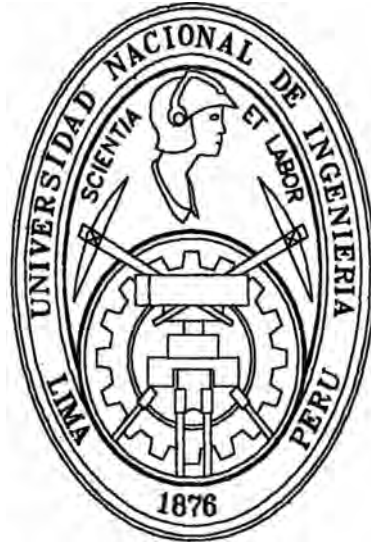


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS



**SISTEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON
TALADROS LARGOS - MINA PERUBAR. S.A.**

TESIS

Para obtener el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

TEODORO FREDI GONZALO QUINTO

LIMA – PERÚ

2001

ASESORES

DR. CARLOS AGREDA TURRIATE
ING. JUAN HOYOS CASTILLO

DEDICATORIA

*Por su invalorable e incondicional
apoyo, a mis padres; Doña Zenobia
y Don David Gonzalo.*

AGRADECIMIENTO

La presente tesis ha sido realizada, con la colaboración de la Empresa Minera Perubar S.A.; quien me brindó la oportunidad al Gerente General Ing° Armando Cáceres Masías, asimismo, al Ing° Cecilio Cueva, a quienes agradezco.

Mi agradecimiento muy especial a mis asesores, Dr. Carlos Agreda T. y Ing° Juan Hoyos C., por sus aportes y correcciones al presente trabajo.

Finalmente, mi agradecimiento a todas las amistades y familiares que me alentaron a iniciar y culminar con éxito esta nueva fase de mi formación académica y profesional.

**“SISTEMA DE PERFORACION Y VOLADURA CON
TALADROS LARGOS MINA PERUBAR S.A.”**

TABLA DE CONTENIDOS

PAG.

CAPITULO 1

INTRODUCCIÓN.

1.1 Generalidades.	1
1.2 Ubicación y acceso.	2
1.3 Geología general.	2
1.4 Estudio geomecánico de la roca.	10
1.5 Reservas minables.	11

CAPITULO II

OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE PERFORACIÓN.

2.1 Detalles del equipo y operación.	12
2.2 Perforación radial.	13
2.3 Perforación paralelo de banqueo.	16
	17

CAPITULO III

DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA UTILIZANDO LOS MODELOS MATEMÁTICOS DE R. ASH, LANGEFORS, KONYA.

3.1 Aplicación de los Modelos Matemáticos.	19
3.1.1. Según R. Ash.	20
3.1.2 Según U. Langefors.	24
3.1.3 Según C. Konya.	40
3.2 Determinación de los parámetros teóricos de la perforación y voladura.	55
3.3 Comparación de los resultados obtenidos usando los Modelos Matemáticos.	58

CAPITULO IV

ESTUDIO DE LA DESVIACIÓN DE LOS TALADROS.	64
4.1 Comparación (%) de desviación para la perforación con taladros largos.	70
4.2 Costo de perforación según la desviación.	73
4.3 Desviación de la perforación en el taladro con diferentes diámetros.	73
4.4 Costo de Perforación vs. Capacidad de Producción.	75

CAPITULO V

ANALISIS DE COSTOS EN LA PERFORACIÓN.	76
5.1 Resumen de costos de los equipos de perforación.	78
5.2 Análisis comparativo de perforación Convencional vs. Mecanizado.	80
5.3 Rendimiento del equipo de perforación	80
5.3.1 Rendimientos de los accesorios de perforación.	81
5.4 Costo de perforación vertical por taladros largos.	81

CAPITULO VI

OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE VOLADURA DE ROCAS.	82
6.1 Sistema de carguío y voladura en taladros largos.	84
6.2 Explosivos empleados.	84
6.3 Accesorios empleados.	87
6.4 Descripción del sistema de carguío.	90
6.5 Distribución de los explosivos.	92
6.6 Diseño de voladura.	93
6.7 Secuencia de salida de los disparos.	94
6.8 Sistema eléctrico de voladura de rocas.	95
6.9 Detonadores.	97

6.10 Sistema de alambrado eléctrico.	99
6.11 Circuitos de voladura.	99
6.12 Secuencia y orden de encendido en chimenea.	108
<u>CAPITULO VII</u>	
EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS DE LA VOLADURA.	117
7.1 En chimeneas.	117
7.2 En tajeos de producción.	118
<u>CAPITULO VIII</u>	
EVALUACIÓN DE COSTOS.	121
8.1 En tajeos de producción.	121
8.2 En chimeneas.	121
<u>CAPITULO IX</u>	
MEDIDAS DE SEGURIDAD Y MEDIOAMBIENTALES EN LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.	127
9.1 Alcances para los supervisores en seguridad.	132
<u>CAPITULO X</u>	
CONCLUSIONES.	138
<u>CAPITULO XI</u>	
RECOMENDACIONES.	140
<u>CAPITULO XII</u>	
BIBLIOGRAFÍA.	142

CAPITULO I

1. INTRODUCCIÓN

La voladura es una de las operaciones unitarias más relevantes dentro del proceso de extracción de mineral y se encuentra íntimamente ligada a los parámetros de las operaciones de perforación.

El objetivo de estas operaciones en conjunto es proporcionar una fragmentación adecuada, buen apilamiento del material, desplazamiento controlado, proyección de rocas controladas, con el método Large Blast Hole, que es una aplicación de los principios de voladura en banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, de tal manera que las operaciones siguientes tengan una mayor eficiencia.

En lo referente al diseño de voladura de producción, se ha realizado primero el diseño teórico de los parámetros de perforación y voladura con los modelos matemáticos empleados para el tipo de roca.

Luego estos parámetros de perforación y voladura se aplican en el campo, y están sufriendo actualmente el proceso normal de ajustes técnicos económicos para el tipo de roca a través de evaluaciones constantes, hasta lograr el objetivo indicado.

Respecto a la voladura en límites finales del tajeo, se ha implementado la voladura controlada, gracias a referencias, experiencias y evaluaciones, hasta encontrar valores razonables.

1.1 Generalidades

La Mina Cecilia, que forma parte del complejo Unidad Minera Graciela de la Empresa PERUBAR S.A., se encuentra ubicada en la zona de Corcona, distrito de Santa Cruz de Cocachacra, provincia de Huarochirí, departamento de Lima, a una elevación promedio de 1,250 msnm, a la altura del Km.49 de la Carretera Central.

El yacimiento forma parte de la vertiente occidental de la Cordillera de los Andes, por el cual discurre el río Rímac que desciende de las Montañas andinas conformando un cañón. La zona presenta fuertes pendientes de relieves irregulares. Además, hay una serie de tributarios que descienden al encuentro con el río Rímac, los cuales forman terrazas en las que se deposita material aluvional.

1.2 Ubicación y acceso

Ubicación:

Los depósitos de Baritina y Zinc de la empresa Minera Perubar S.A. se encuentra ubicado en la zona de Corcona y distrito de Santa Cruz de Cocachacra, provincia de Huarochirí, departamento de Lima, a la altura del Km.49 de la Carretera Central, a una elevación de 1,250 msnm.

Acceso:

El distrito minero accesible por la Carretera Central en un viaje no mayor de dos horas desde la ciudad de Lima. El tramo tiene 49.5 km. Incluso hay un enlace con el ferrocarril central, Lima – Huancayo.

1.3 Geología General

En el área de operaciones de la Unidad Minera Graciela, afloran rocas de origen volcánico-sedimentario, facies oriental del Grupo Casma del Cretáceo Medio Superior. Esta secuencia está alineada en una franja de dirección SW – NE de aproximadamente 5 Km. de longitud y 3 Km. de ancho. Los límites al NE, N, W

y S son de contacto instruido por rocas intrusivas de naturaleza granodiorítica, granítica y diorítica del Batolito de la Costa. El límite SE está en contacto fallado (Falla Agua Salada) con rocas ignimbríticas, aglomerados y lavas andesíticas del Grupo Calipuy, de origen continental Terciario. Por otro lado, la zona de estudio está instruida por diques, sills y apófisis dioríticos – andesíticos pre-batolíticos, de tamaños que varían desde unos pocos metros hasta el orden de kilómetros.

Litológicamente el Grupo Casma está constituido principalmente por derrames andesíticos, flujos de lava y tufos brechosos con intercalaciones de calizas, margas y lutitas. En general estas rocas presentan color gris verdoso oscuro, considerablemente metamorfización y principalmente silicificación, son muy densas, duras y están cubiertas por depósitos coluviales, proluviales y aluviales.

El Grupo Casma la secuencia suprayacente tuvieron una deformación posterior y fueron incorporados dentro de la cadena montañosa andina.

a. Geología Local

La zona de Cocachacra y sus alrededores está cubierta de depósitos cuaternarios por donde discurre el río Rímac, lateralmente y hacia la parte alta se presentan vertientes con fuertes pendientes de relieves irregulares.

Debajo de la cubierta cuaternaria y en las vertientes de los cerros se extienden rocas volcánico-sedimentarias del Grupo Casma, donde se emplazan los yacimientos polimetálicos de sulfuros tipo Kuroko de la unidad Minera Graciela, entre los que se encuentran los cuerpos volcánicos Cecilia Norte y Cecilia Sur.

Al Este de Cocachacra y en la zona de Corcona afloran rocas intrusivas del Batolito de la Costa y al SE, rocas volcánicas del Grupo Calipuy.

Las rocas de los yacimientos Cecilia Norte y Sur se presentan en una secuencia sedimentaria, ubicadas en asociación a tufos y lavas, presentando un zonamiento generalizado, cuyas características se describen en seguida desde el exterior hacia el inferior del depósito.

Lavas

Las lavas son generalmente félsicas, color gris blanquesina, de naturaleza riolítica-andesítica, de grano fino y amorfa. Presentan cierto grado de silicificación, son resistentes, muy fracturadas, con superficies lustrosas, algo cloritizadas y sericitizadas. Su presencia se encuentra limitada mayormente a la zona de la Rampa Santa Cecilia.

Tufos

Las rocas volcánicas piroclásticas están constituidas generalmente por tobas arenosas de color gris oscuro y marrón, de grano medio a fino, mayormente de naturaleza andesítica. Se presentan algo metamorfizadas, con minerales de hornfels y biotitas de color marrón, en su conjunto de aspecto masivo.

Estas rocas se encuentran sobrecayendo a los calcosilicatos en la caja techo de los yacimientos Cecilia Norte y Cecilia Sur (Nv.1130) y en menor porcentaje en las zonas adyacentes a la Rampa Santa Cecilia.

Brecha Tectónica

Son rocas clastotectónicas de color gris verdoso, con fragmentos subangulosos de unos milímetros hasta 0.5 m de tamaño, esfalerita poligénica (lavas, calcosilicato, lodolita, esfalerita, baritina, hematita) en matriz de manchas de oxidación, es generalmente compacta y en zonas de falla deleznable. En su conjunto contiene venillas irregulares de calcita de algunos mm de espesor y algunas geodas. Se ubica alrededor y hacia el techo del cuerpo Cecilia Sur, también formando parte del yacimiento.

Brechas Hialoclásticas

Son rocas volcánicas piroclásticas de color gris claro, con fragmentos subangulosos de lava félsica y tufos blancos, se presenta en zonas muy localizadas.

Calcosilicatos

Son rocas carbonatadas mayormente de color gris verdoso, de grano fino a medio, cloritizadas y algo silicificadas (leve efervescencia al HCl), contienen venillas irregulares de calcita, se presenta muy fracturadas con superficies lustrosas.

Los calcosilicatos se encuentran en la caja techo de los cuerpos Cecilia Norte y Cecilia Sur, sobrecayendo a la zona de baritina y brecha mineralizada respectivamente. Además en el cuerpo Cecilia Sur se presentan como lentes, del orden de metros a decenas de metros, algo silicificados, con alteración argílica incipiente y pirita diseminada (mineralización).

Zona de Baritina

Mayormente monominerálica, consta de baritina gris clara con porcentaje reducido de pirita y esfalerita, tiene grano fino a medio, textura sacaroide a manera de arenisca y se presenta en forma masiva y bandeada (seudo estratificada), con lamamiento sub-horizontal de aproximadamente 50 mm de espaciado. Su extensión tanto lateral como vertical es considerable, en el cuerpo Cecilia Norte se encuentra entre los Nvs. 1050 y 1106.

Zona de Pirita

Localizada en zonas adyacentes a la baritina, constituida principalmente por cuerpos de pirita masiva y algo de magnetita, color amarillento. Esta zona es pobre en baritina y esfalerita, representa la zona menos perturbada estructuralmente.

Zona de Esfalerita

Es la zona de mineralización metálica del yacimiento. Está constituida en orden de abundancia por esfalerita, galena baritina y pirita. En su conjunto es de color negro, de aspecto masivo.

Morfológicamente, la característica más resaltante es la presencia de cuerpos irregulares tanto horizontalmente como verticalmente, con dimensiones de unas decenas de metros. En algunos casos se presentan como lentes, con dimensiones del orden de metros, dentro de la zona de baritina y en los calcosilicatos. En zonas de brecha se presentan como clastos subangulosos.

Diques

Son estructuras tabulares de naturaleza variada, con tendencia orientacional general N30° a 50°W y alto buzamiento, que cortan a las rocas y zonas mineralizadas anteriormente descritas. En Cecilia Norte son de naturaleza mayormente félsica, gris blanquesinas, de grano fino, con fenocristales de cuarzo de aproximadamente 2 mm de tamaño, algo silicificadas, con incipiente alteración argílica, muy fracturadas. Algunos diques son básicos. En su conjunto los diques contienen venillas de calcita suave de algunos mm de espesor.

b. Geología Estructural

A nivel distrital, los rasgos más importantes que se observan son: plegamientos, fracturamientos y fallamientos en rocas del Grupo Casma.

Plegamientos

De extensión local (aproximadamente de 3 – 4Km), representados por el Sinclinal Cecilia y el Anticlinal Cocachacra, con ejes orientados de SSE a NNW y emplazados en las rocas volcánico-sedimentarias del Grupo Casma. La dirección probable de los esfuerzos de compresión que originaron estos

plegamientos ha sido NEE y SWW y viceversa. Los yacimientos metálicos de Cecilia Norte y Cecilia Sur se emplazan en el Flanco Oeste, próximo al eje del Sinclinal Cecilia.

Fracturamientos

Las rocas volcánico-sedimentarias del Grupo Casma están frecuentemente fracturadas, debido a la ocurrencia de múltiples eventos tectónicos y al parecer tiene como límite NW a la Falla Corte de Ladrones. Estos fracturamientos siguieron un patrón estructural derivado de la dirección de los esfuerzos tectónicos. Se presentan formando sistemas de fracturamientos locales, relacionados en la mayoría de los casos a los sistemas de fallamientos. Adicionalmente se presenta un sistema de fracturamiento subhorizontal que no tiene relación con fallas, este sistema tiene espaciamiento muy angosto, persistencia que varía de 3 a 5m y rugosidad ligera a moderada; está asociado básicamente a la zona de baritina, formando lajamientos en la bóveda de las labores mineras.

Fallamientos

La zona se encuentra muy perturbada por efecto de fallamientos y plegamientos debido a los múltiples eventos tectónicos, relacionado con la orogenia andina. Al parecer la dirección del esfuerzo principal de compresión fue N35° - 40°E y viceversa, el cual originó fallas conjugadas de cizallamiento, representado por la Falla Corte de Ladrones hacia el NW y la Falla Zincada al SE. Como consecuencia de este mismo esfuerzo el eje del Sinclinal Cecilia cambia de dirección de N a NW.

En el área de Cecilia Norte y Cecilia Sur se ha diferenciado cuatro sistemas principales de fallamientos, que orden de importancia son los siguientes:

CUADRO 1
SISTEMAS PRINCIPALES DE FALLAMIENTOS EN MINA CECILIA

SISTEMA	RUMBO – BUZAMIENTO	%
1	N42E 87SE	41
2	NO2E – Vertical	39
3	N79E – 87SE	11
4	N48W – 81SW	9

Sistema de Fallamiento 1

Son estructuras de más de 100 m de longitud, caracterizadas por presentar material de falla, estrías y espejos de falla. Dentro de estas se consideran a las Fallas Corte de Ladrones (Fcl), Split Corte de Ladrones (Fsc) y Cecilia Sur 4 (Fcs4). La zona de influencia de estas estructuras es aproximadamente 2 – 3.

Sistema de Fallamiento 2

Son fallas de decenas de metros de longitud, presentan relleno de panizo y brecha de falla de 1 a 5 cm de espesor.

Sistema de Fallamiento 3

Son estructuras de más de 50 m de longitud, caracterizadas por presentar panizo y brecha de falla hasta de 20 cm de espesor, a este sistema pertenecen las fallas Fsc y Fcs2, localizado en la zona de Cecilia Sur.

Sistema de fallamiento 4

Este sistema se presenta en porcentaje reducido, localizado en Cecilia Sur y son de unas decenas de metros de longitud.

c. Geología Económica

Las Fallas Inclinado, Chamonada y Corte de Ladrones fueron activas durante el depósito de la secuencia volcanoclástica inferior del Grupo Casma, permitiendo la salida de los intrusivos y los flujos mineralizados que se

introdujeron en el ambiente sub-acuático vía las mismas fallas y columnas volcánicas, produciendo depósitos tipo kuroko en las depresiones existentes, en condiciones pasivas, después de la fase explosiva de brechas que se acumularon en las depresiones adyacentes a las zonas de falla. Los fluidos mineralizantes también causaron una amplia distribución horizontal exhalativa, caracterizado por una débil composición de metales básicos y mineralización de baritina, dentro de la secuencia tufácea, con altos valores de manganeso y fierro.

Las últimas fases de mineralización consistieron en menores cantidades de baritina y sulfuros metálicos, relacionadas a la subsidencia posterior de la depresión más antigua, acompañadas por movimientos a lo largo de las Fallas Inclinado, Chamonada y Corte de Ladrones, donde cohetáneamente se depositó una secuencia extendida de calizas.

El depósito mineral Cecilia Norte y Cecilia Sur está representado por cuerpos irregulares de baritina, con presencia de Zinc y Plomo.

La mineralogía es simple, existe abundante baritina (sulfato de bario) con presencia de Zinc y Plomo.

La mineralogía es simple, existe abundante baritina (sulfato de bario) con presencia de marmatita (sulfuro de zinc), acompañado de pirita (sulfuro de fierro) y en menor cantidad, se halla la pirrotita (sulfuro de fierro con magnetita), la galena (sulfuro de plomo) y la chalcopirita.

El depósito mineral presenta un zoneamiento generalizado. En la zona de la mineralización metálica del yacimiento, se presentan en orden de abundancia esfalerita, galena, baritina y pirita y en las partes marginales de los cuerpos se presentan zonas de baritina y pirita monominerálica con

porcentaje reducido de esfalerita y galena. En Cecilia Sur hacia el límite NW, la esfalerita se presenta como clasto subanguloso dentro de la brecha.

Las rocas de las cajas son mayormente calcosilicatos grises verdosos, tufos arenáceos grises oscuros a marrón (algo metamorfizados) y lavas félsicas. Estas rocas presentan cierto grado de silicificación y en menor porcentaje cloritización y argilitización. En su conjunto presentan venillas irregulares de calcita.

Tanto el cuerpo de Cecilia Norte como Cecilia Sur están cortados por diques, que se presentan generalmente con tendencias NW y son de naturaleza andesítica verdes félsicas; por su emplazamiento, estas son post-mineral.

1.4 Estudio Geomecánico de la roca

En la mina se tiene los cuerpos WEBS, Cecilia Norte y Cecilia Sur. De acuerdo al estudio de D. Córdova en 1995 en la mina Cecilia, se tiene lo siguiente:

Propiedades Física, Mecánica y Elástica de la Roca

Roca	Peso Específico (Gr./cm ³)	Resistencia a la comprensión (Kg./cm ²)	Módulo de Elasticidad (Kg./cm ²)
Mineral	4.16	695.3	370,000
Calcosilicato	3.35	1177.2	920,000
Lava Volcánica	2.72	1050	775,000

Clasificación Geomecánica – RMR (BIENIAWSKI)

LABOR	RMR	CALIDAD	ROCA	CTC (Mpa)
TAJEOS	41-60	Regular	Zn. Ba. (Mineral de Zinc)	90-120
	21-40	Mala	Ba. Zn (Min. Baritina, Zinc).	25-71
RAMPA	21-30	Mala	Lavas, Calcosilicatos	25-97

σ_c = Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta.

$\sigma_t = 1/6 T_c$ = Resistencia a la tracción de la roca.

Dimensiones de los tajeos:

Anteriormente : 14 x 60 x 10 a 50 m.

Después del estudio de mecánica de rocas, la dimensión del tajeo es de:

7 x 15 x 25 m.

1.5 Reservas minables

Los cuerpos mineralizados de la mina Cecilia son relativamente pequeños y están caracterizados por su complejidad estructural y por concentraciones localizadas de leyes erráticas de zinc. Los recursos y reservas de mineral de la mina Cecilia (Norte y Sur) son de 500,000 TM, las leyes de 5.3% de Zn. y 1.13% Pb. , con una certeza de 80%.

CAPITULO II

2. OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE PERFORACION

La perforación se realiza desde las galerías de preparación desde los subniveles en forma de abanicos con taladros ascendentes, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Con el fin de disminuir las labores de preparación, que son costosas, se intenta que los taladros tengan una mayor longitud.

Las perforadoras que se utilizan son de diseño especial, con varillaje extensible y brocas de 51 mm a 127 mm. La separación entre filas de perforación oscila generalmente entre 1.2 y 1.5 m.

El emboquillado, la orientación y la desviación de los barrenos son algunos de los condicionantes operativos para obtener buenos resultados en las voladuras. De ahí, la necesidad de emplear sistemas de orientación y accesorios especiales y no perforar taladros con longitudes superiores a los 25m.

Las voladuras se lleva a cabo con una cara libre, siendo necesario realizar desescombro parcial de los disparos precedentes.

La perforación en tajos (filas y pre-cortes), chimeneas y slots se realizan con 02 jumbos TAMROCK, uno neumático Long hole modelo SOLO y el otro Jumbo hidráulico. Utilizando barras acoplables de 1 ¼" de ϕ por 5' de longitud y brocas de 2" de diámetro. El equipo TAMROCK también es utilizado en labores de exploración. La densidad de perforación en las filas de los tajeos es de 6-7 tn/m perforado, en slot y chimeneas de 3-4 ton/m perforado.

Adicionalmente se tiene un equipo track drill IR-350 para la perforación de taladros con diferentes propósitos: exploración, sostenimiento con cables,

conducto de relleno hidráulico y drenaje; estos taladros son generalmente de 2” y 5” de diámetro.

Para las labores de preparación y desarrollo se utilizan equipos Jack leg BBC-16W con trazos convencionales con una particularidad que se está empleando barrenos integrales y brocas(descartables) de 38 mm de diámetro.

2.1 Detalles del equipo y operación

La perforación de tajeos y chimeneas se realizan con los siguientes equipos:

Dos Jumbos neumáticos Tamrock que perfora taladros descendentes y ascendentes con un rango de 360° y hasta una longitud de 30 mt.

Un jumbo hidráulico Tamrock que perfora taladros ascendentes en un rango de 360° y hasta una longitud de 30 Mt.

Un track Drill Ingersoll Rand que perfora taladros descendentes.

Perforación de Taladros Largos

En los tajeos a minar se apertura cruceros longitudinales, a partir de aquellos, se realiza toda la perforación, el equipo es capaz de perforar taladros hasta 120 pies de longitud en forma radial (360°) con barras acoplables de 5 pies de longitud y brocas de botones de 2 pulgadas de diámetro.

