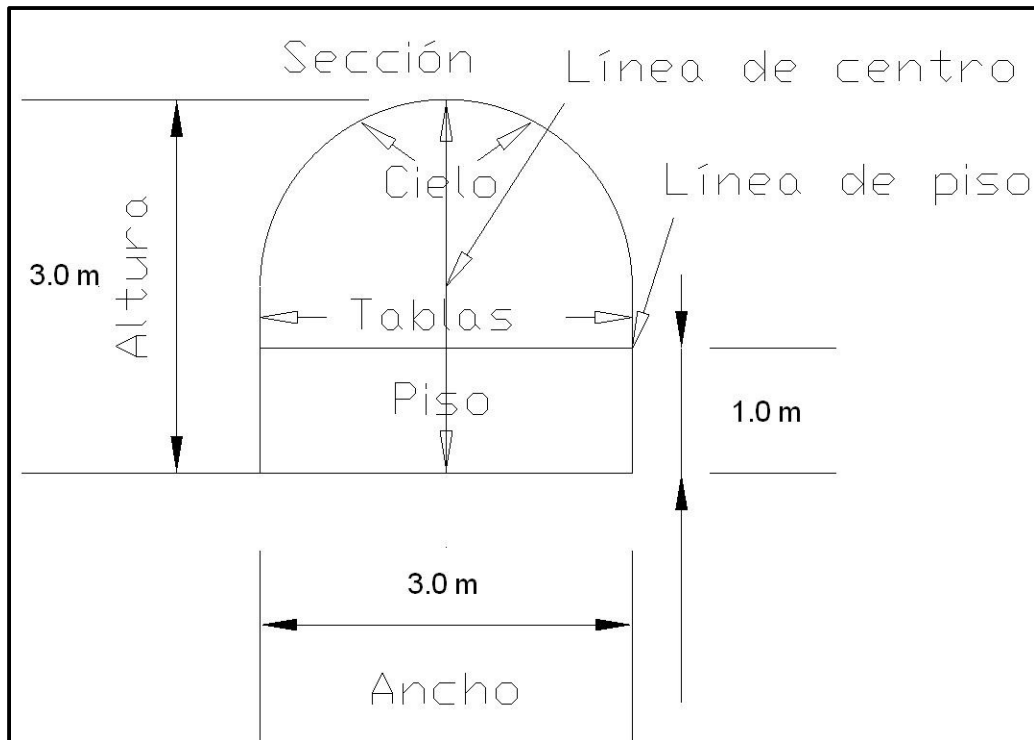


Fig. 3. Sección transversal de una obra con sección 3.0 X 3.0 m. En esta sección están señaladas las líneas que se deben de marcar en la obra como guía.

Los supervisores en sus recorridos al inicio de turno deben de visitar las obras para marcar la sección y los controles de las obras (rumbos y pisos), en caso de que haya varias obras que marcar y para no entorpecer la operación, lo mejor es que los perforistas marquen sus topes, por lo que deben tener todos los implementos necesarios para poderlo hacer (hilo y pintura en aerosol) y la capacitación adecuada por parte de los supervisores para que marquen bien y no haya un gasto extra por rehacer trabajos. Otra de las funciones del supervisor es revisar que las condiciones de seguridad sean las adecuadas para iniciar operaciones (concentración de gases, barrenos quedados, amacice, etcétera), el buen suministro de los servicios (agua, aire y energía eléctrica), en caso de encontrar alguna irregularidad debe coordinar su corrección con el mismo personal de operación o con el personal de mantenimiento.

Dentro del marcaje, si se están llevando frentes piloto para probar una nueva plantilla de barrenación o el uso de determinado tipo de explosivo para conocer su eficiencia, se debe marcar la cuña (A), los barrenos del cuadro (B), los ayudantes (C), tablas y pisos (D) con el fin de lograr una barrenación precisa y asegurar un avance efectivo en la obra. (ver Fig. 4).

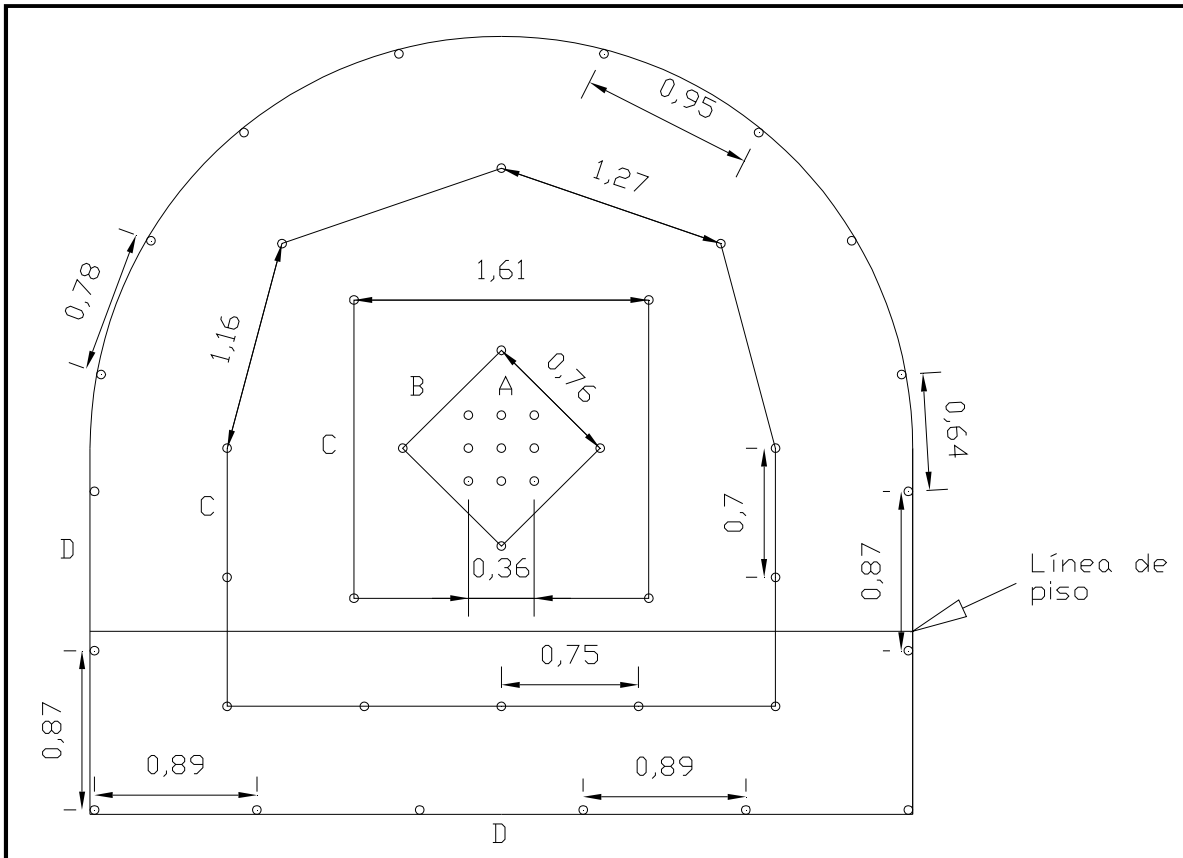


Fig. 4. Figura de una plantilla de barrenación típica para una sección de 4.5 X 4.0 m. Detalles que se marcan para frentes piloto

IV.- Perforación

La perforación es una actividad primordial para poder llevar a cabo el ciclo de desarrollo y producción en una mina. Se refiere a realizar orificios en la roca de distintos diámetros dependiendo su objetivo, para posteriormente cargarlos de explosivo o en su caso dejarlos vacíos con el fin de que contribuyan a la generación de cara libre en la roca.

Se debe tener en cuenta que para esta actividad es necesario seguir un procedimiento seguro de trabajo (PST), que es fundamental para cualquier actividad minera. Los procedimientos seguros de trabajo son diferentes de acuerdo con el equipo de perforación que se utiliza.

Para las actividades en la operación de la mina siendo la perforación parte de ellas es recomendable que siempre ande el personal en parejas, principalmente en los lugares más alejados, pero existe la posibilidad de que si las zonas de explotación y desarrollo se encuentran cercanas que los operadores de los jumbos trabajen solos, asignándoles un acompañante sólo en el momento de la instalación (conectar los servicios de aire, agua y energía eléctrica) del equipo.

IV. I. Descripción del equipo de perforación

Para llevar a cabo dicha actividad se puede emplear equipo neumático y/o electrohidráulico, esto depende de la capacidad económica que se tenga en la empresa en la que se labora, el objetivo que se quiera alcanzar (toneladas por día, metros avanzados por mes, etcétera.) y la infraestructura con la que se cuente.

Independientemente de cuál sea la fuerza motriz que utilizan los equipos de barrenación, ambos requieren de percusión, rotación y fuerza de empuje para poder hacer la barrenación y debe haber un equilibrio entre estas acciones, un exceso en alguna puede dar como resultado el desgaste prematuro del acero o inclusive de los componentes internos de cada perforadora.

En los equipos que tienen como fuerza motriz el aire comprimido la velocidad de penetración en la roca es más baja en comparación con los equipos electrohidráulicos, la principal ventaja es que su costo de mantenimiento es más bajo en comparación con los equipos electrohidráulicos, sus refacciones económicas y su durabilidad, siempre y cuando el personal los emplee adecuadamente.

Los supervisores deben de estar alertas para identificar los problemas que puedan tener los equipos de perforación y evitar pérdidas de tiempo, en caso de identificar algún problema deben informar y coordinarse con el personal de mantenimiento para buscar la falla y arreglarlo lo antes posible.

IV. I. I. Equipo neumático.

Son todos los equipos que utilizan como fuerza motriz el aire comprimido que hace mover émbolos y paletas para generar percusión, rotación y empuje en el equipo de barrenación.

IV. I. I. I. Máquinas de pierna.

La máquina de pierna es una herramienta neumática de perforación que requiere de una presión mínima de 80 psi y de 110 cfm de caudal para poder trabajar de manera óptima. (Fig. 5).



Fig. 5. Perforadora de una máquina de pierna.

En el mercado existen varias marcas disponibles, su selección depende de la disponibilidad de refacciones para un buen mantenimiento, en el costo que represente la inversión; también es de considerar qué potencia ofrece y qué durabilidad puede tener.

Para el buen funcionamiento del equipo se requiere como mínimo una línea de aire de 2" que llegue a una distancia de 30 metros máximo del tope donde se encuentra la máquina de pierna para que exista la posibilidad de colocar 2 máquinas de manera simultánea para un mejor rendimiento y un mayor avance en las obras de tumba y desarrollo. Los últimos

30 metros se complementan con tubería de HDPE (Polipropileno de alta densidad) de 1" para asegurar un buen abasto de aire.

Otro de los servicios que se debe tener en cuenta es el agua, que se regula directamente con una válvula que se encuentra en la máquina de pierna, este servicio es de suma importancia ya que evita que se tapen la barra y la broca, suprime la generación de polvos, permite el buen drenaje de los detritus producto del proceso y da lubricación a las brocas al momento de la barrenación. Generalmente se transporta en líneas de HDPE de 1"

Los implementos que se deben de considerar, aparte de los servicios que ya se han mencionado, en el uso de este equipo son los siguientes:

1. Barras de diferentes medidas (2', 4', 6', 8' de largo y 7/8" de diámetro) y tipos (acero cónico, acero integral, escariadoras, etcétera.).
2. Brocas de diferentes tipos, desde en cruz hasta de botones, generalmente con un diámetro de 1 1/2" (exceptuando las brocas escariadoras que tienen un diámetro de 2 1/2").
3. Lubricantes. El lubricante más utilizado es el ALMO 127 que se emplea para que la perforadora tenga una mayor vida operativa.

Otro de los usos que tiene la máquina de pierna, aunque es altamente riesgoso si no se realiza adecuadamente, es el de introducir las barras de Split-set para el anclaje de roca en zonas que presentan inestabilidad (este tema se tratara con mayor detalle en la sección de fortificación y anclaje).

El uso de las máquinas de pierna puede variar, desde el desarrollo en secciones de 2.0 X 2.0 m o contrapozos, hasta secciones de 4.0 X 4.5 m con una buena eficiencia en lo que a avance se refiere. Otro de los usos en donde se tiene buen rendimiento es en el tumbado de mineral en donde no se puede mecanizar el proceso de barrenación tal como el método de tumbado sobre carga. En estos casos se recomienda utilizar una barra de longitud de 2.4 m (8') y una plantilla de 90 cm X 90 cm paralela a la cara libre, en caso de no poderlo hacer así es necesario generar esa cara libre paralela para aumentar el tonelaje tumbado por barreno.

Es importante también tener un programa de mantenimiento para estas herramientas principalmente para aumentar su vida útil y que su eficiencia no disminuya con el paso del tiempo, el monto que se pudiera gastar en este rubro es mucho menor que en el caso de mantenimientos correctivos.

IV. I. I. II. Equipos de Barrenación Larga (BL)

Este tipo de equipos tiene como objetivo principal la barrenación larga (Fig. 6), ya sea para producción o para barrenos dirigidos que se utilizan para enviar los servicios de agua, aire y energía eléctrica de un nivel a otro (15 m aprox.), esta barrenación tiene como fin ahorrar material. Otro de los usos de este tipo de barrenación es colar pozos por medio de craterización para generar caras libres para un sistema de explotación de tumba por subniveles, contra pozos de servicios o de ventilación.

Los equipos de BL neumáticos ya comienzan a reemplazarse en las unidades mineras principalmente por su baja velocidad de penetración debido a que no son eficientes estos sistemas. Un motivo más, es que las refacciones son escasas por lo que cualquier reparación mayor de estos equipos es costosa.

Existen en el mercado dos tipos de sistemas de perforación:

1. Perforadora montada sobre viga de guía.
2. Perforadora con martillo de fondo.



Fig. 6. Wagon Drill marca JRD modelo 120.

Por lo que refiere a los servicios que necesitan estos equipos son: mínimo una línea de aire comprimido de 2" con un recipiente amortiguador a no más de 50 metros (para evitar caídas en la presión y afectar el rendimiento de este equipo); una línea de agua de 1" como mínimo y, para evitar un desgaste prematuro de las partes móviles, es necesario que tenga un lubricador para aceite especial.

Para este tipo de equipo se requiere de una altura mínima de la obra de 5.0 m para que no tenga ningún problema para barrenar en cualquier posición y en cualquier ángulo, esto es importante considerarlo por la supervisión para evitar cualquier entorpecimiento de la operación debido a que el cielo de la obra estorbe atrasando las actividades propias de la barrenación de producción.

IV. I. II. Equipo electrohidráulico.

Es aquel que utiliza como fuerza motriz la presión de aceite hidráulico que a su vez es generada por una bomba acoplada a un motor eléctrico para los diferentes movimientos de los gatos, así como también de la perforadora.

IV. I. II. I. Jumbos.

Estos equipos se emplean para el desarrollo y la producción de mineral en métodos de explotación tales como corte y relleno, banqueo descendente o para la preparación de un nivel a minar por medio de barrenación larga (BL).

El elegir el uso de estos equipos depende de la capacidad económica de la empresa, el objetivo del programa de producción y desarrollo y la sección que se quiera llegar a colar.

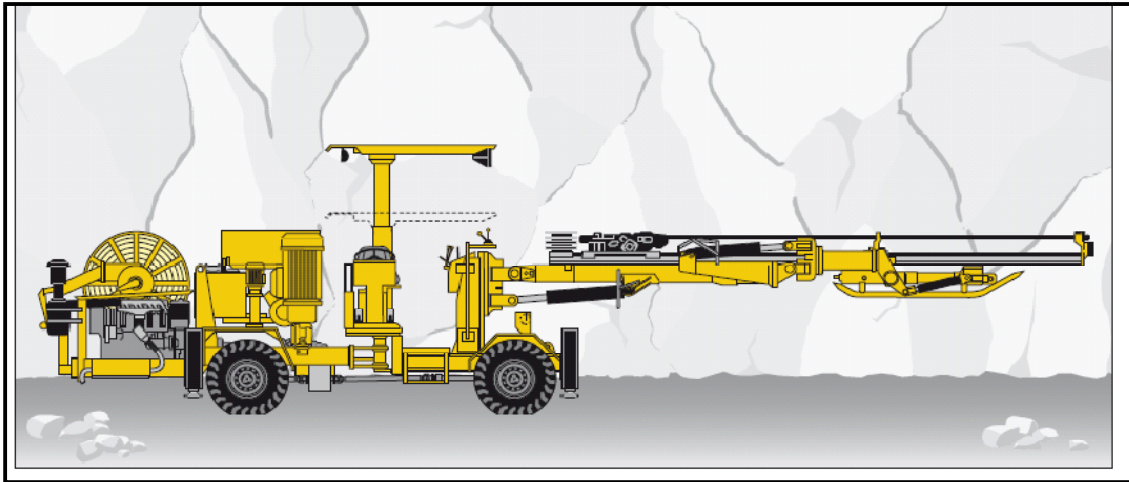


Fig. 7. Jumbo de 1 brazo Modelo Boomer 281 Marca Atlas Copco.

La selección del jumbo también depende de que las refacciones del equipo se encuentren disponibles en el mercado y a un costo accesible, así como también del soporte técnico que pueda dar el personal especializado en el servicio de post-venta.

Hay que mencionar que en el mercado hay jumbos de más de un brazo, se emplean donde el desarrollo es primordial como por ejemplo proyectos de acueductos, carreteras, presas, etcétera.; o en minas en donde las necesidades de producción son de varios miles de toneladas y el yacimiento se presta a una mayor mecanización.

Como se observa en la Figs. 7 y 8 los jumbos de un solo brazo tienen la capacidad de abrir frentes de entre 6 a 64 m², los jumbos de 2 brazos de entre 8 a 104 m² (Fig. 9) y los de 3 brazos de 137 a 186 m² (Fig. 10).

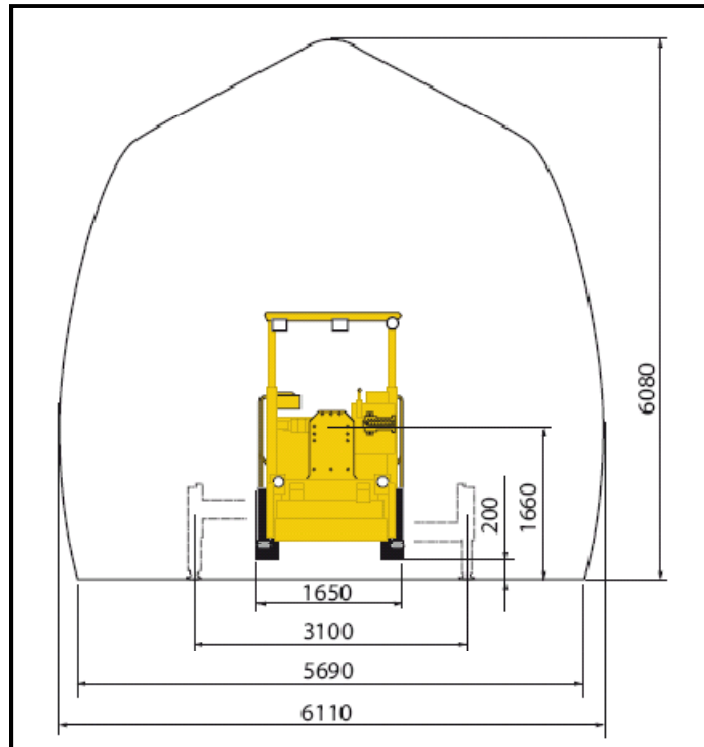


Fig. 8. Capacidad de barrenación máxima en la misma posición. Equipo jumbo Boomer 281. Atlas Copco. Unidades en mm.

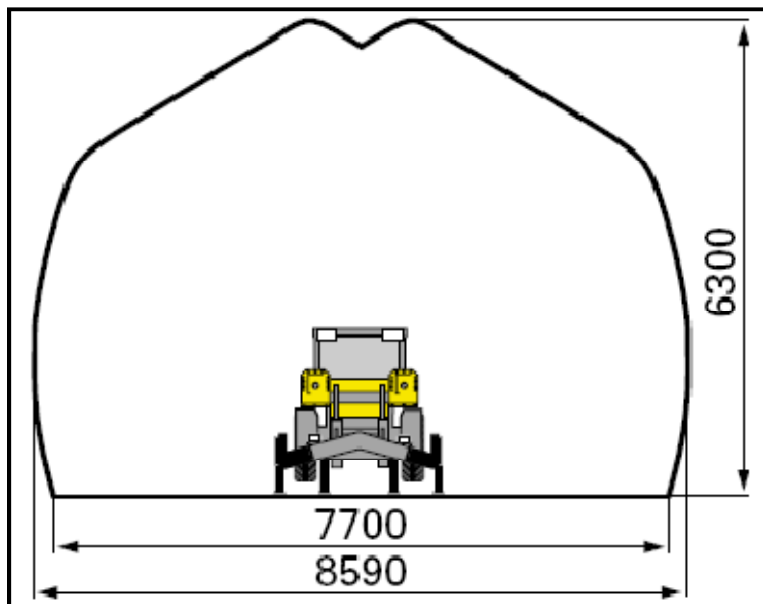


Fig. 9. Se muestra la capacidad, máxima de barrenación en la misma posición de un jumbo de 2 brazos. Boomer M2 C. Unidades en mm.

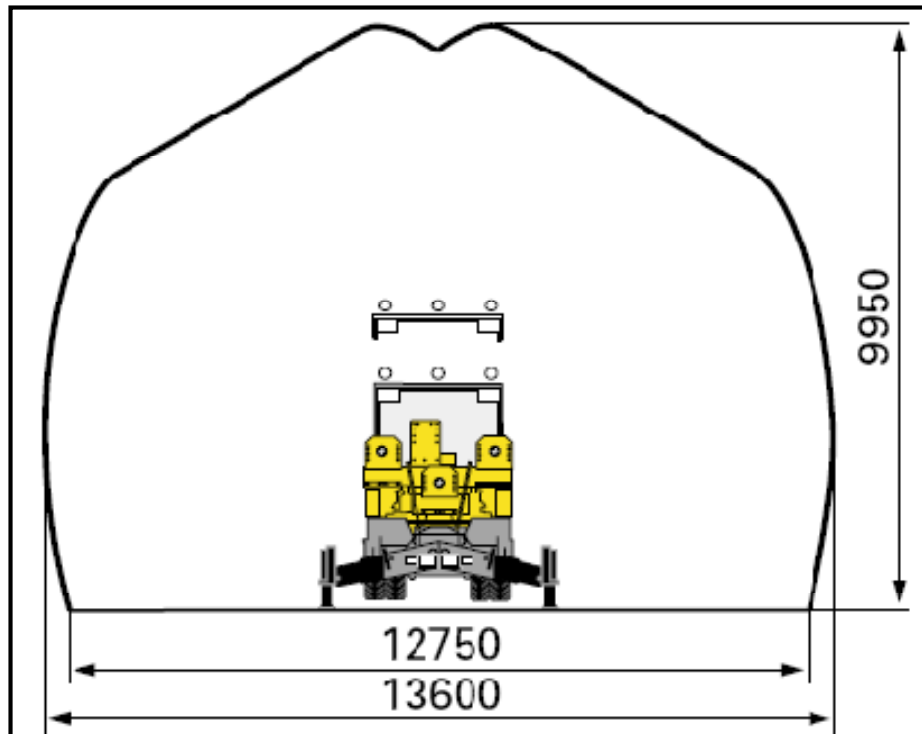


Fig. 10. Se muestra la capacidad máxima de barrenación en la misma posición de 3 brazos. Boomer L3 C. Unidades en mm.

Estos equipos necesitan servicios de aire (en modelos más antiguos pero aún en uso), de agua y de energía eléctrica. Para agua se emplea generalmente una línea de 1" de HDPE que tenga una presión mínima de 2 bar y consume una cantidad de agua que varía en un rango de 40 a 120 litros por minuto (lt/m). Para los servicios de energía eléctrica se emplea una línea que suministre 480 volts para que al momento de barrenar se establezca en 440 volts y con ellos se tenga una mayor vida útil del equipo.

En cuestión de suministro eléctrico se requiere de un cálculo para conocer la demanda de este servicio en el interior de la mina para evitar accidentes y cortes constantes de energía lo que puede perjudicar la vida útil y en el rendimiento de los equipos, se puede contrarrestar esto colocando de manera sistemática nuevos transformadores que den la capacidad demandada.

Los insumos que utilizan los jumbos aparte de los ya mencionados son los siguientes:

1. Barras de diferentes medidas: dependiendo de la longitud del brazo que sea seleccionado (12', 14' o 16') y a su vez dependiendo del tipo de roca que se esté trabajando. Existen también barras de acero que son de extensión, se usan principalmente para colocar cables instrumentados para saber si la roca tiene movimientos y en qué sentido, para poder actuar antes de que falle el macizo rocoso. También es importante tener en cuenta las medidas y los tipos de cuerda,

existen diferentes tipos: R-32, R-38, T-38. Se debe obtener en campo la duración específica de cada barra considerando las variables de longitud, de tipo de cuerda, etcétera.

2. Brocas de diferentes medidas: las más empleadas para la perforación en topes de desarrollo y de producción son las de 1 3/4" y de 1 7/8". También se pueden emplear las de 2 1/2" como brocas escariadoras y obtener una mayor cara libre en los desarrollos asegurando el avance completo de la barra utilizada.
3. Coples: se utilizan como pieza de unión entre el zanco y la barra. Existen en el mercado barras que tienen el cople integrado por lo que no es necesario tener una pieza extra.
4. Zancos: se emplean para transmitir la fuerza de la perforadora hacia la barra, se utilizan de diferentes medidas en las cuerdas, depende de las barras que se estén usando. Pueden tener cuerdas R-38, T-38 y R-32.

Al inicio de cada turno las variables que deben de revisar tanto los operadores como el personal de mantenimiento son:

- El buen estado de los cables eléctricos antes de energizarlos.
- Las líneas de conducción de los servicios de agua y aire para asegurar el suministro adecuado en cuestión de caudal y presión.
- Los niveles de diesel, estos deben recargarse en cuanto llegue a 1/4 del tanque para evitar que los filtros se tapen debido al exceso de polvo en el ambiente dentro de la mina que pudiera estar dentro del tanque.
- Los niveles de aceite hidráulico.
- El buen estado de las mangueras del sistema hidráulico.

Una vez que se haya revisado lo anterior y estén en óptimas condiciones, se puede poner en operación el jumbo e iniciando el primer barreno se verifica que las presiones del sistema hidráulico para la percusión y la rotación estén dentro del rango, estos datos los debe proporcionar el personal de mantenimiento por que varían dependiendo de la marca del equipo que se tenga en la unidad.

Para las máquinas de pierna y, para los equipos que se mencionan más adelante es de suma importancia que se tengan previstos programas de mantenimiento preventivo para evitar problemas mayores que sólo podrán repararse con mantenimientos correctivos que suelen ser costosos, y en ocasiones, no es por el costo de las refacciones sino por la disponibilidad en el mercado y el tiempo en que el equipo se encuentra fuera de operación, causando pérdidas económicas considerables para la unidad minera.

IV. I. II. II. Equipo de barrenación larga (BL).

Al igual que los equipos de perforación horizontal (jumbos), los equipos electrohidráulicos de barrenación larga ocupan la presión de fluido hidráulico generada por una bomba eléctrica de 440 V. La diferencia más importante que existe entre estos dos equipos es que los jumbos barrenan generalmente de forma horizontal y los equipos de BL pueden barrenar los 360°, lo que los hace ser equipos muy versátiles en lo que a producción respecta (Fig. 11 y 12).



Fig. 11. Equipo de BL. Simba modelo H157.

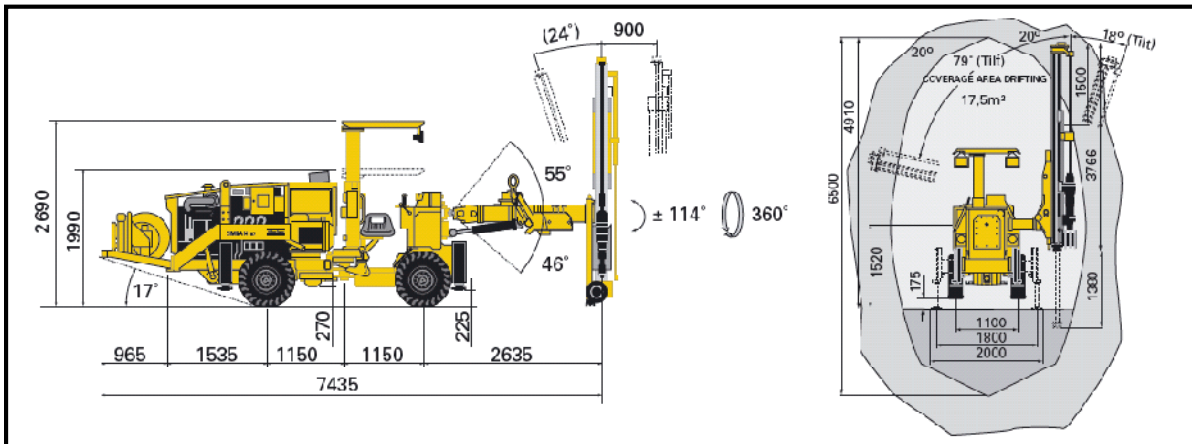


Fig. 12. Dimensiones y capacidad de barrenación del Simba H157. Unidades en mm.

La tendencia es cambiar a equipos electrohidráulicos debido a que tienen una mayor velocidad de penetración, resultando más cantidad de metros barrenados (aproximadamente 250 metros lineales por día) y por lo tanto una mayor producción. El único problema de estos equipos es su costo, limitando su alcance para empresas con baja capacidad de inversión.

Otra cosa que hay que tener en cuenta para este tipo de equipos es que se usan principalmente en la producción en los métodos de explotación de tumbe por subniveles con y sin pilares de soporte, banqueo con barrenos menores a 10 metros y hundimiento por subniveles. En caso de que se labore en un yacimiento que no pueda llevar este método de producción sería mejor pensar en otro tipo de equipo.

Los servicios que utilizan los equipos electrohidráulicos de barrenación larga son: agua en tubería de HDPE de 1" con una presión mínima de 2 bar. y energía eléctrica en una línea que suministre 480 Volts.

Los implementos necesarios, para los equipos neumáticos y electrohidráulicos, son los siguientes:

- **Barras.** Generalmente se ocupan barras con cople integrado con cuerda T-38 de 6' de largo.
- **Brocas.** De diferentes medidas, principalmente de 2 ½" con botones esféricos y/o semi-balísticos para el cuerpo del barreno y de 3" para la boca del barreno. Estos se ocupan principalmente para encasquillarlos (colocar poliducto de 3" para evitar que el barreno se tape con el detritus y que se atoren las barras). El tipo de cuerda de estos accesorios en T-38.

- Zanco. Se utiliza para transmitir la fuerza de la máquina perforadora hacia las barras y a su vez a las brocas

IV. II. Parámetros de operación

IV. II. I. Diseño de plantillas de barrenación

El diseño de la plantillas de barrenación es muy importante ya que con esto se asegura la eficiencia en la voladura y un bajo consumo de explosivo. Las plantillas de barrenación dependen del tipo de roca, por lo que es necesario diseñar una plantilla específica para cada sección, la cual se ajustará en campo debido a las condiciones heterogéneas de los yacimientos minerales (discontinuidades de la roca, fallas, fracturas, cambio de roca encajonante, entre otros). El diseño de las plantillas de barrenación se aplica de forma más rigurosa en los desarrollos debido a que se carece de una cara libre natural por lo que la cantidad de explosivo utilizada es mayor que en las voladuras de producción.

Las plantillas de barrenación pueden dividirse según su objetivo: en plantillas de barrenación para obras de desarrollo y para producción. La principal diferencia entre unas y otras es que en la mayoría de los casos las plantillas para producción cuentan con cara libre que dé salida al material a mover por medio de los explosivos. La segunda gran diferencia entre ambos tipos de plantilla son sus componentes, los que a continuación se describen.

Las plantillas de barrenación para obras de desarrollo tienen diferentes componentes y una secuencia para su realización. Esta secuencia se presenta a continuación:

- Barrenos de piso. Se realizan primero estos barrenos debido a que durante la barrenación en ocasiones caen rocas que se encuentran inestables en el tope, producto de la voladura anterior y podrían dificultar la realización de estos barrenos por la carga derrumbada. Es necesario que una vez que termine cada uno de estos barrenos se coloque pedazos de tubería de HDPE dentro de los barrenos para poderlos ubicar con mayor facilidad al momento del cargado.
- Cuña. Existen diferentes tipos de cuñas. Se utilizan de acuerdo con el tipo de roca que se está trabajando (para rocas cuya dureza es alta), entre más barrenos tengan las cuñas, mayor será la cara libre obtenida. Existe una opción de no agregar más barrenos a las cuñas sino de hacerlos más grandes escariándolos con una broca de mayor tamaño. Se debe partir del paralelismo para el resto de la plantilla de barrenación.

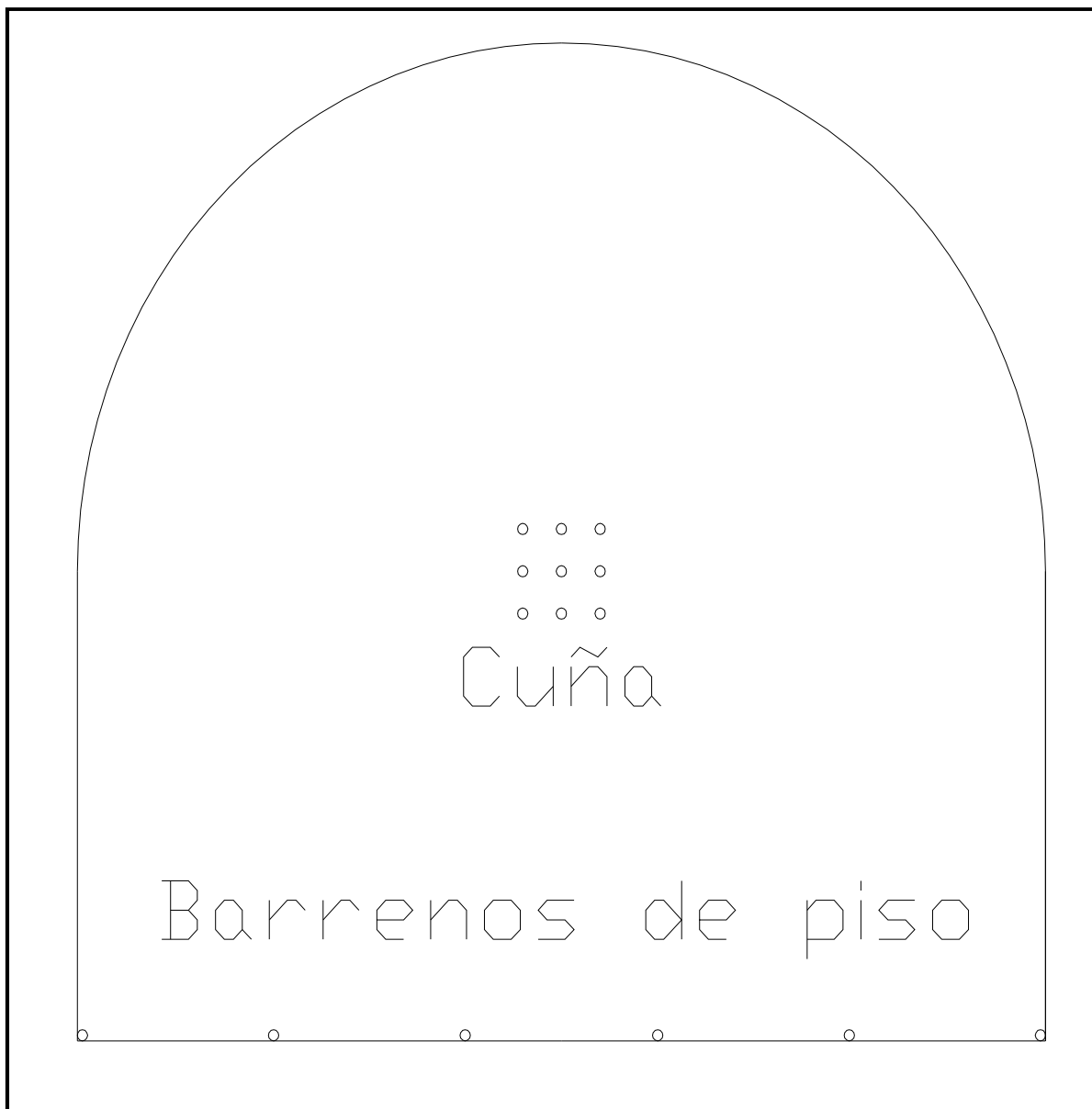


Fig. 13. Barrenos de cuña y piso para una sección de 4.5 m X 4.0 m.

- Barrenos de cielo y tablas. Estos barrenos deben ser paralelos a los barrenos de la cuña, para que las distancias se mantengan constantes desde el rompimiento hasta el fondo de los mismos barrenos.

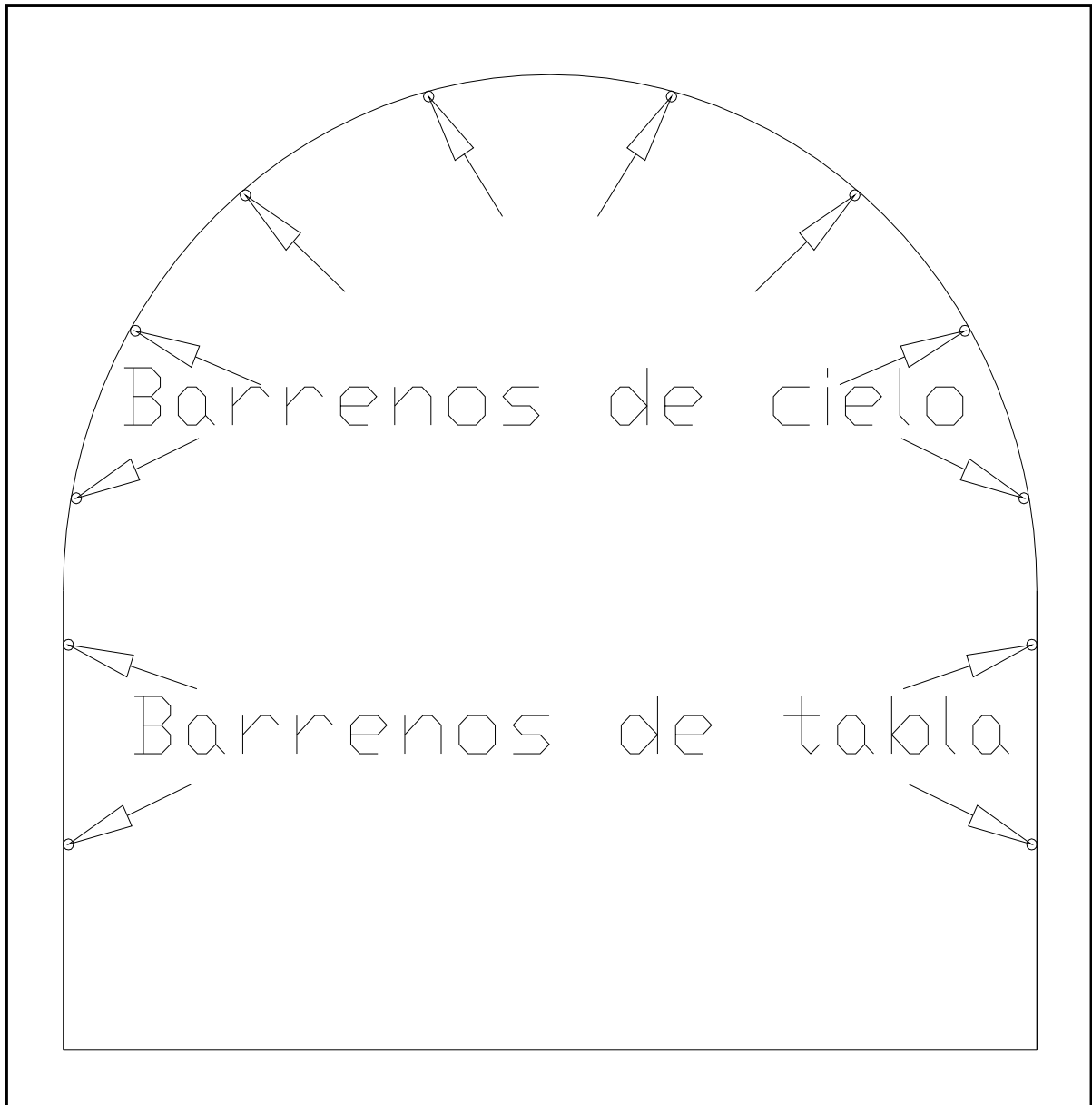


Fig.14. Barrenos de cielo y tablas para una sección de 4.5 m X 4.0 m.

- Cuadro. Estos barrenos sirven para continuar abriendo la sección partiendo desde el centro de la obra o desde la cuña, hacia las tablas, cielo y piso.
- Ayudantes. Estos barrenos tienen la función de ampliar la cara libre.



Fig. 15. Barrenos de cuadro y ayudantes para una sección de 4.5 m X 4 m.

La longitud de la barrenación depende del equipo con el que se cuente en la mina, las figuras anteriores muestran una plantilla de barrenación de 4.5 m X 4.0 m para jumbo.

Es de suma importancia que los operadores tengan claros los usos de las diferentes herramientas de perforación, que todos los barrenos que realicen en la plantilla de barrenación deben ser paralelos (salvo excepciones que tengan un fin distinto a los barrenos en el desarrollo o la producción de mineral). El paralelismo de los barrenos en el desarrollo asegura tener una buena eficiencia en el avance de la obra y en la producción, una granulometría aceptable en la carga tumbada, según los requerimientos del acarreo de mineral o de la planta de beneficio.

Otro aspecto que se debe de tener en cuenta para el diseño de las plantillas de barrenación son las características de la roca, el tamaño de roca deseado y el diámetro de la broca.

Además, las obras deben estar diseñadas en función del equipo que va a transitar por dicho lugar acoplado el equipo a la mina y no la mina al equipo.

A continuación se muestra una propuesta de la distancia que pueden tener los barrenos en las plantillas de barrenación utilizadas con mayor frecuencia en las siguientes condiciones: que la roca no presente fallas o fracturas de gran importancia, que se cuente

con un jumbo para realizar los barrenos, en caso de no ser así y sólo se cuente con máquina de pierna se debe cerrar más la plantilla, que sea roca sana (que no haya sufrido una detonación previa fallida) y que sea la sección adecuada para el propósito.

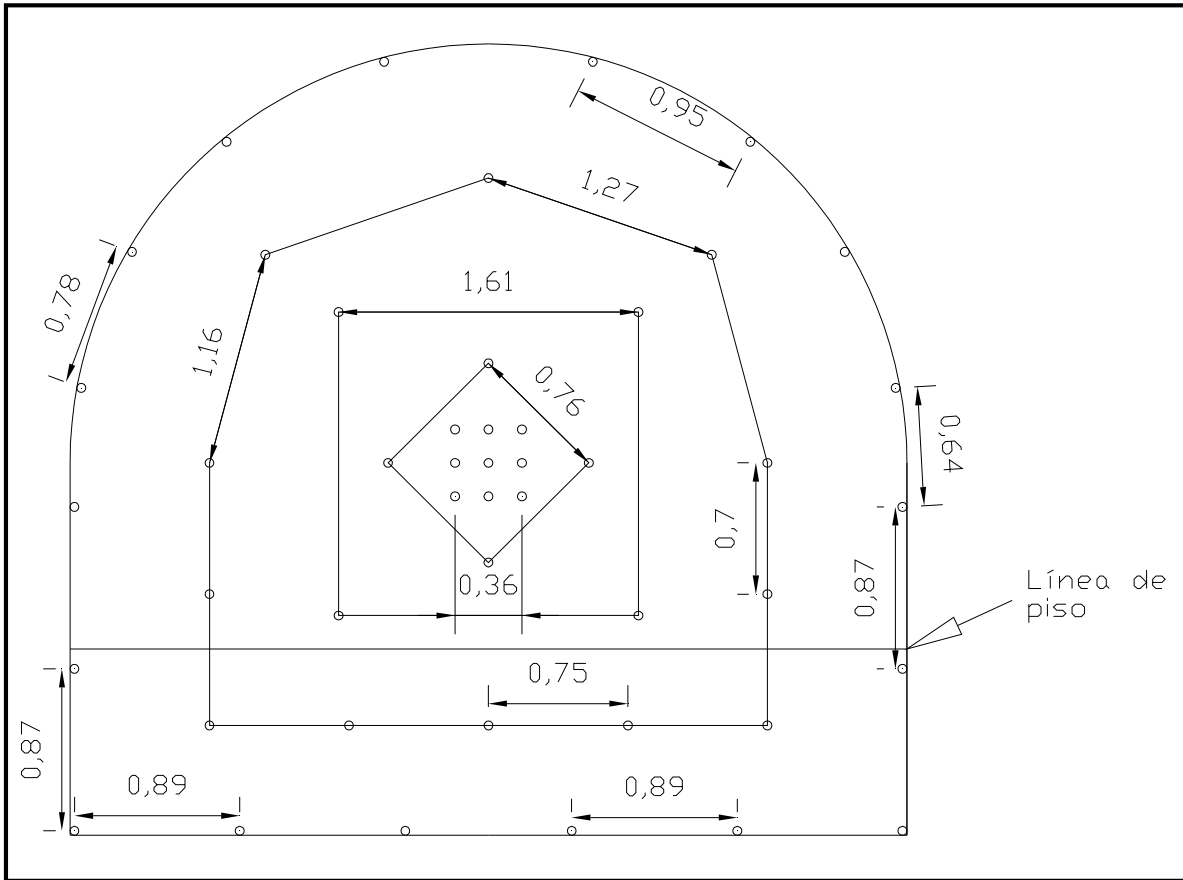


Fig. 16. Distancia entre barrenos en una plantilla para una sección de 4.5 X 4.0 m.

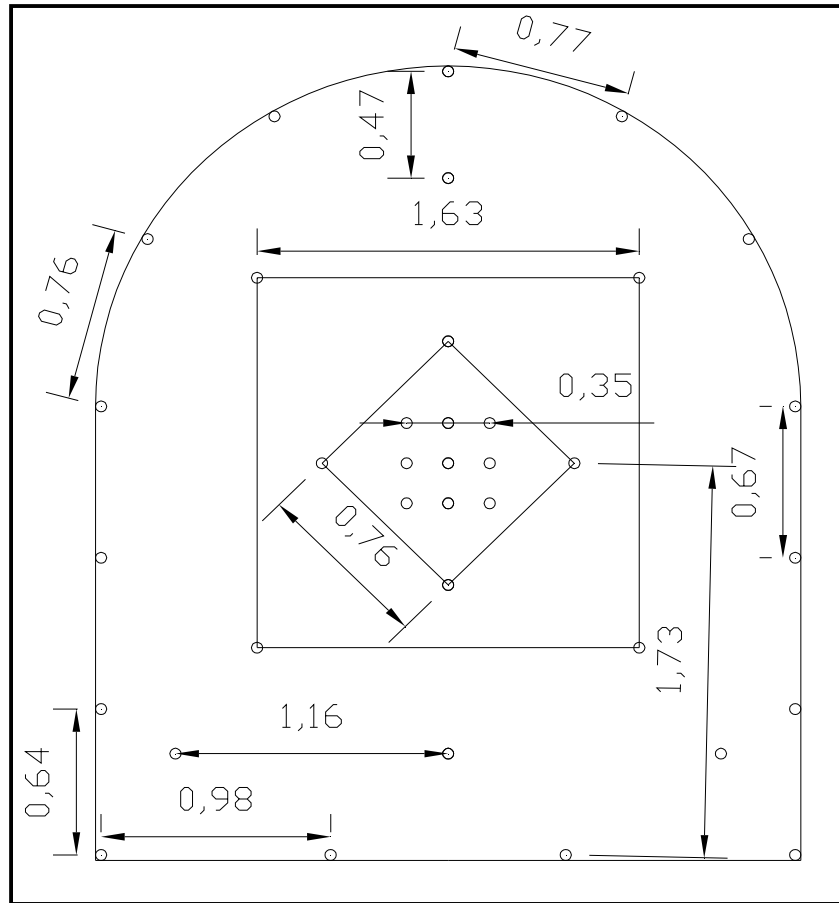


Fig. 17. Distancia entre barrenos en una plantilla para una sección de 3.0 X 3.5 m.