La perforación se realiza desde el nivel inferior. El perforista recibe los planos de perforación, los estudia y da inicio a la perforación.

En el presente estudio nos vamos a centrar en la perforación para la voladura de producción, el ciclo es como sigue:

Se perfora una chimenea en el extremo del tajeo, a todo lo alto de él (15 a 18 Mt) con taladros distribuidos a través de una malla de perforación, luego se perforan taladros verticales a lo ancho del tajeo cuya voladura creará el slot (Cara libre) para la salida de filas.

Finalmente, en las filas de producción, los taladros son perforados en forma de abanico cada uno con un ángulo de inclinación apropiado y todos ellos sobre un mismo plano según la forma de los tajeos.

Los parámetros para el diseño de perforación y voladura, son en nuestro caso el burden y espaciamiento para taladros en abanico y para taladros verticales son distinto.

Una vez concluida la perforación de filas de producción se perfora la fila final considerando criterios para aplicar voladura controlada.

La fila final es el precorte que limita la longitud del tajeo. Para el estudio se consideró hacer las pruebas en Cecilia Norte Tajeo 566, Nivel 950-972.

El estándar de perforación en los tajeos que tienen cámara superior e inferior, todos los taladros son verticales y son diferentes a los tajeos sin cámara superior (Cecilia Norte, Cecilia Sur), la perforación de los taladros es en forma de anillos y abanico.

Chimeneas: Alternativa con taladros largos

En minería subterránea el término chimenea se aplica a labores verticales o que tienen una inclinación mayor de 45°, su excavación de abajo hacia arriba, por el método convencional de perforación y voladura, se considera como uno de los trabajos más difíciles, suelos y costosos del desarrollo minero, a la vez que altamente riesgoso, ya que los

trabajadores tienen el frente de voladura sobre su cabeza, razón por la que la operación de desatado tiene que ser mínima.

A parte de la excavación totalmente mecanizada mediante máquinas Raise Borer, preferentemente dirigidas a chimeneas largas, para ventilación u otros servicios entre niveles previamente habilitadas, la adaptación de máquinas perforadoras para taladros de gran diámetro y longitud ha permitido la aplicación en subterráneo de otras alternativas, como la de taladros de longitud igual a lo largo de toda la chimenea, puede ser comunicada al otro nivel, como puede ser ciega, después de lo cual se efectúa la voladura conveniente, con cargas “colgadas” lo que desde el punto de vista de seguridad es ventajoso, pues todo el trabajo de perforación y carga se realiza desde un lugar protegido, quedando eliminado el riesgo permanente para el trabajador de tener el frente de voladura sobre su cabeza. Su inconveniente mayor es que requiere gran exactitud en la perforación y carga de los taladros y algunos problemas cuando la voladura es totalmente confinada. Esta variante lo denominamos “Long Hole Raising”

El corte de arranque de los taladros es paralelo entre sí y la rotura se efectúa en dirección a taladros sin carga que sirve de abertura inicial.

Se emplea entonces los principios de carga cilíndrica Burn Cut Hole, que en este caso la presión predominante ejercida está dirigida lateralmente o radialmente hacia afuera de los ejes del taladro dirigiéndose hacia los extremos, buscando el punto más débil, encontrando en el taladro vacío más cercano hacia donde se orientará la masa triturada entre el taladro cargado y el taladro vacío. El volumen total de los taladros vacíos y de la masa triturada más su esponjamiento debe permitir la limpieza total del detritus luego de la voladura.

El diseño que se realizó para lograr una chimenea de 15 a 18 m. de longitud.

Detalles de los Equipos

Marca	Tamrock Neumático	Tamrock Hidráulico	Ingersoll Rand
Nombre	Solo		
Tipo			Trackdrill
Modelo	A405 M	H506MT	
Martillo	L410	HL-500 RST	L410
Nº de personas	1	1	1
Ph ₂ O PSI	60	90	60
Paire PSI	90		90
Longitud Barra MT	1.5	1.5	1.5
φ Barra pulg.	1.25	1.25	1.25
Sec. de labor m ²	3.5 x 3.5	3.5 x 3.5	3.5 x 3.5
φ broca pulg.	2, 3, 5	2, 3, 5	2, 3, 5
Traslado	Remolque	Remolque	Remolque

2.2 Perforación Radial

La secuencia de perforación en tajeos es la siguiente: desde el crucero de la caja piso se perfora filas de taladros largos en abanico, la distancia entre fila y fila es de 2.00 a 2.20 MT. Distancia tomada como burden. El espaciamiento tiene un rango de 2.00 a 3.00 Mt dependiendo del estado del terreno y del ángulo de inclinación transversal alrededor de toda la sección, que esto en función del cuerpo mineralizado y las paredes latentes que en este caso las paredes son relleno hidráulico resultado de los tajeos anteriores explotados y rellenados con el relleno ya indicado. El objetivo es perforar lo más cercano posible de tal manera que evite la dilución del mineral con el relleno y/o no afecte las paredes laterales adyacentes al tajeo. Ver figura No. 2.1

2.3 Perforación Paralela de Banqueo

Debido a que ciertos inconvenientes presenta la perforación radial como son: Dificil control en la perforación y voladura, la presencia de bancos del orden de 15% a más que requiere en algunos casos voladura secundaria, alto costo de perforación, bajo índice de perforación y la dilución sería conveniente probar la perforación paralela, para lo cual será necesario desquinchar en toda potencia de la veta a lo largo de todos los niveles de perforación. Ver figura No. 2.2

La perforación se realizará preferentemente en forma ascendente y llevar un mejor control de emboquillado y perforación paralela a los contactos de la caja y/o las paredes finales del relleno hidráulico. En este sistema se tendrá el inconveniente con el varillaje de perforación en el equipo Jumbo cuando se perfora con diámetros mayores a 2 ½" por tener desviaciones mayores al 5%.

El cálculo del diseño de las mallas de perforación y voladura con taladros largos (L.B.H.) se podrá efectuar aplicando a la fórmula de Langefors.

$$B = \frac{D}{33} \times \sqrt{dcxPRP / Cxfx(S/B)}$$

Donde:

B : Burden (m).

D : Diámetro del taladro (mm).

C : Constante de la roca.

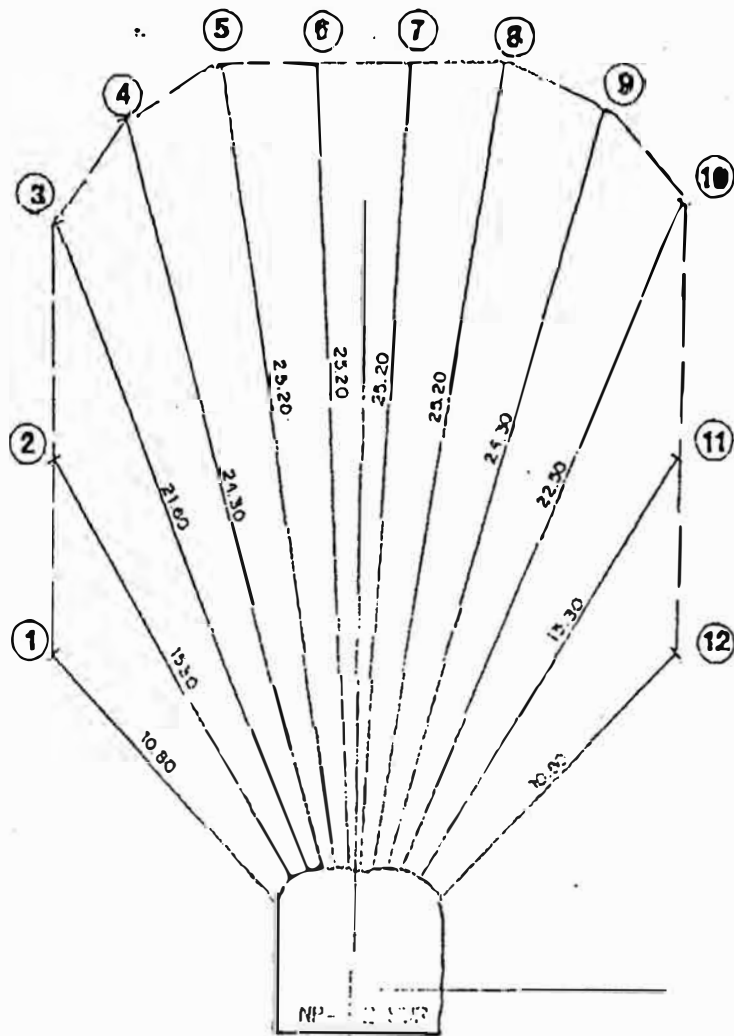
PRP : Potencia relativa del explosivo en peso.

F : Factor de fijación = 0.85 (barrenos inclinados).

S/B : Relación burden- espaciamento = 1.25

dc : Densidad de carga (kg/dm³).

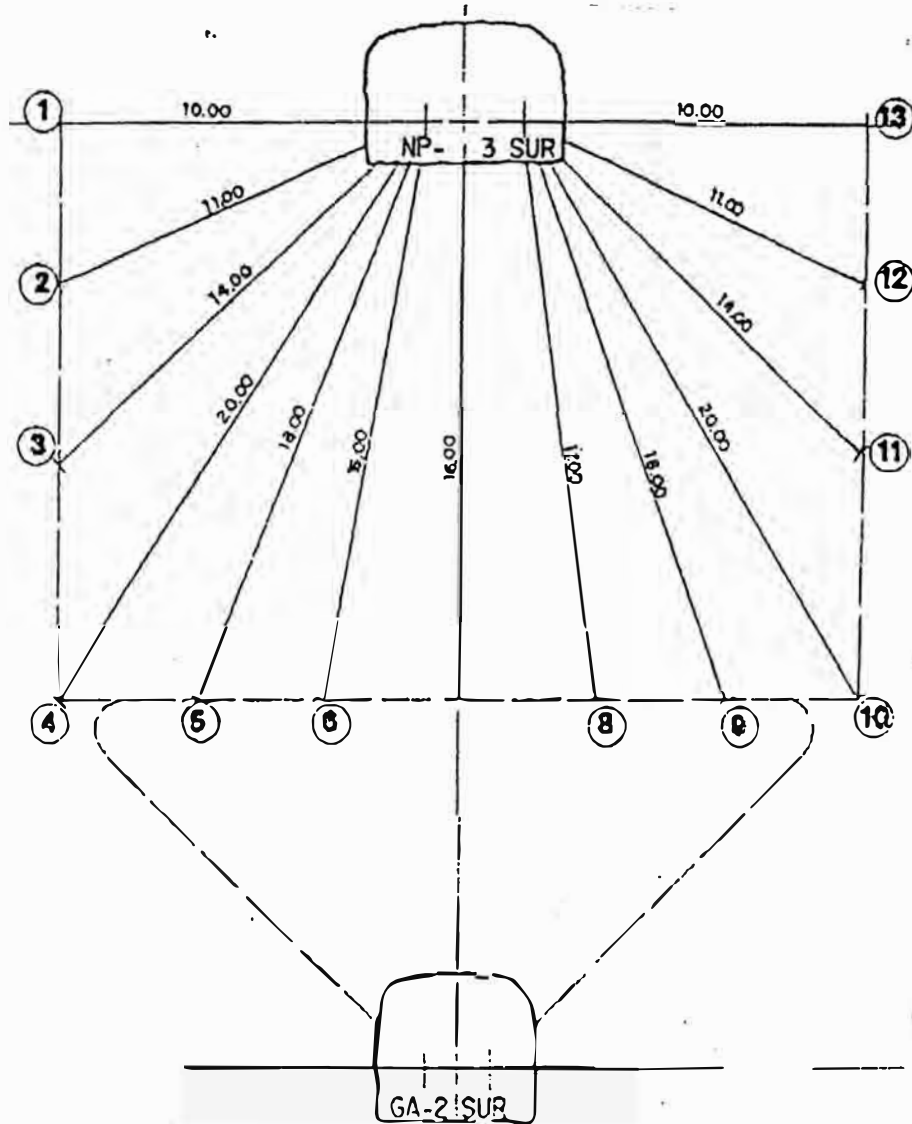
Figura 2.1
DIAGRAMA DE PERFORACION (RADIAL)



SOC. PUNTA DEL COBRE S.A.(CHILE)

3" DIAMETRO

Figura 2.2
DIAGRAMA DE PERFORACION (BANQUEO)



SOC. PUNTA DEL COBRE S.A.(CHILE)

4 1/2" DIAMETRO

CAPITULO III

3. DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA UTILIZANDO LOS MODELOS MATEMATICOS DE R. ASH, LANGEFORS, KONYA.

En lo referente al diseño de voladura, el método “LBH-Large Blast Hole” es una aplicación de los principios de voladura en banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas. El método afecta principalmente a la operación de arranque y, en cierta medida, a la preparación de las cámaras, puesto que en general, solo se trabaja en dos subniveles, uno de perforación y otro de extracción. Sin embargo, el principio de explotación es el mismo que el método “sublevel Stopping”. Se ha realizado primero el diseño teórico de los parámetros de perforación voladura para el tipo de roca.

Parámetros de la Roca

Tabla 3.0

Tipo de Roca	Densidad gr/cc.	Resistencia Compresiva Uniaxial (Mpa)	Resistencia a tracción (Mpa)	Módulo de elasticidad Gpa	Cohesión (Mpa)	Angulo de Fracción Interna (°)	Relación de Poisson
Andesitas	2.7	130	14	46.1	22	54°	0.35
Mineral Masivo	4.0	40	6	16.6	90	49°	0.4
Mineral Diseminado	2.9	70	10	22.1	--	--	0.4
Doleritas Dique	2.7	175	11.5	65.4	22	57°	0.35

3.1 Aplicación de los modelos matemáticos

3.1.1. Según R. Ash

Burden (B)

$$B = kb \times \frac{D}{12}$$

Donde:

B = Pies

Kb = Varía entre valores de 20 a 40

depende de la roca y del tipo de explosivo empleado, los valores de Kb se pueden observar en la tabla 3.1

Kb = 25

D = Diámetro del explosivo en pulg (es

igual al diámetro de la broca, debido al explosivo a granel.

Espaciamiento (S)

$$S = Ks \times B$$

Donde:

Ks : Para roca suave = 1.35

Para roca media = 1.20

Para roca dura = 1.15

Sobreperforación (J)

$$J = Kj \times B$$

Donde:

Kj : Para roca suave = 0.20

Para roca media = 0.25

Para roca dura = 0.30

Taco (T)

$$T = K_t \times B$$

Donde:

$$K_t = \text{Para roca suave} = 1.00$$

$$\text{Para roca media} = 0.90$$

$$\text{Para roca dura} = 0.80$$

Longitud de Perforación (L)

$$L = K_l \times B$$

Donde:

$$K_l = 2.6 \text{ (promedio)}$$

$$1.5 \text{ (L mínima)}$$

$$4.0 \text{ (L máxima)}$$

L, viene hacer la longitud del taladro (longitud de rotura) efectivo.

La longitud total del taladro debe cumplir para obtener una voladura satisfactoria.

(a). $L > B$

(b), L debe estar entre los valores $L_{\text{mínima}}$ y $L_{\text{máxima}}$.

Longitud de la Perforación (L)

$$L = H + J$$

Longitud de Carga (PC)

$$PC = L - T = H + J - T$$

Densidad Lineal de Carga (DI)

$$DI = 0.0784 \times D_e^2 \times SG \text{ (kg/m)}$$

Donde:

De : Diámetro. (pulg)

SG : Gravedad específica del explosivo.(gr/cc)

Carga Total de Explosivo (E).

$$E = D_l \times PC \text{ (kg)}$$

Volumen Roto (V).

$$V = B \times S \times H \text{ (m}^3\text{)}$$

Tonelaje Roto (TN).

$$TN = V \times dr \text{ (Tn)}$$

Donde:

Dr = Densidad de la roca (Tn/m³).

Factor de Carga (FC).

$$FC = E/V \text{ (Kg}_G\text{/m}^3\text{)}$$

Factor de Potencia (FP).

$$FP = \frac{E}{TN} \text{ (Kg}_G\text{/Tns)}$$

Costo por Ton (CT) \$/Tns

Valor del Kb

Tabla N° 3.1

TIPO DE EXPLOSIVO	CLASE DE ROCA		
	SUAVE	MEDIA	DURA
Dens. Baja <0.8-0.9> gr/cc y pot. Baja	30	35	20
Dens. Media <1.0-1.2>gr/cc y pot. Media	35	30	25
Dens. Alta <1.3-1.6>gr/cc y pot. Alta	40	35	30

Solución según R.Ash

Tabla N° 3.1.1

	R. suave	R. media	R. dura	
Diámetro	2	2	2	Pulg.
Long. Taladro	15	15	15	Mt
Densi. Explot.	0.85	0.85	0.85	Gr/cc
Ks	1.35	1.20	1.15	
Kj	0.20	0.25	0.30	
Kt	1.0	0.90	0.80	
Dens. roca	4.0	4.0	4.0	Tn/m ³

Considerar:

Longitud barra: 1.5 mt, ϕ) 2"

Longitud perforación para la prueba será de 10 barras, 15 metros .

Prueba:

En tal sentido, longitud de perf. = 10b = 15 mt.

3.1.2 Según modelo de U. Langefors

El Diseño de Perforación según Langefors, uno de los más destacados especialistas suecos sugirió que la determinación de burden se basa en muchos más factores además del diámetro del taladro, como la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca, su grado de fracturamiento, por lo que propuso su modelo.

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{dcxPRP}{Cxfx(S/B)}}$$

Donde:

V = B = Burden (m).

D = Diámetro del taladro (mm).

C = Cte. De la roca.

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo.

F = Factor de fijación = 0.85(taladros inclinados).

E/V = S/B = Relación de Espaciamento-Burden

Dc = Densidad de carga (kg/m³).

Parámetros en el diseño de mallas

Para calcular tanto el espaciamento como el burden, definiremos algunos factores:

Factor de roca.- La roca en voladuras está caracterizada por tres constantes, como se muestra en la fórmula de Langefors. (a₂, a₃, a₄) que están en función de:

$$a_i = Ki(K/V, h/V)$$

Donde:

K = Profundidad de perforación (mt).

h = Altura de carga de fondo (mt).

V = Burden

Langefors (a_2, a_3, a_4) que están en función de:

$$A_i = K_i (K/V, h/V)$$

Donde:

K = Profundidad de perforación (mt).

h = Altura de carga de fondo (mt).

V = Burden.

Según Langefors, la cantidad de carga de fondo vale:

$$Q_{bt} = A_2 V^2 + A_3 V^3 + A_4 V^4$$

Los términos:

a_2 = Relaciona la energía consumida (kg/mt^2).

a_3 = Presenta la influencia de la roca (kg/mt^3).

a_4 = Toma en cuenta la masa de roca para efectos de rotura total (kg/mt^4).

El factor de roca está designado por “Co”.

$$C = 1.2 C_o$$

Donde: **C = Factor de roca de trabajo (kg/mt^3).**

En trabajos subterráneos, para roca de resistencia media un factor de roca de trabajo (c), que se considera es de 0.6 a 0.7 kg/mt^3 .

El valor del factor de roca promedio (C) se calcula como sigue:

$$C = C + 0.07/V_i, \text{ Si } V_i \leq 1.4 \text{ mt.}$$

$$C = C + 0.05, \text{ Si } V_i \geq 1.4 \text{ mt.}$$

Donde: V_i = Burden inferido (mt).

Para fines prácticos se usa la siguiente tabla:

Resistencia de roca	Alta	Media	Baja
Factor de roca prom.	0.90	0.75	0.50

GRADO DE FIJACION.- Se llama así al grado de dificultad con que se efectúa tanto el desprendimiento como la rotura para fines prácticos, se considera un grado de fijación de $f = 1.45$, para garantizar una rotura de fondo libre en voladuras convencionales.

GRADO DE ATACADO (P).- Definimos al grado de atacado como la cantidad de carga por volumen de taladro.

Consideremos el volumen de taladro generado por el diámetro del barreno, como volumen nominal porque en la práctica este volumen es en realidad un 5 al 15% mayor que el que se genera, realmente al perforar.

El grado de atacado (P), varía según se ataquen 1, 2 ó 3 cartuchos simultáneamente y cuidadosamente, en la siguiente relación se muestran estos valores:

No. de cartuchos a la vez	1	2	3	4
Grado de Atacado	0.90δ	0.75δ	0.60δ	0.40δ

en donde:

δ = Densidad del explosivo en cartucho (kg/dm^3).

Atacado \rightarrow Volumen nominal y densidad explosivo \rightarrow

Vol. Real.

Volumen real, 5 a 15% mayor que el volumen nominal.

$$\delta \text{ e.t.} = \frac{P}{K_{i,v}}$$

donde:

δ e.t. = Densidad del explosivo en el taladro
(kg/dm^3).

$K_{i,v}$ = Coeficiente de incremento de volumen.

DIAMETRO DEL TALADRO.- Se considera diámetro del taladro al diámetro del barreno con el que se perforó. El diámetro del taladro influye en los siguiente factores:

Fragmentación	Disminuye cuando aumenta el diámetro.
Proyección	Aumenta con el diámetro.
Grietas	Aumenta con el diámetro.

RELACION E/V.- La relación entre el espaciamiento de taladros y el burden ó línea de menor resistencia, nos da una medida del grado de cooperación entre los barrenos más próximos entre sí en un disparo simultáneo.

Una relación $E/V = 2$, indica cooperación favorable, como lo puede hacer una relación $E/V = 0.5$.

DESVIACION EN LA PERFORACION.- Normalmente debido a las características de la roca, habilidad del operador, sistema de perforación utilizado, tipo de trazo de voladura y peso de varillaje, los taladros destinados a la voladura no irán a parar al punto deseado sino a la vecindad del mismo.

La desviación resultante depende de los siguientes factores:

Error de Emboquillado (Re): Cuando no se perfora en el punto señalado.

$$Re = 2 - 4 \text{ cm. Normal}$$

Error de Alineación (Ra): Depende del operador, es común tomarlo como:

$$Ra = 1.14 L_t \text{ (cm).}$$

Donde: L_t = Longitud efectiva.

Error por Estructura de la Roca (Rr): Depende de las características estructurales de la roca y se expresa:

$$R_r = 0.8 (L_t)^{3/2} \text{ (cms.)}$$

La cooperación de todos los errores mencionados anteriormente nos da el valor de la desviación automática (R) y se representa por:

$$R = (R_e^2 + R_a^2 + R_r^2)^{1/2}, \text{ cms.}$$

Cuando la longitud del taladro es de 2.4 a 8 mt. La ecuación de desviación toma el valor de:

$$R = Lt (\delta_a^2 + \delta_r^2)^{1/2}$$

$\delta_a = (5-10)$ cm/mt con personal no especializado.

$\delta_a = (1-4)$ cm/mt con personal competente, y

$\delta_r = 0.8 (Lt)^{1/2}$ cm/mt.

donde:

δ_a = Desviación por alineación por metro (cm/mt).

δ_r = Desviación por roca por metro (cm/mt).

BURDEN.- Llamado también piedra, carne o peso, es la línea de menor resistencia a la salida del disparo o sea la distancia del taladro a la cara libre medida perpendicularmente a ésta:

Burden teórico o burden máximo, se expresa como:

$$V \text{ max} = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{P.PRP}{C_x f_x (E/V)}}$$

donde:

V = Burden teórico (mt).

d = Diámetro en el fondo (mm).

P = Grado de atacado.

PRP = Potencia relativa por peso del explosivo.

C = Factor promedio de roca.

C= 0.3+0.75 Rocas medias

C= 0.4+0.75 Rocas duras

f = Grado de fijación.