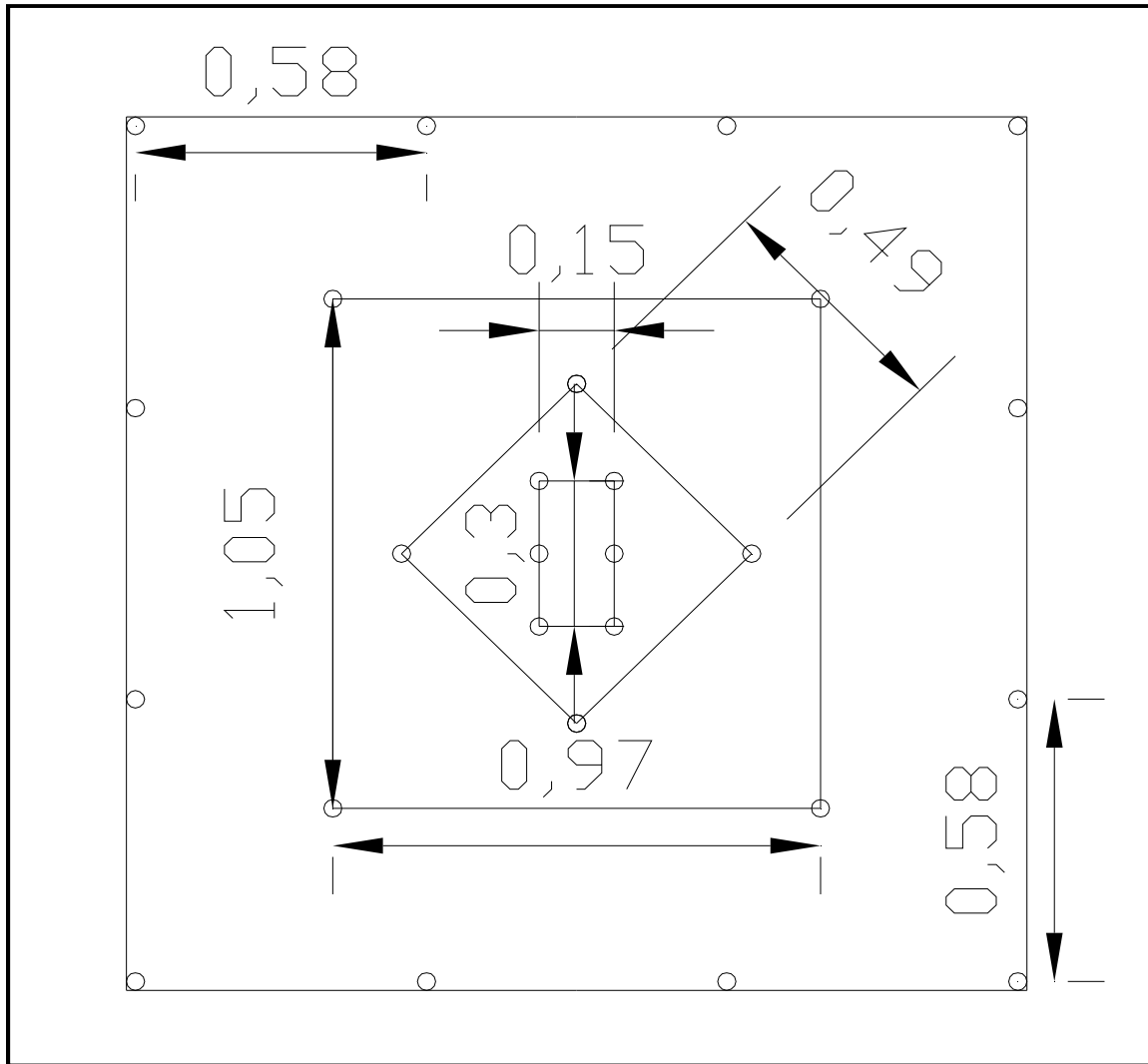


Fig. 18. Distancia entre barrenos para una plantilla de barrenación de 1.8 X 1.8 m para un contrapozo.

Para el diseño de plantillas de barrenación de producción se deben tener en cuenta los términos de borde y espaciamiento, el borde es la distancia que existe entre el barreno y la cara libre más cercana, y el espaciamiento es la distancia entre barrenos sobre una misma línea de barrenación.

El borde es el parámetro más importante a calcular en el diseño de las voladuras. Existen numerosas formas para calcular el borde, las cuales contemplan uno o varios de los parámetros indicados, pero todas dan valores ubicados en el rango de 0.65 a 1.0 m.

Fórmulas para bordos (B).

Pearse.

$$B = (K)(10.3)(D) \left(\frac{PD}{RT} \right) \left(\frac{1}{2} \right)$$

Donde:

K = Constante de roca (0.7 a 1)

D = Diámetro del barreno (m)

PD = Presión de detonación del explosivo

RT = Resistencia a tracción de la roca (1 g/cm²)

B = Bordo (m).

Konya.

$$B = \left(\frac{2(SGE)}{SGR} + 1.5 \right) (DE)$$

Donde:

SGE = Densidad del explosivo.

SGR = Densidad de la roca.

DE = Diámetro del barreno (in).

B = Bordo (ft).

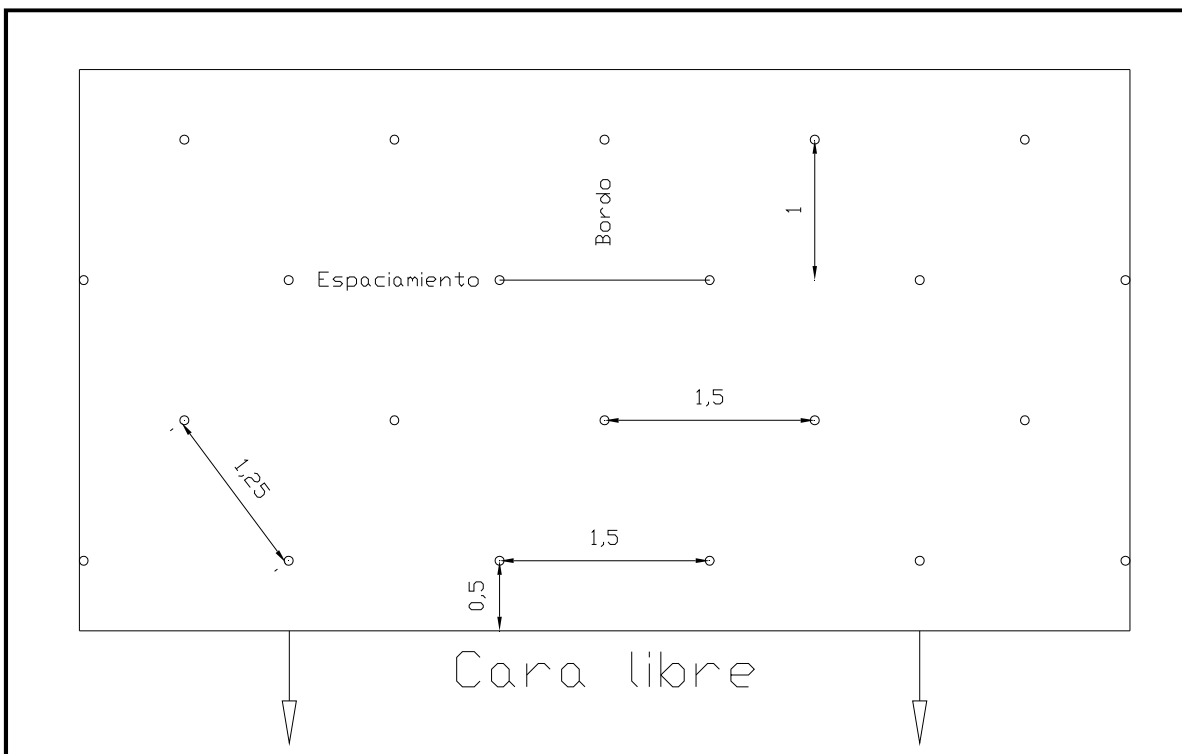


Fig. 19. Distancia de barrenación para una plantilla de producción en tresbolillo.

En las figuras 19 y 20 se muestran las plantillas de 1.5 X 1.5 m con diferente distribución, que es lo más recomendable para mineral en roca dura, se debe de ajustar en campo debido a la geología estructural que presenta el yacimiento. Las condiciones ideales para

aplicar esta plantilla son: contar con un equipo de barrenación larga de preferencia electrohidráulico, roca consistente con pocas fracturas o planos de debilidad, diámetro de barrenación de 3 ½" como máximo, sería mejor tener diámetros de barrenación de 2 ½" o 3".

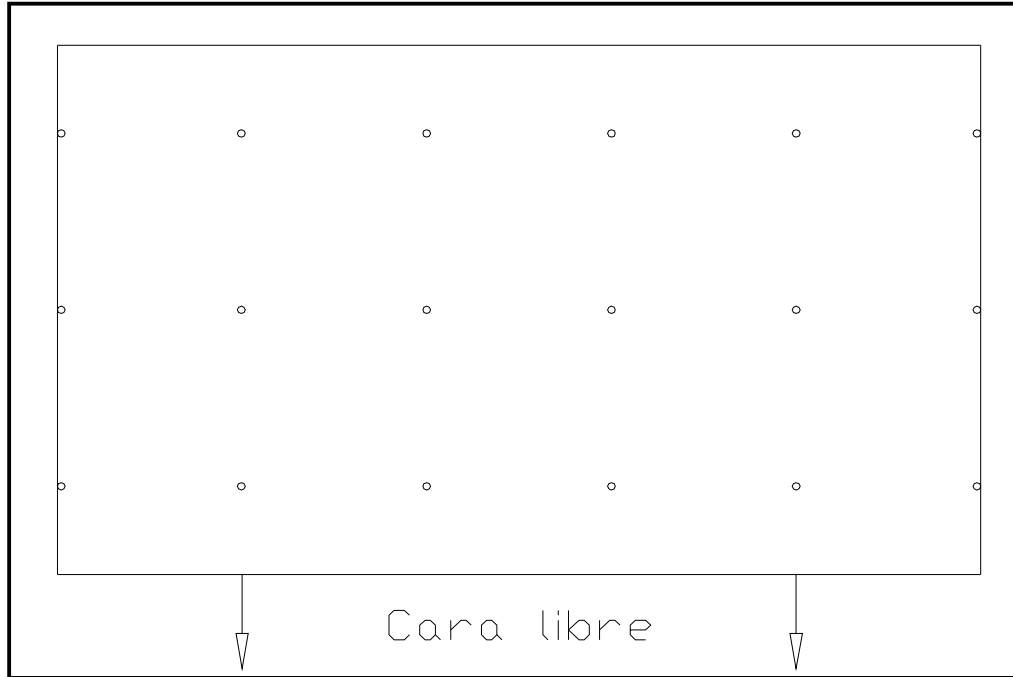


Fig. 20. Plantilla con una distribución cuadrada de 1.5 X 1.5 m.

IV. II. II. Diámetro de barrenación

El diámetro de barrenación idóneo para un trabajo dado, depende de los siguientes factores:

- Características estructurales del macizo rocoso.
- Grado de fragmentación requerido.
- Altura del banco.
- Economía.
- Dimensiones del equipo.

Cuando el diámetro de los barrenos es pequeño, los costos de perforación, cebado e iniciación serán altos y en las operaciones de carga, retacado y conexión se invertirá tiempo y mano de obra. Las ventajas del diámetro pequeño son la mejor distribución del explosivo, menor consumo específico y mejor fragmentación en terrenos muy fracturados.

Cuando los diámetros son grandes la fragmentación puede llegar a ser inaceptable debido a que las plantillas de barrenación también aumentan su tamaño; esto aunado a que la disposición de las diaclasas y las discontinuidades pueden presentar bloques demasiado grandes. En tales casos se recomienda cerrar el espaciamiento para que sea menor la separación media entre fracturas o reducir diámetro y plantillas. De igual manera deberá procederse cuando el área contiene una matriz clasioplasticas que engloba bloques que se fragmentarán si no se intersectan con barrenos en una plantilla cerrada.

Las ventajas del diámetro grande son:

- Elevación de la velocidad de detonación del explosivo.
- Reducción del costo global de la barrenación y voladura,
- Mayor rendimiento de la perforación (m^3 volados/ml* perforados).

Si se desea mantener constante la fragmentación aumentando el diámetro se deberá incrementar el factor de carga, ya que las cargas están peor distribuidas en el macizo rocoso.

El diámetro de barrenación está en función del objetivo de la barrenación, se debe tener en cuenta que también hay que considerar el acero que se encuentra disponible en el mercado debido a que pedir una medida especial de barrenación es imposible debido a la cantidad que se podría consumir en una operación de pequeña a mediana escala.

Los diámetros más comunes para la barrenación en los desarrollos son 1 1/2", 1 3/4" y 1 7/8", el primero es para utilizarse en las máquinas de pierna y los 2 restantes son para jumbo.

Para la barrenación con máquina de pierna se puede utilizar una barra que tenga broca escariadora para agrandar los barrenos de aire (vacíos) y con ello asegurar un buen avance en la voladura, este acero tiene un diámetro de 2 1/2".

Para la barrenación con jumbo se puede barrenar máximo a un diámetro de 4" con broca escariadora para los barrenos de aire en las obras de desarrollo, se puede también barrenar a ese diámetro con barras de extensión pero se corre el riesgo de que haya una desviación importante.

Para la barrenación con equipo de barrenación larga es común utilizar brocas de 2 1/2" a 3" en la longitud de los barrenos y de 4" para encasquillar los mismos y poder colocar un pedazo de HDPE (50 cm) en la boca para evitar que los detritus puedan atorar la sarta de barrenación.

Nota *: ml significa metros lineales.

IV. II. III. Tiempo de barrenación

El tiempo de barrenación es fundamental para hacer los programas a seguir en una empresa debido a que es el punto de partida para el cálculo de la producción ya que es de suma importancia conocer cuántos barrenos hace una cuadrilla de máquina de pierna o un operador de jumbo en un turno.

En terrenos en donde se encuentra roca muy dura los tiempos de barrenación con máquina de pierna puede tardarse hasta 20 minutos para penetrar 1.5 m lo cual es de las condiciones menos favorables, si en ese mismo tipo de roca perfora un equipo electrohidráulico puede tardarse hasta 15 minutos para penetrar 4.8 m.

Otro de los factores que se debe de tener en cuenta al momento de hablar de tiempos de barrenación es el estado mecánico en que se encuentran las perforadoras que se utilizan. En caso de tener equipos con piezas mecánicas móviles fuera de especificaciones o con fugas del fluido hidráulico, puede dar como consecuencia muy baja velocidad de penetración por lo que el mantenimiento preventivo de las herramientas de perforación es indispensable y no se debe considerar como un costo extra sino como gasto necesario para ahorrar.

Otro de los factores a considerar dentro del tiempo de barrenación es el tipo de broca que se está utilizando, existen brocas con ciertas características en los insertos de carburos de tungsteno (esféricas, semi-balísticas, balísticas, etcétera.); puede ser que haya brocas con un gran rendimiento pero con una velocidad de penetración baja lo que resulta en tiempos de barrenación más largos. Se debe de encontrar un balance costo/beneficio entre los tiempos de barrenación y su rendimiento.

Para obtener el valor real del tiempo de barrenación en el caso de una unidad minera determinada es necesario destinar a una persona para que lo obtenga durante un lapso de 2 semanas por lo menos, para abarcar los diferentes tipos de terrenos que se encuentran en la mina.

Las variables que se deben de tener en cuenta en la obtención de este parámetro es el tipo de acero (brocas y barras) que se está utilizando, la habilidad del operador sobre la herramienta, que se tengan todos los servicios con las presiones y gastos necesarios, etcétera. Después de obtener ese tiempo mediante este estudio de ingeniería industrial propuesto, es necesario seguirlo monitoreando llevando archivos estadísticos de la operación turno a turno, en donde es necesario ingresar como mínimo los datos de barrenos hechos en el turno y el tiempo de perforación total, por lo que a los operadores de máquina de pierna hay que capacitarlos para obtener este valor o por lo menos informarlos.

El tiempo promedio de barrenación para un equipo de máquina de pierna es de 6 minutos/barreno considerando barras de 1.80 m. El tiempo promedio para un equipo electrohidráulico está dentro del rango de 4 a 7 minutos por barreno, este valor depende del equipo que se esté usando.

En general se puede hablar de que el tiempo que dispone la cuadrilla de perforación con maquina de pierna durante un turno de 8 horas es suficiente para concluir la barrenación y también para cargar y disparar la misma, una condición para que esto se pueda cumplir es que la obra se encuentra amacizada, rezagada y los servicios se encuentren acoplados y cerca de la obra a trabajar. El tiempo de la barrenación y el del cargado se pueden obtener de la siguiente forma: Llegada al lugar de trabajo 20 minutos, instalación de los servicios y de la maquina 30 minutos, marcaje de la obra 10 minutos, tiempo de barrenación por barreno 6 minutos, por lo tanto una barrenación de 36 barrenos se realiza en 3.6 horas, 1 hora de comida; y hasta el momento se lleva un total de 5.6 horas, en el resto del tiempo (2.4 horas) es posible realizar el cargado del explosivo de una manera holgada.

Un ejemplo de cálculo de la producción de acuerdo con el tiempo de barrenación se puede hacer de la siguiente forma:

Considerando que:

Se cuenta con un equipo electrohidráulico de barrenación larga que puede realizar hasta 250 metros de barrenación por día y que tiene una disponibilidad mecánica de un 85% y una utilización efectiva de 80%.

La plantilla de barrenación a utilizar es de 1.5 X 1.5 metros y se tiene un bloque a tumbar de 12 metros.

La densidad de la roca es de 3 t/m³.

Donde:

Bnos = Cantidad de barrenos que se pueden hacer por día.

Cbno = Capacidad de barrenación por día (m).

H = Altura del banco (m).

Dm = Disponibilidad mecánica (%).

Ue = Utilización efectiva (%).

B = Bordo (m).

E = Espaciamiento (m).

m^3 = Metros cúbicos tumbados (m^3).

ρ = Densidad de la roca (t/m^3).

T = Tonelaje (tm).

$$Bnos = \frac{Cbno(Dm)(Ue)}{H}$$

$$Bnos = \frac{250(0.85)(0.80)}{12}$$

Bnos = 14.17 barrenos en un día.

$$m^3 = Bnos(H)(B)(E)$$

$$m^3 = 14.17(12)(1.5)(1.5)$$

$m^3 = 382.59 m^3$.

$$T = m^3(\rho)$$

$$T = 382.59(3)$$

T = 1147.77 toneladas por día.

IV. III. Consumibles

IV. III. I. Rendimiento de barras

Para obtener los parámetros reales del rendimiento de las barras se debe invertir tiempo en estudios de ingeniería industrial, es posible que una persona ajena a la supervisión los haga, llevando un buen registro por cada supervisor en su turno, vaciando sus datos en una base de datos para poderlos procesar de manera posterior y obtener los promedios que se están buscando.

Lo ideal para este tipo de estudios es que cada cuadrilla de control tenga una barra exclusiva para minimizar el factor humano en los resultados.

Sobre la cuestión del quiebre de las barras, los distribuidores de acero de barrenación (Secoroc 2009) hacen las siguientes observaciones:

- Imaginando seccionar las barras en tres partes Si las barras se quiebran del tercio cercano al rompimiento del barreno es muy probable que se tenga un problema con la operación del equipo.

- Si las barras se quiebran por el tercio intermedio es un problema de calidad del acero por lo que es muy importante llevar siempre el seguimiento de cuántos metros perforan las barras para poder hacer una reclamación con el proveedor.
- Si las barras se quiebran por el tercio cercano a la perforadora el problema es alguna falla mecánica o hidráulica, muy probablemente estén mal calibradas las presiones de percusión, rotación o avance.

Se debe tener en cuenta que los estudios de ingeniería industrial para el análisis de los datos demandan tiempo y horas hombre de trabajo, el estudio se debe hacer con anticipación, no en la víspera del programa de producción; de hacerse así, los datos y la producción de un año están condenadas a no apegarse a dicho programa y, por lo tanto, se tendrán incumplimientos y descontrol de la operación.

Junto a las barras destinadas para los equipos electrohidráulicos, existen dos implementos más de barrenación que son el zanco y el cople, se recomiendan cambiar al mismo tiempo debido a que el desgaste de las cuerdas de alguno de los implementos puede ocasionar una probable falla por ruptura y con eso tener bajo rendimiento. El promedio mínimo aceptado de vida de las barras, los zancos y el cople es de 2,500 metros barrenados por lo que es muy importante que se logre este objetivo. Las barras de las máquinas de pierna tienen un rendimiento mínimo de 250 metros barrenados.

La capacitación de los operadores de la barrenación es muy importante para poder alcanzar los estándares mínimos de rendimientos del acero y de avance mencionados en el párrafo anterior, son gastos que no se deben ver por su costo sino como una inversión si realmente se quiere hacer rentable, el costo de la barrenación como tal es del 20% aproximadamente del costo de la explotación.

IV. III. II. Rendimiento de brocas

Las brocas son otro de los implementos de la barrenación, y es muy importante cuidar su rendimiento, debido al costo que representan en la operación.

Las brocas utilizadas en los equipos electrohidráulicos pueden extender su vida útil contando con un afilador de brocas y haciendo una adecuada rotación de las brocas en la operación. Este proceso se hace de la siguiente manera:

A cada operador se le da una caja con 6 brocas, las cuales las debe de ir rotando durante su turno barrenando con cada una de ellas un máximo de 5 barrenos, acabando el turno debe dejar su caja de brocas con una persona que las vuelva a afilar para tenerlas disponibles al día siguiente. Este proceso aumenta hasta en un 80% su vida útil, dando

como resultado una disminución en el costo. Generalmente no se afilan las brocas en muchas unidades mineras debido al incremento de personal, pues se requiere tener como mínimo 2 personas que sean especialistas en esta actividad, pero si se hace el comparativo de costo/beneficio sobre estos dos gastos, se paga el sueldo del afilador de brocas con el presupuesto que se tiene asignado para la compra de brocas nuevas y se incrementa la cultura de la optimización de recursos.

Un rendimiento aceptable para las brocas utilizadas en las maquinas de pierna, que generalmente son de 7 botones de insertos de carburo de tungsteno semi-balísticos, es de 50 a 80 metros barrenados.

El rendimiento de las brocas que se utilizan en los equipos electrohidráulicos ya sean jumbos o de barrenación larga es de 250 metros barrenados, cualquier parámetro arriba de los ya mencionados da como resultado un ahorro, ejemplifica tener un buen control en la operación de los equipos y refleja personal capacitado.

IV. III. III. Consumo de lubricantes

El consumo de lubricantes en las perforadoras sean hidráulicas o neumáticas es necesario para extender el tiempo de vida de las partes móviles y para mantener su buen funcionamiento. Cabe mencionar que este lubricante es diferente al utilizado en el sistema hidráulico de los equipos electrohidráulicos.

Para la barrenación con máquina de pierna se utiliza aproximadamente 1 litro de este lubricante por turno, en el caso de la barrenación con *wagon drill* para barrenación larga su consumo es de 2 litros por turno y, en el caso de los equipos electrohidráulicos, su consumo es de 0.5 litros por turno. Todo esto depende de las condiciones mecánicas en las que se encuentren los equipos.

IV. IV. Costo

En esta sección se ejemplificará un método para determinar el costo sobre la perforación, considerando los conceptos enunciados previamente.

Para poder tomar una decisión en los metros a desarrollar o en las toneladas a tumbar, se debe conocer cuál es el costo de las operaciones unitarias que se realizan en el ciclo de producción y desarrollo, para ajustar los programas de producción a la capacidad instalada y a la situación económica y financiera de una empresa.

Cabe mencionar que los costos que se utilizarán en los ejemplos corresponden al periodo de mediados del año 2009, que para efectos prácticos no altera el objetivo del ejercicio que es ejemplificar la forma del cálculo y la información necesaria para poderlo determinar.

Ejemplo 1.

En una perforación con máquina de pierna con barra de 1.8 m (6 ft), para desarrollo en una sección de 3.0 X 3.5 m. se tiene a cargo un perforista y un ayudante, con eficiencia de barrenación del 95%, eficiencia de voladura del 95% y 36 barrenos por tope.

Se debe tomar en cuenta para definir el costo de mano de obra:

Suponiendo que una cuadrilla de barrenación (perforista y ayudante) realiza la barrenación en un turno de 8 horas. El perforista tiene un sueldo base semanal de \$1,300.00 y una bonificación de \$267.00 por metro lineal avanzado y el ayudante tiene un sueldo base semanal de \$1,000.00 y una bonificación de \$160.00 por metro lineal avanzado.

Se tiene lo siguiente:

Donde:

Sdp = Sueldo diario perforista.

Ssp = Sueldo semanal perforista.

Fi = Factor de impuestos (leyes sociales).

Sda = Sueldo diario ayudante.

Ssa = Sueldo semanal ayudante.

Bp = Bonificación perforista.

Bpm = Bonificación perforista por metro lineal avanzado.

Ba = Bonificación ayudante.

Bam = Bonificación ayudante por metro lineal avanzado.

Eb = Eficiencia barrenación (%)

Ev = Eficiencia voladura (%)

Lb = Longitud de la barra de perforación (m).

Ds = Días por semana.

Mb = Metros barrenados (m).

Bno = Cantidad de barrenos.

Cb = Consumo de barras (%).

Rb = Rendimiento de barras (m).

Csb = Costo de las barras (\$).

Cbu = Costo de la barra utilizada (\$).

Cbr = Consumo de brocas (%).

Rbr = Rendimiento de brocas (m).

Csbr = Costo de las brocas (\$).

Cbru = Costo de la broca utilizada (\$).

Ar = Avance real (m).

Ctp = Costo total de la perforación (\$).

Cup = Costo unitario de la perforación (\$/ml).

B = Bordo (m).

E = Espaciamiento (m).

Tr = Tumbe total (t).

$$Sdp = \frac{(Ssp)(Fi)}{Ds}$$

$$Sdp = \frac{(1300)(1.42)}{(7)}$$

Sdp = \$263.71

$$Bp = (Bpm)(Eb)(Ev)(Lb)$$

$$Bp = (267)(95\%)(95\%)(1.8)$$

Bp = \$433.74

$$Sda = \frac{(Ssa)(Fi)}{Ds}$$

$$Sda = \frac{(1000)(1.42)}{(7)}$$

Sda = \$202.86

$$Ba = (Bam)(Eb)(Ev)(Lb)$$

$$Ba = (160)(95\%)(95\%)(1.8)$$

Ba = \$259.92

Para definir el costo de acero necesario para la barrenación se debe considerar lo siguiente:

Suponiendo que las barras de 1.8 metros tengan un rendimiento promedio de 250 metros lineales con un costo de \$2,010.00 por barra y las brocas rindan 70 metros lineales y cuesten \$335.00

Se tiene lo siguiente:

$$Mb = (Bno)(Lb)$$

$$Mb = (36)(1.8)$$

Mb = 64.80 m

$$Cb = \left(\frac{Mb}{Rb}\right)(100)$$

$$Cb = \left(\frac{64.8}{250}\right)(100)$$

Cb = 25.92%

$$Cbu = (Cb)(Csb)$$

$$Cbu = (0.26)(2,010.00)$$

Cbu = \$520.99

$$Cbr = \left(\frac{Mb}{Rbr}\right)(100)$$

$$Cbr = \left(\frac{64.8}{70}\right)(100)$$

Cbr = 92.57%

$$Cbru = (Cbr)(Csb)$$

$$Cbru = (0.93)(335.00)$$

Cbru = \$310.11

$$Ctp = Sdp + Sda + Bp + Ba + Cbu + Cbru$$

$$Ctp = 263.71 + 202.86 + 433.74 + 259.92 + 520.99 + 310.11$$

Ctp = \$1,991.34

$$Ar = (Lb)(Eb)(Ev)$$

$$Ar = (1.8)(95\%)(95\%)$$

Ar = 1.62 m

$$Cup = \left(\frac{Ctp}{Ar}\right)$$

$$Cup = \left(\frac{1991.34}{1.62}\right)$$

Cup = \$1,225.82/ml

Ejemplo 2.

En una perforación con jumbo con barra de 4.26 m (14 ft), para producción por desborde en un rebaje se tiene a cargo un perforista, con eficiencia de barrenación del 95%, eficiencia de voladura del 95% y 45 barrenos realizados. Considerando un bordo y un espaciamiento de 0.9 m.

Se debe tomar en cuenta para definir el costo de mano de obra:

Suponiendo que el perforista realiza la barrenación en un turno de 8 horas. El perforista tiene un sueldo base semanal de \$1,300.00 y una bonificación de \$5.35 por metro cúbico tumbado.

Se tiene lo siguiente:

$$Sdp = \frac{(Ssp)(Fi)}{Ds}$$

$$Sdp = \frac{(1300)(1.42)}{(7)}$$

Sdp = \$263.7

$$Bp = (Bpm)(Eb)(Ev)(Lb)(B)(E)(Bno)$$

$$Bp = (5.35)(95\%)(95\%)(4.26)(0.9)(0.9)(45)$$

Bp = \$749.73

Para definir el costo de acero necesario para la barrenación se debe considerar lo siguiente:

Suponiendo que las barras de 4.26 metros tengan un rendimiento promedio de 2500 metros lineales con un costo de \$8,000.00 y las brocas rindan 250 metros lineales y cuesten \$1,005.00

$$Mb = (Bno)(Lb)$$

$$Mb = (45)(4.26)$$

Mb = 191.7 m

$$Cb = \left(\frac{Mb}{Rb}\right)(100)$$

$$Cb = \left(\frac{191.7}{2500}\right)(100)$$

Cb = 7.7%

$$Cbu = (Cb)(Csb)$$

$$Cbu = (0.077)(8,000.00)$$

Cbu = \$616.00

$$Cbr = \left(\frac{Mb}{Rbr} \right) (100)$$

$$Cbr = \left(\frac{191.7}{250} \right) (100)$$

$$\mathbf{Cbr = 77\%}$$

$$Cbru = (Cbr)(Csbr)$$

$$Cbru = (0.77)(1,005.00)$$

$$\mathbf{Cbru = \$773.85}$$

$$Ctp = Sd + Bp + Cbu + Cbru$$

$$Ctp = 263.70 + 749.73 + 616.00 + 773.85$$

$$\mathbf{Ctp = \$2,403.28}$$

$$Tr = (Lb)(Eb)(Ev)(B)(E)(Bno)$$

$$Tr = (4.26)(95\%)(95\%)(0.9)(0.9)(45)$$

$$\mathbf{Tr = 140.14 \text{ m}^3}$$

$$Cup = \left(\frac{Ctp}{Tr} \right)$$

$$Cup = \left(\frac{2403.28}{140.14} \right)$$

$$\mathbf{Cup = \$17.15/ \text{m}^3}$$

V.- Cargado y voladura

El cargado es la actividad subsecuente de la barrenación y consiste en la colocación de los explosivos dentro de los barrenos para su posterior detonación generando un avance efectivo en el caso de ser desarrollo, o mineral quebrado en el caso de que sea producción.

Por su parte la voladura y la detonación de los explosivos deben realizarse a una hora específica para evitar que ocurra algún accidente ya sea por golpe con roca o por los gases generados.

Tanto el cargado como la voladura deben realizarse dentro de las más estrictas normas de seguridad debido a que se maneja explosivo, el cual puede causar severos daños o hasta la muerte del personal que lo maneja si es que no cumple con las debidas normas.

Para la voladura también es necesario contar con un sistema de iniciación que consta de una fuente de energía inicial (mecha), una red de distribución que transporta la energía a los barrenos individuales (cordón detonante) y un componente dentro del barreno que usa la energía de la red de distribución para iniciar el explosivo sensible al fulminante (nonel y emulsión o hidrogel).

Antes de iniciar la voladura, el personal que la vaya a realizar debe asegurarse de que no haya trabajadores que puedan sufrir alguna intoxicación por gas, debido a un retardo o algún imprevisto que hayan sufrido durante el proceso de la barrenación o el cargado del explosivo. El supervisor en turno debe de garantizar la seguridad de todo el personal que tiene a su cargo incluyendo a las cuadrillas de mecánicos, personal de apoyo de geología, geólogos, topógrafos, etcétera., informando a todos y cada uno de ellos en donde se van a realizar las voladuras en ese turno y la hora en que el personal debe de estar en las zonas de seguridad.

Los explosivos industriales se clasifican en 2 grupos según su velocidad de reacción.

- Explosivos deflagrantes: Se inician con una fuente de calor y su velocidad en menor a 2000 m/s.
- Explosivos detonantes: Se inicia con un impacto y su velocidad es mayor a 2000 m/s. Ver figura 21.

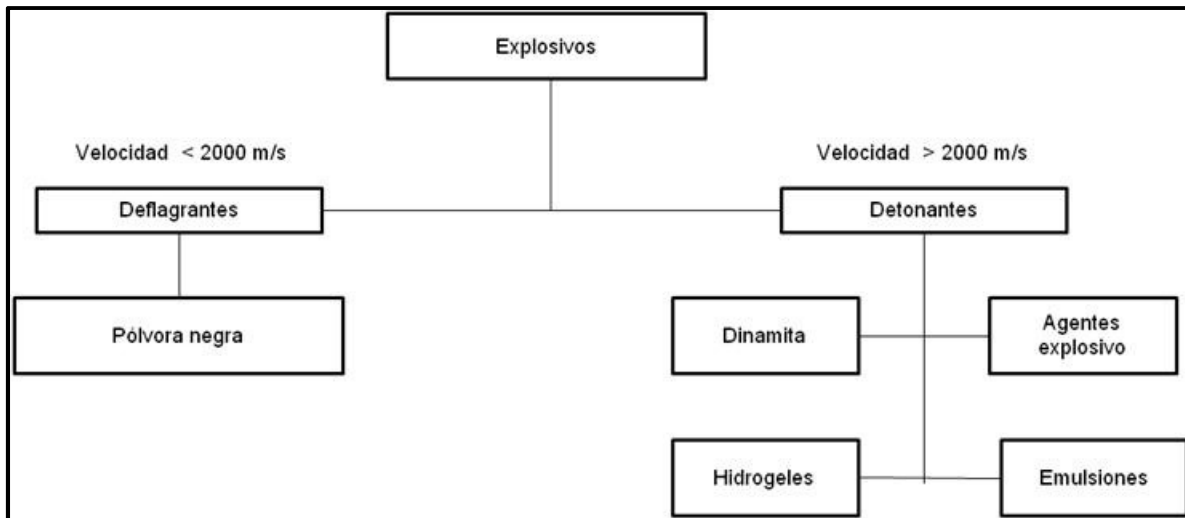


Fig. 21. Clasificación de los explosivos. Fuente Konya.

Los diferentes tipos de explosivos que se utilizan en una voladura son los siguientes:

- ANFO. El término ANFO (*ammonium nitrate and fuel oil*) se ha convertido en el sinónimo de los agentes explosivos secos. Una mezcla de ANFO balanceada de oxígeno es la fuente de energía explosiva más barata que se puede obtener hoy en día. El nitrato de amonio que se utiliza para la carga a granel viene en forma de perlas. Las perlas se fabrican en una torre con un proceso similar al utilizado para fabricar perdigones para cartuchos de escopeta.
- Mecha de seguridad. La mecha de seguridad es un accesorio para voladura que posee capas de diferentes materiales que cubren la pólvora. Sus múltiples coberturas incluyendo el recubrimiento final con material plástico, aseguran una excelente impermeabilidad y resistencia a la abrasión, aun en las condiciones más exigentes, además de minimizar las chispas laterales. La potencia de la chispa de la mecha de seguridad es superior a la mínima necesaria para iniciar un fulminante.
- Tipo suspensión. Un explosivo tipo suspensión es una mezcla de nitrato de amonio u otros nitratos, un sensibilizador, un combustible que puede ser un hidrocarburo o hidrocarburos y aluminio. En algunos casos se utilizan sensibilizadores explosivos, como el TNT o la nitrocelulosa, además de cantidades variables de agua. Las características de una emulsión son, de alguna manera, diferentes a las de un hidrogel o suspensión, pero su composición contiene ingredientes similares y su funcionamiento dentro del barreno es similar. En general, las emulsiones tienen una velocidad de detonación un poco más alta y, en algunos casos, tienden a ser húmedas y adherirse a las paredes del barreno causando dificultades para el cargado a granel.

- **Iniciadores.** Los iniciadores de tubo de choque son sistemas de transmisión de señal no eléctricos, instantáneos y no disruptiva. El sistema detona dentro de un tubo de plástico que contiene una pequeña capa de material reactivo en el interior. Este material reactivo tienen un peso de carga de alrededor de 0.02 g/m y propaga una onda de choque sin ruido a una velocidad de 2,000 m/s aproximadamente. El sistema elimina todos los riesgos eléctricos, excepto la posible iniciación por un golpe directo de un rayo. Los sistemas de tubos de choque necesitan una cantidad precisa de energía para iniciar la reacción dentro del tubo. Pueden ser iniciados con cordón detonante, estopín eléctrico, mecha y fulminante o un arrancador de bajo costo como un fulminante de escopeta con un dispositivo de percusión. Los aspectos únicos de estos sistemas se caracterizan por ser totalmente seguros contra la mayoría de los riesgos eléctricos y de radiofrecuencias, no producen ruido en la superficie, no inician explosivos sensitivos dentro de los barrenos y propagan la reacción a través de nudos y dobleces extremos.
- **Cordón detonante.** Es un cordón redondo y flexible que contiene un centro del alto explosivo, normalmente PENT, dentro de una cubierta reforzada y a prueba de agua. El cordón detonante es relativamente insensitivo y requiere de un iniciador apropiado, cómo un fulminante N^o 6 como mínimo, para su iniciación. Tiene una velocidad de detonación muy alta, aproximadamente de 6400 m/s. La presión de detonación del cordón inicia a los altos explosivos sensitivos con los que entra en contacto. El cordón detonante no es sensitivo al choque o fricción comunes.

Otra actividad que es importante mencionar es el cebado de los cartuchos de emulsión o hidrogel, y su correcta conexión con los iniciadores ya que la voladura es una reacción en cadena de sus diversos componentes. Para esto es necesario hacer una incisión en el cartucho con una navaja y por ese orificio se introduce el cartucho de aluminio del iniciador y se amarra con el mismo tubo conductor al cuerpo del cartucho de la emulsión. No se debe hacer aplicando mucha fuerza puesto que son los componentes más delicados en cuestión de sensibilidad y tienen la fuerza suficiente para mutilar algún miembro del personal que los está manipulando.

Los explosivos deben transportarse por separado, en un lado deben estar los iniciadores en cajas de madera (noneles y la mecha) y, por otro lado, el agente explosivo, el alto explosivo y el cordón detonante.

Cabe mencionar que los sobrantes del explosivo (agente explosivo, alto explosivo y cordón detonante) deben almacenarse en cajones de madera a una distancia segura y que no estén al alcance de las rocas que puedan ser proyectadas debido a la voladura. Los iniciadores sobrantes deben ser devueltos al polvorín para evitar su robo y prevenir cualquier accidente tanto dentro como fuera de la mina.

La liberación de la energía de los explosivos utilizados en minería debe ser como se muestra en la Figura 22.

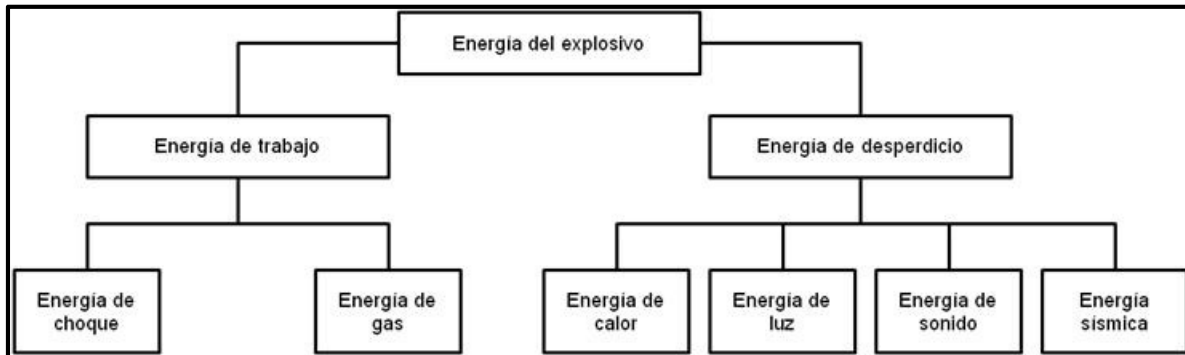


Fig. 22. Liberación de la energía de los explosivos. Fuente Konya.

Lo ideal es que se destine un 15% en la energía de choque y un 85% a la energía de gas, ya que no debemos olvidar que los explosivos que se utilizan en este ramo, trabajan con la presión de los gases que se generan al interior de los barrenos para la fracturación de la roca y posteriormente su movimiento.

De las múltiples funciones que debe realizar el supervisor una de ellas es que analice la forma que se está empleando el explosivo al momento del cargado y aconseje al personal si lo está haciendo de manera incorrecta. Generalmente esta actividad se realiza al final de los turnos y es condición para proporcionar un buen bono al personal, lo que provoca que en ocasiones el personal labore de manera apresurada y pueda incurrir en acciones riesgosas para la seguridad como pueden ser:

- El lugar en donde se coloca el explosivo de forma temporal que se va a utilizar en la voladura. Debe analizarse en donde se coloca el explosivo en el momento que se reparte a los lugares de trabajo, en los que es muy probable realizar la voladura al final del turno, se debe considerar siempre que los explosivos estén separados como en su transporte y que la zona este libre de rocas sueltas que pueda provocar la caída de alguna de ellas e inicie el explosivo o que se coloque en una zona inestable el explosivo y pueda caerse con el riesgo de iniciarse con el paso de algún equipo.
- Verificar que se cargue la cantidad correcta de explosivo en cada barreno. (El usar más explosivo del necesario no asegura un mayor avance).
- En el cebado del explosivo se debe de utilizar un objeto punzocortante y no con la presión de los iniciadores ya que pueden causar un accidente.

- Se debe hacer énfasis en que antes de comenzar con el cargado es necesario retirar todo el equipo que ya no se utilice para evitar que se vaya a olvidar al momento de la voladura.
- Las mangueras de aire que se utilizan en el cargado deben ser recogidas y colocadas en un lugar seguro para que no vayan a ser golpeadas por alguna roca producto de la voladura. En caso de no ser así, se debe de hablar con el personal, en caso de reincidir afectaría su bono de productividad, ya que ese tipo de actitud retrasa las actividades en el siguiente turno y genera un costo extra, aumentando el costo unitario de la operación y por lo tanto la rentabilidad de la unidad.
- Si se pone en riesgo alguna persona, bien o instalación de la unidad por una voladura es responsabilidad del supervisor cancelarla a tiempo, recoger el explosivo a un lugar seguro e informar el motivo, es mejor no hacer una voladura si se cree que se tiene algún riesgo, que efectuarla y lamentarse por los sucesos que pudieran ocurrir.
- Como ya se mencionó, el supervisor debe de tener una muy buena coordinación del personal que tiene a cargo en el turno para evitar cualquier accidente, no sólo en el cargado y en la voladura sino en todas y cada una de las operaciones unitarias que se realizan.
- Se debe evitar dejar explosivos cargados sin hacer la voladura para el siguiente turno. En caso de que pase, se debe informar al siguiente supervisor para que acordone el área, informe a su personal y realice la voladura al final del turno.
- Se debe estar muy pendiente de que no se desperdicie explosivo al momento del traslado y del cargado para que no se incremente el costo.

V. I. Selección de explosivo

La determinación correcta del tipo de explosivo de acuerdo con la actividad que se va a realizar o a las circunstancias para su uso, dependerá de las condiciones del terreno ya sea que se encuentre muy fracturado o exista una gran cantidad de agua en el sitio de la voladura.

En las obras de desarrollo, es muy importante considerar utilizar explosivo de baja densidad para los barrenos de cielo, con ello se evita una sobre-excavación con lo que se tendrá un cielo firme y seguro.

En las obras en donde la cantidad de agua puede ser un problema para los explosivos solubles, es necesario utilizar hidrogeles o emulsiones. Esto puede aumentar de manera considerable el costo de la obra pero asegura su avance y la disponibilidad de la obra para el acceso a nuevas zonas de mineral que garanticen la vida operativa de la mina.

Los explosivos en la voladura generan gases que se miden de acuerdo con la cantidad y con la toxicidad de los mismos en el proceso de detonación. Algunas condiciones para generar este tipo de gases son: resistencia inadecuada al agua, cebado deficiente y pérdida prematura del confinamiento.

Los principales tipos de gases tóxicos que se pueden producir son el monóxido de carbono (CO) y los óxidos de nitrógeno (NO_x).

Los noneles tienen diferentes largos, se recomienda utilizar el largo que más se acerque a la longitud de barrenación que se está haciendo, ya que el exceso de largo en los tubos conductores causa problemas en la planta de beneficio tapando las bombas y afectando el buen funcionamiento de las celdas de flotación.

Para hacer voladuras a bajo costo se utilizan cañuelas (mechas) para la iniciación del explosivo en los barrenos, esta forma se recomienda en lugares de producción para asegurar una buena voladura debido a que la cara libre es mucho mayor. No se recomienda en los topes de desarrollo a menos que se cuente con personal de experiencia en este tipo de voladuras ya que se puede poner en riesgo la eficiencia del avance que se pueda obtener y la seguridad del personal que está manipulando el explosivo.

Dentro de los explosivos que pueden ser seleccionados existen algunos tipos de ANFO's que tienen otros elementos como aluminio lo que hace que tengan un mayor poder de detonación pero con la consecuencia de que generan una cantidad mayor de gases tóxicos por lo que su uso debe ser en lugares bien ventilados y dejar pasar unas horas para que los gases se diluyan con el aire fresco que ingresa en la mina.

En las frentes en que se utilice un equipo electrohidráulico es recomendable contar con una cuadrilla de voladuras para que el jumbo continúe realizando la barrenación en otras obras y así tener altos índices de utilización, cuando la herramienta de perforación es la máquina de pierna no alcanza el tiempo para barrenar un segundo tope por lo que se recomienda que la misma cuadrilla cargue su tope.

V. II. Tiempo de retardo

Es la diferencia en tiempo que tiene cada uno de los iniciadores. Es muy importante tomar en cuenta esto ya que el no tener tiempo de retardo adecuado puede ser la diferencia entre una voladura exitosa o un fracaso, generando zonas inseguras, costo elevado por la barrenación y explosivo desperdiciado.

Para la selección del explosivo a utilizar se debe considerar su objetivo, porque son diferentes los iniciadores para las obras de desarrollo que para los destinados a la producción de mineral. Para las obras de desarrollo por lo general se utilizan noneles (iniciadores) LP de color amarillo en el tubo conector (*large period*) que tienen una diferencia de tiempo entre un número y otro de 200 milisegundos. Para las obras de producción los más comunes son los MS (milisegundos) que tienen una diferencia de tiempo entre un número y otro de 25 milisegundos y el tubo de conexión es de color rojo.

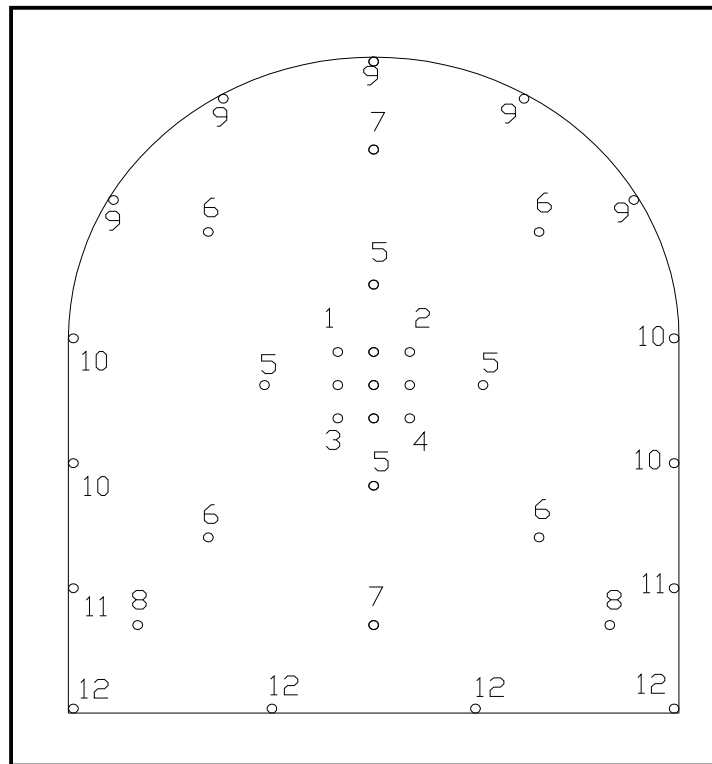


Fig. 23. Tiempos de retardo en obras de desarrollo. Sección 3.0 X 3.5 m.