Taladros verticales f=1

Taladros inclinados 3:1 f=1

Taladros inclinados 2:1 f=0.85

E/V = Relación de espaciamento – burden

Se puede expresar como: $V = K \cdot d$, siendo

$$K = \frac{1}{33} \times \sqrt{\frac{P.PRP.}{cxfx(E/V)}}$$

El valor de K varía entre 0.021, 0.024, 0.029 para roca de condiciones dura, media y suave.

Se puede calcular el burden teórico utilizando la fórmula, pero esta vez lo calcularemos utilizando la expresión:

$$V = k \cdot d$$

Para $K = 0.024$ por que la roca a perforar es considerada de dureza media y el diámetro en el fondo es de 51 mm entonces el burden teórico sería:

$$V = 0.024 \times 51 = 1.2 \text{ mt.}$$

Aproximadamente igual a 52 pulgadas.

Teniendo las vetas irregulares en el yacimiento Cecilia Norte y Cecilia Sur, tanto horizontal y verticalmente de dimensiones variables, la malla teórica recomendable para dichas vetas son:

Burden = V = 52 pulgadas.

Espaciamiento: dependiendo del ancho de la veta, siendo lo recomendable 52 pulgadas, para las vetas de ancho mayores, realizar pruebas hasta llegar a estandarizar.

Las dimensiones calculadas es para utilizar fila y fila además con la malla triangular o también llamadas 2:1 para completar el SLOT ó cara libre cuando previamente es disparado la chimenea de 2.2 x 2.2 m².

Cálculo de carga

El diámetro y longitud de la columna explosiva, acoplamiento, grado de confinamiento, colocación de tacos, tipo y punto de iniciación, cantidad y distribución de la carga, tienen un papel importante en el proceso de fragmentación eclipsando incluso a los parámetros del explosivo.

La columna explosiva es la parte activa del taladro de voladura y consta de dos partes, la carga de fondo y la carga de columna.

- a) Carga de Fondo(Dq).- La función de la carga de fondo es el arrancar la roca en el fondo de la pega y romperla a lo largo de una altura que llega como máximo a ser el doble del burden teórico.

Para calcular la cantidad de carga de fondo debemos conocer la densidad de carga de fondo, que está expresada por:

$$Dq = \frac{\pi P d^2}{4000}$$

Donde:

Dq = Densidad de carga de fondo → (Kg/m)

P = Grado de atacado (kg/mt³).

d = Diámetro del taladro (mm).

La cantidad de carga de fondo está expresado por:

$$Q_b = D_q \times h_b$$

Donde:

Q_b = Cantidad de carga de fondo (kg).

H_b = Altura de carga de fondo (mt).

La altura de carga no debe exceder a:

$$H_b < 1.3 V$$

a lo que es aproximadamente lo mismo

$$h_b < Lt/3$$

- b) Carga de Columna(D_{qc}).- Es el efecto de la carga de fondo, cuya función es la rotura de la roca a lo largo de la altura restante del taladro.

La densidad de carga de columna es sólo una fracción de la densidad de carga de fondo y es como sigue:

$$D_{qc} = (30-70\%)D_q$$

D_{qc} = Densidad de carga de columna (kg/mt)

La cantidad de carga de columna vale:

$$Q_c = D_{qc} \times h_c$$

Donde:

Q_c = Cantidad de carga de columna (kg).

H_c = Altura de la carga de columna (mt).

- c) Carga específica(q).- Cantidad de carga usada en un tajeo para arrancar un volumen de roca y se expresa como:

$$q = \frac{Q}{V_a}$$

donde:

q = Carga específica (kg/mt³).

Q = Cantidad de carga en el tajeo (kg).

Va = Volumen de roca arrancado (mt³).

La carga específica es diferente para cada tipo de roca.

- d) Diámetro Equivalente y la Carga de Fondo.- Aplicando la ecuación del burden máximo obtenemos:

$$deq = 37x \sqrt{\frac{cf}{P.s}} x \sqrt{\frac{Ef}{Vf} (V^n + E + R)}$$

donde:

deq = Diámetro equivalente (mm)

Vf = Burden en el fondo de la pega (mt)

Ef = Espaciamiento en el fondo de la pega (mt)

V = Burden de diseño en el frente (mt)

Con las ecuaciones definidas, calculamos las cargas de fondo y columna. La densidad de carga de fondo está dada por Dq, que para un valor de la densidad de explosivo de 0.85 (nitrosem-0) y un atacado cuidadoso de 25% por atacado (P=0.85 x 0.90 = 0.76) nos da un valor de:

$$Dq = \frac{\pi d^2 x P}{4000}$$

Donde:

P = 0.90 x δ

δ = Densidad del explosivo (kg/dm³).

d = Diámetro del taladro (mm).

La altura de la carga de fondo vale:

$$h_b = \frac{1}{3} L_p$$

L_p = Profundidad del taladro (mt)

De donde se deduce que la cantidad de carga de fondo es:

$$Q_b = h_b \times D_q$$

Si la longitud del taladro $L_p = 15.0$ mt (49 pies y el diámetro de fondo $d = 51$ mm se tendrá:

$$D_q = \frac{\pi \cdot d^2 \times P}{4000} = \frac{\pi \times (51)^2 \times P}{4000} = 1.50 \text{ kg / mt}$$

$$H_b = \frac{1}{3} L_p = \frac{1}{3} \times 15.0 = 5.00 \text{ mts.}$$

La carga de fondo será:

$$Q_b = 1.50 \times 5.0 = 7.5 \text{ kg.}$$

Y la densidad de carga de columna vale:

$$D_{qc} = (30-70\%) D_q$$

Se toma la densidad de carga de columna $D_{qc} = 90\% \times D_q$ para taladros verticales hacia arriba.

D_{qc} entonces:

$$D_{qc} = 0.9 \times 1.50 = 1.35 \text{ kg/mt.}$$

La altura de carga de columna será:

$$h_c = L_p - [H_b + T]$$

$$h_c = 15.0 - [5 + 1.77] = 8.23 \text{ mt.}$$

La carga de columna será:

$$Q_c = 1.35 \times 8.23 = 11.1 \text{ kg.}$$

$$Q_c = 11.1 \text{ kg.}$$

$$Q_t = Q_b + Q_c = 7.5 + 11.1 = 18.6 \text{ kg.}$$

La perforación se realiza desde galerías de preparación en forma de cortes en abanico con perforación hacia arriba, hacia abajo, o en ambos sentidos.

El emboquillado y orientación correcta de los barrenos es el de la mayor importancia para el resultado de la voladura, sobre todo para la fragmentación obtenida. Como elementos auxiliares a este respecto cabe citar los niveles de burbuja y transportadores de ángulos, etc.

Al realizar las voladuras, las filas de barrenos tienen generalmente, rotura libre, pues los ciclos de voladura se adaptan a los trabajos de extracción llevados a cabo más abajo.

La fragmentación tiene una gran importancia en estos casos, pues el empleo posterior de cargas conformadas para el taqueo de los bloques grandes implica interrupciones de todo el ciclo de producción, sin contar la influencia del grado de fragmentación sobre las operaciones de extracción y/o limpieza. Si se quiere que la explotación por cámara con corte en abanico sea lo más eficaz posible, la estimación del grado de fragmentación y la adaptación de la voladura a este objetivo constituye factores de gran importancia.

Las condiciones específicas propias de cada mina, en particular implican que toda generalización a este respecto ha de hacerse con las debidas precauciones.

La perforación de cortes en abanico se ha desarrollado como consecuencia del deseo de limitar la magnitud de las labores de preparación. Desde el punto de vista de la técnica de voladuras, los cortes en abanico no resultan tan acertados, pues la distancia entre los barrenos se van haciendo progresivamente mayor, y la mitad inferior de los mismos no pueden ser aprovechados de forma adecuada. Los taladros paralelos ofrecen una mejor posibilidad de lograr mayor precisión y carga, con una fragmentación más provechosa y resultados globales superiores.

El método de minado con cortes en abanico (subniveles con perforación, ascendente) puede muy bien compararse, desde el punto de vista de la técnica de voladuras en banco sobre la superficie. La voladura comprende generalmente un número limitado de hileras de taladros, y las dimensiones geométricas de la voladura y sus condiciones de confinamiento limitado implican normalmente que este método de explotación no sea difícil de llevar a la práctica.

El procedimiento mostrado de cálculo ilustra la dificultad de distribuir correctamente la carga en una voladura en abanico con taladros de gran longitud.

Los taladros paralelos presentan unas ventajas tan grandes, que se recomienda utilizarlos siempre que sea posible desde el punto de vista de la técnica minera.

El empleo de barrenos con amplios espaciamientos implica asimismo un mejor aprovechamiento de los mismos.

El encendido se efectúa mediante detonadores eléctricos de retardo (MS) con lo que la abertura inicial toma la forma de un corte en cuña o en V.

Para garantizar que la perforación y la carga se realiza de modo que proporcionen los resultados apetecidos, es esencial una cuidadosa planificación de las voladuras y ejecución del proyecto.

Resumen:

Burden máximo: $B_{max} = 45 \times d =$

Diámetro del taladro (mm) = d

J = Sobreperforación: $0.3 \times B_{max}$.

H = Profundidad del taladro = Profundidad objetivo (K)r

$$H = (K+J)+0.05(K+J)$$

F = Error de perforación = 5 cm/m de error de emboquillado
+ 3 cm/m de taladro.

$$= 0.05 + 0.03 \times H$$

Burden práctico = Burden máximo – error de perforación.

$$B_p = B_{max} - F$$

Espaciamiento práctico = 1.25 x Burden práctico

$$E_p = 1.25 \times B_p$$

Concentración de carga (Q)

$$Q = \frac{\pi d^2 \times P}{4000} (k / mt)$$

Donde:

P = Grado de Atacado (kg/dm^3).

d = Diámetro del taladro (mm).

En esta concentración de carga se tendrá que considerar la concentración de carga de fondo (Q_b) y la concentración de carga de columna (Q_c), pero se hará ciertos ajustes por considerar ciertas características y/o circunstancias en operación, llegando a definir que:

$$Q_b \approx Q_c$$

Retacado (T):

$$T = B_p \text{ (Burden práctico)}$$

Altura de carga (hc) $hc = H - T$

hc = Longitud de carga (mt).

H = Longitud del taladro (mt).

T = Retacado (mt).

$$Q_{total} = hc \times Q_c$$

Q_{total} = Longitud de carga x Concentración de carga

$$N^{\circ} \text{ de Espacios} = \frac{A}{E_1} = \frac{\text{Ancho de la voladura}}{\text{Espaciamiento}} = N_e$$

$$N_T = N_e + 1$$

$$N^{\circ} \text{ de taladros} = N^{\circ} \text{ de espacios} + 1$$

$$\text{Carga específica (kg/m}^3\text{)} q = \frac{\text{taladros / fila} \times Q_{\text{total}} \text{ (kg/m}^3\text{)}}{B \times H \times A}$$

$$\text{Perforación específica (m/m}^3\text{)} = \frac{\text{taladros} \times H}{B \times H \times A} \text{ (m/m}^3\text{)}$$

- La carga se divide regularmente a lo largo del espesor del estrato.
La carga específica necesaria q_{nec} .

•

$$q_{\text{nec}} = Q + 0.03(\text{m}{\acute{a}}\text{xima profundidad de perforaci}{\acute{o}}\text{n}) + \frac{q}{\text{Ancho de voladura (A)}}$$

Factor de potencia :

$$\frac{q_{\text{nec}}}{dr(T / m^3)}$$

3.1.3 Según modelo matemático de C.J. Konya

Basada en las teorías del Dr. R. Ash determina el Burden en Base a la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca, de la siguiente manera:

$$B = 3.15 \times De \times \left(\frac{gG}{dr} \right)^{1/3}$$

Donde:

B = Burden (pie).

De = Diámetro de carga (pulg).

gG = Densidad del explosivo (gr/cm³).

dr = Densidad de la roca (gr/cm³).

Parámetros

El método de explotación con voladuras en abanico (subniveles con perforación ascendente) con taladros largos, como lo mencioné anteriormente puede compararse muy bien, desde el punto de vista de la técnica de voladuras, a las voladuras en banco sobre la superficie. En tal sentido el diseño de voladura debe encuadrar los conceptos fundamentales del diseño ideal de voladura, los cuales son luego modificados cuando es necesario contar con las condiciones geológicas del medio.

Para evaluar el plan de voladura, el plan debe ser tomado aparte y cada variable o dimensión debe ser evaluado. De esta manera se mostrará un procedimiento para el análisis de un plan de diseño.

Burden (Distancia de carga)

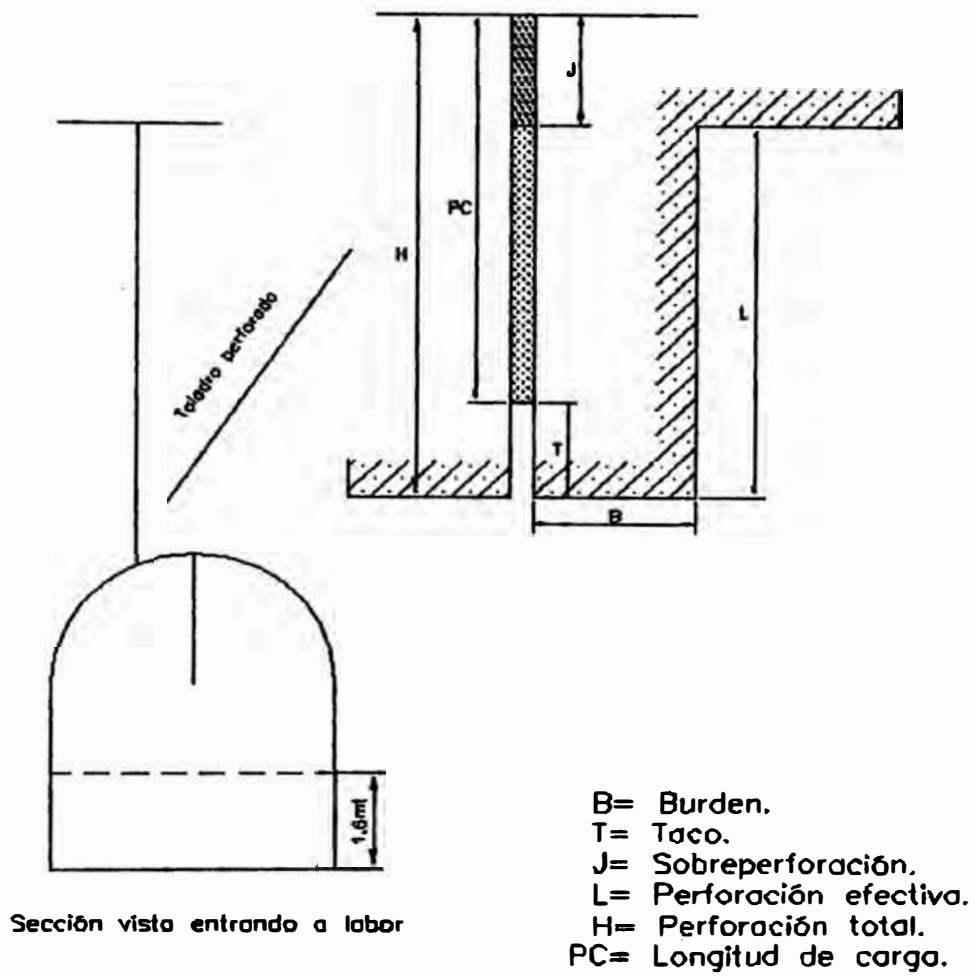
La **distancia** de carga se define como la distancia más corta para aliviar al tiempo que el taladro detona. El alivio es normalmente considerado

hacer como un frente a la veta o frente interna creada para una fila de taladros que tienen disparo previo sobre un retardo próximo. La selección de la distancia de carga apropiada es una de las decisiones más importantes que se hacen en cualquier diseño de voladura. De todas las dimensiones de diseño en voladura, este es el más crítico. Si las distancias de cargas son tan pequeñas, la roca es arrojado a considerable distancia de la superficie. Los niveles de corriente de aire son altos y la fragmentación puede ser excesivamente fina. Si las distancias de carga son tan largas, una severa fractura y fractura posterior resultan sobre el muro posterior. Distancias de carga excesivas pueden también causar taladros sobrevolados, tirando las rocas a considerable distancias, cráteres verticales y niveles altos de corriente de aire ocurrirán cuando los taladros libres estallan. Distancias de carga excesivas causan sobreconfinamiento de los taladros, los cuales resultan significativamente en niveles más altos de vibración de tierra por libra de explosivo usado. Romper rocas puede ser extremadamente duro y frecuentemente resultan problemas de fondo o críticos. Otras variables son más flexibles y no producirán las drásticas diferencias en los resultados así como en la misma proporción en la dimensión de distancia de carga. Ver figura 3.1.3.1

Si el operador ha seleccionado una distancia de carga y lo usa con buenos resultados para un taladro de otra dimensión y desea terminar una distancia de carga para un taladro que es también más grande o más pequeña, uno puede hacerlo completamente fácil si la única cosa que está cambiando es el tamaño del agujero y el tipo de roca y explosivos permanecen igual. Para hacer esto, uno puede usar la siguiente relación simple:

$$B_2 = B_1 * \frac{De_2}{De_1} \quad (1)$$

Figura 3.1.3.1
 Símbolos de diseño de perforación y voladura



Donde:

B_1 = Distancia de carga recomendable usada en voladuras anteriores.

De_1 = Diámetro de explosivo para B_1 .

B_2 = Nueva distancia de carga.

De_2 = Diámetro nuevo de explosivo para B_2 .

Reajuste por Tipo de Roca & Explosivo

Cuando un operador se está moviendo dentro de un área nueva donde no tiene experiencia previa, tendrá solamente características generales de roca y explosivos para trabajar. Cuando se mueva en un área nueva, especialmente uno donde haya residentes cercanos, es esencial que no sea un desastre el primer disparo. Para aproximar la distancia de carga bajo estas situaciones, la siguiente fórmula empírica es útil

$$B = 0.012 \left(2 \frac{SGe}{SGr} + 1.5 \right) * De \quad (2)$$

Donde:

B = Distancia de carga (m).

SGe = Gravedad o densidad específica del explosivo (g/cm^3).

SGr = Gravedad o densidad específica de la roca (g/cm^3).

De = Diámetro del explosivos (mm).

Tabla 3.1.3.1 Densidad de Roca

TIPO DE ROCA	GRAVEDAD ESPECIFICA (g/cm³)
Basalto	2.8 – 3.0
Diabasa	2.6 – 3.0
Dolomite	2.8 – 3.0
Gneis	2.8 – 2.9
Granito	2.6 – 2.9
Hematita	4.5 – 5.3
Caliza	2.4 – 2.9
Marmol	2.1 – 2.9
Micachist	2.5 – 2.9
Quarzo	2.0 – 2.8
Arenisca	2.0 – 2.8
Lutita (pizarra arcillosa)	2.4 – 2.8
Pizarra dura	2.5 – 2.8
Trapa (roca trapeana)	2.6 – 3.0

En el caso general, las distancias de carga, los cuales se usan en el trabajo serán razonables si están dentro de un más o menos 10% del valor obtenido de la Ecuación 2. La densidad de roca es usado en la Ecuación 2 como una indicación de resistencia de matriz. Hay una relación entre la densidad de roca y la resistencia de roca. A mayor densidad de roca, mayor energía se requiere para vencer su resistencia de tensión para producir rupturas. Existe también una relación entre la cantidad de energía que se requiere para mover la roca. A mayor densidad de roca, mayor energía se necesitará para moverlo. Las características de potencia de explosivo pueden ser aproximados usando gravedad/densidad específica porque a mayor potencia de explosivo, más denso es el explosivo. Si las potencias de los explosivos

fueran los mismos sobre la base del peso unitario, la potencia sería proporcional a la densidad. Sin embargo, existen también diferencias en la energía del explosivo sobre la base del peso unitario. Aquellas diferencias similarmente comparadas a las diferencias en densidad son normalmente muy pequeñas, los cuales permiten usar la ecuación 2 como primera aproximación.

Las ecuaciones previas propuestas para la selección de distancia de carga usaban la densidad de los explosivos como un indicador de energía. La nueva generación de explosivos acuosos (aguados) llamados emulsiones tiene un poco diferente la energía pero casi una densidad constante. Las ecuaciones de distancia de carga hasta aquí proporcionados definieron una razonable distancia de carga pero no diferenciaron entre los niveles de energía de algunos explosivos tales como emulsiones. Para una mayor aproximación de distancia de carga para la voladura de prueba, uno puede usar una ecuación que usa la resistencia de masa relativa más que la densidad de explosivo. La resistencia de masa relativa es el nivel de energía a volumen constante comparado con un explosivo estándar.

El explosivo estándar se define como nitrato de amonio petróleo lo cual se define que tiene un nivel de energía igual a 100. Para usar la ecuación de energía, uno considerará la resistencia de masa relativa (resistencia de volumen relativo) del explosivo. Se ha encontrado que los valores de la resistencia de masa relativa los cuales resultan de los datos obtenidos de las pruebas de energía de burbuja, normalmente arrojan resultados razonables. Trabajar con las energías relativas puede ser un poco engañoso dado que las energías relativas puede ser calculado mejor que ser obtenido de los datos de prueba de energía de burbuja. El explosivo en el ambiente de perforación puede no ser tan eficiente como habría sido esperado de los datos de prueba bajo el agua. La ecuación que usa la energía relativa es:

$$B = 8 * 10^{-3} De * \left(\frac{Stv}{SGr} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (3)$$

Donde:

B = Distancias de carga (m).

De = Diámetro del explosivo (mm).

Stv = Resistencia de masa relativa (ANFO = 100).

SGr = Gravedad específica de la roca (g/cm³).

Corrección por número de filas

Muchas operaciones de voladura son dirigidas usando uno o dos filas de taladros. En este caso, la distancia de carga entre la primera y la segunda fila será igual. En alguna voladura, sin embargo, se usan tres o más filas de taladros. Cuando el tiempo de sincronización de taladros no es correcto, es más difícil romper las últimas filas de agujeros en voladuras de múltiples filas porque las filas previas están agregando resistencia adicional y agregan confinamiento sobre las últimas filas.

Esta también comúnmente ocurre en voladuras amortiguadas (retardadas). Las voladuras amortiguadas son voladuras sobre la superficie donde las rocas disparadas previamente no han sido quitados. Para ajustar la distancia de cargas en la tercera, cuarta y subsecuentes filas, uno puede usar el factor de corrección Kr como se muestra en la Tabla 3.1.3.2. La distancia de carga para el disparo de prueba sería la distancia de carga originalmente calculado multiplicado por Kr.

Tabla 3.1.3.2 Correcciones por el número de filas

FILAS	Kr
Uno o dos agujeros	1.0
Tercero o subsecuentes filas o voladuras amortiguadas	0.9

Factores de Corrección Geológicas

Un número no bastará para definir la distancia de carga exacta en un tipo de roca en particular debido a la naturaleza variable de la geología. Aún cuando las características de resistencia permanecen invariables, la manera de deposición de roca y estructura geológica debe ser también considerado en el diseño de voladura. La manera en la cual las capas están inclinados, influencias en el diseño de la distancia de carga en el modelo.

Hay dos resistencias rocosas que la energía del explosivo debe vencer. Es la resistencia a la tensión de la roca matriz y la resistencia a la tensión de la roca masa. La resistencia a la tensión de la matriz es aquella resistencia de la matriz el cual uno puede medir usando la prueba Brasileña o prueba de modulo o prueba de ruptura llevada a cabo sobre una máquina de prueba uniaxial. Los procedimientos de prueba mecánica dictarán que una muestra no dañada maciza de material sea usado para la prueba. Una prueba puede tener tendencias en los resultados debido a que no usa muestras intactas mejor que tendencias en los resultados debido a que uno usa muestras intactas mejor que aquellas que están ya rotas. Haciendo esto, solamente la resistencia de la matriz es medida y no la resistencia de la roca masa. La resistencia de masa puede ser muy débil mientras que la resistencia de la matriz puede ser fuerte. Por ejemplo, uno puede tener una roca muy fuerte que es altamente fracturado, quebradizo, foliado y laminado. La roca masa, sin embargo, podría ser el punto de colapso simplemente debido a la estructura de roca.

Para estimar la variación de la fórmula normal de distancia de carga para una estructura de roca inusual, dos constantes son incorporados dentro de la fórmula. K_d es una corrección por la deposición de roca y K_s es una corrección por la estructura geológica. Los valores de K_d están en el rango de 1.0 a 1.18 y describen la inclinación de las capas (Tabla 3.1.3.3) El método de clasificación esta distribuido en tres casos generales de deposición, capas

abruptamente inclinados interno al corte, capas abruptamente inclinados dentro de la superficie o dentro de la roca maciza, y otros casos de deposición.

Tabla 3.1.3.3 Corrección por el tipo de depósitos.

ORIENTACION DE CAPAS	Kd
Capas abruptamente inclinadas dentro del corte.	1.18
Capas abruptamente inclinadas al interior de la superficie.	0.95
Otros casos de deposición.	1.0

La corrección por la estructura geológica toma en cuenta la naturaleza fracturada de la roca en el lugar, la resistencia de unión y frecuentemente así como la cementación entre las capas de rocas. Los factores de corrección para estructuras de rocas están en el rango de 0.95 a 1.30 (Tabla 3.1.3.4). La masa de roca intacta tendría un valor Ks de 0.95 mientras que roca fracturada rota pesadamente podría tener un valor de Ks de aproximadamente entre 1.3

Tabla 3.1.3.4 Corrección por Estructura Geológica

ESTRUCTURA GEOLÓGICA	Ks
Ruptura pesada, frecuentemente con capas cementadas débilmente con uniones débiles.	1.30
Capas cementadas con paredes delgadas con juntas apretadas.	1.10
Roca intacta masiva.	0.95

Distancia de taco

La distancia de taco se refiere a la porción del taladro normalmente relleno con material inerte para encerrar los gases explosivos. Para que una carga alta de explosivo funcione apropiadamente y libere la máxima energía, la carga debe ser confinada en un agujero. También es necesario un confinamiento adecuado para controlar el aire de voladura y la voladura de roca. La relación conocida para determinar la distancia de taco es:

$$T = 0.7 * B$$

Donde:

T = Distancia de taco (mt).

B = Distancia de carga (mt).

En la mayoría de casos, una distancia de taco de 0.7 multiplicado por la distancia de carga es adecuado para conservar el material de explosión prematura del agujero. Debe recordarse que la distancia de taco es proporcional a la distancia de carga, por lo tanto, el diámetro de carga, la densidad del explosivo, y la densidad de roca todos fueron requeridos para determinar la distancia de carga, y la distancia de taco es también una función de estas variables. Si la voladura está diseñado pobremente, una distancia de taco igual a $0.7 * B$ puede no ser adecuado para conservar la distancia de taco del estallido. En efecto, bajo condiciones de diseño pobre duplicando, triplicando y cuadruplicando la distancia de taco no puede asegurar que los agujeros funcionaran apropiadamente, por lo tanto la distancia de taco promedio previamente discutida solamente es válido si el disparo está funcionando apropiadamente.

Si la distancia de taco es excesiva, una ruptura superior pobre dará lugar y la cantidad de fractura de cielo se incrementará. Cuando una voladura funciona apropiadamente, la zona del taco suavemente se elevará y lentamente caerá

sobre el montón de roca fracturado luego que la distancias de carga se ha cambiado. Esta acción se ilustra en la figura 3.1.3.2

Sobreperforación

La sobreperforación es un término común que se usa para indicar la profundidad al cual un barreno será taladrado debajo de la rasante propuesto para asegurar que la ruptura ocurra en la línea rasante. Los barrenos normalmente no rompen la totalidad de la profundidad. En la mayoría de los proyectos de construcción, se usa la sobreperforación a menos que, por coincidencia, existe también una veta suave o un plano de estratificación localizado en el rasante. Si esto ocurre, no se utiliza ninguna sobreperforación. En efecto, los barrenos pueden ser llenados hacia atrás a una distancia de 6 a 12 diámetros de la carga para confinar los gases y mantenerlos lejos del estrato suave. Por otro lado, si existe un estrato suave ubicado a una distancia corta sobre el rasante y debajo de allí exista material macizo, no es poco común tener que sobreperforar considerablemente más profundo para romper el material debajo del estrato suave. Como un ejemplo, la figura 3.1.3.3 indica un estrato suave a un pie sobre el grado. En este caso, una sobreperforación aproximadamente igual a la distancia de carga se necesitó bajo la rasante para asegurar la ruptura de la rasante. En la mayoría de casos, la sobreperforación es aproximadamente como se indica:

$$J = 0.3 * B$$

Donde:

J = Sobreperforación (m).

B = Distancia de carga (m).

Para obtener un fondo plano en una excavación, esto hace en un sentido económicamente mejor el taladrar a una profundidad por debajo del rasante, el cual asegura, a pesar de lo aleatorio de los errores de profundidad del taladro y de agujeros con desprendimiento, que todos los fondos de los agujeros estarán

debajo a una apropiada profundidad al tiempo del cargado. Si el taladro se hace ligeramente más profundo que el requerido y algunos agujeros son tan profundos al tiempo de carga, siempre el dinamitero puede colocar cortaduras de taladro en el fondo de aquellos agujeros para traerlos hacia arriba hacia la altura deseada. El dinamitero, sin embargo, no tiene la habilidad, al tiempo de cargar, de quitar los excesos de cortaduras o material los cuales han caído dentro del agujero.

La función del sobreperforación se ilustra en la Figura 3.1.3.4. Las líneas sobre la figura representan los contornos de esfuerzo o zonas donde los esfuerzos en la roca son iguales. La zona que esta hachurada transversalmente indico la zona de tensión máxima en la roca. En la figura 3.1.3.4 donde se uso la sobreperforación, hay una zona más grande de tensión máxima ocurre más cerca al nivel del piso o al área el cual debe ser cortado. Ver figura 3.1.3.4.

SELECCIÓN DEL TAMAÑO DEL BARRENO

La selección del tamaño apropiado del barreno para cualquier trabajo requiere de una evaluación de dos partes. La primera parte considera el efecto del tamaño del barreno sobre la fragmentación, soplado de aire, disparo de rocas y vibración de tierra. La segunda parte considera las condiciones económicas del taladro.

Consideraciones de Voladura

La consideración de la fragmentación de la voladura, soplado de aire disparo de rocas y vibración de tierra tendrían que ser evaluados. En general, a mayor tamaño de agujero, más problemas serán posibles con el soplado de aire, disparo de rocas, vibración de tierras y fragmentación. Ganar intuición en los problemas potenciales los cuales pueden resultar necesarios en la consideración de la relación de rigidez, el cual es la altura de banco dividido entre la distancia de carga o L/B . La Tabla 3.1.3.5 según resumen de problemas potenciales generales como los relativos a la relación de rigidez.

Figura 3.1.3.2
Rendimiento de la zona de taco

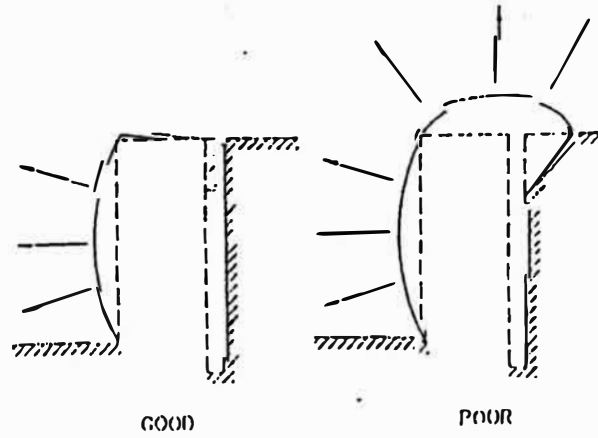


Figura 3.1.3.3
Taladro relleno o estrato suave

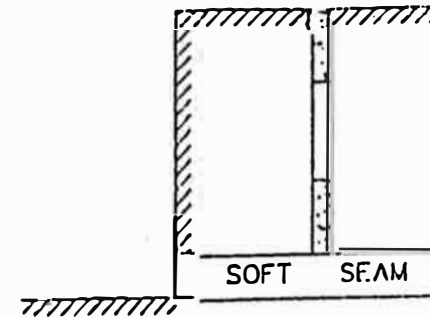
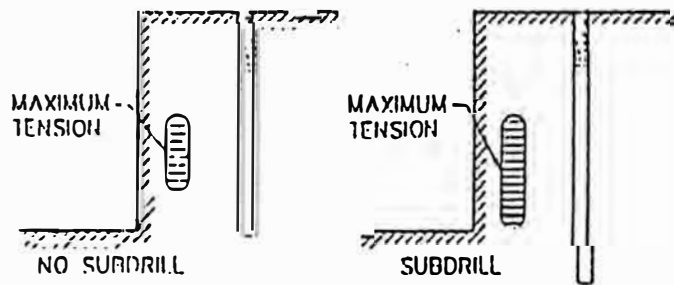
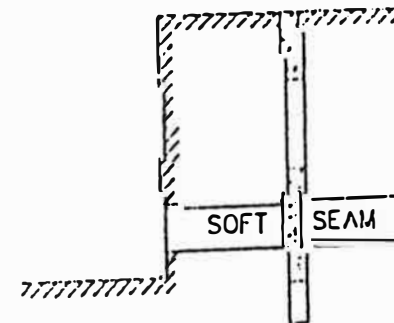


Figura 3.1.3.4
Sobreperforación y niveles máximos esfuerzos de tensión



Problemas debajo del estrato suave



Con la ayuda de la Tabla 3.1.3.5, el operador puede determinar su potencial para los efectos no deseados los cuales fueron previamente discutidos y determinados en cuando a un balance aceptable de, lo que desea hacer con el taladro y economía en el cargado y estos factores. A mayor roca maciza en la producción de voladura, es más probable que el resultado de encuentre en la lista de la Tabla 3.1.3.5.

TABLA 3.1.3.5
PROBLEMAS POTENCIALES RELATIVOS A LA RELACION DE
RIGIDEZ (L/B)

Relación de rigidez	1	2	3	4
Fragmentación	Pobre	Regular	Buena	Excelente
Soplo de aire	Severo	Regular	Bueno	Excelente
Disparo de roca	Severo	Regular	Bueno	Excelente
Vibración de Tierra	Severo	Regular	Bueno	Excelente
Comentarios	Ruptura severa y problemas en el fondo del barreno. No disparar ¡REDISEÑAR!	Rediseñar si es posible.	Buen control y fragmentación	No incrementa beneficios por incremento de relación de rigidez superior a 4.

En resumen para Konya:

a. Espaciamiento (S)

a.1 Taladros de una fila o más filas instantáneos (Roca suave).

$$H < 4B \quad S = (H + 2B)/3$$

$$H > 4B \quad S = 1.4B$$

a.2 Taladros de una o más filas secuenciados (roca media y dura).

$$H < 4B \quad S = (H + 7B)/8$$

$$H > 4B \quad S = 1.4B$$

b. Sobreperforación (J)

$$J = 0.3B.$$

c. Retocado (T)

$T = 1.0B$ (Roca masiva).

$T = 0.7B$ (Roca estratificada).

El valor de la longitud del taladro (L), para nuestro caso ($L \geq H$) es siempre en Mina Perubar $H > 4B$, lo que diríamos.

<i>Condiciones de Campo</i>	<i>R.Suave</i>	<i>R.Media</i>	<i>R. Dura</i>	
Velocidades detonación del Exp.(Ve2).	11,500	11,500	11,500	Pies/seg.
Gravedad Especifica Explosivo (SG2).	0.85	0.85	0.85	Gr/cc.
Longitud de perforación promd.	15	15	15	Mt.
Diámetro del explosivo.	2	2	2	Pulg.
Densidad de la roca.	4	4	4	Tn/m ³
Factores de corrección:				
Kr (Para las 02 primeras filas)	1			
Kr (Para la 3ra. Y subsecuentes filas)	0.9			
Kd (Por deposición de la roca)	1			
Ks (Por la estructura geológica)	1.3			
$B_p = B_t \times Kr \times Kd \times Ks$ (mt).				

La aplicación de los conceptos teóricos en los modelos matemáticos aplicados, en este trabajo, se aprecia en el resumen en las tablas 3.1.3.6, 3.1.3.7. respectivamente. En tal sentido su aplicación en el campo de cómo anteriormente se trabajaba figuras 3.1.3.5, 3.1.3.6, luego pruebas y los resultados ver figuras 3.1.3.7, 3.1.3.8, 3.1.3.9, 3.1.3.10 y la tabla 3.1.3.8 respectivamente mostrados.

Lo descrito anteriormente se debe principalmente a que en el diseño de un disparo intervienen muchos factores, parámetros y variables muy complejas y estocásticas.

3.2 Determinación de los parámetros teóricos de la perforación y voladura

Tabla 3.1.3.6

CUADRO RESUMEN PARAMETROS ACTUALES DE CAMPO DE PERFORACION Y VOLADURA

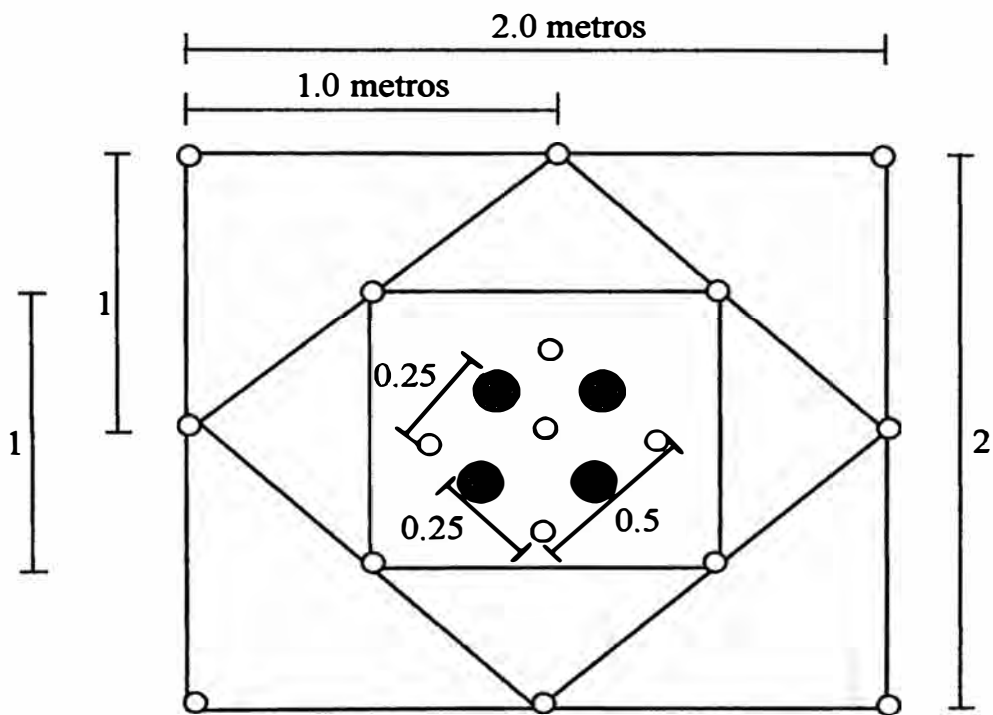
	R.Media	
Diámetro de broca	2	pulg.
Alt. de Banqueo	15	mt.
Dens. Expl.	0.85	gr/cc
Dens. Roca	3	gr/cc
Nº tald.	14	
Ancho de tajeo	10	mt.
Nº de filas disp.	2	

PARAMETROS DE DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA UTILIZADOS

Burden	Espac.	S.perf.	Taco	L.t.perf.	Car.tot.	L.car.	D.lin.	V.rto.	T.rto.	F.car.	Ct.Blast/Tn.	Ct.Drill/Ton	Ct.T.Drill+Blast
mt.	mt.	mt.	mt.	mt.	kg.	mt.	kg/mt	m3	tn	kg/tn	\$/tn	\$/tn	\$/tn
1.5	2	0.5	0.5	195.3	300	188.3	1.6	450	1260	0.25	0.147	0.310	0.457

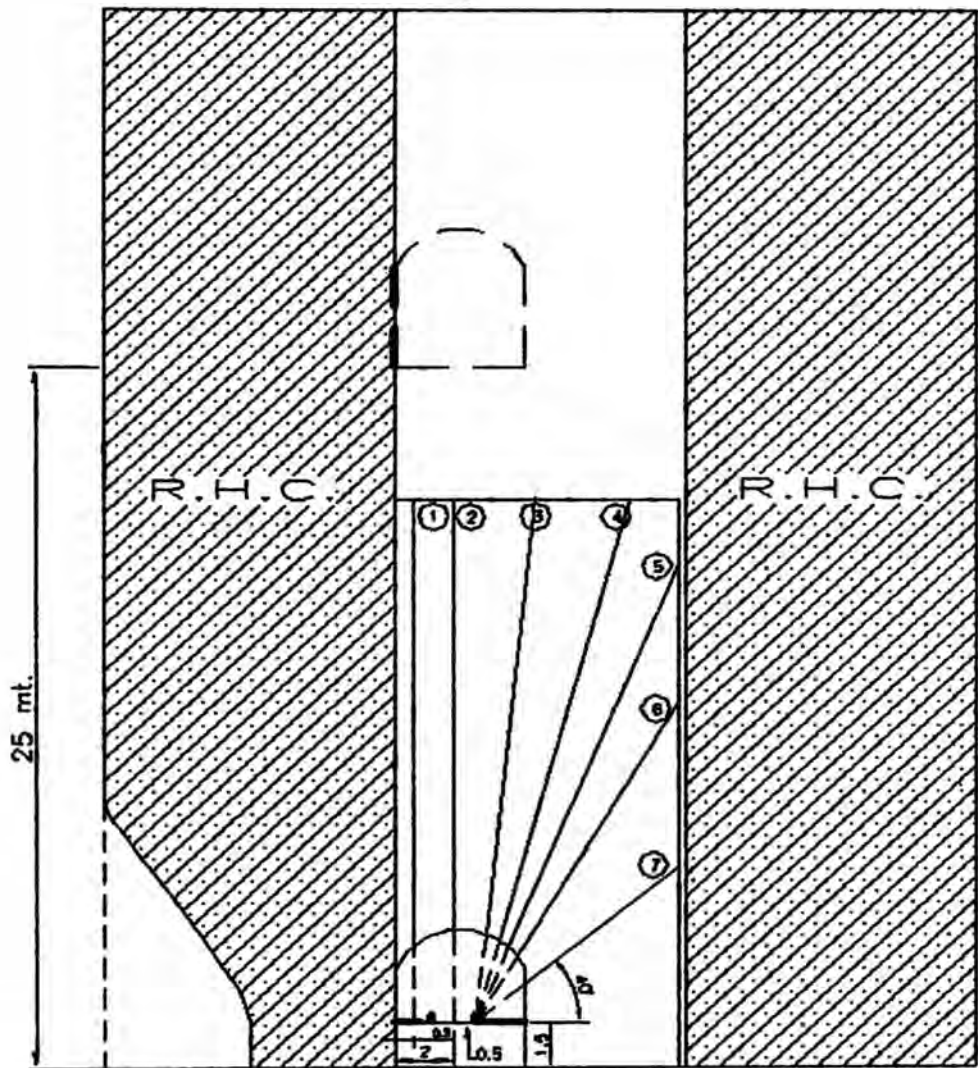
Figura N°3.1.3.6

Diseño de malla de perforación en chimenea (Anterior)
Método Drop Raising

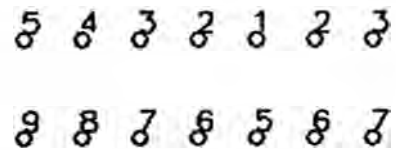


- Taladro de alivio de 5" de diámetro.
- Taladro de 2" de diámetro.

Figura 3.1.3.5
La sección es con vista entrando a la labor



TALADRO	ANGULO	BARRAS	+Mts.
1	90°	11	1.0
2	90°	11	1.0
3	87°	11	1.25
4	78°	11	1.40
5	70°	9	0.0
6	58°	5	0.5
7	40°	3	1.0



Secuencia de encendido

Según Trabajos
Anteriores

CIA. MINERA PERUBAR S.A.	
Top. F.N.V.	CECILIA NORTE
Dib. T.G.O.	NIVEL 950 - 972
Rev. R.S.A	TAJEO 566
Es. 1/250	FILA 1A - 2A
Dib. N°4	
Filas 2	Fecha. 10/10/99

3.3 Comparación de los resultados obtenidos usando los Modelos Matemáticos.

Tabla 3.1.3.7

RESUMEN DE PARAMETROS TEORICOS DE DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA

SOLUCION SEGÚN R. ASH

	R. Media	
Diámetro	2.00	pulg.
Alt.Tajo	18.00	mt.
De. explosivo	0.85	gr./cm ³
Kb	25.00	
Ks	1.20	
Kj	0.25	
Kt	0.90	
De. roca	3.00	gr./cm ³
Nº fila disp.	2	

Burden	Espac	S.perf.	Taco	L.car.	De.Lin	Car. Tot.	V.roto	T.roto	F.car.
mt.	mt.	mt	mt.	mt.	kg./mt.	kg.	m ³	tn.	kg/tn.
1.27	1.5	0.3	1	17.30	1.7	29.8	34.3	102.9	0.29

SOLUCION SEGÚN C. KONYA

	R. Media	
Diámetro	2.00	pulg.
Alt.Tajo	18.00	mt.
De. explosivo	0.85	gr./cm ³
Kr	0.90	
Kd	1.00	
Ks	1.30	
De. roca	3.00	gr./cm ³
Nº fila disp.	2	

Burden	Espac	S.perf.	Taco	L.car.	De.Lin	Car. Tot.	V.roto	T.roto	F.car.
mt.	mt.	mt	mt.	mt.	kg./mt.	kg.	m ³	tn.	kg/tn.
1.5	2	0.4	1.5	16.90	1.7	29.1	54.0	162.0	0.18

SOLUCION SEGÚN U. LANGEFORS

	R. Media	
Diámetro	2.00	pulg.
Alt.Tajo	18.00	mt.
De. explosivo	0.85	gr./cm ³
De. roca	3.00	gr./cm ³
Nº fila disp.	2	

Burden	Espac	S.perf.	Taco	L.car.	De.Lin	Car. Tot.	V.roto	T.roto	F.car.
mt.	mt.	mt	mt.	mt.	kg./mt.	kg.	m ³	tn.	kg/tn.
2	2.2	0.6	2	16.85	1.5	25.3	68.7	206.0	0.12