La Figura 23 muestra una propuesta para colocar los tiempos de retardo en noneles LP para una frente con sección de 3.0 X 3.5 m, esta distribución puede cambiar de acuerdo a las existencias de los noneles en el polvorín o con las pruebas que se realicen en el terreno por parte de la supervisión y los obreros.

De acuerdo con las nuevas consideraciones, no hay límite en la longitud de barrenación si existen los iniciadores necesarios para poder desalojar el material del área de influencia de los barrenos evitando que éste se apelmace. Siguiendo esta consideración se podría garantizar el avance en los topes cuando se barrena a una longitud de 4.87 m (16 ft) con solo colocar los noneles de los números 1, 4, 7 y 10 en la cuña y seguir con la secuencia hasta terminar el cargado de todos los barrenos. En el caso de que los números no alcancen para completar la voladura se puede colocar un retardo de superficie y seguir con otra serie de números. (Esparza 2007).

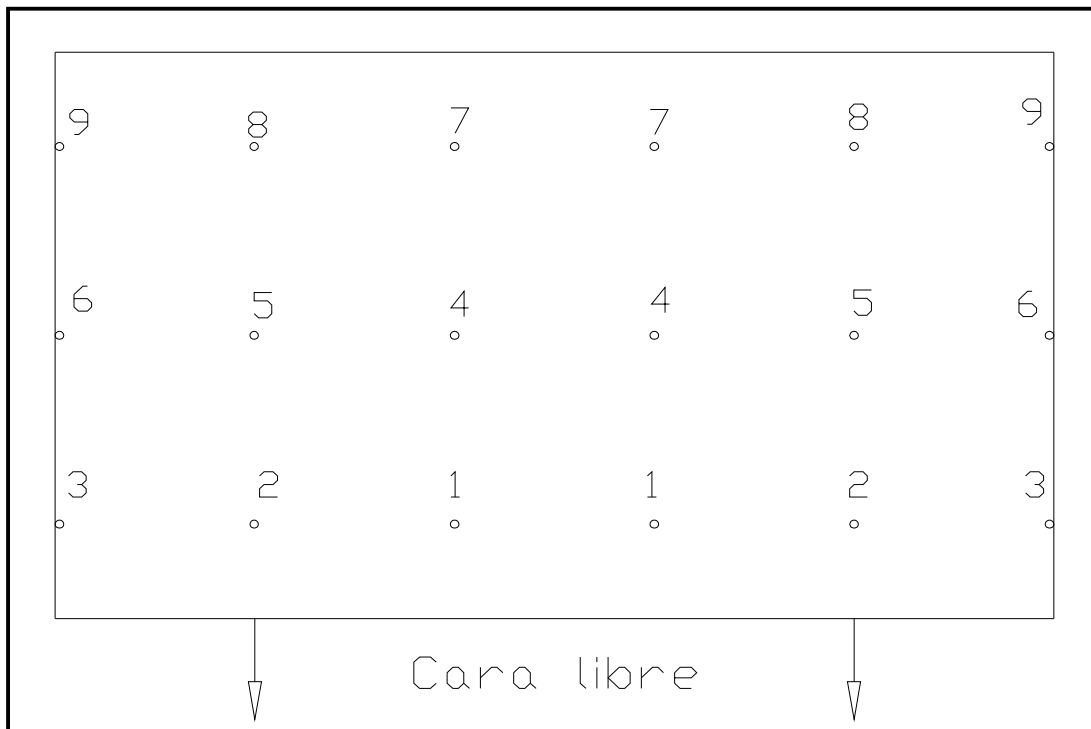


Fig. 24. Tiempos de retardo en obras de producción.

En la Figura 24 se muestra una propuesta para colocar los noneles MS en una plantilla de barrenación de producción. Se sugiere utilizar la mayor cantidad de números posibles para evitar la generación de vibraciones que puedan llegar a desestabilizar las zonas de producción y sobre todo si se están llevando bancos de 12 a 15 metros de altura.

Cuando menos una vez por semana se deben de hacer pruebas de quemado de las cañuelas para corroborar que la distancia que se está utilizando dé el tiempo necesario que permita la salida del personal a un área segura sin necesidad de correr, esta actividad generalmente la realiza el personal que está encargado del polvorín y debe reportarse en una bitácora que la supervisión debe revisar para conocer que se está trabajando bajo las normas establecidas.

V. III. Cálculo y costo del explosivo a utilizar

Es importante determinar cuánto explosivo se va a utilizar para el tumbe y desarrollo de la mina así como el costo, para tener idea de cuánto cuesta avanzar una obra o el tumbe del mineral para tomar las decisiones adecuadas para la operación siempre haciendo el balance de costo/beneficio.

Los supervisores deben conocer la forma de determinar el costo del explosivo porque son los responsables directos de la operación y las decisiones que se tomen durante el turno, lo que determinará el costo de la operación de la unidad a lo largo de un periodo que puede ser diario, semanal, mensual o anual.

La eficiencia en el avance debe ser monitoreada en cada turno y es de las principales funciones de los supervisores que al hacer sus recorridos por las obras junto con el personal que hizo la barrenación y la voladura, vean los resultados y así eviten problemas en las bonificaciones principalmente.

Ejemplo 1.

Para poder determinar el costo de cargado y voladura en una obra de desarrollo con máquina de pierna con barra de 1.8 m (6 ft) y 1 ½" de diámetro, en una sección de 3.0 X 3.5 m. se tiene a cargo un perforista y un ayudante, con eficiencia de barrenación del 95%, eficiencia de voladura del 95%, 36 barrenos por tope con cuña de 9 barrenos. Los barrenos realizados no contienen agua. Los bombillos considerados para este tope son de 1" X 5" con un peso de 77 gramos por pieza.

El costo de la mano de obra está incluido en la barrenación, debido a que se pueden hacer ambas actividades en el mismo turno, en caso de no ser así por cualquier imprevisto surgido, se debe considerar el porcentaje de tiempo para asignar un costo por mano de obra diaria y para la bonificación correspondiente.

Para determinar el costo de explosivo necesario a utilizar se tiene lo siguiente:

Donde:

Qanfo = Cantidad de ANFO necesaria (kg).

π = pi.

panfo = Densidad del ANFO (ton/m³)

Lb = Longitud de la barra de perforación (1.8 m).

P = Proporción de llenado. Generalmente son 2/3 del barrenado, depende de la roca que se quiera fracturar.

Canfo = Costo del ANFO (\$).

Canfo kg = Costo del anfo por kg: \$7.4

Bnoc = Barrenos cargados (31).

D = Diámetro de barrenación (0.047625 m).

Cnon = Costo de los noneles (\$).

Cnon pza = Costo de la pieza de nonele: \$19.7

Cbom = Costo de los bombillos (\$).

Wbom = Peso de los bombillos (0.077kg).

Cbom kg = Costo del kilogramo de emulsión en presentación 1" X 5": \$23.9

Ccordon = Costo del cordón detonante (\$2.08).

Lcordon = Longitud del cordón detonante a utilizar (m).

Ccordon m = Costo del metro de cordón detonante: \$2.08

Cmecha = Costo de la mecha (\$1.78).

Lmecha = Longitud de la mecha (m).

Cmecha m = Costo del metro de mecha: \$1.78

Cconector = Costo del conector (\$).

Qconector = Piezas necesarias de conectores (2 pza).

Cconector pza = Costo de la pieza de conector: \$1.45

Cfulminante = Costo del fulminante (\$).

Qfulminante = Piezas necesarias de fulminantes (pza).

Cfulminante pza = Costo de la pieza de fulminante: \$2.15

Ctc = Costo total del cargado (\$).

Ar = Avance real (ml).

Tt = Tumbe total (m³)

Cuc = Costo unitario del cargado (\$/ml).

$$Q_{\text{anfo}} = (B_{\text{noc}})(\pi) \left(\frac{D}{2}\right)^2 (L_b)(P)(\rho_{\text{anfo}})(1000)$$

$$Q_{\text{anfo}} = (31)(\pi) \left(\frac{0.038}{2}\right)^2 (1.8) \left(\frac{2}{3}\right) (0.85)(1000)$$

Qanfo = 35.8 kg redondeando por perdidas 36 kg.

$$\text{Canfo} = (Q_{\text{anfo}})(\text{Canfo kg})$$

$$C_{\text{anfo}} = (36)(7.4)$$

$$C_{\text{anfo}} = \$266.40$$

$$C_{\text{non}} = (B_{\text{noc}})(C_{\text{non pza}})$$

$$C_{\text{non}} = (31)(19.7)$$

$$C_{\text{non}} = \$610.70$$

$$C_{\text{bom}} = (B_{\text{noc}})(W_{\text{bom}})(C_{\text{bom kg}})$$

$$C_{\text{bom}} = (31)(0.077)(23.9)$$

$$C_{\text{bom}} = \$57.50$$

$$C_{\text{cordon}} = (L_{\text{cordon}})(C_{\text{cordon m}})$$

$$C_{\text{cordon}} = (10)(2.08)$$

$$C_{\text{cordon}} = \$20.80$$

$$C_{\text{mecha}} = (L_{\text{mecha}})(C_{\text{mecha m}})$$

$$C_{\text{mecha}} = (5)(1.78)$$

$$C_{\text{mecha}} = \$8.90$$

$$C_{\text{conector}} = (Q_{\text{conector}})(C_{\text{conector pza}})$$

$$C_{\text{conector}} = (2)(1.45)$$

$$C_{\text{conector}} = \$2.90$$

$$C_{\text{fulminante}} = (Q_{\text{fulminante}})(C_{\text{fulminante pza}})$$

$$C_{\text{fulminante}} = (2)(2.15)$$

$$C_{\text{fulminante}} = \$4.30$$

$$C_{\text{tc}} = C_{\text{anfo}} + C_{\text{non}} + C_{\text{bom}} + C_{\text{cordon}} + C_{\text{mecha}} + C_{\text{conector}} + C_{\text{fulminante}}$$

$$C_{\text{tc}} = 266.40 + 610.70 + 57.50 + 20.80 + 8.90 + 2.90 + 4.30$$

$$C_{\text{tc}} = \$971.50$$

$$C_{\text{uc}} = \frac{C_{\text{tc}}}{A_{\text{r}}}$$

$$C_{\text{uc}} = \frac{971.5}{1.62}$$

$$C_{\text{uc}} = \$599.69/\text{ml}$$

Ejemplo 2.

Para poder determinar el costo del cargado y voladura en una obra de desborde con jumbo y barra de 4.26 m (14 ft) y 1 ¾" de diámetro, con una plantilla de barrenación de 0.90 m X 0.90 m de bordo y espaciamiento, se tiene a cargo un perforista y un ayudante, con eficiencia de barrenación del 95% y 45 barrenos. Los barrenos realizados no contienen agua. Los bombillos considerados para este tope son de 1" X 8" con un peso de 120 gramos por pieza. El costo de los noneles MS es de \$23.90.

Para determinar el costo de explosivo necesario a utilizar se tiene lo siguiente:

$$Q_{\text{anfo}} = (B_{\text{noc}})(\pi) \left(\frac{D}{2}\right)^2 (L_b)(P)(\rho_{\text{anfo}})(1000)$$

$$Q_{\text{anfo}} = (45)(\pi) \left(\frac{0.044445}{2}\right)^2 (4.26) \left(\frac{2}{3}\right) (0.85)(1000)$$

Qanfo = 168.6 kg redondeando por perdidas 170 kg.

$$C_{\text{anfo}} = (Q_{\text{anfo}})(C_{\text{anfo kg}})$$

$$C_{\text{anfo}} = (170)(7.4)$$

Canfo = \$1,258.00

$$C_{\text{non}} = (B_{\text{noc}})(C_{\text{non pza}})$$

$$C_{\text{non}} = (45)(23.90)$$

Cnon = \$1,075.50

$$C_{\text{bom}} = (B_{\text{noc}})(W_{\text{bom}})(C_{\text{bom kg}})$$

$$C_{\text{bom}} = (45)(0.12)(23.9)$$

Cbom = \$129.06

$$C_{\text{cordon}} = (L_{\text{cordon}})(C_{\text{cordon m}})$$

$$C_{\text{cordon}} = (25)(2.08)$$

Ccordon = \$52.00

$$C_{\text{mecha}} = (L_{\text{mecha}})(C_{\text{mecha m}})$$

$$C_{\text{mecha}} = (5)(1.78)$$

Cmecha = \$8.90

$$C_{\text{conector}} = (Q_{\text{conector}})(C_{\text{conector pza}})$$

$$C_{\text{conector}} = (2)(1.45)$$

Cconector = \$2.90

$$C_{\text{fulminante}} = (Q_{\text{fulminante}})(C_{\text{fulminante pza}})$$

$$C_{\text{fulminante}} = (2)(2.15)$$

Cfulminante = \$4.30

$$Ctc = Cnfo + Cnon + Cbom + Ccordon + Cmecha + Cconector + Cfulminante$$

$$Ctc = 1,258.00 + 1,075.5 + 129.06 + 52.00 + 8.90 + 2.90 + 4.30$$

Ctc = \$2,530.66

$$Cuc = \frac{Ctc}{Tt}$$

$$Cuc = \frac{2,530.66}{140.14}$$

Cuc = \$18.05/m³

VI. Amacice y regado

Son actividades complementarias a la barrenación, al cargado y a la voladura, se realizan cuando inicia un turno si es que esa cuadrilla es asignada a un área en donde hubo una voladura en los turnos anteriores.

El amacice se realiza con el propósito de minimizar los accidentes por caída de roca en los desarrollos, rebajes y contrapozos por donde transita y labora el personal. Se debe realizar por todo el personal vinculado a la operación de la mina con la finalidad de disminuir los accidentes que causen una baja eficiencia en las operaciones.

El regado se realiza rociando agua sobre la carga, el cielo y las tablas de manera abundante y tiene tres objetivos principales:

- Diluir los gases tóxicos producto de la voladura contenidos dentro de la rezaga y que en su movimiento podrían ser liberados creando una condición insegura en la obra y poner en riesgo al personal que ahí laborará.
- Lavar el cielo y las tablas para evidenciar si existen rocas flojas que puedan ser tumbadas para tener una zona segura.
- Lavar el tope y las tablas para una buena interpretación geológica y llegar a los objetivos que se han propuesto o simplemente ver el comportamiento del mineral.

La herramienta más común con se cuenta para el amacice, es una barra que debe ser de un material liviano, firme y rígido con una dimensión máxima de 3.6 m y mínima de 1.2 m de longitud, en un extremo debe estar provista de una punta y en el otro de una coa o paleta. Los materiales más comunes en la fabricación de las barras son el acero, el aluminio y la fibra de vidrio.

Se debe comenzar a amacizar de afuera hacia adentro de la obra golpeando constantemente las rocas, si se produce un sonido hueco quiere decir que esa roca y las aledañas están flojas, en caso de que el sonido sea metálico quiere decir que el terreno está firme.

El supervisor debe revisar que el personal que realiza el amacice este parado a la mayor distancia posible de la caída de la roca, que la barra no tenga una inclinación mayor de 45°, de lo contrario se puede presentar un acto inseguro debido a que las rocas podrían deslizarse por la barra causando daño al personal, y que el operador este de pie sobre una superficie estable.

En obras de desarrollo que no han estado en operación por algún tiempo se debe de revisar que no haya rocas abiertas o flojas debido a que los elementos (agua y aire) hayan alterado la zona.

Al momento del amacice se debe de analizar la geología estructural por parte del personal del departamento de geología para ver cualquier posible intersección de fracturas o fallas que puedan formar una cuña, esto es importante porque en la operación el personal podría amacizar una roca que parece pequeña y en realidad podría ser el soporte de una cuña muy grande que se desprende del macizo con consecuencias fatales para el personal.

Antes de comenzar con el regado y el amacice es importante revisar el estado de las líneas de conducción de los servicios (aire, agua y energía eléctrica) debido a que se emplean agua y aire comprimido para ayudar a que se diluyan los gases de la voladura, en caso de que las líneas de agua y de aire se encuentren dañadas deben repararse, pero en las líneas eléctricas es necesario avisar al personal de mantenimiento eléctrico para que proceda a su reparación desenergizando previamente las líneas y colocando los candados en los que hace advertencia de no energizar las líneas. Se debe hacer conciencia con el personal obrero para que realicen estas acciones incluso antes de que llegue el supervisor para aprovechar el tiempo completo del turno.

El amacice también se puede realizar de forma mecánica cuando se cuenta con este tipo de equipos, en varias unidades mineras ya se tienen y se denominan amacizadores mecánicos; existen al igual que los equipos de barrenación varias marcas que los fabrican, este tipo de equipos minimizan la exposición del personal al riesgo de caídas de roca, el único inconveniente de estos equipos es su costo, que está fuera de la capacidad económica de la mayoría de las empresas mineras.

También se debe revisar que el área de trabajo se encuentre debidamente ventilada, en caso de que no sea así es necesario esperar más tiempo para que se ventile de forma natural o entrar al área a instalar sólo la línea de aire comprimido, esta actividad nunca debe realizarse solo, siempre debe estar acompañado de otra persona para actuar en caso de que la concentración de CO (monóxido de carbono) exceda los valores de 800 ppm (partes por millón). Para conocer la concentración de partículas de CO en un lugar es necesario contar con detectores para este fin que son portátiles y deberán ser asignados al personal que lo requiera. Estos detectores son caros, pero al igual que la capacitación es una inversión y no un costo, se debe tener en cuenta que la seguridad es lo más importante en toda operación.

El costo de la actividad de regado y amacice debe considerarse si se envía a una persona ex profeso, en caso de no ser así ese costo está cargado a la actividad de perforación principalmente.

VII. Fortificación

Es una operación unitaria que se realizan sólo en caso de ser necesarias, se refiere a colocar soporte en caso de que la roca así lo requiera para asegurar la estabilidad de las obras de exploración, desarrollo o preparación.

La fortificación constituye una importante contribución a la seguridad en las obras subterráneas. Por lo que los encargados de esta importante labor tienen una gran responsabilidad y deben estar seguros de que su trabajo esté bien hecho.

La fortificación en las obras mineras tiene los siguientes objetivos básicos:

- Evitar derrumbes.
- Proteger a los trabajadores, equipos, herramientas y materiales.
- Evitar deformaciones de las obras mineras.

La fortificación se realiza en todas las obras mineras que así lo requieran, poniendo especial interés en las que se desea aumentar el factor de seguridad, como caminos principales, subestaciones de energía eléctrica, estaciones de bombeo, etcétera.

VII. I. Tipos de fortificación

En las minas de roca dura y estable generalmente no se requiere de fortificación, sólo en casos de que la roca aun siendo dura sea inestable o en zonas puntuales (presencia de fallas).

Existen varios tipos de fortificación, cada uno de ellos tiene características específicas de aplicación, por lo que antes de colocar algún tipo de fortificación se recomienda informarse de cuál es la más adecuada, dependiendo del tipo de la roca, el factor de seguridad que se le desee dar a la obra y el costo tanto del material como de la instalación.

Los diferentes tipos de fortificación se describen a continuación.

- Pernos de anclaje.
- Pernos de anclaje con malla electro soldada.
- Arcos metálicos.
- Concreto armado.
- Concreto lanzado.

VII. I. I. Pernos de anclaje.

Los pernos sirven para fortificar el cielo y las tablas de las obras mineras, donde existe un peligro de caída o deslizamiento de roca, también su uso es para asegurar fracturas grandes u otras áreas de roca insegura que no pudieron ser eliminadas mediante el amacice. También se puede utilizar este tipo de pernos para evitar condiciones inseguras en los rebajes en que se necesiten, debe tenerse en cuenta que este tipo de anclaje será temporal.

El número de pernos de anclaje depende del tamaño y del grado de peligro de caída de la roca. Como guía para áreas normales que necesiten pernos de anclaje, se puede decir que pueden estar espaciados cada 1.2 m.

Este tipo de anclaje debe de instalarse en una posición que le permita pasar por la fractura o fracturas hasta llegar a la roca firme. Los pernos de anclaje son de diferentes diámetros y vienen en largos de 4, 6 y 8 ft. La placa en lo posible debe ser perpendicular al perno y esto debe de tenerse en cuenta al momento que se elija el lugar donde se colocara el perno.

La inclinación de los pernos de anclaje es muy importante para su efectividad. En lo posible el perno debe ser colocado perpendicular a la fractura o sistema de fracturas o a la cara de la roca.

Actualmente se usan diferentes tipos de pernos de anclaje y es posible clasificar a estos de acuerdo con el sistema de anclaje o sujeción.

- Pernos anclados mecánicamente.

Los pernos de anclaje con cabeza de expansión son los más comunes de este tipo y en ellos al introducir el perno en la cuña de la cabeza, esta se expande y queda sujeta a las paredes de la roca dentro del barreno (ver Figura 25). Este sistema está ampliamente difundido tanto en las obras mineras como en las de ingeniería civil. En las obras en donde se desea incrementar el factor de seguridad se puede rellenar el barreno con cemento. Este tipo de anclajes se usan en rocas medianamente duras o duras pero con cierta inestabilidad, no se recomienda usar en rocas muy duras pues la cabeza puede no penetrar adecuadamente en las paredes del barreno y con el tiempo deslizarse y perder efectividad.

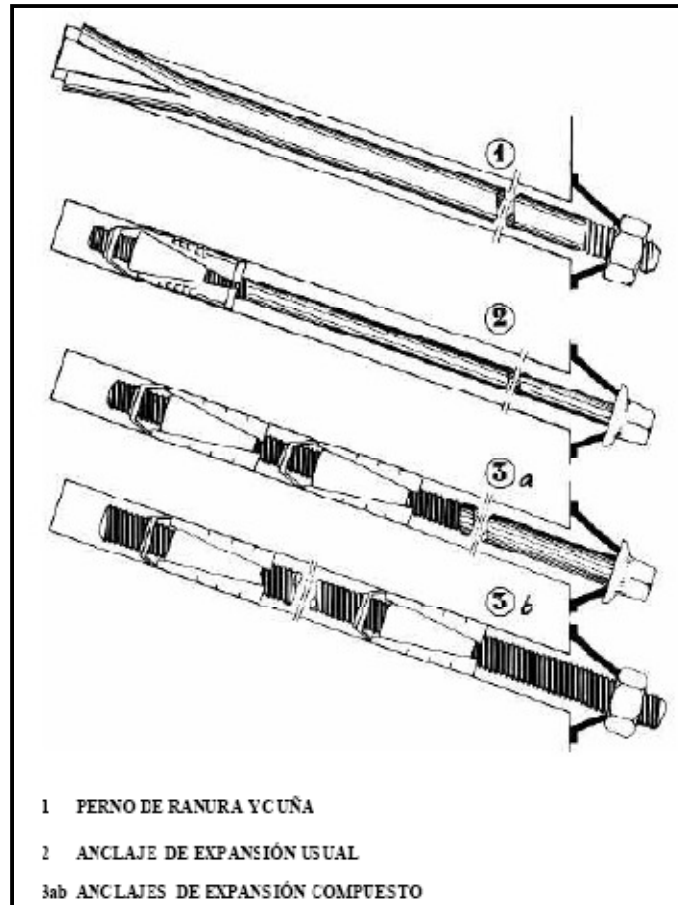


Fig. 25. Tipos de pernos de anclaje.

Los pernos de anclaje constan de las siguientes partes:

1. Cabeza de expansión.
2. Perno de anclaje.
3. Placa metálica de 4' X 4' X 1/4" de espesor.
4. Tuerca del perno.

El equipo y las herramientas para la instalación de los pernos de anclaje son:

1. Máquina perforadora de pierna.
2. Taladro neumático para apretar la tuerca del perno.
3. Marro de 8 lb.
4. Barra de amacizar.
5. Escalera.
6. Llave inglesa de 18" como mínimo y de preferencia de aleación de aluminio.

Datos técnicos de los pernos de anclaje.