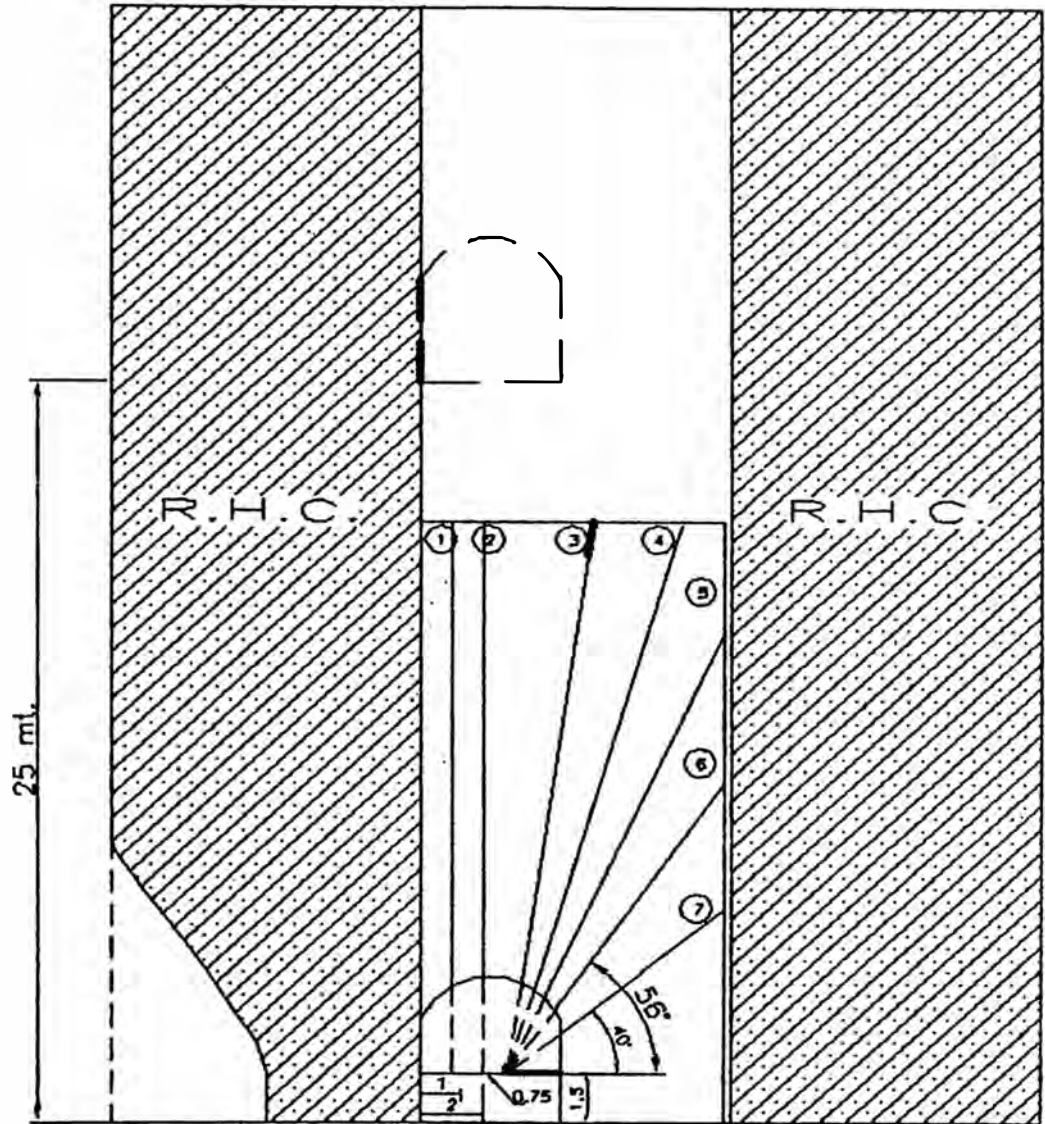
Tabla 3.1.3.8

CUADRO DE RESULTADOS DE PRUEBAS DE CAMPO EN PERFORACION Y VOLADURA

Según Modelos Matemáticos:

Modelo	Burden	Ancho	Espac.	S.perf.	Taco	L.tot.Perf.	Carg.Tot.	Long.carg.	Den.lin.	Vol.Roto	Ton.Roto	Fact.Carg.	Cost.Blast	Cost.Drill	Drill+Blast.
	mt.	mt.	mt.	mt.	mt.	mt.	kg.	mt.	kg/mt	m3	tn	kg/tn	\$/tn	\$/tn	\$/tn
Antes	1.5	10.0	2.0	0.5	14.0	195.3	300	181.3	1.7	420.0	1260.0	0.24	0.15	0.31	0.46
R.Ash	1.3	10.0	2	0.5	24.0	187.8	225	163.82	1.4	370.2	1110.7	0.20	0.13	0.34	0.47
R.Ash	1.3	10.0	2	0.5	22.6	189.2	230	166.62	1.4	397.8	1193.4	0.19	0.12	0.32	0.44
R.Ash	1.3	10.0	2	0.5	25.4	186.4	220	161.02	1.4	386.8	1160.3	0.19	0.12	0.32	0.44
C.Konya	1.5	10.0	2.2	0.5	29.0	193.1	210	164.1	1.3	482.1	1446.2	0.15	0.09	0.27	0.36
C.Konya	1.5	10.0	2.2	0.5	27.6	191.7	200	164.1	1.2	456.7	1370.2	0.15	0.09	0.28	0.37
C.Konya	1.5	10.0	2.2	0.5	30.4	194.7	210	164.3	1.3	499.0	1496.9	0.14	0.09	0.26	0.35
Langefors	2.0	10.0	2.5	0.5	34.4	190.7	210	156.3	1.3	564.2	1692.5	0.12	0.08	0.23	0.31
Langefors	2.0	10.0	2.5	0.5	33.0	189.3	210	156.3	1.3	550.8	1652.4	0.13	0.08	0.23	0.31
Langefors	2.0	10.0	2.5	0.5	25.8	192.1	210	166.3	1.3	563.2	1689.6	0.12	0.08	0.23	0.31

Figura 3.1.3.8
La sección es con vista entrando a la labor



TALADRO	ANGULO	BARRAS	+ Mts.
1	90°	11	1.0
2	90°	11	1.0
3	82°	11	0.80
4	74°	11	0.60
5	66°	7	0.90
6	56°	5	0.2
7	40°	3	0.90

13 5 3 1 3 5 9

15 7 5 3 5 7 11

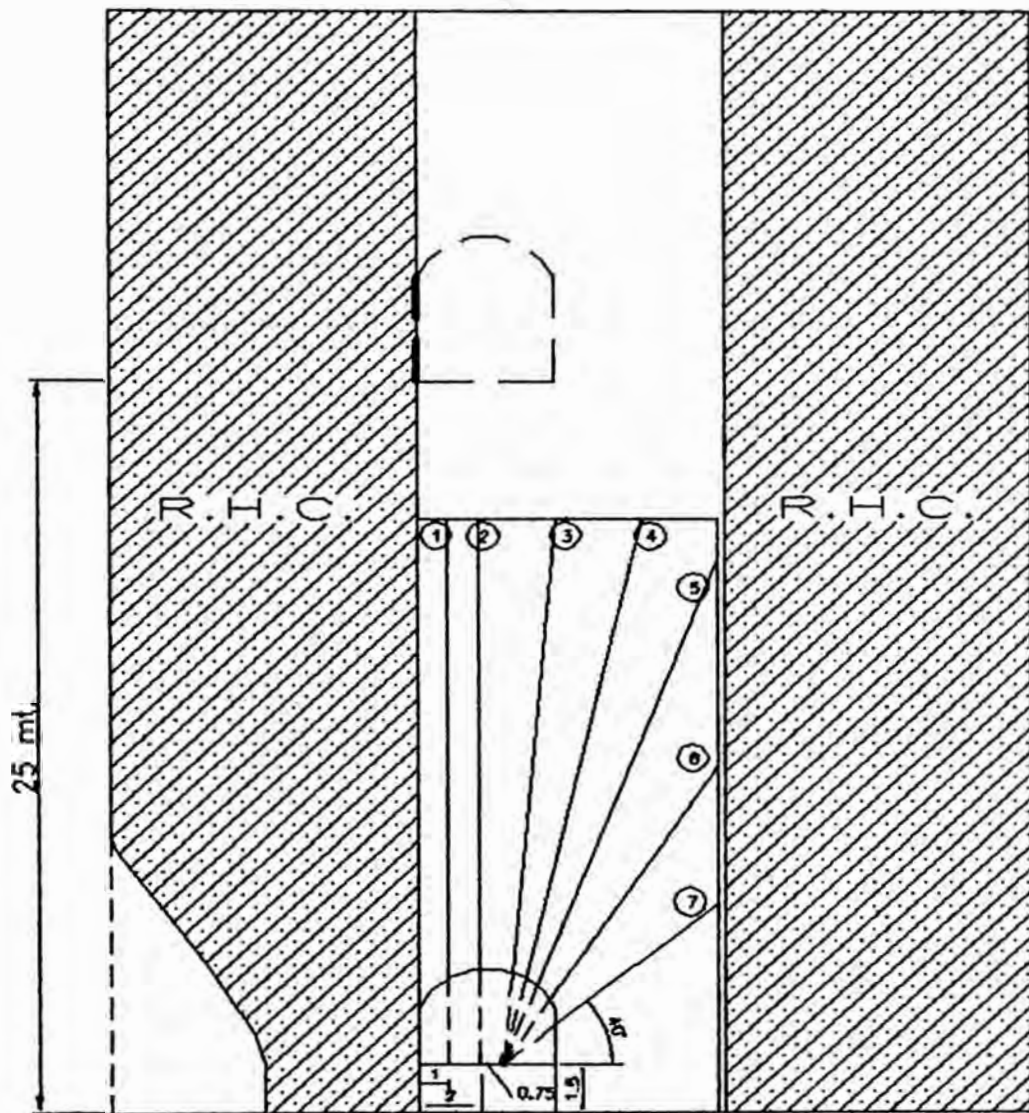
Secuencia de encendido

Según Modelo
R.Ash

CIA. MINERA PERUBAR S.A.	
Top. F.N.V.	CECILIA NORTE
Dib. T.O.O.	NIVEL 950 - 972
Rev. R.S.A	TAJEO 566
Es. 1/250	FILA 1 - 2
Dib. N°4	
Filas 2	Fecha. 06/11/99

Figura 3.1.3.9

La sección es con vista entrando a la labor



TALADRO	ANGULO	BARRAS	+Mts.
1	90°	11	1.0
2	90°	11	1.0
3	85°	11	1.25
4	77°	11	1.40
5	69°	9	0.0
6	57°	5	0.5
7	40°	3	1.0

13 5 3 1 3 5 9

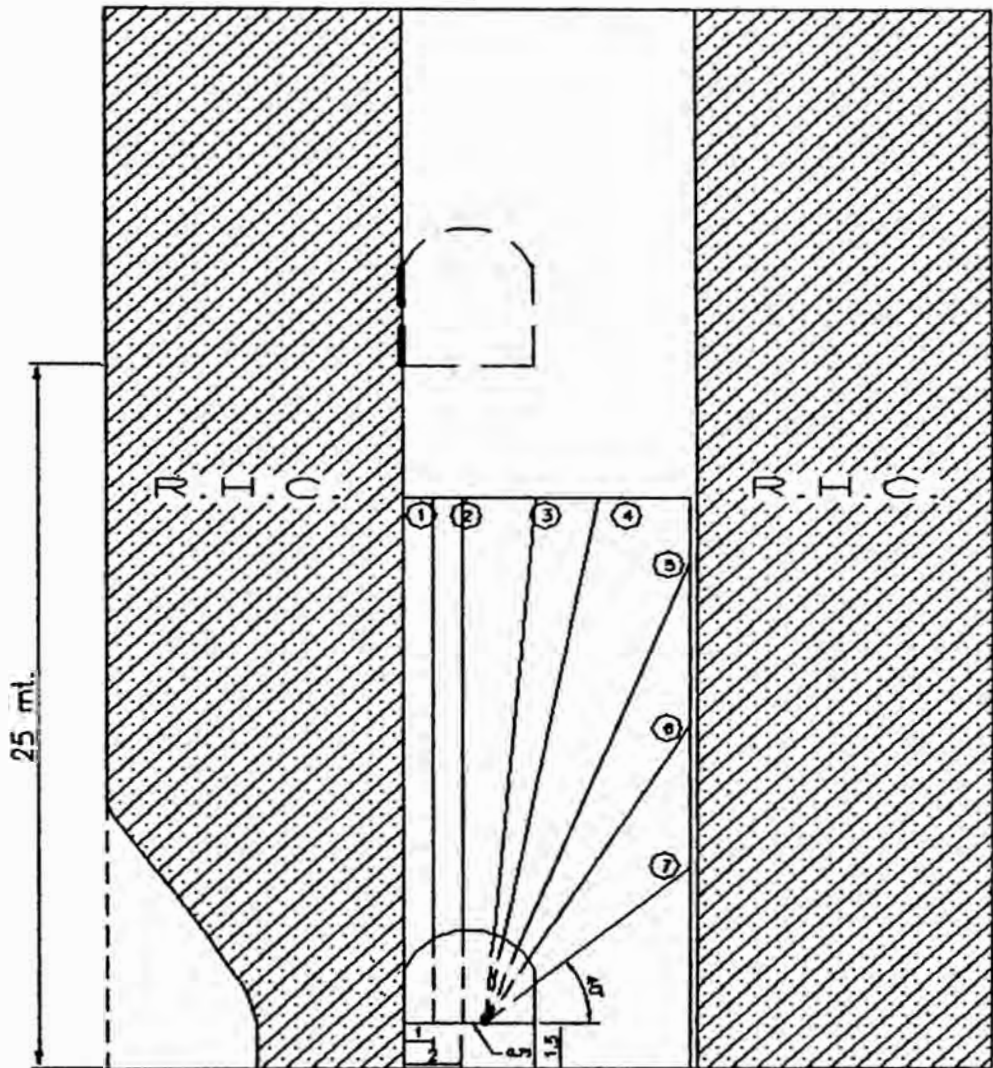
15 7 5 3 5 7 11

Secuencia de encendido

Según Modelo
U.Langefors

CIA. MINERA PERUBAR S.A.	
Top. F.N.V.	CECILIA NORTE
Dib. T.G.O.	NIVEL 950 - 972
Rev. R.S.A	TAJEO 586
Es. 1/250	FILA 5 - 6
Dib. N°4	
Filas 2	Fecha. 06/11/99

Figura 3.1.3.10
La sección es con vista entrando a la labor



TALADRO	ANGULO	BARRAS	+Mts.
1	90°	11	1.0
2	90°	11	1.0
3	85°	11	0.80
4	79°	11	1.25
5	68°	8	0.25
6	58°	6	0.25
7	40°	3	0.5

13 5 3 1 3 5 9

15 7 5 3 5 7 11

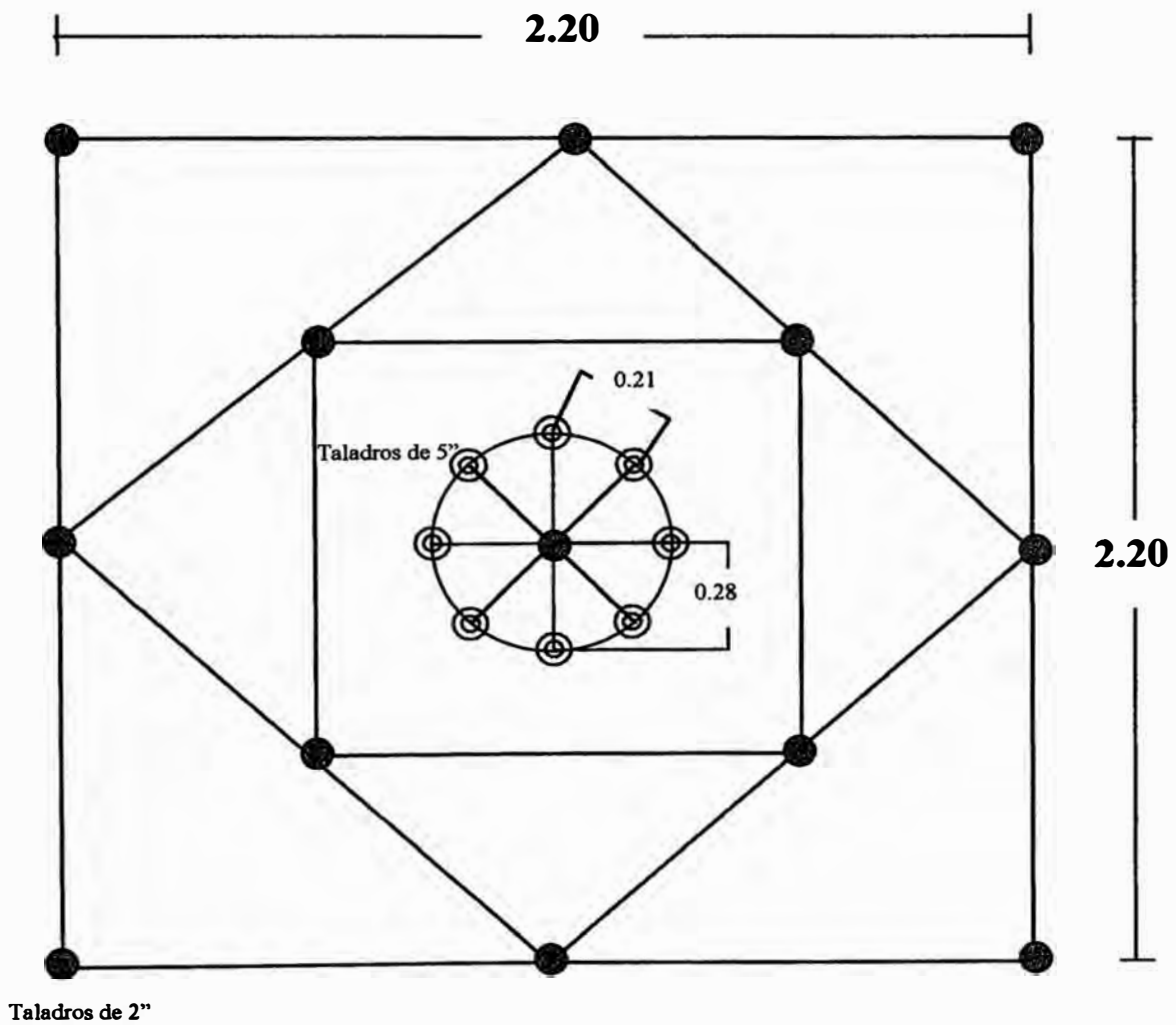
Secuencia de encendido

Según Modelo
C.Konya

CIA. MINERA PERUBAR S.A.	
Top. F.N.V.	CECILIA NORTE
Dib. T.G.O.	NIVEL 950 - 972
Rev. R.S.A	TAJEO 566
Es. 1/250	FILA 3 - 4
Dib. N°4	
Filas 2	Fecha. 06/11/99

Figura N°3.1.3.7

Diseño de malla de perforación en chimenea (Actual)
Método de Drop Raising



CAPITULO IV

4. ESTUDIO DE LA DESVIACION DE LOS TALADROS

La precisión en la perforación, pueden ser determinados usando registros de taladros realizados, tal como el taladro direccionado del cual se produce análisis de dos descripciones de error, error de colocación y desviación como una función de longitud del taladro.

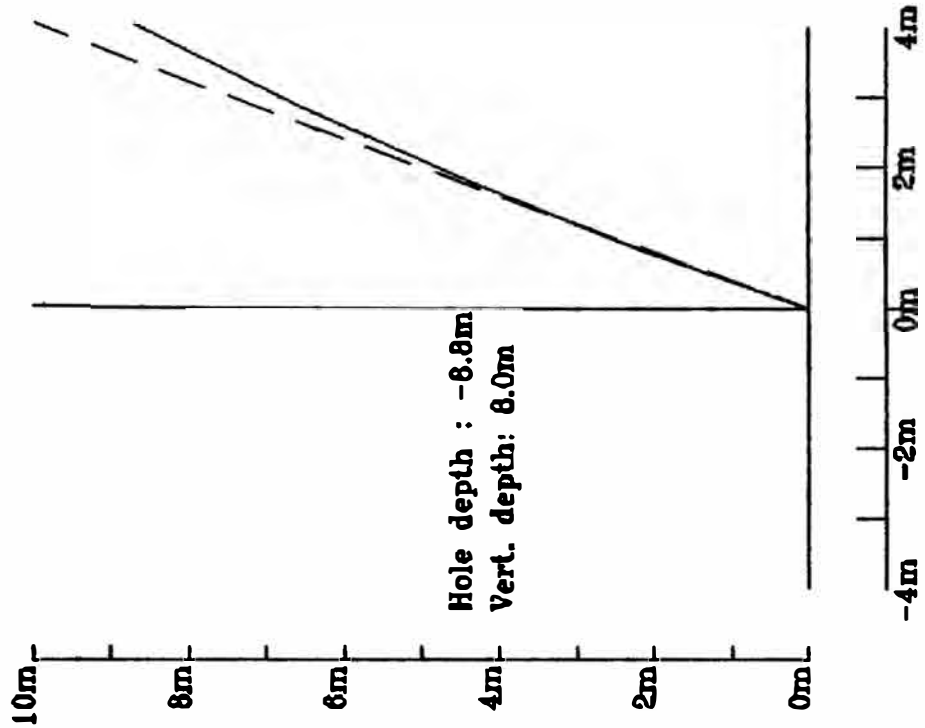
Resultados de un típico taladro son mostrados en la figura adyacente. El círculo y la línea punteada muestran la ubicación del azimut y profundidad del taladro diseñado. Los resultados de la desviación del taladro comúnmente se muestra: Figura 4.1.

1. Error de posición es poco frecuente con la mayoría de los taladros alineados correctamente.
2. Cuando la perforación de taladros es de pequeño diámetro, la desviación que existe es más probable atribuido a la deflexión observada del juego de la perforación.
3. Desviación promedio medida en los finales de los taladros que está comúnmente menos que el 5% de la longitud del taladro, hacia el lado más bajo del taladro.
4. Hay una tendencia al aumento de la desviación del hueco con el incremento del ángulo de perforación (desde el vertical), disminución del diámetro del taladro e incremento de la longitud.

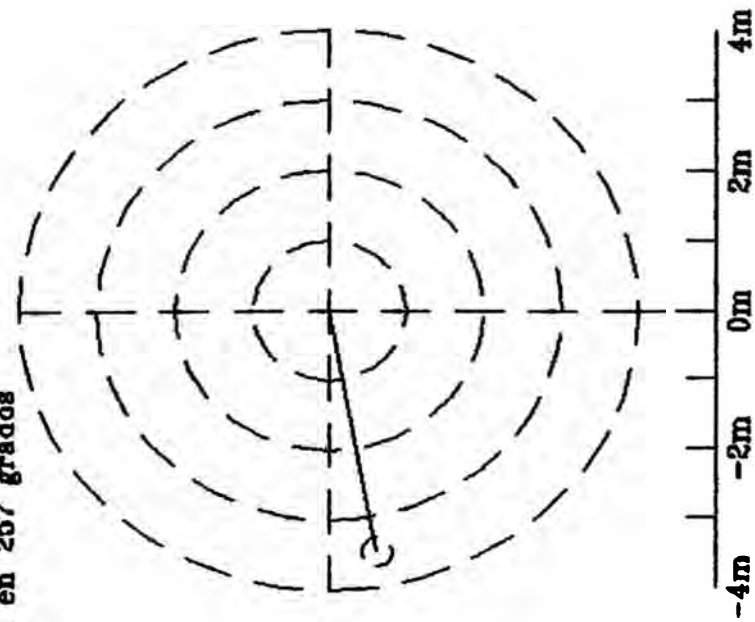
La desviación ocurre como una combinación de errores del collarín (boca del barreno), posición de alineamiento y flexión.

$$e_{total} = e_{collarín} + e_{set-up} + e_{bending}$$

Figura 4.1



Sección en 257 grados



Los taladros son notados a desviarse desde la posición nominal como un resultado de sus tres orígenes de error el cual puede ser representado en el gráfico adjunto (Figura 4.2).