Calidad del acero	700 N/mm ²
Diámetro del perno	16 mm
Punto de deformación	140 kN
Carga de rotura	180 kN
Carga de rotura axial	14%
Peso del perno sin plancha	2 kg/m
Largo del perno	El largo que se requiera
Diámetro del barreno	35-38 mm

Ventajas.

Relativamente de bajo costo, el perno de anclaje trabaja de manera inmediata. Al girar el perno, se aplica presión lateral en la cabeza del perno y de esta manera se acumula tensión en el mismo. Con un relleno posterior de cemento puede servir como fortificación permanente, en rocas duras el perno puede soportar cargas altas, es un sistema versátil para fortificación en rocas duras.

Desventajas.

Su uso está limitado a rocas moderadamente duras a duras, difícil de instalar. Debe ser monitoreado después de su instalación, pierde capacidad debido a voladuras cercanas o cuando la roca se fractura alrededor de la zona de expansión.

- Pernos anclados con resina o cemento.

Los pernos de anclaje con resina o cemento han sido usados durante los últimos 40 años en minas y en construcciones civiles. El tipo más comúnmente usado es el perno, barra de hierro o acero tratado. Se utiliza cemento o resina como adherente.

La resina resulta conveniente para ser usada en pernos sometidos a altas tensiones, desde momentos tempranos y se prestan para pretensado, esto no descarta su uso en pernos sin tensión previa.

En cualquiera de sus variedades, es recomendable para soporte temporal o permanente bajo variadas condiciones de rocas.

Datos técnicos.

Calidad del acero	570 N/mm ²
Diámetro del perno	20 mm
Punto de deformación	120 kN
Carga de rotura	180 kN
Carga de rotura axial	15%
Peso del perno sin plancha	2.6 kg/m
Largo del perno	El largo que se requiera
Diámetro del barreno	35 ± mm

Ventajas.

Rápida acción después de haber sido instalado. Si se usa una resina de rápido fraguado como adherente, el perno puede ser permanentemente presionado, en las instalaciones permanentes el perno debe tener alta resistencia a la corrosión

Desventajas.

Dificultad con los cartuchos de resina en ambientes subterráneos que pueden afectar su uso, en determinados casos su manipulación representa un riesgo por posible reactividad con el explosivo empleado.

- Cables de acero anclados con resina.

Este sistema fue introducido en la industria minera hace unos 15 ó 20 años, teniendo un notable desarrollo en sistemas sin tensión previa.

Si se compara el cable flexible respecto de la barra de acero o acero tratado la variación del largo del barreno no le afecta debido al cable debido a que puede ser instalado en cualquier longitud y en obras estrechas, tiene una alta capacidad de carga, con un costo más reducido y se presta notablemente para la mecanización.

Su uso como elemento de anclaje está creciendo rápidamente y son utilizados en sistemas permanentes de fortificación. El cable normalmente utilizado corresponde al tipo de 15.2 mm de 7 torones.

Las partes que componen los cables anclados con resina son:

1. Cable de acero.
2. Resina o cemento.

El equipo y las herramientas que se utilizan en la instalación de este tipo de anclaje son los siguientes:

1. Máquina perforadora de pierna con barras de extensión o algún otro tipo de equipo electrohidráulico de barrenación.
2. Marro de 8 lb.
3. Barra de amacizar.
4. Escalera.

Datos técnicos.

Calidad del acero	1770 N/mm ²
Diámetro del perno	28 mm
Límite elástico	500 kN
Carga de rotura	500 kN
Carga de rotura axial	3%
Peso del perno sin plancha	3.1 kg/m
Largo del perno	El largo que se requiera
Diámetro del barreno	35 mm o más

Ventajas.

Costo reducido, si se instala correctamente es un componente durable frente a la corrosión, se puede instalar en áreas estrechas, alta capacidad de carga en cualquier tipo de roca

Desventajas.

Una tensión previa del cable sólo puede ser posible con una instalación especial y el uso de cemento estándar requiere de varios días de fraguado antes de que el cable pueda tomar carga.

- Pernos anclados por fricción.

Existen 2 tipos de estos pernos:

1. *Split set*.
2. *Swellex*.

Para ambos sistemas, la resistencia a la fricción para el deslizamiento entre la roca y el acero sumado a la acción mecánica de bloqueo es generada por la fuerza axial entre la superficie interior del barreno y el perno. En instalaciones temporales la presencia de humedad no será inconveniente, pero debe descartarse para uso permanente bajo estas condiciones.

Aunque los dos sistemas están descritos bajo un mismo denominador, estrictamente hablando solo el *split set* es realmente de fricción (ver Figura 26). En caso del *swellex*, combina la fuerza de fricción sumada al mecanismo de expansión del perno en el barreno que habitualmente tiene paredes irregulares. Esta situación genera una acción de bloqueo que permite obtener alta resistencia a la tracción.

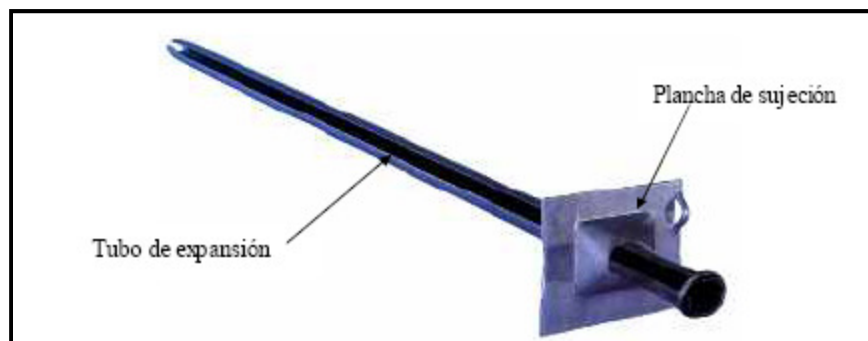


Fig. 26. Ancla Split set.

Las partes de las cuales constan los pernos anclados por fricción son:

1. Tubo de acero plegado.
2. Placa de sujeción.

Datos técnicos.

Diámetro del tubo	26 mm
Límite elástico	130 kN
Carga de rotura	130 kN
Carga de rotura axial	10%
Peso del perno sin placa	2 kg/m
Largo del perno	El largo que se requiera
Diámetro del barreno	35 ± 3 mm

Ventajas.

Instalación rápida y simple, el soporte es inmediato después de su instalación, puede ser usado en una gran variedad de condiciones de terreno, la instalación causa contracciones a lo largo del perno y esto tensiona la placa contra la superficie de la roca.

Desventajas.

Relativamente caro, se requiere protección contra la corrosión si se usa en instalaciones permanentes, es necesaria una bomba para su instalación.

VII. I. II. Pernos de anclaje con malla electro soldada

Este tipo de fortificación se usa en lugares donde existe el peligro de caída de rocas grandes y pequeñas y se desea tener un factor de seguridad más alto para proteger al personal, equipos y herramientas. Adicionalmente a los pernos se agrega un elemento más que es la malla electro soldada, que va sujeta con las mismas placas que tienen los pernos. Es frecuente usar este tipo de fortificaciones en rebajes, estaciones de los malacates de los tiros, salas de compresores, talleres mecánicos, lampisterías, comedores y demás instalaciones que son permanentes y que por su importancia se debe de asegurar un gran factor de seguridad.

VII. I. III. Arcos metálicos

Son elementos contruidos con acero en forma de un arco, lo que garantiza la adecuada distribución de las cargas litostáticas a las que serán expuestos, el material más común para la construcción de este tipo de fortificación es vigueta IPR de varios peraltes y espesores en función del área a fortificar.

Los peraltes mínimos del material de construcción con los que se construirán los arcos se determinarán de acuerdo con la inestabilidad del terreno en donde se desean instalar, también se debe de tener en cuenta la cercanía de las voladuras a las que serán expuestos los arcos y si se desean de forma permanente o sólo de forma temporal.

Estos arcos pueden ser de varias piezas para que se facilite su instalación, debido que esas zonas son ya riesgosas, principalmente son cruces de fallas geológicas que presentan una zona inestable por la alteración de las rocas (ver Figura 27).

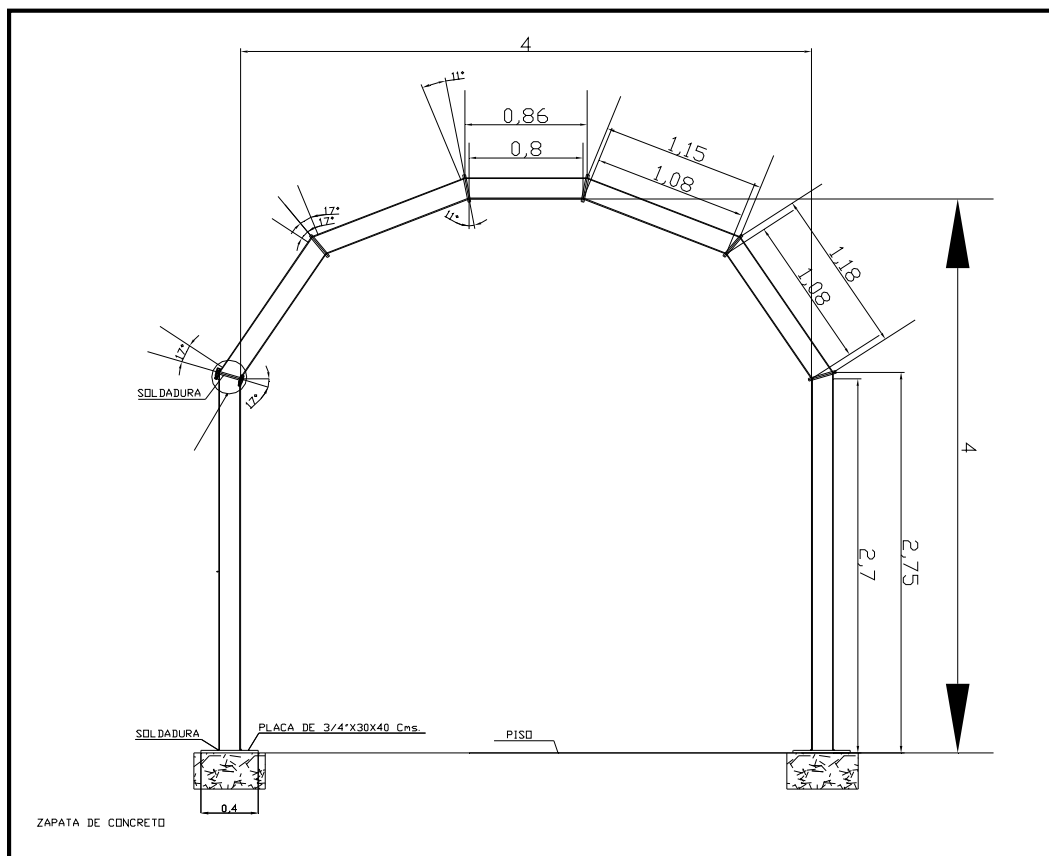


Fig. 27. Sección transversal de un arco de acero de 4.0 X 4.0 m. (unidades en metros)

Dependiendo de lo inestable que esté el terreno se recomienda que cada marco esté a una separación de 1.5 metros, en caso de ser una zona demasiado inestable se recomienda que se vea otro método de fortificación como podría ser el de concreto armado.

Se debe de colocar madera en el cielo y en las tablas entre los arcos para evitar que las rocas pequeñas vayan a caerse provocando un accidente y si el hueco que se ha formado tiene una altura considerable se recomienda que sobre las tablas de madera se coloque material de relleno que amortigüe la caída de cualquier roca grande que pueda dañar a los arcos de acero.

En áreas en las que el agua sea un elemento muy agresivo para el acero, se debe de recubrir con pintura para que pueda soportar la corrosión y tenga un tiempo de vida mayor.

Ventajas.

Instalación rápida, gran capacidad de carga, ya instalados son muy seguros.

Desventajas.

Costo elevado, se debe hacer obra civil para preparar las bases, es necesario una buena logística para su instalación.

VII. I. IV. Concreto armado.

Es un sistema de fortificación que une el concreto y un refuerzo de acero, principalmente varilla de diferentes diámetros para darle una mayor resistencia a la carga que pueda soportar.

Con este sistema de fortificación se logra un factor de seguridad elevado y se utiliza principalmente en donde la calidad de la roca es tan pobre que no puede ser utilizado ningún otro sistema de fortificación.

Al igual que para los arcos metálicos, se necesitan calcular los esfuerzos que van a soportar los marcos de concreto armado.

El área destinada para colocar los marcos de concreto armado se debe limpiar, perforar para anclar el armado de varilla, fabricar el armado, cimbrar el área, proveer la logística necesaria para el movimiento de los materiales de construcción (arena, grava, varilla,

agua, cemento, etcétera.), colar de ser posible de forma monolítica, dejar fraguar el concreto, quitar el cimbrado y dejar lista el área para el curado del concreto.

El concreto armado también puede servir como fortificación en rebajes con mineral de calidad y no es viable económicamente dejar mineral entre los límites verticales de los rebajes, este tipo de fortificación constituye los pilares de corona o de piso dependiendo de la referencia en donde uno se encuentre.

También el concreto armado sirve para reforzar los pilares que puedan estar formados de roca fracturada para darle mayor resistencia y que tengan la continuidad que se requiere para tener la estabilidad de los rebajes.

Ventajas.

Bajo costo de mantenimiento, alto índice de seguridad, garantiza la permanencia de las obras.

Desventajas.

Alto costo de construcción.

VII. I. V. Concreto lanzado.

Es la unión de cemento con agregados pétreos, fibras de polipropileno o metálicas y agua, que son arrojados a los lugares que se desea recubrir por medio de una bomba.

El concreto lanzado es utilizado principalmente para recubrir la roca y evitar su intemperismo, con un espesor mínimo de 1" y máximo de 4".

Es común en minas que presentan alta cantidad de sulfatos y de aguas acidas el uso de cemento puzolánico y fibras de 2" de largo, esto asegura concretos estructurales de calidad.

El concreto lanzado es frecuentemente utilizado en conjunto con otras formas de fortificación como pueden ser los pernos de anclaje con o sin malla electro soldada en lugares como plazas de barrenación de diamante, estaciones de bombeo, subestaciones, salas de malacate de los tiros, etcétera.

La aplicación del concreto lanzado tiene las siguientes restricciones:

1. La superficie a lanzar debe estar libre de agentes contaminantes que impidan la adecuada adhesión a la roca, tales como el polvo, tierra, grasa, aceite, etcétera.
2. Antes de realizarse el lanzado se debe asegurar el amacice del área.
3. En obras antiguas, que requieran de rehabilitación y exista malla electro soldada oxidada, esta debe ser retirada antes de realizar el lanzado.
4. Si existen anclas salidas se deben cortar antes del lanzado.
5. Los servicios de aire, agua, electricidad y comunicaciones deben ser protegidos con hule antes de la aplicación del concreto.
6. Si existen escurrimientos de agua, estos deben ser canalizados por medio de barrenos hacia la acequia antes de realizar el lanzado y se debe de utilizar impermeabilizante en las zonas en que se ubique la presencia de agua.
7. No se debe lanzar concreto en áreas que presenten alteración de arcillas, esquistos, filitas gráficas y óxidos, hasta haber sido eliminados.

Las especificaciones que debe tener el concreto lanzado son las siguientes:

1. Se aplica a obras con vida útil mayor a un año y a las que por diseño así lo requieran, como por ejemplo: estaciones de barrenación a diamante, estaciones de contra pozos, polvorines, comedores interior mina, rampas principales, talleres mecánicos, etcétera.
2. Tipo de lanzado: vía húmeda.
3. Tipo de cemento: Portland puzolánico. En proporción de 420 kg/m³.
4. Proporción de agua: 165 lt/m³.
5. Relación máxima agua/cemento: 0.40.
6. Tipo de agregado: andesita. Tamaño 3/8". Proporción: 135 kg/m³.
7. Tipo de fibra: de polietileno o metálica de 2". Proporción: 5 kg/m³.
8. Espesor del concreto: Mínimo 1".
9. Rebote máximo: 10%.
10. Resistencia a la compresión simple: 350 kg/cm².
11. Revenimiento: 18 bombeable.
12. Presión de lanzado: 7 bar.
13. Distancia máxima de lanzado: 1 m.

Otro de los usos del concreto lanzado es el de impermeabilizar las obras para poder utilizarlas como reservorio de agua, o en estaciones de bombeo para evitar que el agua se trasmine por las fallas o fracturas existentes en el macizo rocoso.

Ventajas.

Es un buen método para evitar el intemperismo de la roca y da muy buenos resultados en combinación con algún otro método de fortificación.

Desventajas.

Baja resistencia al soporte de las rocas.

VIII.- Rezagado y cargado

El rezagado es la actividad de mover el material producto de la última voladura de los topes en las obras de desarrollo, también implica el movimiento del material de los rebajes hacia lugares previamente determinados y su clasificación en mineral, mineral marginal o tepetate, según el resultado del muestreo realizado por el departamento de geología.

El cargado es la actividad de mover material sea este mineral o tepetate de un determinado lugar en donde se almacena a los camiones de acarreo.

En los programas de producción se deben tener las suficientes opciones para ciclar de manera adecuada la operación, para que mientras en algunas áreas están barrenando, otras carguen el explosivo, se amacice o se rezague, esto es para que los equipos con los que se cuenta en la mina sean aprovechados, se mejore la eficiencia y disminuya el costo.

Se recomienda que el tepetate no sature las áreas en donde se coloca de forma temporal, ya que provocaría el retraso en el avance del desarrollo, para evitar esto, se pueden hacer campañas diarias de extracción del tepetate, en caso de que no existan áreas disponibles dentro de la mina para colocar este material de manera permanente, se recomienda extraerlo de la mina, ya que si el tepetate se mueve varias veces los costos de traspaleo se incrementan de manera sustancial.

Los equipos de rezagado y cargado necesitan de una sección determinada para que su tránsito sea de forma segura tanto para el equipo como para el personal, para esto debe considerarse el equipo en los programas de producción y así estar preparado para futuras adquisiciones.

Para la selección del equipo de rezagado se debe tener en cuenta la capacidad de material que se desea mover, de forma general se considera un factor de 1.6, es decir, que si una mina desea una producción de 1000 toneladas diarias se debe calcular que realmente se van a mover 1600 toneladas diarias, por el traspaleo del mineral y el movimiento del material generado por las obras de desarrollo. Este factor puede variar de acuerdo con la proporción de la toneladas tumbado/desarrollo que se produzcan y del nivel de preparación de la mina.

Los supervisores, en sus puestas para el turno siguiente deben de considerar la limpieza de los topes como las primeras actividades por hacer con los equipos de rezagado, con el fin de dar opciones a los equipos de barrenación; en caso de tener pocos cargadores frontales de bajo perfil disponibles y el cargado de los camiones sea la prioridad por no haber mineral suficiente en la planta de beneficio, pueden moverse los equipos a la

actividad primordial, por lo que el personal de barrenación se dedicaría a amacizar o reparar fugas en líneas de servicios.

La limpieza de los topes debe de comenzarse 50 metros atrás del tope, para recoger de forma adecuada todo el producto de la voladura, evitando que quede rezaga sobre el piso que es la superficie de tránsito de los equipos y puedan dañar de forma prematura los neumáticos; en caso de que la rezaga sea de mayor tamaño puede dañar hasta el sistema hidráulico y electrónico que tiene el equipo por la parte inferior.

En la capacitación de los operadores se debe tocar el tema del uso correcto del sistema de extinción de incendios que tiene la mayoría de los equipos recientes, durante la operación hay veces en las que el sistema hidráulico junto con las altas temperaturas del motor puede generar conatos de incendio que pueden derivar en algún incidente o accidente más serio.

Antes de comenzar con el rezagado en cualquier lugar, los operadores deben bajarse de sus equipos y revisar el área en donde van a comenzar a laborar, para ver si existen condiciones inseguras principalmente de amacice en el lugar, en caso de que hubiera rocas flojas se debe proceder a tumbarlas para asegurar la zona, esta actividad se debe llevar a cabo siempre, el supervisor debe motivar a los operadores para que lleven a cabo esta rutina siempre.

En caso de que se vaya a realizar la operación de vaciar material por un contrapozo, se debe tener en cuenta lo siguiente:

1. Vaciar un poco de material como aviso de que va a comenzar la actividad de vaciado.
2. Posteriormente vaciar el resto del material del cucharón.
3. En caso de que por la parte inferior del contrapozo se vaya a extraer material, es necesario asegurarse de que el cono esté lleno hasta la boca del contrapozo.

VIII. I. Descripción de equipo

En esta parte se describirán las principales características de los equipos de rezagado y cargado así como los principales cuidados que debe tener el supervisor en la operación, no porque lo vaya a revisar y operar el encargado del turno, sino como responsable del equipo y del personal que está en su turno.

Para el rezagado se utiliza como equipo principal un cargador frontal de bajo perfil (ver Figura 28) que es un equipo de baja altura especializado para la minería subterránea que tiene una capacidad variable entre 1 yd³ hasta 14 yd³, este equipo tiene como fuente de

poder un motor diesel, existen equipos eléctricos que son comunes en la minería del carbón.

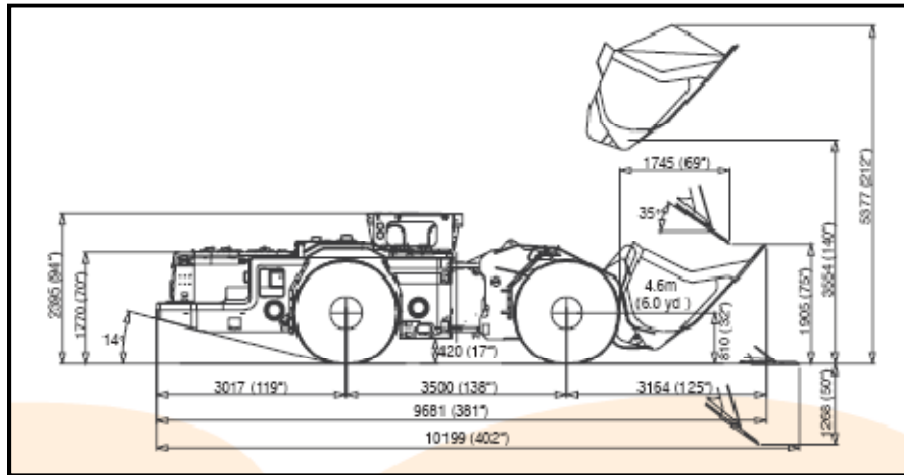


Fig. 28. Esquema de un cargador frontal de bajo perfil de 6 yd³.

Para el cargado se puede utilizar un cargador frontal de bajo perfil o un cargador frontal, en realidad el trabajo que cada equipo realiza es el mismo, sólo existen dos diferencias importantes entre unos y otros; la primera es la sección que cada cargador requiere para que su operación sea segura, los cargadores frontales de bajo perfil generalmente requieren de una sección más pequeña debido a que son diseñados especialmente para trabajos en minas subterráneas, la otra diferencia es el costo que cada uno tiene.

Para utilizar los cargadores frontales (ver Figura 29) en el interior de la mina es posible que se requiera hacer modificaciones en la cabina, para que entre por el acceso principal de la mina, esta modificación es necesaria en conjunto con el proveedor debido a que si en la unidad se toma la decisión de hacer dicho cambio, es posible que se pierdan las garantías por parte del fabricante.



Fig. 29. Cargador frontal con una capacidad de 3.1 yd³.

Para que los equipos de rezagado tengan una vida operativa más extensa es necesario no transitarlos por caminos que estén en mal estado, esto quiere decir que haya un exceso de rocas de sobre tamaño en el camino, agua en exceso y con una pendiente no uniforme.

Los cargadores frontales de bajo perfil son equipos que tienen una estructura muy reforzada debido a las condiciones del trabajo en minas subterráneas. (ver Figura 30).

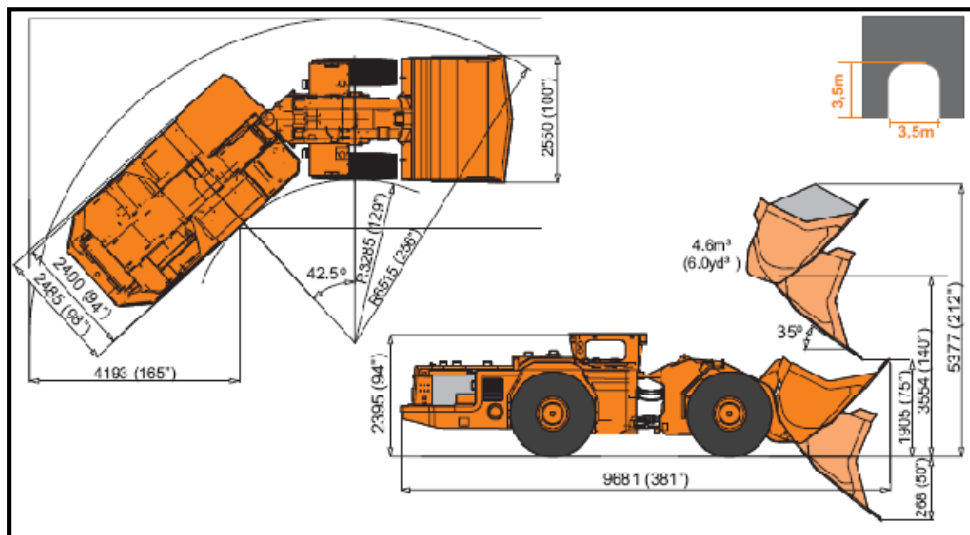


Fig. 30. Radio de giro y sección necesaria para un cargador frontal de bajo perfil de 6 yd³ (unidades en mm).

No importando cuál sea el equipo de rezagado y cargado que se tenga en la unidad al inicio de cada turno, el operador en conjunto con el personal de mantenimiento debe revisar el equipo teniendo principal cuidado en los siguientes puntos:

- Niveles de diesel.
- Niveles de aceite hidráulico.
- Estado de los filtros de aire.
- Presión de aire de los neumáticos.
- Estado de los bujes y de los gatos para los movimientos del cucharón.
- Estado de las líneas de aceite hidráulico.
- Engrasado de los bujes.

Para una buena disponibilidad mecánica y una mayor vida operativa de estos equipos es necesario que el personal de mantenimiento en coordinación con el de supervisión de la mina se asegure de los mantenimientos preventivos de los equipos a las 150, 300 y 450 horas de trabajo; el supervisor de la mina debe de brindar el apoyo y la disponibilidad del equipo para que el personal de mantenimiento pueda hacer su trabajo en el menor tiempo posible, ya que lo más seguro es que la unidad minera cuente con el equipo justo para dar la producción y no se puede perder mucho tiempo en los mantenimientos.

Los servicios en los mantenimientos preventivos son fundamentales para que se mantenga una baja emisión de gases contaminantes, en el caso de tener una emisión anormal de gases se puede calibrar el motor para eliminarlos, en caso de no funcionar se debe pensar en un ajuste del motor o cambio del mismo.

Las capacidades de carga de los equipos varía desde 1.35 m³ hasta 10.7 m³ dentro de las marcas más comunes en el territorio nacional. La capacidad de carga en tonelaje varía en cuestión de la densidad del material que se tiene en un determinado yacimiento pudiendo ser mineral o tepetate.

VIII. II. Parámetros de operación

En este tema los supervisores deben de estar muy al pendiente de cuáles son los parámetros o los detalles en donde deben poner más atención, para que la productividad de la unidad minera se mantenga o se incremente o no disminuya según sea el caso.

Para hacer un análisis de la operación de equipos en una mina es necesario conocer los parámetros de funcionamiento de los equipos y los factores externos o internos que puedan afectarlos.

Los tiempos de ciclo son muy importantes para encontrar las áreas de oportunidad de mejora que se tienen y son fundamentales para tener rendimientos adecuados del equipo.

El costo de operación de los equipos de rezagado y cargado es aproximadamente un 30% del costo total en el ciclo de producción y desarrollo, por eso es muy importante cuidar los rendimientos de los equipos.

VIII. II. I. Rendimientos

El rendimiento de los equipos de rezagado y acarreo se mide de acuerdo con las toneladas a mover por hora trabajada, este factor se puede determinar teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Capacidad del cucharón.
- Distancia entre el punto de ataque y la descarga del material.
- Habilidad del operador.
- Estado mecánico del equipo.
- Granulometría del material a mover.
- Las condiciones de los cucharones.
- Condiciones medioambientales del lugar de trabajo.
- Ciclos completos, o sea que tenga los suficientes camiones disponibles.
- Pisos sobre los cuales se desplaza el equipo.
- Que las zonas sean seguras.

Para el rezagado y el cargado se debe considerar que los equipos no recorran más de 400 metros en circuito cerrado (ida y vuelta) si este metraje se incrementa disminuirá su rendimiento.

La bonificación de los operadores de los equipos de rezagado y cargado debe estar ligada al tonelaje real que muevan de acuerdo con los diferentes lugares en los cuales han sido poblados a lo largo del turno, en esta cuestión es muy importante que los supervisores sepan cuánta es la capacidad de los cucharones y los tiempos de ciclo de los equipos en los diferentes lugares de la mina.

Cada equipo de cargado debe tener asignada una cantidad determinada de camiones de acarreo para evitar tiempos muertos, que se transforman en desgaste de equipo, baja eficiencia en las toneladas que un equipo puede mover por hora, consumo de combustibles, costo de operador, etcétera.

La eficiencia de un equipo de 3.5 yd³ está en un promedio de 60 t/hr trabajada, un equipo de 6 yd³ da un promedio de 80 t/hr, estos parámetros puede variar de acuerdo con las condiciones previamente mencionadas, y es una buena referencia para hacer los cálculos de los programas de producción.

Las actividades que deben realizar los supervisores para verificar el rendimiento de los equipos son las siguientes:

- En sus recorridos por los diferentes lugares de la mina deben ver que el cucharón sea llenado de forma adecuada y que no tenga un exceso de material pegado en las paredes, y el fondo del mismo que haga disminuir su capacidad.
- También es conveniente que se verifique el tiempo del ciclo, para poder comparar si los cucharones que reporta el operador son parecidos a los que se estimaron durante el turno, ya que es común que si no se tiene este control los operadores reporten una cantidad mayor con el fin de verse beneficiados con el bono.
- Al momento del tránsito del equipo de rezagado deben observarse las condiciones del camino, si existiera una gran cantidad de agua o de rocas sobre el mismo debe pararse el equipo y comentarle al operador que arregle su paso (agua y rocas sobre un camino es una combinación que determina la vida útil de los neumáticos y del equipo en general).
- Se debe verificar que el rezagado se haga de manera correcta, o sea, que los topes o lugares de producción queden completamente limpios para no entorpecer las actividades subsecuentes del ciclo de producción.
- El rezagado en obras de producción que estén llevando el método de explotación de corte y relleno, debe verificar que se respeten las líneas de rezagado que son marcadas previo al desalojo del material, con frecuencia los operadores mueven material de relleno y ocasionan la dilución sin control en la ley del rebaje.

VIII. III. Consumibles

VIII. III. I. Diesel

El diesel es el combustible utilizado en los equipos de interior mina, debido a que la combustión es más eficiente y genera menos gases contaminantes, tiene un punto de inflamabilidad mas bajo que la gasolina, siendo más estable a altas temperaturas.

En la normatividad vigente se permite tener un almacenamiento temporal de diesel en interior mina que no exceda la cantidad de 4 veces el consumo diario promedio. En estos almacenes temporales se debe contar con líneas de tierra para evitar chispas por energía estática, también debe tener una ventilación adecuada para disolver los gases que pueda generar la evaporación del combustible, en la instalación del tanque debe tener una guarda contra derrames de por lo menos un 75% de la capacidad de almacenamiento, el

llenado del tanque y la descarga a los equipos es recomendable que se realice con una bomba especial para combustibles con cuenta litros.

La ubicación del tanque temporal de diesel debe ser en un lugar que este cercano a los equipos, pero lo suficientemente retirado de las obras de explotación y desarrollo, para estar lejos de las voladuras y evitar vibraciones que pueden causar debilitamiento en las bases del tanque.

Al momento de cargar el combustible en los equipos cualquiera que estos sean se debe tener cuidado de evitar derrames, esto por dos motivos principales: uno por cuestión ecológica ya que los derrames pueden ir a parar al suelo o a los afluentes de algún arroyo con su posterior contaminación; el otro motivo es que en esos derrames se desperdicia el diesel y en consecuencia el dinero.

El rendimiento de diesel en los cargadores frontales de bajo perfil de 3.5 yd³ es de 4 gal/hr trabajada, este dato puede cambiar de acuerdo con la forma de uso por parte de los operadores, la altura sobre el nivel del mar en donde se encuentre la unidad minera, el buen estado del motor, la ventilación y demás componentes mecánicos, etcétera.

El agua en el diesel es uno de los problemas más comunes que se puede tener con este combustible, aunque los equipos cuentan con sistemas separadores de agua, es posible que se saturen y dañen el interior del motor o los sistemas electrónicos de arranque e inyección, para evitar esto es necesario verificar continuamente los separadores además también el departamento de compras debe monitorear de forma continua el combustible que les ha sido suministrado.

VIII. III. II. Lubricantes

En este rubro también se incluyen las grasas necesarias para evitar el desgaste prematuro de las partes en movimiento que tiene este tipo de equipos, principalmente en los componentes que permiten los diferentes movimientos del cucharón y del sistema de articulación.

Los aceites de mayor consumo son de dos tipos, los aceites para la lubricación del motor y los aceites para el funcionamiento del sistema hidráulico, fundamental para la fuerza de todos los componentes del equipo (levante y volteo del cucharón, dirección, transmisión, enfriamiento, etcétera.), la cantidad de aceite de motor necesario es de 40 litros aproximadamente, cada vez que se realiza el cambio (cada 150 horas) cuando los equipos ya tienen cierto tiempo de operación, es común que tengan fugas y por lo tanto se requiera reponer cada vez que lo necesite, por este motivo se debe considerar una mayor cantidad de aceite por equipo; la cantidad de aceite hidráulico necesario es de 200

litros cada 450 horas de trabajo, uno de los problemas más frecuentes en la operación son las fugas de este tipo de aceite, lo que representa pérdidas enormes en cuestión económica, estas fugas son originadas por no utilizar las refacciones adecuadas o comprar refacciones baratas que a la larga salen más costosas, el consumo de aceite hidráulico llega a ser en algunos casos tan alto como consumir un tambor de 200 litros por semana.

Si los consumos de los lubricantes son excesivos es necesario parar los equipos que tienen la mayor cantidad de fugas y arreglarlos, esto es bajo la idea de que el 20% de los problemas generan el 80% del costo no presupuestado.

Aparte del costo que genera el exceso de consumo de los lubricantes, éstos son considerados residuos peligrosos que deben tener un manejo adecuado de acuerdo con una bitácora de entradas y salidas con pérdidas mínimas, y las fugas hacen que el aceite se disperse por la roca, la tierra, el agua, etcétera.

VIII. III. III. Cuchillas y cucharones.

Las cuchillas sirven de apoyo al cucharón al momento del ataque en una frente o en un rebaje, reciben el mayor desgaste debido a lo abrasivo y dureza del mineral o tepetate que se tenga en la mina.

Las cuchillas de los cucharones deben reemplazarse cada vez que así se requiera para evitar que el desgaste llegue al cuerpo del cucharón y para evitar un bajo rendimiento de los equipos de rezagado y cargado (ver Figura 31).



Fig. 31. Cucharón y cuchillas de un cargador frontal de bajo perfil de 6 yd³.

El reemplazo de estas cuchillas generalmente lo hace el departamento de mantenimiento, se debe quitar el acero restante de las cuchillas desgastadas y colocar los nuevos módulos soldándolos para darle un mayor tiempo de vida; el acero con el que están construidas las cuchillas es alto en manganeso para una mayor dureza, se debe hablar a los distribuidores de aceros especiales para encontrar cuál es el mejor de acuerdo con las características de los diferentes tipos de roca que se encuentran en el yacimiento.

Para el reemplazo de las cuchillas es necesario (y de ser posible siempre) tener un cucharón nuevo o reparado para sólo hacer el cambio, y las cuchillas nuevas se van colocando sin demasiada presión de tiempo pero considerando que es necesario tener listo este cucharón para el siguiente equipo que lo requiera, por este motivo es bueno tener homogeneidad en la flotilla de equipo de rezagado y cargado para evitar tener varios cucharones nuevos o reparados en almacenamiento.

Los tiempos muertos en el cambio del cucharón se evitan haciendo una programación para el cambio, además el desgaste es evidente y se puede monitorear cada semana, este monitoreo es recomendable que se realice entre el personal de mantenimiento y el de operación de la mina.

La capacidad de los cucharones debe de monitorearse de manera constante y aleatoria, para saber cuál es el peso específico del material.

VIII. III. IV. Neumáticos

Los neumáticos es una parte vital de estos equipos ya que son los elementos sobre los que descansa su peso, tracción y movilidad (ver Figura 32).



Fig. 32. Neumático para equipo de rezagado y cargado.

Los neumáticos de los equipos de rezagado y cargado deben tener una vida útil de 2000 a 2500 horas trabajadas, para lograr estos rendimientos se debe capacitar a los operadores para que patinen lo menos posible y con eso prevengan el desgaste prematuro. Una forma para evitar patinar los neumáticos es mantener en buenas condiciones los caminos lo que quiere decir lo mas parejos posibles.

Para tener un buen tiempo de vida de los neumáticos es necesario que sean reemplazados al mismo tiempo, por lo menos los dos delanteros o los dos traseros, si no es así, la diferencia de tamaño puede dar problemas en la transmisión de los equipos convirtiendo un problema sencillo y económico de resolver, en otro de proporciones mayores y por lo tanto más caro.

Los neumáticos más utilizados en la minería subterránea son lisos, porque tienen una mejor tracción debido a su mayor superficie de contacto, en las minas en donde la temperatura es muy elevada se deben monitorear las presiones en los neumáticos porque pueden estallar causando algún accidente al personal que transita por el lugar.

VIII. III. V. Refacciones

Los componentes principales en esta sección son tornillos, filtros de aire, filtros de aceite, separadores de agua, válvulas, bombas de aceite hidráulico, bombas de agua, bombas de combustible, etcétera, se recomienda utilizar refacciones de calidad.

Es fundamental que se tenga un respaldo de refacciones para evitar que los equipos queden fuera de operación, se debe elaborar un inventario programando el número de piezas necesario, considerando las cantidades máximas y mínimas de piezas que es importante tener en existencia.

Se recomienda tener proveedores que manejen el sistema de consignación, es decir, que cobren lo que se utiliza de refacciones y siempre dejan un remanente que no represente costo a la unidad.

VIII. IV. Costo

En esta sección, como en las operaciones unitarias anteriores se incluyen ejemplos del cálculo del costo de la operación de rezagado. Cabe mencionar que esta operación es aproximadamente un 30% del costo total por metro avanzado en el desarrollo o por cada tonelada tumbada en el caso de producción.

Ejemplo 1.

Para poder determinar el costo del rezagado en una obra de desarrollo con sección de 3.0 X 3.5 m y barrenación con máquina de pierna y acero de 1.8 m (6 ft).

Para este ejemplo se tomaron las siguientes consideraciones para definir el costo del rezagado:

- Se tiene a un operador de cargador frontal de bajo perfil.
- Tiempo que le toma al operador rezagar este tope en específico.
- Rezagado directo a un camión para su posterior acarreo.
- Distancia a recorrer de 400 metros en circuito cerrado.
- Material a mover: tepetate con peso volumétrico de 1.8 t/m³.
- Peso específico del tepetate: 2.8 t/m³.
- Equipo a utilizar: cargador frontal de bajo perfil con capacidad de 4 yd³.
- Rendimiento de 36 t/hr. del cargador frontal de bajo perfil a una distancia de 400 m en circuito cerrado.

- Avance real (Ar) de la frente de 1.62 ml (valor que se obtuvo en ejercicios anteriores).
- Rendimiento del diesel para este equipo de 15.12 (lt/hr).
- Rendimiento de los neumáticos de 2500 hr.
- Tiempo de vida del cucharón de 3000 hr.
- Eficiencia en el cargado de 85%.
- Eficiencia de equipo: 85% y,
- Disponibilidad mecánica de 85%.

Para determinar el costo del rezagado se tiene lo siguiente:

Es = Eficiencia del cargador frontal de bajo perfil (%).

Dm = Disponibilidad mecánica (%).

Ec = Eficiencia de cargado del cucharón (%).

Ar = Avance real (ml).

ρ_v = Peso volumétrico del material a mover (t/m^3).

ρ = Peso específico del material a mover (t/m^3).

Cs = Capacidad del cucharón del cargador frontal de bajo perfil (yd^3).

f = Factor de conversión de yd^3 a m^3 .

Rs = Rendimiento del cargador frontal de bajo perfil (t/hr).

M^3 = Metros cúbicos generados (m^3).

h = Altura de la sección (m).

a = ancho de la sección (m).

T = Toneladas generadas (t).

Tc = Toneladas por cucharón (t/c).

tre = Tiempo de rezagado (hr).

Qc = Cantidad de cucharones.

Fi = Factor de impuestos (leyes sociales).

Moo = Salario operador por rezagar dicho tope (\$).

Sso = Salario semanal del operador (\$).

Ds = Días por semana.

hr = Horas diarias.

Bo = Bonificación operador (\$).

Bc = Bonificación por cucharón (\$).

Rd = Rendimiento de diesel (lt/hr).

Cd = Costo del diesel (\$7.00/litro).

Cdl = Costo del diesel por litro (\$/litro).

Rn = Rendimiento de los neumáticos (hr).

Cnu = Costo unitario de los neumáticos (\$68,850.00/pza).

Cn = Costo de los neumáticos (\$).

Qn = Cantidad de neumáticos.

Rc = Rendimiento del cucharón (hr).

Ccu = Costo del juego de cuchillas (\$20,000).

Cc = Costo de cuchillas (\$).

Cmocu = Costo de mano de obra del cambio de cuchillas (\$15,000).

Cmoc = Costo de mano de obra del cambio de cuchillas.

C150 = Costo del servicio de las 150 horas (\$3,362.60).

T150 = Periodo del tiempo que toca este servicio (150 hr).

So150 = Costo proporcional del servicio de las 150 horas por rezagar un tope.

C300 = Costo del servicio de las 300 horas (\$1,027.00).

T300 = Periodo del tiempo que toca este servicio (300 hr).

So300 = Costo proporcional del servicio de las 300 horas por rezagar un tope.

C600 = Costo del servicio de las 600 horas (\$887.10).

T600 = Periodo del tiempo que toca este servicio (600 hr).

So600 = Costo proporcional del servicio de las 600 horas por rezagar un tope.

C1200 = Costo del servicio de las 1200 horas (\$33,932.25).

T1200 = Periodo del tiempo que toca este servicio (1200 hr).

So1200 = Costo proporcional del servicio de las 1200 horas por rezagar un tope.

Cre = Costo del rezagado (\$).

Cure = Costo unitario del rezagado (\$).

$$M^3 = (Ar)(h)(a)$$

$$M^3 = (1.62)(3)(3.5)$$

$$M^3 = 17.01 \text{ m}^3$$

$$T = (M^3)(\rho)$$

$$T = (17.01)(3)$$

$$T = 51.03 \text{ t}$$

$$Tc = (Cs)(f)(\rho v)(Ec)$$

$$Tc = (4)(0.76456)(1.8)(0.85)$$

Tc = 4.68 t/c

$$tre = (T) \left(\frac{1}{Rs} \right) \left(\frac{1}{Dm} \right) \left(\frac{1}{Es} \right)$$

$$tre = (51.03) \left(\frac{1}{36} \right) \left(\frac{1}{0.85} \right) \left(\frac{1}{0.85} \right)$$

tre = 1.96 hr

$$Qc = \frac{T}{Tc}$$

$$Qc = \frac{51.03}{4.68}$$

Qc ≈ 11 cucharones.

Se debe tomar en cuenta para definir el costo de mano de obra que un operador de cargador frontal de bajo perfil realiza el rezagado en 1.96 horas. El operador tiene un sueldo base semanal de \$1,300.00 y una bonificación de \$14.52 por cucharón movido en la distancia de 400 metros en circuito cerrado.

Se tiene lo siguiente:

$$Moo = \frac{(Sso)(Fi)}{Ds(hr)} (tre)$$

$$Moo = \frac{(1300)(1.42)}{7(8)} (1.96)$$

Moo = \$64.61

$$Bo = (Bc)(Qc)$$

$$Bo = (14.52)(11)$$

Bo = \$159.72

Para definir el costo del diesel se debe tomar en cuenta:

$$Cd = (Rd)(Cdl)(tre)$$

$$Cd = (15.12)(7)(1.96)$$

Cd = \$207.45

Para definir el costo de los neumáticos se debe tomar en cuenta:

$$Cn = \frac{(tre)}{(Rn)}(Qn)(Cnu)$$

$$Cn = \frac{(1.96)}{(2500)}(4)(68850)$$

Cn = \$215.91

Para definir el costo del desgaste del cucharón se debe tomar en cuenta:

$$Cc = \frac{(tre)}{(Rc)}(Ccu)$$

$$Cc = \frac{(1.96)}{(3000)}(20000)$$

Cc = \$13.07

$$Cmoc = \frac{(tre)}{(Rc)}(Cmocu)$$

$$Cmoc = \frac{(1.96)}{(3000)}(15000)$$

Cmoc = \$9.80

Para definir el costo de los servicios mecánicos que se le deben hacer al cargador frontal de bajo perfil se debe tomar en cuenta:

Servicio cada 150 horas.

$$So150 = \frac{(tre)}{(T150)}(C150)$$

$$So150 = \frac{(1.96)}{(150)}(3362.6)$$

So150 = \$43.94

Servicio cada 300 horas.

$$So300 = \frac{(tre)}{(T300)}(C300)$$

$$So300 = \frac{(1.96)}{(300)}(1027)$$

So300 = \$6.71

Servicio cada 600 horas.

$$So600 = \frac{(tre)}{(T600)} (C600)$$

$$So600 = \frac{(1.96)}{(600)} (887.1)$$

So600 = \$2.90

Servicio cada 1200 horas.

$$So1200 = \frac{(tre)}{(T1200)} (C1200)$$

$$So1200 = \frac{(1.96)}{(1200)} (33932.25)$$

So1200 = \$55.42

Costo del rezagado

$$Cre = Moo + Bo + Cd + Cn + Cc + Cmoc + So150 + S0300 + So600 + S01200$$

$$Cre = 64.61 + 159.72 + 207.45 + 215.91 + 13.07 + 9.8 + 43.94 + 6.71 + 2.9 + 55.42$$

Cre = \$779.53

Costo unitario del rezagado.

$$Cure = \frac{Cre}{Ar}$$

$$Cure = \frac{779.53}{1.62}$$

Cure = \$481.19/ml

Ejemplo 2.

Para poder determinar el costo del rezagado en una obra de producción de mineral en la cual se barreno con equipo jumbo y acero de 4.26 m (14 ft).

Se debe tomar en cuenta lo siguiente para definir el costo del rezagado.

- Se tiene a cargo un operador de cargador frontal de bajo perfil.
- Tiempo que le toma al operador rezagar este tope en específico.
- Rezagado directo a un camión para su posterior acarreo.
- Distancia a recorrer de 200 metros en circuito cerrado.
- Material a mover: tepetate con peso volumétrico de 2 t/m³.
- Peso específico del mineral: 3.3 t/m³.
- Equipo a utilizar: cargador frontal de bajo perfil con capacidad de 4 yd³.
- Rendimiento del cargador frontal de bajo perfil en la distancia de 200 m en circuito cerrado de 60 t/hr.
- Metros cúbicos tumbados reales (Tr): 140.14 m³ (valor que se obtuvo en ejercicios anteriores).
- Rendimiento del diesel para este equipo es 15.12 (lt/hr).
- Rendimiento de los neumáticos de 2500 hr.
- Rendimiento del cucharón de 3000 hr.
- Eficiencia en el cargado de 85%.
- Eficiencia de equipo 85% y,
- Disponibilidad mecánica de 85%.

$$T = (M^3)(\rho)$$

$$T = (140.14)(3.3)$$

$$T = 462.46 \text{ t}$$

$$Tc = (Cs)(f)(\rho v)(Ec)$$

$$Tc = (4)(0.76456)(2)(0.85)$$

$$Tc = 5.20 \text{ t/c}$$

$$tre = (T) \left(\frac{1}{Rs} \right) \left(\frac{1}{Dm} \right) \left(\frac{1}{Es} \right)$$

$$tre = (462.46) \left(\frac{1}{60} \right) \left(\frac{1}{0.85} \right) \left(\frac{1}{0.85} \right)$$

$$tre = 10.67 \text{ hr}$$

$$Qc = \frac{T}{Tc}$$

$$Qc = \frac{462.46}{5.20}$$

$$Qc \approx 90 \text{ cucharones.}$$

Se debe tomar en cuenta para definir el costo de mano de obra que un operador de cargador frontal de bajo perfil realiza el rezagado en 10.67 horas. El operador tiene un sueldo base semanal de \$1,300.00 y una bonificación de \$8.72 por cucharón movido en la distancia de 200 metros en circuito cerrado.