- 1. Error de colocación (Collaring error),** puede ser comparado a un disco descentrado, que en la ausencia de cualquiera de otros orígenes de errores de perforación, resultaría una desviación de la posición nominal del pie igual al error en la colocación de la columna, no necesariamente de la longitud del taladro de perforación. Claro señalando la punta del barreno en sitio sobre el techo de la labor y teniendo todos los taladros dentro de una sola zona perforada por la misma persona, debería permitir este componente de la perforación que el error sea reducido, para no ser más grandes que el diámetro del taladro esperado.
- 2. Error de Alineamiento (Set-up error),** resulta de la colocación, inclinación y volteo sobre la línea de perforación señalada. Esta conduce a un incremento distinto entre la colocación señalada y figurada como el aumento de longitud de los huecos perforados. Para taladros cortos (< 10 mt.) Un error de 2° en la inclinación del taladro, igual a 350 mm. de error en el final del taladro que no puede ser afectado al rendimiento de la voladura, mientras que para una longitud mayor a los 15 mt, el error ha incrementado a más que 500 mm y dentro de toda posibilidad afectará adversamente al avance. El uso de lasers para colocar correctamente y alinear con indicadores de nivelación hacia delante y hacia atrás, asociadas con un piso parejo, está considerados el mejor método de minimizar el error de alineamiento que todos los taladros son perforados por el mismo equipo. Aunque esto no reduciría el error de alineamiento, esto asegurará que todo los taladros perforados tengan aproximadamente el mismo error de alineamiento.
- 3. El Error de Flexión (Bending error),** no es notorio cerca de la boca del taladro, incrementándose progresivamente al final del taladro. El error de

flexión no es lineal con la longitud del taladro y está ligado a la profundidad del hueco y a las secciones transversales de la broca y barreno. La rigidez de la pequeña sección transversal de varillas de acero es frecuentemente insuficiente para prevenir la flexión de la columna de perforación. Tubos varillas, guía de varillas y centralizadores son todos los métodos de reducción para el error de Flexión.

Las prácticas de perforación y particularmente cuidadosos a los procedimientos de alineamiento, pueden guiar a una reducción significativa en el error total de la perforación. Para colocar correctamente la cabeza del barreno situado en el techo, usando dispositivos láser para el alineamiento de la perforación y asegurando además un piso suave y parejo, la desviación total puede ser reducido significativamente.

Estudio de la desviación de los taladros

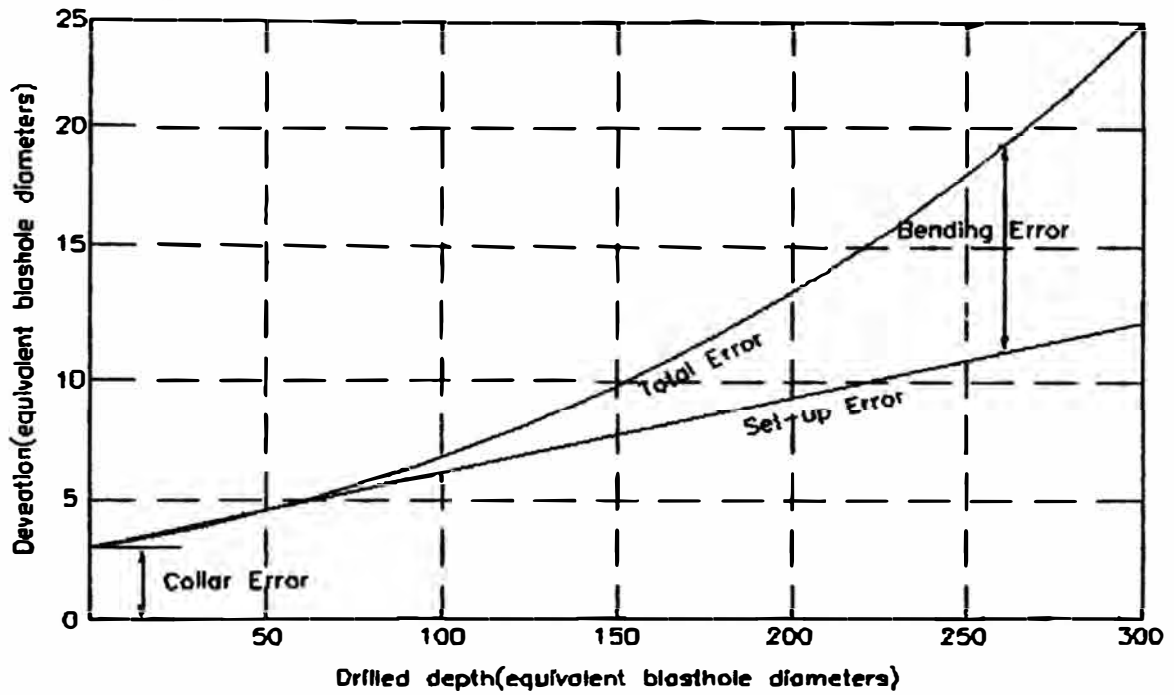
La utilización de los equipos de perforación para los taladros largos implica definitivamente ventajas en cuanto a la productividad conjuntamente con la aplicación del método del minado corte y relleno ascendente con relleno hidráulico cementado, en la mina Perubar.

La desventaja que se tiene actualmente es la desviación de taladros largos a más profundidad o longitud. Esta es una preocupación de los ingenieros del área de perforación y voladura, así como de los operadores porque la calidad de los taladros o la magnitud de desviación tiene un efecto sorprendente sobre los costos ya que la perforación es el primer paso para las demás operaciones unitarias; el buen resultado de la fragmentación adecuada; dependerá en un 75% de una buena perforación.

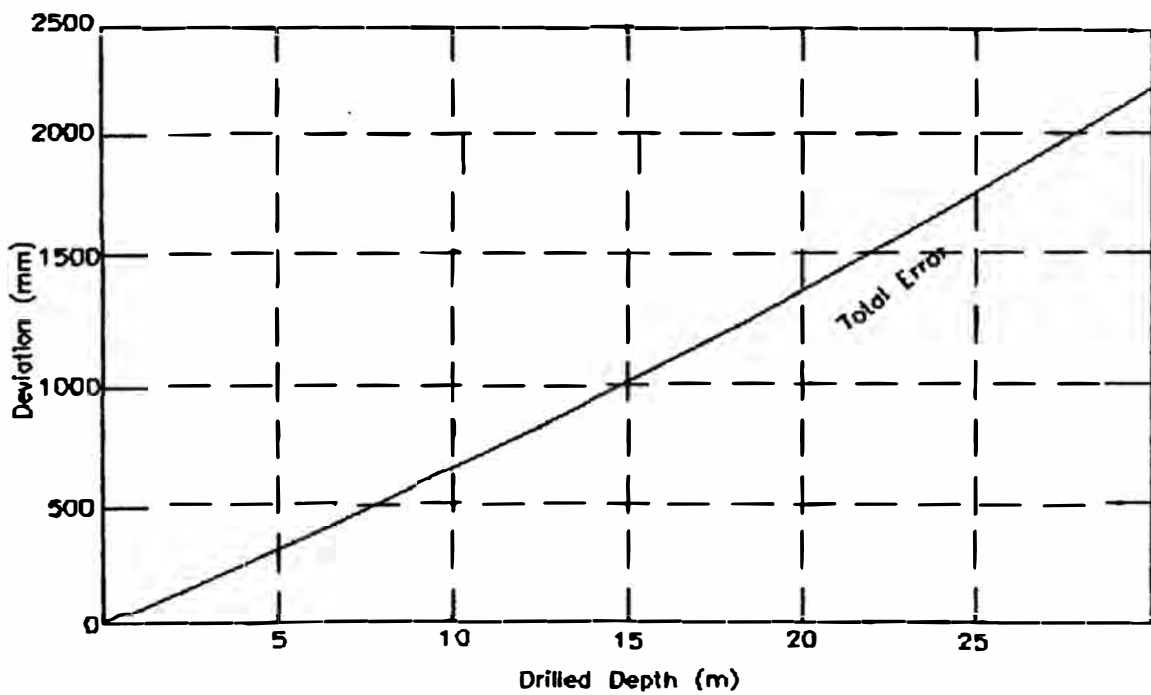
Los factores que influyen en forma determinada en la desviación de taladros son:

1. Longitud de taladro.
2. Diámetros de perforación, varillaje, brocas y barras.

Figuro 4.2



Figuro 4.3



3. Errores de posicionamiento.

Tener área lisa y nivelada de posicionamiento del equipo.

Alineamiento con la sección a perforar y el eje central de la perforada.

Angulo correcto de inclinación del taladro.

4. Estructura geológica de la roca

Tal vez no se puede hablar de la total eliminación de la desviación de los taladros pero sí de la minimización de la desviación en forma considerable, para esto se requiere una planificación detallada del equipo a usar y sus accesorios de aguda, además de operadores – perfeccionistas, con una alta responsabilidad dándoles información del grupo y entrenamiento continuo y adecuado.

En estudios realizados sobre la desviación de taladros es atribuible al factor humano en un 50% y demás a las condiciones geológicas de la roca.

Actualmente nuestros equipos de perforación con que se cuenta desarrollan nuevas ayudas como:

Dando buena estabilidad al equipo con gatas hidráulicas en buenas condiciones, apoyos adecuados para el brazo del equipo; accesorios de goma (dowell) en el contacto con la roca (techo), para el alineamiento y ángulo de perforación se emplea todos los medios o recursos a nuestro alcance como:

Instrumentos direccionales, brújulas, clinómetros, plomadas, y en la misma perforación se podría utilizar barras estabilizadoras.

De todos estos factores mencionados que ayudan a minimizar la desviación se pueden mejorar, cambiar y controlarlas continuamente.

El factor o variable que no se puede controlar es el macizo rocoso, la existencia de discontinuidades geológicas así como: fracturas, geodas, contactos.

Estas determinan favorablemente en la desviación de los taladros y también otro peligro de la perforación son los atascamientos de las barras o broca dentro del taladro. La existencia de las discontinuidades geológicas no solo ayudan a la desviación, atascamiento sino también influirá negativamente en el carguío con explosivos.

En nuestro caso en la perforación de chimeneas con taladros largos, en la perforación de los tajeos (perforación en abanico) y los taladros para inyección (para sostenimiento) así como para taladro de servicios en general, todos ellos son afectados por la desviación.

Una expresión aproximada para calcular la desviación de la perforación es la siguiente:

$$F = B * (0.1 + 0.003H) \text{ (Teórico)}$$

Donde:

F Desviación de la perforación (m).

B Burden máximo (m).

H : Profundidad del taladro (m).

La longitud incorrecta del taladro, ya sea en exceso de perforación, influye en el incremento de los costos de perforación y voladura.

4.1 Comparación (%) de desviación para la perforación con taladros largos.

En estos trabajos, para tener buenos resultados se tiene que realizar más pruebas en Cía. Minera Perubar S.A. en los tajeos de producción son generalmente “ciegos”, pero se hizo 4 taladros de prueba en los taladros de precorte, verticales (ángulo

90°), es decir se perforaron los 02 primeros taladros de las filas en el tajeo Cecilia Norte.

Tajeo : 566
 Nivel : 950 – 972 (Niveles comunicado por los taladros).
 Filas : 3 y 4

Fila 3

Taladro	Angulo	N° Barras	Mt.	Long. desv. (cm)
1	90°	14	21	105
2	90°	14	21	95

Fila 4

Taladro	Angulo	N° Barras	Mt.	Long. desv. (cm)
1	90°	14	21	115
2	90°	14	21	120

Desviación promedio : 109 cm.
 Índice de desviación : 5.2 cm/mt.perf.
 Desviación : 5.2%

Según la Teoría:

$$F = B(0.1 + 0.03H) \text{ (mt)}$$

$$F = 2(0.1 + 0.03(21.0 \text{ mt.}))$$

$$F = 147 \text{ mt.}$$

$$\text{Índice de Desviación} = \frac{147 \text{ cm.}}{21.0 \text{ mt.}} = 7 \text{ cm/mt.perf.}$$

Desviación : 7%

Se nota la diferencia entre la teoría y la práctica, claro es algo referencial, se puede seguir mejorando. Necesita más estudio.

Estas pruebas de campo, exclusivamente en los taladros verticales en los primeros taladros de las filas en el tajeo nos dan una idea del grado de desviación.

También se puede ver en los taladros de perforación de una chimenea que necesariamente debe comunicar al nivel superior y en los taladros de servicio como para las tuberías del relleno hidráulico cementado y para el sostenimiento de cajas con cable y lechada de cemento.

En general se puede mencionar después de las pruebas mencionadas que la desviación está aproximadamente 5.2 cm/mt. perforado el porcentaje de desviación es de 5.2% en promedio.

En el terreno baritina-zinc la desviación es de 2°, es decir 5 cm/mt.perf. Las pruebas se realizó con el jumbo hidráulico, se debe mencionar que éste error de inclinación y alineamiento no debe ser mayor a 1 cm/mt, se puede llegar a objetivo con un constante control en la perforación y teniendo en cuenta las recomendaciones que se manifiesta en página anterior.

Desviación del taladro, puede ocurrir por falla del equipo de perforación o por penetrar, geodas, estratos, que cambian la dirección taladro. La longitud incorrecta del taladro, ya sea en exceso de perforación, influye en el incremento de los costos de perforación y voladura.

La máxima desviación aceptable es de 5% del diámetro del taladro en metros.

4.2 Costo de perforación según la desviación

Varilla de Perforación	Costo \$/mt.	% Desviación
Barra extensión + Broca botón T-38	2.06	5%
"	2.04	4.5%
"	2.08	5.5%
"	2.06	5.7%
Promedio	2.06	5.2%

4.3 Desviación de la perforación en el taladro con diferentes diámetros.

El uso de diferentes diámetros tiene las siguientes consideraciones:

- a) Un diámetro grande del taladro ofrece un mejor control sobre la desviación y una mejora en los resultados de voladura de taladros hacia arriba superior a los 12.5 mt.
- b) Hay una posibilidad de mejorar la voladura de taladros hacia arriba para una longitud requerida si el diámetro del taladro es incrementado de 89 a 127 mm la ventaja es más notable para taladros hacia arriba de longitud superior a 12.5 mt.
- c) Más allá de 15 metros de longitud y un requerimiento para realizar aproximadamente un ciclo completo de avance es insuficiente para únicamente usar diámetro de 115 mm y 165 mm de taladro y taladros de alivio respectivamente. El diámetro del taladro de alivio debe ser incrementado a por lo menos 203 mm para realizar perforación con un 70% de éxito.

Alternativamente, las perforaciones hacia arriba pueden también ser desarrollados por la perforación de un solo taladro de alivio de gran diámetro. Esto resultará en:

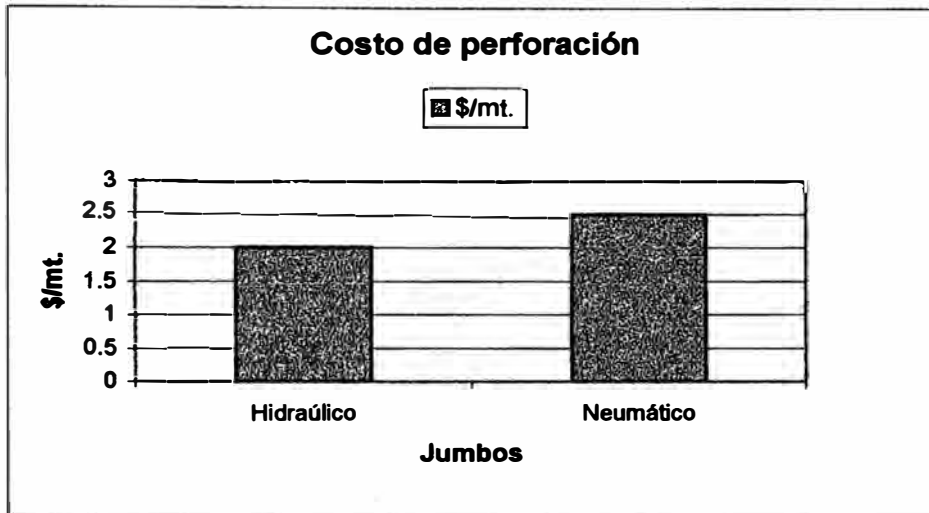
- a) Perforación hacia arriba, hasta 15 mt en longitud y han sido desarrollados con una alta probabilidad de buen resultado ($> 95\%$) con 89 mm ó 127 mm de diámetro.

- b) Perforación hacia arriba superiores a los 15 mt de longitud (y encima de los 20 metros) tiene la gran oportunidad de lograr un total avance cuando es usado un diámetro de 115 mm. La gran desviación de los taladros de 89 mm. restringe el avance.

4.4 Costo de perforación & Capacidad de producción.

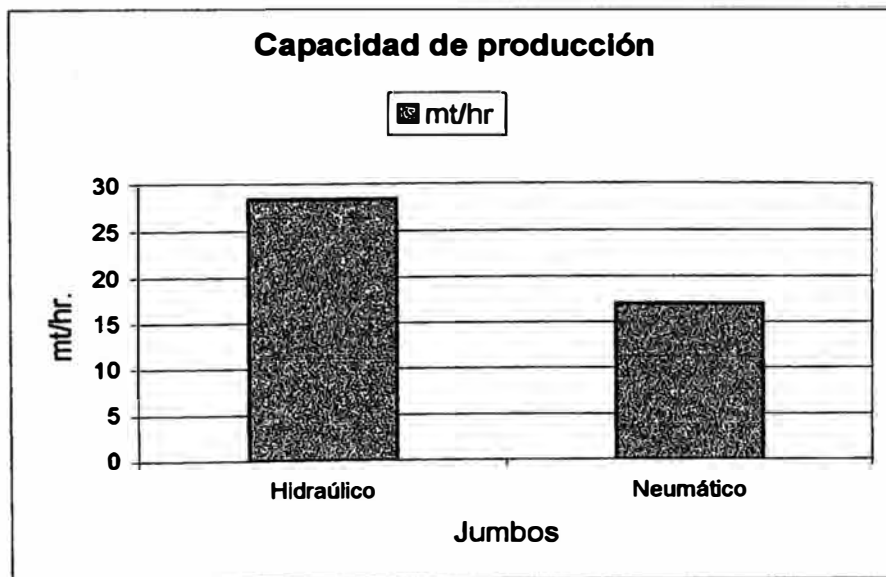
4.4.1 Costo de Perforación (\$/mt)

Hidráulico	2
Neumático	2.5



4.4.2 Capacidad de producción (mt/hr.)

Hidráulico	28.5
Neumático	17



CAPÍTULO V

5. ANÁLISIS DE COSTOS DE PERFORACIÓN

La evaluación de costos presentada es un formato de control simple tanto en chimenea como en tajeo, lo que se muestra ha continuación s lo realizado en la perforación y voladura de la chimenea slot.

Cecilia Norte

Tajeo 566

Nivel 950-975

Fila Chimenea slot

Primeramente, hacemos un control de los ciclos de perforación del taladro para conocer figurativamente como es la perforación y el tiempo que lleva realizarlo con lo equipos que se dispone, tanto el jumbo neumático, como el jumbo hidráulico. Siempre llevo presente que la perforación y voladura debe dejar de ser una "rutina" de trabajo si no se debe estar preparando para buscar, estudiar, analizar y experimentar los nuevos conceptos tecnológicos, que frecuentemente surgen en su producción o en la de bienes y servicios que ella insume.

TIEMPOS DEL CICLO DE PERFORACION DE 1 TALADRO

	Jumbo Hidráulico	Jumbo Neumático
1ra. Barra	1'30"	2'30"
Colocar otra barra	20"	20"
2da. Barra	1'30"	2'10"
Colocar otra barra	20"	20"
3ra. Barra	1'40"	2'40"
Colocar otra barra	20"	20"
4ta. Barra	1'30"	2'40"
Colocar otra barra	30"	20"
5ta. Barra	1'50"	2'35"
Colocar otra barra	30"	20"
6ta. Barra	1'50"	2'50"
Colocar otra barra	30"	20"
7ma. Barra	1'55"	2'50"
Colocar otra barra	30"	25"
8va. Barra	2"	3'15"
Colocar otra barra	30"	20"
9va. Barra	2'40"	3'10"
Colocar otra barra	30"	20"
10ma. Barra	2'20"	3'20"
Colocar otra barra	30"	20"
11va. Barra	2'25"	3'20"
Recuperación 11 barras	5'30"	6'
Ciclo total (de perforación)	30'30"	40'30"
Longitud de la barra	1.5 mt.	
Longitud de perforación	18 mt.	
Velocidad de perforación	36 mt/hr	27 mt/hr
Disponibilidad mecánica generalmente se encuentra a un 75%		
La utilización operacional (%). (Personal con experiencia).	80	85
Tiempo de Operación (Hr/mes)	80	80
	300	300

24 día/mes x 3 tornos/día x 6.5 hrs./turno x DM x % U = 300.

5.1 Costo de perforación y voladura en chimenea con jumbo hidráulico.

	Drop Raising	Diseño Anterior
Altura promedio del taladro (mt.)	15	15
Sección mt x mt	2.2 x 2.2	2 x 2
Diámetro del taladro (mt)	2	2
Número de taladros	17	16
Total metros perforados	255	240
Costo de perforación para 2" (\$/mt)	2	2
Costo total de perforación (\$)	510	480
Taladros por rimar	6	4
Costo de rimado (\$)	461	307.8
Metros de rimado	90	60
Costo de perforación con broca de 5" (\$/mt)	5.13	5.13
Costo total de perforación (\$)	9.71	78.78
Costo total de perforación por metro.	2.81	2.62
Explosivos		
Anfo (kg)	275	320
Número de fulminantes (pz)	2	2
Dinamita (kg)	7.25	4.128
Guía lenta (mt)	1.8	1.8
Fanel (pz)	17	12
Cordón detonante (mt)	260	132
Guía rápida (mt)	--	3
Costo de anfo (\$0.55/kg)	151.25	176
Costo de fulminante (\$0.247/pz)	0.494	0.494
Costo de dinamita (\$0.015/kg)	0.108	0.0619
Costo de Guía lenta (\$0.041/mt)	0.073	0.0738
Costo de fanel (\$1.52/pz)	25.84	18.24
Costo de cordón detonante (\$0.169/mt)	43.94	22.308
Costo de mecha rápida (\$0.119/mt)	--	0.357
Costo de andamios y otros (18%) (\$)	--	--
Costo de voladura por disparo (\$)	221.7	217.5347
Costo de voladura por metro /(\$)	16.1	15.8
Número de tareas en voladura	2	2
Costo de tareas (\$10/tarea) (\$)	20	20
Coto total de voladura por metro (\$/mt)	241.7	237.534
Costo total de tareas	20	20

Resumen de costos de perforación y voladura en chimenea

	Perforación (\$/mt)	Voladura (\$/mt)	Perforación y voladura (\$/mt)
Drop raising	2.81	16.1	18.91
Diseño Anterior	2.62	16.00	18.62

RESUMEN DE COSTOS DE LOS EQUIPOS DE PERFORACION

	JUMBO NEUMATICO	JUMBO HIDRAULICO
COSTOS DE OPERACIÓN POR HORA		
Mano de obra	4.2	4.2
Mantenimiento y lubricación	9.2	12.8
Energía	5.4	0.0
Accesorios de perforación	16.8	28.8
<i>COSTO TOTAL (\$/hr)</i>	35.4	45.9
COSTO DE PROPIEDAD POR HORA		
Adquisición	83038	191055
Años depreciados	5	5
Depreciación por año	16607.6	38211
Horas programadas por mes	300	300
Horas programadas por año	3600	3600
<i>COSTO TOTAL (\$/hr)</i>	4.6	56.5
COSTO TOTAL DE OPERACIÓN POR HORA		
PRODUCTIVIDAD		
Diámetro taladro (pulg)		
Profundidad promedio (mt)		
Espaciamiento (mt)		
Burden (mt)		
Velocidad de perforación (mt/h)		
Productividad de perforación (mt/tarea)	37.8	81.8
COSTO DE PRODUCCION		
Por metro	2.5	2.0
Por pie	0.78	0.60

5.2 Análisis comparativo de perforación convencional y mecanizado

	Jackleg BBC 16W	Jumbo Neumático	Jumbo Hidráulico
Inversión US\$	5,105	83,038	191,055
Longitud de la barra (m).	2.35	1.5	1.5
Diámetro del taladro (mm)	39	51	51
Longitud de los taladros (m)	2.28	15	15
Rendimientos (m/turno)	39	48	90
Capacidad mensual (m)	2,700	3,600	7,020
Indice de perforación TMS/m	1.73	7	9
Personal de operación/máquina	1	1	1
Costo de perforación US\$/m	1.94	2.5	2
Costo de perforación US\$/Tn	1.12	0.2	0.16

5.3 Rendimientos del equipo de perforación

	Jumbo Neumático	Jumbo Hidráulico
Malla de perforación.	2 x 2	2.2x2x2
Burden	2.0	2.2
Diámetro de taladro	2"	2"
Velocidad de perforación (m/min).	0.27	0.50
Metros perforados/turno.	45	87
Metros perforados/día.	135	261
Indice de perforación Tn/mt	6.25	8.0
T.M. perforados / día	1240	1540
Utilización	75	80

5.3.1 Rendimiento de los accesorios de perforación.

Terreno	Tipo de roca	Brocas (pie/u)		Barras	Coplas	Shank
		Botón	Cruz	Pie/u	Pie/u	Pie/u
Roca Baritina	Regular suave	220	1141	1686	708	7282
Baritina Zinc	Suave		925		600	
Pirita Zn, roca	Duro		272		226	3592
Zn, roca Pb, pirita	Muy duro	213		610		2965
Marmaitita dique Juanita	Muy duro	2119	2903			

5.4 Costo de perforación vertical por taladros largos.

Equipos	Costo de perforación (\$/mp)	Perforación específica (Tn/mp)	Costo Unitario \$/Tn	Vp Mph
Jumbo Hidráulico	2	9.2	0.16	16.2
Jumbo Neumático	2.5	6.9	0.2	29.0

CAPÍTULO VI

6. OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE VOLADURA DE ROCAS

En Cía. Perubar S.A. se utiliza la técnica de voladura controlada empleando fulminantes eléctricos.

El objetivo principal es el uso del Drop Raising en la preparación de chimeneas, ésta aplica el principio de carga cilíndrica.

La teoría de voladura de rocas puede estar dividido en dos casos extremos, que es, La teoría de voladura con carga concentrada y con carga cilíndrica. En nuestro caso, el tratamiento teórico se ha asumido que, la longitud de carga cilíndrica es lo suficientemente grande comparada con el burden y la velocidad de detonación de la columna del explosivo es infinitamente rápido, esto significa, que la onda frontal de la onda de choque producido por la detonación de la carga forma una onda cilíndrica el cuál se propaga en dos dimensiones excepto cerca a ambos extremos de una columna de carga.

El término mas utilizado en esta teoría es el denominado “distancia reducida ó burden reducido para una abertura completa es:

$$Df=df/a$$

Donde:

df= Burden cm.

a = radio del taladro cm.

Este valor numérico de burden reducido es una CONSTANTE para la pareja de roca y explosivo que es importante en el diseño de voladura.

Comúnmente hablando, cuando la longitud total de carga del taladro excede el burden entonces la carga puede ser considerado como carga cilíndrica, mientras que el caso donde la longitud total de carga es mas corta que el burden esta debe ser considerado como carga esférica, por que la onda de choque producido desde una carga cilíndrica pequeña cambia esta forma desde una forma cilíndrica hacia una esférica así como el instrumento de la distancia de propagación y este grado de expansión debe ser expresado por la dimensión relativa del burden comparado con la longitud total de una carga explosiva.

Con respecto a lo mencionado anteriormente de los dos casos extremos de una “carga cilíndrica” y una “carga esférica” ha sido confundido no solamente en tratamientos sino también en las aplicaciones prácticas y esta relación importante de “distancia reducida” el cuál es bastante útil a sido mal usado.

El objetivo, como se mencionó anteriormente del método con cortes en abanico (subniveles) con perforación ascendentes, se compara muy bien desde el punto de vista de la técnica de voladuras, a las voladuras en banco sobre la superficie. Será logrado si se consigue una buena uniformidad y un buen grado de fragmentación de tal manera de obtener una alta producción y productividad en todas las operaciones mineras unitarias que componen el ciclo total de minado y un costo mínimo de operación (USS/TM). Se tiene que tener en cuenta que las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura forman un conjunto divalente.

Los resultados obtenidos con los cálculos básicos de Langefors han sido razonables que sería recomendable seguir utilizando si bien se incluyen los factores que determinan las relaciones geométricas de las voladuras, manteniendo relativos a la constricción de los taladros, y a la voladura de una o más filas.

El procedimiento de cálculo de las cargas se han desarrollado por fases como se mostró.

6.1 Sistema de carguío y voladura de taladros largos

Los disparos en los tajeos se realizan simultáneamente a partir de un subnivel hacia el nivel superior.

Para los taladros de los Jumbos Neumáticos e Hidráulico (taladros ascendentes) de longitud variada (máximo) de longitud y 2 pulgadas de diámetro, se realiza el carguío con un carro cargador (Loadcar) para el agente de voladura (ANFO) y un brazo hidráulico con una canasta, para que pueda el operador alcanzar alturas determinadas y exponer al operador un menor tiempo en el trabajo de carguío, con que inyecta neumáticamente el explosivo a través de una manguera antiestática y rígida de 30 mt de longitud, la presión de aire está alrededor de 30 lb/pulg.

6.2 Explosivos y accesorios empleados

En tajeo se realiza una voladura controlada empleando fulminantes eléctricos.

El agente de voladura seco que ha sido empleado es el NITROSEM "O" como sustituto del Anfo.

Por sus propiedades físicas, se garantiza niveles de fragmentación y empuje máximo, así como una alta fluidez del material dentro del taladro, lo cual disminuye la eventualidad de acumulación de electricidad estática por fricción durante el carguío.

Especificaciones Técnicas

Densidad

gr/cc 0.85

Mínimo diámetro

Pul.min. 1, 25

Energía teórica

Cal/gr. Entre 880 a 1245

Cal/cc. 563 a 1096

Energía relativa

Peso Entre 98 a 138

Volumen cc. 71 a 148

Diámetro de prueba

Pulg. 3

mm.

Velocidad de detonación

Mt/seg Entre 2500 a 3500

Presión de detonación

K/bar Entre 10 a 31

Resistencia al agua Pobre

Categoría de humos Primera

Sensibilidad Booster

Iremita “62”

Es una emulsión explosiva sensible al fulminante especialmente diseñado para ser utilizado en una serie de aplicaciones en los trabajos subterráneos y superficie. Empacadas en material plástico de calidad, se caracterizan por tener excelente energía para satisfacer los requerimientos de rotura en la mayor parte de las aplicaciones de voladura. Al suministrarlas en distintos rangos de energía, le permite al usuario determinar el grado que más le adecue al tipo de roca. Este producto ofrece una serie de beneficios comprobados, tanto en su manipulación como para el desarrollo de sus operaciones.

Ventajas:

Carguío y confinamiento: La firme consistencia de la IREMITA, permite un fácil manipuleo y rápido carguío. Tiene un buen confinamiento en el taladro.

Sensibilidad a la baja temperatura: las emulsiones explosivas IREMITA son sensible al fulminante hasta 10°F(-12°C).

Resistencia al agua: Las emulsiones, mantienen sus características técnicas por largos períodos de tiempo, mientras permanecen en contacto con el agua, aún si los empaques estuviesen rotos.

Instrucciones Especiales:

Las iremitas no son recomendadas para ser usadas con equipos de carguío neumático, el fuerte impacto podría degradar la calidad de la emulsión.

Las iremitas tienen una vida útil de un año cuando son almacenadas en condiciones normales. El stock debe ser rotado, evitando usar productos nuevos antes que los antiguos.

Especificaciones Técnicas:

Densidad gr/cc	1.18
Diámetro pulg.	15/16"
Energía Teórica	
Cal/gr.	921 – 1087
Energía Relativa	102-147
Peso-Volumen	
Diámetro de Prueba	
Pulg.min.	2 – 50
Velocidad de detonación	
m/seg.	4,800
Presión de detonación	
K/bar.	68

Resistencia al agua	Excelente
Categoría de humos	Primera
Sensibilidad	Fulminante

6.3 Detonador eléctrico de retardo

Es un accesorio del sistema de iniciación eléctrico de cargas explosivas capaz de convertir un impulso en una detonación en un lapso de tiempo determinado.

Consta de tres partes fundamentales:

Una cápsula de aluminio o cobre.

Una carga explosiva compuesta por un explosivo secundario y uno primario.

Un elemento de retardo con un tiempo de combustión especificado.

Un inflador electro-pirotécnico.

El elemento inflamador va alojado en un dispositivo antiestático y soldado a dos alambres conductores cubierto por un plástico semiconductor.

El color del plástico que cubre los alambres conductores está de acuerdo a un código que permite identificar el tipo de detonador. Ver figuras 6.3a y 6.3b.

Para disparar los taladros largos se ha estandarizado el uso de fulminantes eléctrico antiestática tipo MS (milisegundos) por las siguientes razones:

Permite verificar el circuito eléctrico rápidamente, antes del encendido.

Se realiza la detonación de gran número de taladros en forma simultánea o con una secuencia de encendido.

Hay una gran flexibilidad para la elección de los intervalos de retardo.

La aplicación de detonadores de retardo en voladura indudablemente mejora el rendimiento del explosivo al facilitar su trabajo de expansión y de remoción de detritus, optimiza la fragmentación y disminuye la vibración.

Figura 6.3.a

Detonador eléctrico convencional

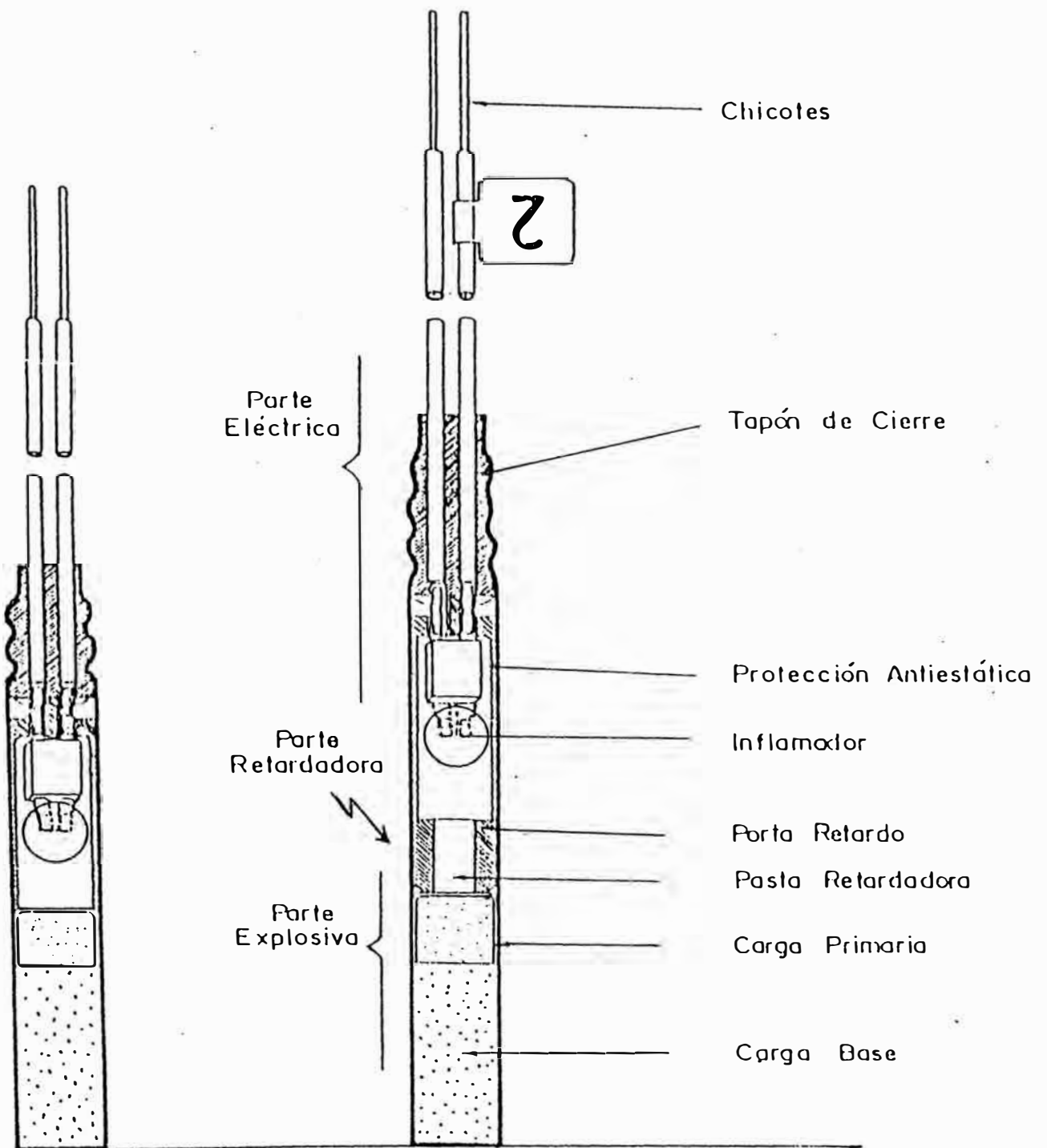
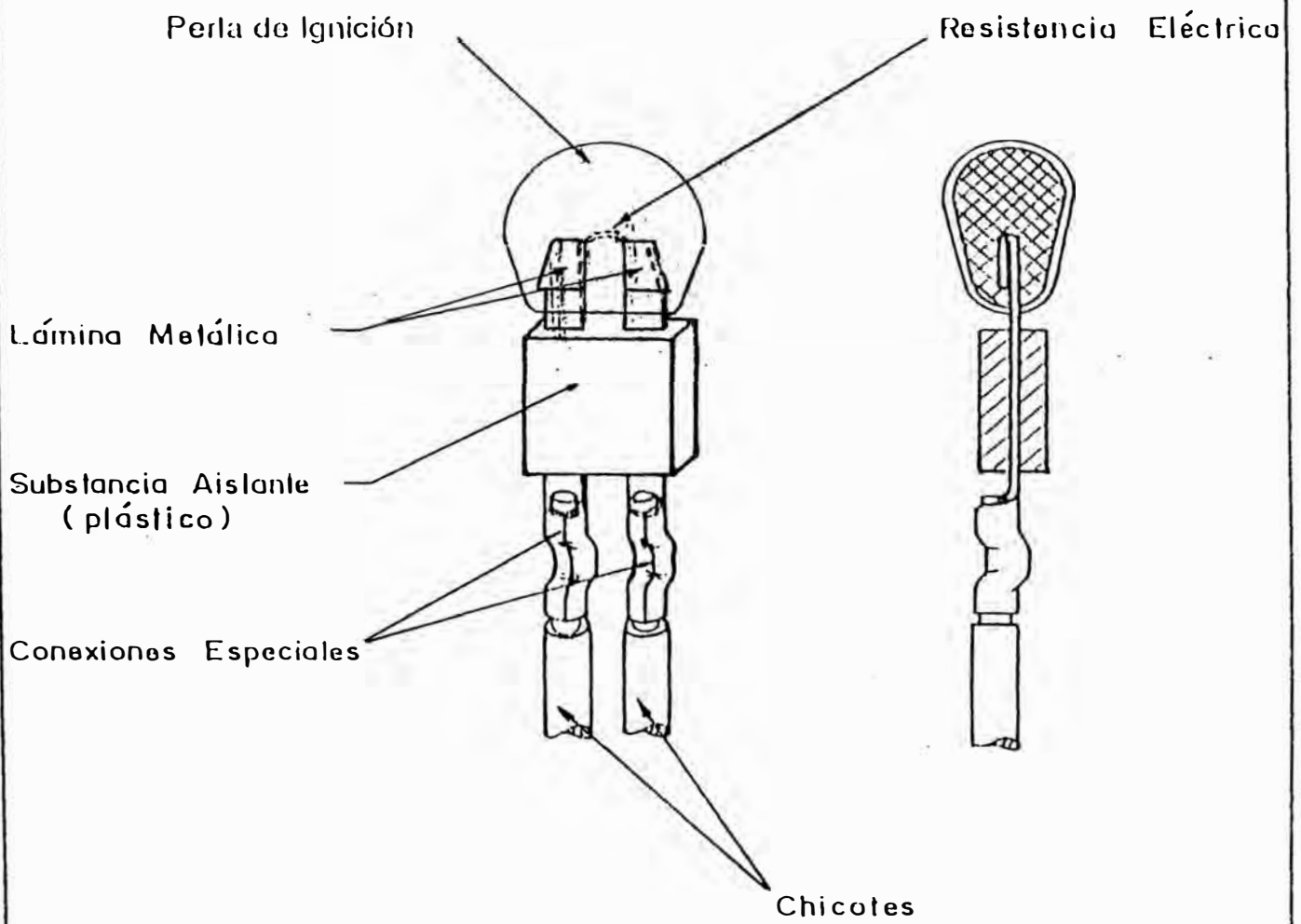


Figura 6.3.b

Sección de dos delonadores: Instantáneo y retardo



6.4 Descripción del sistema de carguío

Los disparos se realizan a partir de un sub-nivel hacia el nivel superior en los tajeos, se realiza una voladura controlada con taladros largos.

- a. En tajeos primarios donde ambas paredes son de mineral.
- b. En tajeos con paredes de mineral y la otra con relleno hidráulico cementado (RHC).
- c. En tajeos con ambas paredes es relleno hidráulico cementado (RHC).

Los casos b) y c) son en donde se centraron las pruebas por motivo de la dilución mineral con relave.

En tal sentido se detalla casos mencionados.

Paredes Mineral y la otra RHC.

La altura de los niveles varía de 10 a 25 mt, a mayor altura los esfuerzos se distribuyen en la altura media y se concentra en la parte inferior y superior del RHC, el factor de seguridad en éste relleno es cercano a 1.

Sabemos que la perforación es mediante anillos o abanicos de taladros, cada uno con un grado de indicación apropiado y todos ellos en un mismo plano. Las longitudes de cada taladro son variables que están en función del arreglo del abanico y la forma del pilar a recuperar.

Los taladros del precorte son verticales junto al pilar del mineral y al otro extremo los taladros del precorte son inclinados a 45° (buttres) que va ha llegar a la pared de RHC.

Métodos de Carguío

Antes:

Se carga un taladro “sí” y el otro “no” con ANFO y fulminantes eléctrico de retardo.

En los taladros del buttres el carguío es igual que el anterior, pero se coloca una caña o un tubo de plástico atacado con yute en una longitud de 1.0 mt con la finalidad de no dañar la pared de RHC.

Actual:

Se carga los taladros del precorte principalmente se utiliza el “sistema decks” y en taladros de las filas que lo requieran según la longitud del taladro y la carga explosiva (Criterio).

En los taladros del buttres es igual que el anterior, pero se coloca una caña o tubo de plástico ϕ 1¼” con yute en una longitud 1.20 a 1.50 mt con la finalidad de cuidar la pared del RHC y tener siempre presente la densidad lineal de carga.

Ambas paredes es relleno hidráulico cementado.

En este caso, el control de la voladura y el carguío es muy importante, la altura máxima es de 25 mt, ambas paredes presenta signo de inestabilidad ($F_s < 1$).

En un terreno de baritina zinc los taladros verticales están a una distancia de 30 cm del RHC y los taladros del Buttres llegan al RHC, ver figura 6.1 . En un terreno bueno (Webs, Juanita) los taladros del buttres del nivel inferior llegan la RHC.

Método de Carguío:

En un terreno de baritina, zinc. Los taladros verticales no se cargan (perforación en línea), el próximo taladro de producción está a una distancia de 2 metros.

En los taladros del buttres el carguío se explicó anteriormente, con excepción de los taladros de la fila se cargan y los intermedios entre fila y fila no se cargan.

La voladura es por secuencia de retardos en la misma fila, disparándose condiciones de seguridad prevista para el disparo.

6.5 Distribución de los explosivos

Se hizo la distribución siguiente para controlar mejor las paredes finales del RHC y las vibraciones de los mismos. Se logro casi el objetivo a pesar que existe bastante fracturamiento que facilitan la inestabilidad.

En la Figura 6.5, indica la forma de carguío de los taladros más cercanos a las paredes finales, tener en cuenta la longitud del taladro para disponer del número de tacos intermedios (decks) para una distribución mejor la carga explosiva en toda la columna, el cual nos permite tener un factor de potencia, y una densidad lineal adecuado.

En al taladro N°1, antes se cargaba toda la columna explosiva sin el uso de tacos intermedios, el cual provocaba mayor dilución del mineral, inestabilidad de las paredes, etc.

En el caso del taladro N°2, es decir los taladros que forman parte del anillo (abanico), siempre se coloca en el fondo un taco con caña-yute para no dañar las paredes final (RHC) y de igual modo el taladro denominado “buttres”, con el mismo sistema de carguío, ver figura 6.2. El uso de los tacos intermedios, está dando mejores resultados que el sistema de carguío anterior.

Algo que no se debe olvidar es, el diseño del plano de perforación y voladura, tener en cuenta el ángulo de inclinación, desviación que ocurre y no se puede controlar.

6.6 Diseño de Voladura

Teniendo en cuenta la calidad de terreno, las paredes adyacentes al tajeo, la longitud de taladros y los parámetros técnicos de voladura, el burden que es el más importante seguido por el espaciamiento, se muestra típico explotación de un tajeo. Figura 6.6.

Una vez perforado los taladros de producción en el tajeo, se dispara primero la chimenea que se encuentra en el extremo del tajeo (Ver figura 6.6), a todo lo alto de él, con taladros distribuidos a través de una malla de perforación, luego se disparan los taladros verticales a lo ancho del tajeo (Crucero) cuya voladura creará la cara libre para la salida de filas (Slot).

Finalmente, en las filas de producción, los taladros son perforados en forma de abanico cada uno con un ángulo de inclinación apropiado y todos ellos sobre un mismo plano según la forma de los tajeos (Figura 6.6).

Para nuestro caso tenemos una línea de resistencia (B) de 2.00 mt. y un espaciamiento de hasta 3 mt. para taladros en abanico y 2.00 mt. para taladros verticales paralelos.

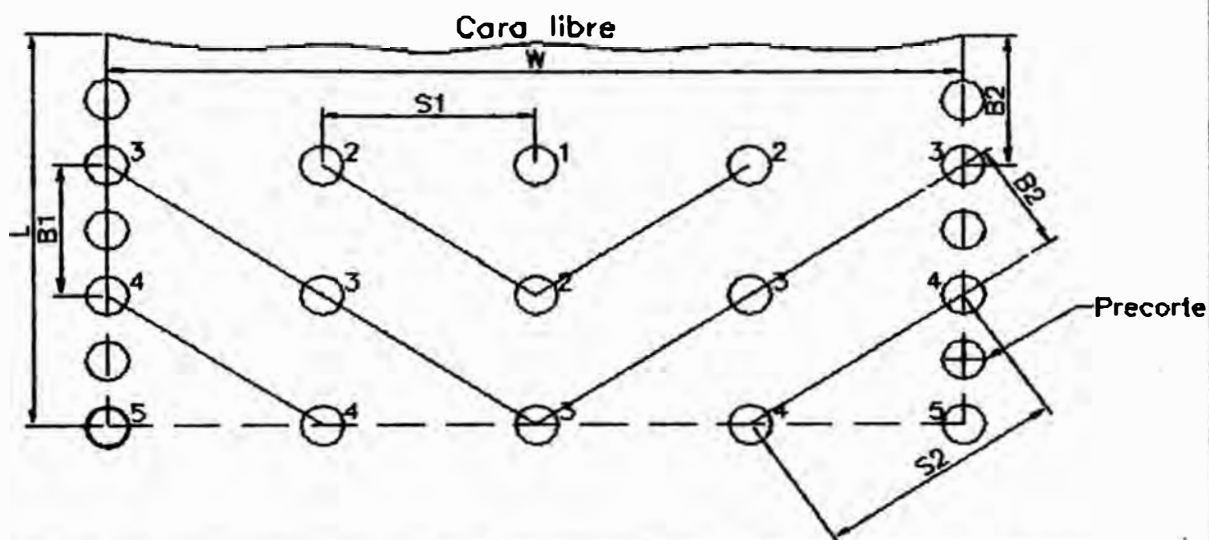
Se puede aplicar la técnica del precorte y/o recorte en la fila final del tajeo, la diferencia de ambos consiste en la secuencia de salida. Generalmente en nuestro caso, la final de dispara junto a las dos últimas filas de producción, en ambas situaciones el intervalo de retardo entre filas es mínimo.