Se tiene lo siguiente:

$$Moo = \frac{(Sso)(Fi)}{Ds(hr)} (tre)$$

$$Moo = \frac{(1300)(1.42)}{7(8)} (10.67)$$

Moo = \$351.73

$$Bo = (Bc)(Qc)$$

$$Bo = (8.72)(90)$$

Bo = \$784.80

Para definir el costo del diesel se debe tomar en cuenta:

$$Cd = (Rd)(Cdl)(tre)$$

$$Cd = (15.12)(7)(10.67)$$

Cd = \$1,129.31

Para definir el costo de los neumáticos se debe tomar en cuenta:

$$Cn = \frac{(tre)}{(Rn)} (Qn)(Cnu)$$

$$Cn = \frac{(10.67)}{(2500)} (4)(68850)$$

Cn = \$1,175.41

Para definir el costo del desgaste del cucharón se debe tomar en cuenta:

$$Cc = \frac{(tre)}{(Rc)} (Ccu)$$

$$Cc = \frac{(10.67)}{(3000)} (20000)$$

Cc = \$71.13

$$Cmoc = \frac{(tre)}{(Rc)} (Cmoc_u)$$

$$C_{moc} = \frac{(10.67)}{(3000)} (15000)$$

$$\mathbf{C_{moc} = \$53.35}$$

Para definir el costo de los servicios mecánicos que se le deben hacer al cargador frontal de bajo perfil se debe tomar en cuenta:

Servicio cada 150 horas.

$$S_{o150} = \frac{(tre)}{(T150)} (C150)$$

$$S_{o150} = \frac{(10.67)}{(150)} (3362.6)$$

$$\mathbf{S_{o150} = \$239.19}$$

Servicio cada 300 horas.

$$S_{o300} = \frac{(tre)}{(T300)} (C300)$$

$$S_{o300} = \frac{(10.67)}{(300)} (1027)$$

$$\mathbf{S_{o300} = \$36.53}$$

Servicio cada 600 horas.

$$S_{o600} = \frac{(tre)}{(T600)} (C600)$$

$$S_{o600} = \frac{(10.67)}{(600)} (887.1)$$

$$\mathbf{S_{o600} = \$15.78}$$

Servicio cada 1200 horas.

$$S_{o1200} = \frac{(tre)}{(T1200)} (C1200)$$

$$S_{o1200} = \frac{(10.67)}{(1200)} (33932.25)$$

$$\mathbf{S_{o1200} = \$301.71}$$

Costo del rezagado

$$Cre = Moo + Bo + Cd + Cn + Cc + Cmoc + So150 + S0300 + So600 + S01200$$

$$Cre = 351.73 + 784.80 + 1,129.31 + 1,175.41 + 71.13 + 53.35 + 239.19 + 36.53 + 15.78 \\ + 301.71$$

$$Cre = \$4,158.94$$

Costo unitario del rezagado.

$$Cure = \frac{Cre}{Tr}$$

$$Cure = \frac{4,158.94}{140.14}$$

$$Cure = \$29.67/m^3$$

IX.- Acarreo

Es la actividad unitaria en la que se transporta el material de los lugares de producción y desarrollo hacia un destino temporal o final. El material se debe transportar lo más cerca posible del lugar en donde ha sido generado, pero sin olvidar que debe ser un lugar de depósito permanente, ya que el acarreo tiene un costo por tonelada y kilometro recorrido. El mineral puede ser depositado en un lugar de descarga temporal para ser muestreado por el personal del departamento de geología y así enviar a la planta de beneficio el tonelaje requerido con la ley necesaria para una buena recuperación de los minerales de interés.

Los camiones transportan el material por las rampas y los túneles principales que deben tener la sección y la pendiente adecuada para que el acarreo sea lo más ágil posible, sin necesidad de que el equipo sufra un desgaste prematuro por golpes o por esfuerzo excesivo de los motores.

El acarreo es generalmente una actividad que está concesionada, ya sea a personal de la comunidad o contratista, lo que quita un poco de responsabilidad al personal de la mina. Se debe llevar a cabo un convenio debiendo quedar bien establecidas las responsabilidades de cada una de las partes para evitar conflictos posteriores, por parte de la empresa su mayor compromiso es pagar a tiempo los servicios del concesionario, por parte del concesionario su principal responsabilidad es tener una alta disponibilidad mecánica de los vehículos de acarreo.

Se deben considerar todos los factores al momento de hacer la negociación para fijar el precio unitario del acarreo, lo más recomendable es contar con una báscula en la bocamina para tener el control de las toneladas que se extraen y pagar sólo la extracción real y con ello presionar al concesionario a cumplir con la cuota del tonelaje.

Existen unidades mineras en las que el transporte del material que producen lo llevan a cabo con otros sistemas, como pueden ser bandas transportadoras, locomotoras, malacates o alguna combinación de los anteriores.

Dentro de las operaciones unitarias mencionadas anteriormente, que consolidan el ciclo de tumba y desarrollo, todas son importantes porque la siguiente actividad depende de la anterior, el acarreo aunque sea concesionado es tan importante como los anteriores porque permite desplazar el material, generando puntos constantes de avance y tumba.

IX.I. Tipos de camiones

Existen 2 principales tipos de camiones que realizan el acarreo en el interior de las minas: son los camiones convencionales (ver Fig. 33) con capacidad de carga de 15 a 35 toneladas y los camiones de bajo perfil (ver Fig. 34) que tienen una capacidad similar.



Fig. 33. Camión convencional de 25 toneladas de capacidad.

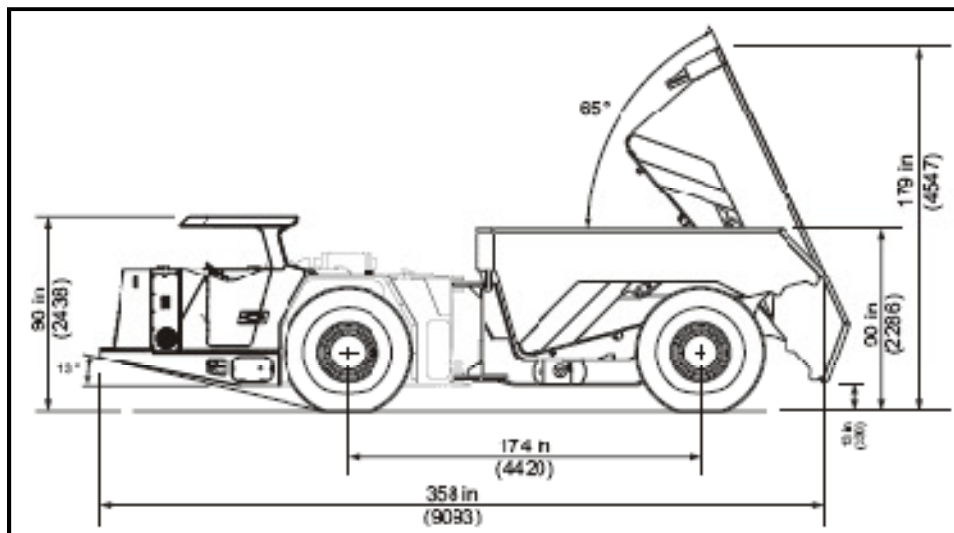


Fig. 34. Camión de bajo perfil de 20 toneladas (unidades en pulgadas y entre paréntesis en mm).

Para determinar cuál de los 2 tipos de camiones es viable para una unidad minera en particular es necesario conocer lo siguiente:

- Cuál es la vida de la mina, que estará en función de la cantidad de reservas debidamente estudiadas y comprobadas con que cuenta la unidad, ya que la inversión en cualquier tipo de equipo estará basada en la cantidad y la calidad de mineral.
- El ritmo de producción que se desea tener en la unidad minera, que dependerá de la preparación que se tenga o se vaya haciendo en la mina.
- Cantidad de dinero disponible para la inversión.
- Análisis de los costos de mantenimiento de cada uno de los tipos de camiones.

De los estudios realizados para elegir el tipo de camión de acarreo se tienen los siguientes resultados:

- Los camiones convencionales tienen las siguientes ventajas: menor costo de adquisición (cuestan alrededor de 7 veces menos que los camiones de bajo perfil), menor costo de mantenimiento y consumibles (neumáticos, muelles, filtros, etcétera), y en operación consumen una menor cantidad de diesel, dando como resultado un costo unitario menor.
- Las desventajas de los camiones convencionales son: necesitan pendientes con un máximo de 12% para dar el rendimiento adecuado, tienen un tiempo de vida menor que los camiones de bajo perfil, necesitan de una sección mayor en un 25% para poder transitar, se necesita colar una mayor cantidad de metros para cumplir con los radios de giro en las curvas; en caso de que los motores de estos camiones tengan ya varios años de operación es posible que no cumplan con las normas de emisiones de gases contaminantes, tienen tiempos de ciclo más largos dando un rendimiento 7% menor aproximadamente.
- Los camiones de bajo perfil tienen las siguientes ventajas: las secciones que necesitan para su traslado son menores, dando como resultado un menor costo en las obras de desarrollo; pueden transitar en pendientes con un mayor gradiente (lo que significa menos metros de desarrollo entre un punto y otro), tienen un radio de giro corto y necesitan menos cantidad de metros para dar vuelta, tienen una vida útil casi 3 veces mayor que los camiones convencionales (siempre y cuando se cuiden sus mantenimientos preventivos y se operen bajo condiciones adecuadas), tienen un rendimiento 7% mayor a los camiones convencionales por los tiempos de ciclo más cortos.
- Los camiones de bajo perfil tienen las siguientes desventajas: un mayor consumo de combustible, mayor costo en sus consumibles (neumáticos, filtros, sistema hidráulico, etcétera), mayor costo en mantenimiento que provoca un costo unitario

alrededor de 180% más caro que los camiones convencionales, el costo de adquisición del equipo es aproximadamente 7 veces mayor que el de un camión convencional.

IX.I.I. Rendimientos

El rendimiento es la cantidad de toneladas que pueden ser acarreadas en un periodo de tiempo, para mantener rendimientos dentro de parámetros de buena eficiencia se debe considerar una velocidad máxima de traslado para trabajar de forma segura, por lo que no es conveniente dar rendimientos elevados si se pone en riesgo la vida de alguna de las personas que trabaja en el interior de la mina.

Es muy importante que la flotilla de camiones con la que se cuente en la unidad minera esté calculada, para que no falte o sobre algún camión debido a que el tener una flotilla grande no garantiza un buen rendimiento en el acarreo.

Las condiciones para mantener un rendimiento adecuado en el acarreo son las siguientes:

- Contar con caminos en buen estado, libres de rocas de sobre tamaño y exceso de agua, para mantener los costos de mantenimiento en cuestión de llantas y muelles.
- Asignar los recursos necesarios por parte de la operación de la mina para que el acarreo sea eficiente, lo principal es asegurar el equipo de cargado con operador.
- Tener una buena programación diaria del acarreo para asegurar su continuidad.
- Tener muy claros los horarios de acarreo para evitar tiempos perdidos e incertidumbre en su continuidad al final del turno, para evitar algún accidente por estar cerca de los horarios de voladura; esto se coordinará entre el responsable del acarreo y los supervisores de turno.
- No tener un exceso de camiones de acarreo debido a que se haría un tránsito excesivo, que entorpece la ventilación y sobrecarga el ambiente del interior de la mina con una concentración de gases tóxicos mayor, creando una atmósfera que no es propicia para el personal.
- Revisar durante el turno la limpieza de las tolvas, para evitar que exista carga apelmazada que reduzca el tonelaje efectivo que se transporta en cada viaje.

El rendimiento de los camiones de acarreo se obtiene haciendo un estudio de tiempos y movimientos para ver cuáles son los tiempos de ciclo, se complementa a través de la observación y la experiencia que puedan aportar tanto los operadores de los camiones como los operadores del equipo de cargado. Primero se debe hacer un diagnóstico de la situación actual para posteriormente encontrar las áreas de oportunidad de mejora para lograr una mayor eficiencia.

La responsabilidad del supervisor en turno es tener un acarreo lo más constante posible, acarreando de los lugares de producción y desarrollo el material que el turno anterior dejó disponible, y a su vez el supervisor debe garantizar material disponible para el siguiente turno; en caso de que no se cuente con mineral disponible siempre habrá tepetate que sea necesario extraer.

La velocidad máxima que se permite en el interior de la mina es de 15 km/hr, esto es para garantizar el tránsito seguro de los vehículos, en zonas donde existe un flujo mayor de personal la velocidad máxima disminuye a 5 km/hr.

Una forma para el cálculo del rendimiento y cantidad de camiones de acarreo en una mina sería:

Consideraciones generales:

- La producción de la mina es de 1,000 toneladas de mineral por día y se requieren extraer 600 toneladas de tepetate por día.
- Se considera que en la mina se trabajan 3 turnos al día de 8 horas.
- Distancia del recorrido en circuito cerrado (ida y vuelta) 5,000 m.
- La velocidad promedio en el recorrido es de 12 km/h
- Tiempo de acomodo y cargado: 10 minutos.
- Tiempo de descarga: 2 minutos.
- Tiempos muertos por viaje: 5 minutos.
- Tiempo efectivo del turno: 7 horas.

Donde:

T_r = Tiempo de recorrido (min).

L_r = Longitud del recorrido (m).

V = Velocidad promedio (km/h).

f = Factor de conversión de km a m (1000).

f_h = Factor para convertir de horas a minutos (60).

T_t = Tiempo total del ciclo (min).

T_{ac} = Tiempo de acomodo y cargado (min).

T_d = Tiempo de descarga (min).

T_m = Tiempos muertos (min).

Vt = Viajes por turno.

Te = Tiempo efectivo por turno (min).

Ec = Eficiencia de los camiones (%).

Dm = Disponibilidad mecánica (%).

Cc = Capacidad de carga de los camiones (t).

$Ttno$ = Toneladas por turno (t).

$Tdia$ = Toneladas por día (t).

tno = Turnos por día: 3.

Cn = Camiones necesarios.

Qm = Cantidad de material por día (1600 t).

$$Tr = \left(\frac{Lr}{f}\right) \left(\frac{1}{V}\right) (fh)$$

$$Tr = \left(\frac{5000}{1000}\right) \left(\frac{1}{12}\right) (60)$$

Tr = 25 minutos.

$$Tt = Tr + Tac + Td + Tm$$

$$Tt = 25 + 10 + 2 + 5$$

Tt = 42 minutos.

$$Vt = \left(\frac{Te}{Tt}\right) (Ec)(Dm)$$

$$Vt = \left(\frac{(7)(60)}{42}\right) (0.85)(0.85)$$

Vt = 7 viajes por turno.

$$Ttno = (Vt)(Cc)$$

$$Ttno = (7)(20)$$

Ttno = 140 toneladas.

$$Tdia = (Ttno)(tno)$$

$$Tdia = (140)(3)$$

Tdia = 420 t/día.

$$Cn = \left(\frac{Qm}{Tdia}\right)$$

$$Cn = \left(\frac{1600}{420}\right)$$

Cn = 4 camiones.

Para asegurar el acarreo se requiere estar protegido con un 25% como factor de seguridad, por lo que con esta consideración se requiere de un camión más y con los 5 camiones se asegura el acarreo de las 1,600 toneladas diarias.

IX. II. Costo

Una forma de cálculo del costo de acarreo en el supuesto caso de que esta actividad la realiza un contratista. Cabe mencionar que esta actividad unitaria representa un 30% aproximadamente del costo total del ciclo de la operación.

Ejemplo 1.

Para poder determinar el costo del rezagado en una obra de desarrollo con sección de 3 X 3.5 m y barrenación con máquina de pierna y acero de 1.8 m (6 ft).

Se debe tomar en cuenta lo siguiente para definir el costo del acarreo:

- Metros cúbicos generados: 17.01 m³ (este dato se obtuvo al momento de calcular el costo de rezagado).
- Toneladas generadas: 51.03 t.
- Costo por tonelada/kilometro recorrido de: \$5.00 pesos.
- Distancia a recorrer en un solo sentido: 2.5 kilómetros.
- Avance real que se tiene en esta obra de desarrollo: 1.62 m.

Para determinar el costo del acarreo se tiene lo siguiente:

Cat = Costo del acarreo de tepetate (\$).

C t/km = Costo por tonelada kilometro (\$/t/km).

La = Longitud de acarreo (km).

Tg = Tonelaje generado en la obra de desarrollo (t).

Cua = Costo unitario del acarreo (\$).

Ar = Avance real 1.62 m.

$$Cat = (C^{t/km})(Tg)(La)$$

$$Cat = (5)(51.03)(2.5)$$

Cat = \$637.87

$$Cua = \left(\frac{Cat}{Ar}\right)$$

$$Cua = \left(\frac{637.87}{1.62}\right)$$

Costo unitario del acarreo: \$393.75/ml

Ejemplo 2.

Para poder determinar el costo del rezagado en una obra de producción de mineral en la cual se barreno con equipo jumbo y acero de 4.26 m (14 ft).

Se debe tomar en cuenta lo siguiente para definir el costo del acarreo.

- Metros cúbicos generados: 140.14 m³ (este dato lo obtuvimos al momento de calcular el costo de rezagado).
- Toneladas generadas: 462.46 t.
- Costo por tonelada/kilometro recorrido: \$5.00 pesos.
- Distancia a recorrer en un solo sentido: 2.5 kilómetros.

Para determinar el costo del acarreo tenemos lo siguiente:

Cam = Costo del acarreo de mineral (\$).

C t/km = Costo por tonelada kilometro (\$/t/km).

La = Longitud de acarreo (km).

Tg = Tonelaje generado en la obra de desarrollo (t).

Cua = Costo unitario del acarreo (\$).

$$Cat = (C^{t/km})(Tg)(La)$$

$$Cat = (5)(462.46)(2.5)$$

Cam = \$5,780.75

$$Cua = \left(\frac{Cam}{Tr}\right)$$

$$Cua = \left(\frac{5780.75}{140.14}\right)$$

Costo unitario del acarreo: \$41.25/m³.

X.- Conclusiones y Recomendaciones

Uno de los objetivos de esta tesis fue la elaboración de un manual para apoyo didáctico complementario en la enseñanza de los alumnos de la carrera de *Ingeniería de Minas y Metalurgia*, en donde se agregaron datos reales de rendimiento de equipo y consumibles, lo que fortalecerá a los futuros egresados cuando ejerzan la labor de supervisores en los turnos de la mina y lleven el control de sus operaciones.

Con la descripción del proceso y los comentarios sobre las actividades en la que debe poner atención la persona que desempeña la supervisión se espera que impacte al lector y ponga especial cuidado en conocer los parámetros de los rendimientos de los equipos con los que cuente a su disposición en la unidad minera en que se encuentre.

Dentro de los contenidos de esta tesis se consideró la descripción de las actividades unitarias del ciclo de tumba y desarrollo de una unidad minera subterránea; es fundamental entender el ciclo de trabajo para poderlo adaptar de acuerdo con las condiciones del terreno, inclusive en unidades mineras que necesiten una mayor cantidad de soporte para mantener abiertas y seguras las obras. Es también responsabilidad del supervisor asegurar que todos y cada uno de los compañeros de trabajo en su turno salgan con bien de la mina.

En unidades mineras que requieren de un sistema de soporte de las obras de manera continua, ya sea anclaje y/o concreto lanzado dependiendo de la calidad de roca, debe ponerse el cuidado adecuado en este tipo de actividades ya que representa un elevado costo y más si no se tiene el debido control de las mismas.

Como se pudo ver a lo largo de esta tesis, el supervisor tiene una gran carga de trabajo partiendo de la revisión en el marcaje de las obras, la perforación, el cargado del explosivo, coordinar voladuras, verificar amacice, si es necesario debe de revisar el anclaje, que el equipo de rezagado y cargado esté en funcionamiento y dando rendimientos aceptables, que el acarreo no pare; aparte, también se debe considerar que coordinará a un grupo de personas de diferentes formas de pensar, grado de estudios y estratos sociales; todo esto se puede llevar a cabo teniendo una buena organización de las actividades diarias a realizar dejando siempre algo de tiempo libre para los imprevistos que lleguen a surgir.

La seguridad es un tema que se menciona de manera muy frecuente a lo largo de la descripción de las operaciones unitarias, dada la importancia que tiene y lo intrínseco que debe estar en dichas operaciones y en la operación en general, es necesario transmitir la idea de que la seguridad no la lleva a cabo el supervisor, ni es sólo su responsabilidad, es de todas las personas que trabajan diariamente en la mina y es responsabilidad de todos y de cada uno cuidarse, al hacer esto se cuida de manera directa a sus compañeros, la mayoría de las veces se cree que la seguridad es responsabilidad de un área de servicio

de la mina y es necesario cambiar esa mentalidad, desde la supervisión hacia arriba y hacia abajo en el orden de jerarquía.

Los costos que se manejan a lo largo de esta tesis sólo son los concernientes a las operaciones unitarias para dar una idea del valor de las decisiones que debe tomar el supervisor a lo largo de su turno y puede controlar. En el costo de las operaciones unitarias es necesario agregar el salario del personal operativo y administrativo, precio de los equipos de trabajo (cargadores de bajo perfil, jumbos, equipos electrohidráulicos de barrenación larga, etcétera) con los que cuenta cada unidad minera.

Es muy recomendable que los profesores de la carrera de *Ingeniería de Minas y Metalurgia* promuevan la consulta de este tipo de material didáctico complementario para orientar mejor a los alumnos a conocer las operaciones unitarias que se llevan a cabo en una mina subterránea y cuáles son los parámetros medibles y controlables para una buena operación.

Se recomienda tener siempre índices medibles de control de la operación, de preferencia con un respaldo en las bitácoras de reporte diario, para tener áreas de oportunidad de mejora bien identificadas y con parámetros alcanzables de acuerdo con los catálogos de los insumos.

Se recomienda considerar que en los catálogos de los equipos empleados en la minería subterránea se hace mención a rendimientos que se obtienen en ambientes controlados, para llegar a estos valores es necesario detectar los principales problemas que podrían afectar este rendimiento, una manera de identificarlo es realizando estudios de tiempos y movimientos en las actividades unitarias del ciclo de trabajo, para poder solucionarlos desde la raíz.

Lo que más se recomienda a los supervisores es tener una buena relación laboral con todas las personas, esto se logra apoyando a los demás departamentos para que su labor sea rápida y eficaz, teniendo un buen ambiente de trabajo las consecuencias son claras y es una buena eficiencia.

Bibliografía

“Manual de Definiciones y Tipos de Explosivo”. Literatura proporcionada en la clase de “Explosivos” por el Ing. Eduardo Guerrero Leyva.

Catalogo de productos de Austin Bacis 2008.

Catalogo de productos de Mecha para Minas 2007.

DISEÑO DE VOLADURAS. Dr. Calvin J. Konya, Ing. Enrique Albarrán N. Primera Edición 1998, Ediciones Cuicatl. México.

ELEMENTS OF MINING. Robert S. Lewis y George B. Clark. Tercera Edición 1967, John Wiley and Sons, Inc, USA.

MINING ENGINEERING HANDBOOK VOLUME 1. Arthur B. Cummins, Ivan A. Given, 1973, SME, USA.

CABLEBOLTING IN UNDERGROUNND MINES. D. Jean Hutchinson, Mark S. Diedenchs. Friesens. Canada. 1998.

CURSO DE MECANICA DE ROCAS. Ing. Rodolfo Nava. Cd. de Zacatecas, México, Agosto 2010.

Mesografía

<http://www.sergeomin.gov.bo/>

<http://www.cat.com/>

<http://www.michelin.com.mx/>

<http://atlascope.com/>

<http://sandvik.com/>

<http://www.internationalcamiones.com/>

<http://komatsu.com/>

<http://www.oldenburggroup.com/>

<http://www.scania.com.mx/camiones/>

<http://www.coredrilingles.gro-mx.com/>

<http://www.editec.cl/mchilena/Oct2002/Articulo/exploracion.htm>