6.7.- SECUENCIA Y ORDEN DESALIDA EN LOS DISPAROS.

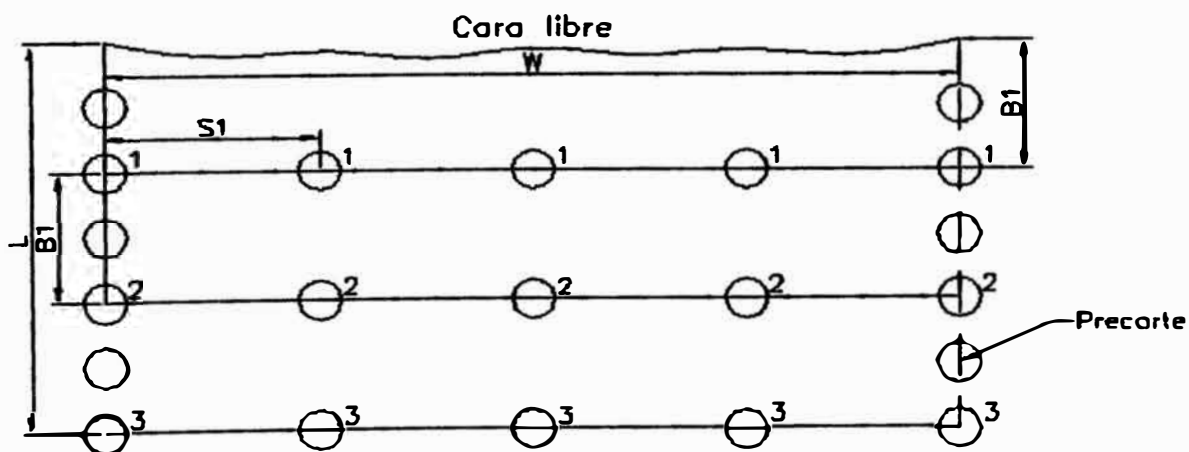
Figura 6.4

*Secuencia de iniciación con retardos en la misma fila.

Corte en V (esquinas rectas), Retardos progresivos.



Hilera sencilla de iniciación instantánea.



6.8 Sistema eléctrico de voladura de rocas.

Para el éxito de una voladura que se produce por electricidad, es necesario desarrollar correctamente cada una de las diversas fases de esa operación:

1. Selección y disposición del circuito de voladura.
2. Conexión de los alambres y protección de las conexiones.
3. Prueba del circuito.
4. Utilización de la energía eléctrica disponible y
5. Protección del circuito de voladura contra la electricidad extraña.

Sistema de iniciación

Un sistema de iniciación consta de una cierta cantidad de un potente explosivo, y de elementos transmisores de un impulso eléctrico o químico, destinado a su iniciación directa (cordón detonante) o indirecta (nonel o eléctrico), con el mínimo riesgo para el personal. Según sea el tipo de elemento transmisor este proporciona el tiempo necesario para que el personal pueda retirarse a un lugar seguro cuando sea activada en la frente misma del disparo (mecha de seguridad); o permita hacerlo desde un lugar protegido (detonadores eléctricos).

De acuerdo al tipo de energía utilizado para transmitir la señal de iniciación los sistemas se clasifican en eléctricos y no eléctricos.

6.8.1 Sistema de iniciación eléctrico

Para hacer llegar un impulso eléctrico a los detonadores normalmente ubicados en el interior de los taladros de una voladura, se requiere de una fuente de poder y de un circuito eléctrico de variada complejidad, según sea el tipo de conexión y el número de detonadores.

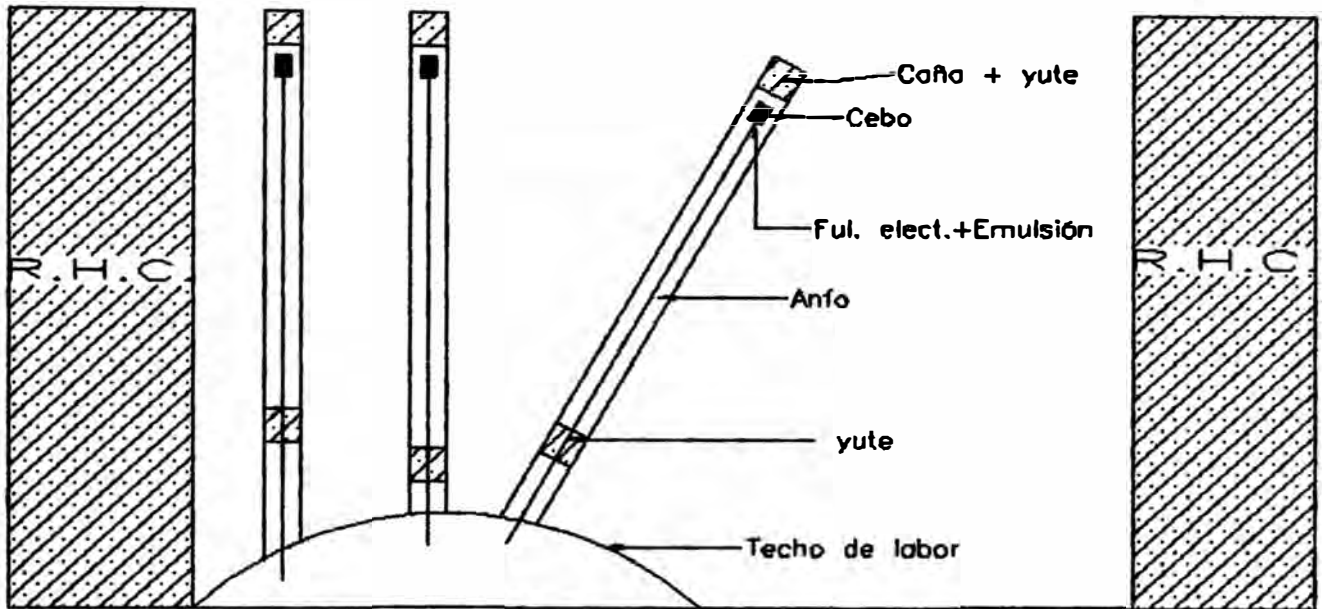
6.8.2 Sistema de iniciación no eléctrico

La señal es transportada mediante alguna de las numerosas reacciones químicas que los fabricantes utilizan en estos dispositivos y cuyas velocidades van desde una simple deflagración (mecha de seguridad), hasta una elevada detonación (cordón detonante).

6.9 Detonadores

Consisten en una cápsula de aluminio o cobre, en cuyo interior es posible distinguir claramente tres partes principales, ver figura 6.3a y figura 6.3b, a saber:

Figura 6.2



Vista de entrada (Taladros en las filas de producción)

Figura 6.3
Vista de planta- Tajero de producción

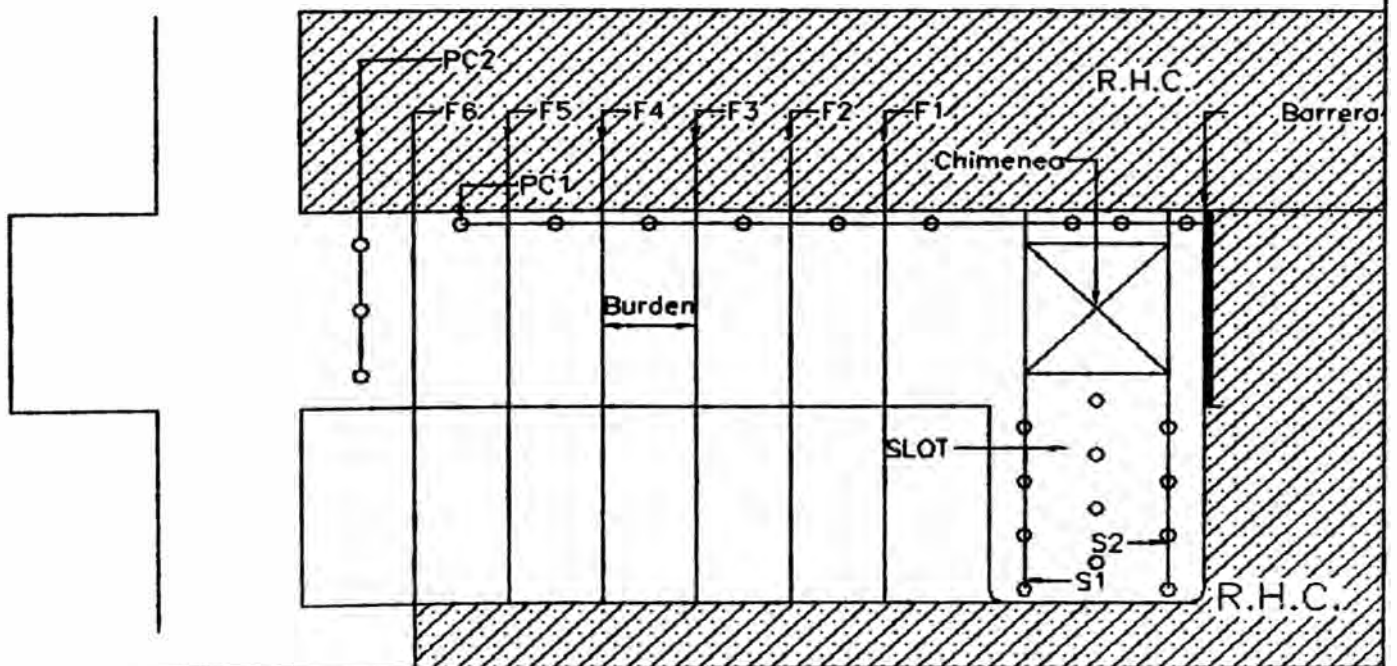
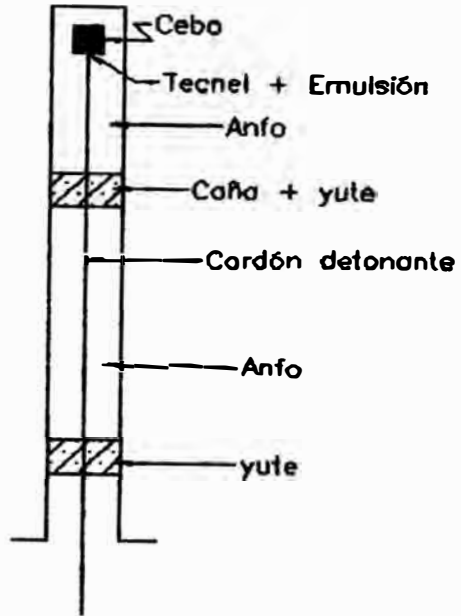
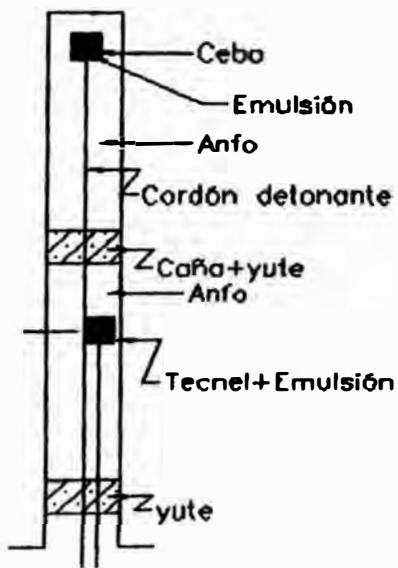


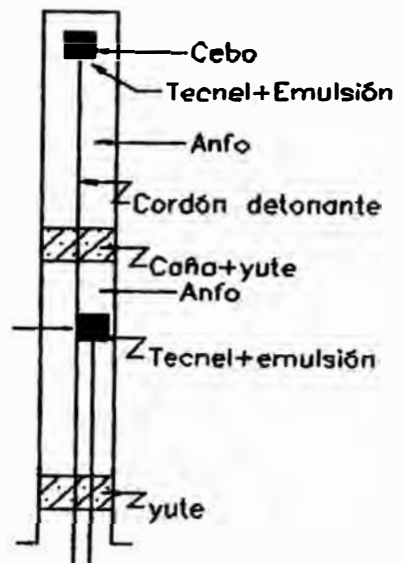
Figura 6.5



Alternativa 1



Alternativa 2



Parte eléctrica

Parte retardadora

Parte explosiva

Recomendaciones de manipuleo y uso

La utilización de fulminantes eléctricos, es indispensable la observación de las siguientes indicaciones para la garantía de la seguridad y para un éxito e la voladura:

Los fulminantes deben estar protegidos contra golpes, y deben ser manipulados con cuidado y esmero.

Los alambres de encendido deben ser desarrollados cuidadosamente, para evitar que se formen enredos.

El fulminante de ser unido fuertemente en el cebo, para que al introducir éste en el barreno, el fulminante no sea arrancado. Para esto, los alambres del fulminante completamente metido dentro del cebo, deben ser fijados alrededor de éste.

Al utilizar fulminantes eléctricos de tiempo, debe tenerse cuidado de que los fulminantes sean colocados en el orden correcto.

La unión de los fulminantes entre sí, con el cable de disparo, debe ser buena. Los extremos de los alambres previamente deben ser librados del aislamiento. En lugares húmedos, se recomienda aislar la unión mediante el uso de cinta aislante o de acoplamiento rápidos.

Antes de colocar el circuito de encendido a la máquina explosora ; se recomienda medir la resistencia total del primero mediante un medidor de resistencia. El valor medido debe coincidir aproximadamente con el valor calculado y no debe sobrepasar la resistencia máxima indicada en la placa de la máquina explosora. Por razones de seguridad, esta medición de la resistencia sólo debe ser efectuada desde una distancia segura del lugar de la voladura.

6.10 Sistema de alambrado eléctrico

Cuatro de sus componentes principales, a saber:

a) Línea de disparo:

Consiste en dos alambres paralelos, número 12 ó 14 sólido, muy bien aislado, cuya función es transportar la energía eléctrica desde la fuente de poder, hasta el lugar de voladura.

b) Líneas conectoras:

Tienen como función unir la línea de disparo con el circuito de detonadores a través del área afectada por la proyección de piedras, con el objeto de que sea dañada una línea de bajo costo, constituido por un alambre número 22, sólido, bien aislado, descartable, en lugar de una cierta longitud de una línea de disparo mucho mas cara.

c) Línea colectora:

Alambre macizo número 12 ó 14, sin aislamiento, instalado directamente sobre la voladura, para que los detonadores o series de un sistema en paralelo sean conectados. Al igual que las líneas conectoras, no puedan volverse a usar, porque indefectiblemente resultan dañados.

6.11 Circuitos de Voladura

Pueden estar constituidos por una o varias unidades conectados en serie, en paralelo ó en serie-paralelo.

Con el conocimiento de la Ley de Ohm y sabiendo la cantidad de corriente necesaria para asegurar la detonación prácticamente de uno o varios detonadores eléctricos en el circuito escogido, es posible disponer un circuito de voladura de tal modo que todos los detonadores eléctricos reciban un suministro adecuado para asegurar una voladura satisfactoria.

Calculo del circuito de voladura

Para establecer si la energía que es capaz de entregar una línea de fuerza, es suficiente o no para iniciar todos los detonadores, se debe utilizar la Ley de Ohm:

$$V = R * I$$

Donde:

V = Voltaje de la fuente de poder (volt.).

I = Intensidad de corriente (amperios).

R = Resistencia del circuito (ohm).

Conocidos los calibres y longitudes de los componentes del sistema de alambrado eléctrico; la marca, tipo, largo de chicotes, número y disposición de los detonadores, es posible calcular la resistencia total del circuito, siempre que se utilicen las tablas de resistencia de los detonadores utilizados en el diseño, proporcionada por los respectivos fabricantes, ver tabla 6.5, 6.5.1 y 6.5.2.

La intensidad de corriente a utilizar en el cálculo dependerá de la marca y de la forma en que van conectados los detonadores.

a) Conexión en serie

Se caracteriza porque los detonadores van conectados unos con otros conformando una vía común para el flujo eléctrico, ver figura 6.11.1.

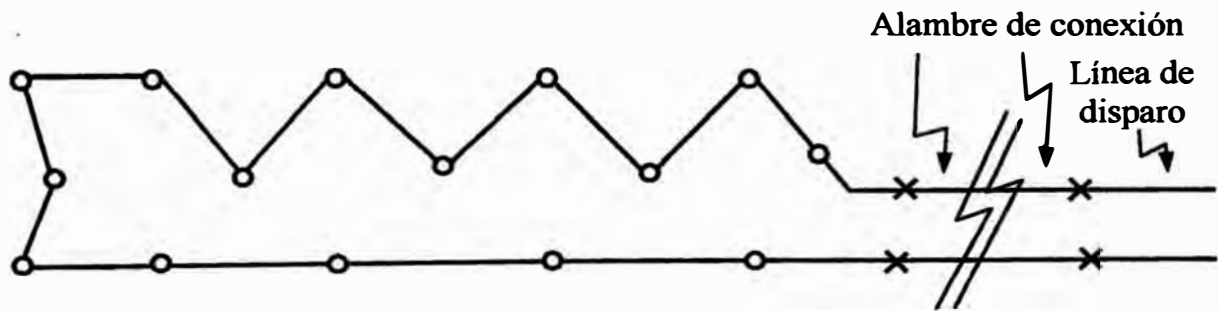
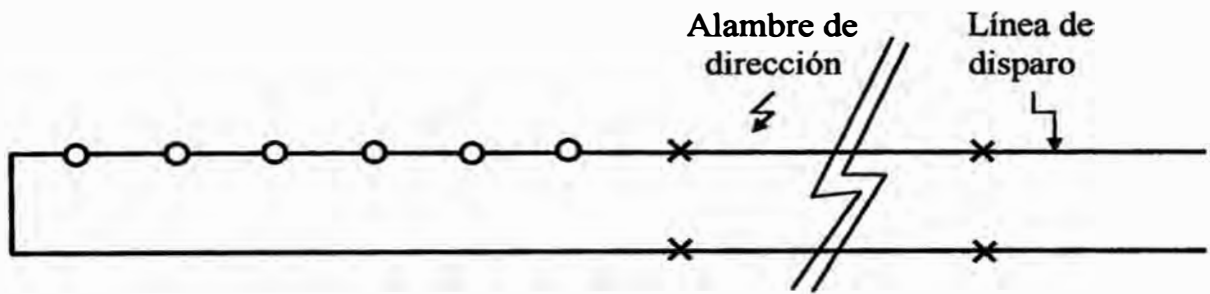
Aplicando la ley de Ohm se tiene:

$$V = R * I$$

$$R = R_{jd} + R_{lc} + R_{cdets}$$

Figura N°6.11.1

CIRCUITOS CONECTADOS EN SERIE



Donde:

R_{ld} = Resistencia de la línea de disparo.

R_{lc} = Resistencia de la línea conectora.

R_{cdets} = Resistencia del circuito de detonadores, en serie.

$$R_{ld} = 2 * L_{ld} * R_{ldul}$$

Donde:

L_{ld} = Longitud de la línea de disparo.

R_{ldul} = Resistencia de la línea de disparo por unidad de longitud.

$$R_{lc} = 2 * L_{lc} * R_{lcu}$$

Donde:

L_{lc} = Longitud de la línea conectora.

R_{lcu} = Resistencia de la línea de conexión por unidad de longitud.

$$R_{cdets} = R_{det} * N_{dets}$$

Donde:

R_{det} = Resistencia de un detonador.

N_{dets} = Número de detonadores por serie.

La magnitud de la intensidad (I), se obtiene de las tablas proporcionadas por cada uno de los fabricantes.

Tabla N° 6.5

RESISTENCIA NOMINAL DE DETONADORES ELÉCTRICOS

Longitud alambre (pies)	Resistencia Nominal Ohm	
	Cobre	Hierro
6	1.6	2.8
8	1.7	3.3
10	1.8	3.8
12	1.8	4.3
16	1.9	5.3
20	2.1	6.3
24	2.3	7.3
30	2.2	8.8
40	2.3	11.3
50	2.6	13.8
60	2.8	16.4
80	3.3	21.4
100	3.8	26.4
120	4.4	
150	5.1	

Tabla N° 6.5.1

RESISTENCIA DE ALAMBRE DE COBRE Y HIERRO

A W G	OHMS / 1000 ft.	
	Cobre	Hierro
#6	0.395	1.4
#8	0.628	3.7
#10	0.999	6.1
#12	1.59	9.8
#14	2.53	15.6
#16	4.02	24.8
#18	6.38	39.5
#20	10.15	62.7
#21	12.80	76.1
#22	16.14	100
#23	20.36	126
#24	25.67	159

Tabla N° 6.5.2

**INTENSIDADES MINIMAS DE CORRIENTES REQUERIDAS POR LOS
DETONADORES ELECTRICOS**

FUENTE DE PODER		
Circuito	Corriente Continua	Corriente Alterna
Detonadores simple	0.5 amp./detonador	0.5 amp./detonador
Serie simple	1.5 amps.	2.0 amps.
Serie paralelo	1.5 amps./series	2.0 amps./serie
Paralelo	1.0 amp/detonador (min)	1.0 amp/detonador (min)
	10.0 amp/detonador (max)	10.0 amps/detonador (max)

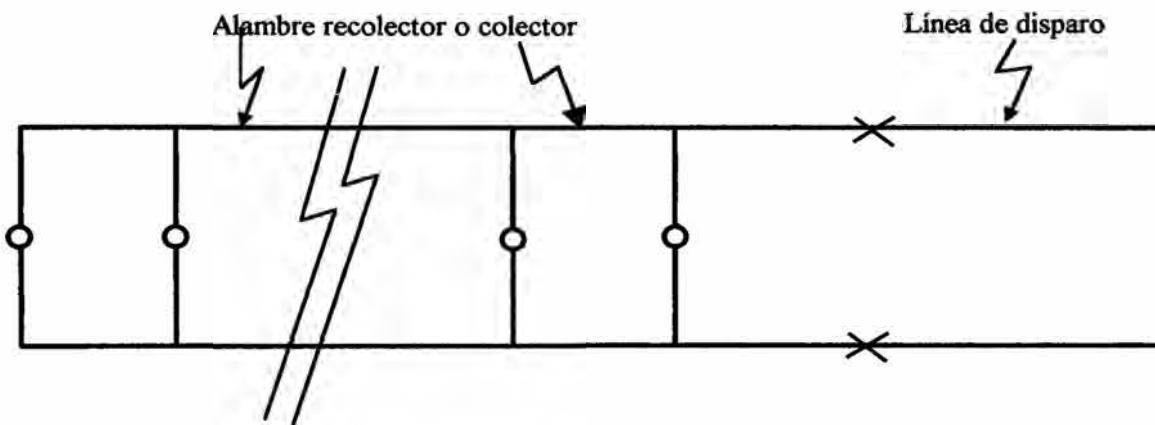
Tabla N° 6.5.3

**RECOMENDACIONES PARA LOS CASOS EN QUE LAS
CONDICIONES AMBIENTALES PROVOQUEN FUGAS ELECTRICAS**

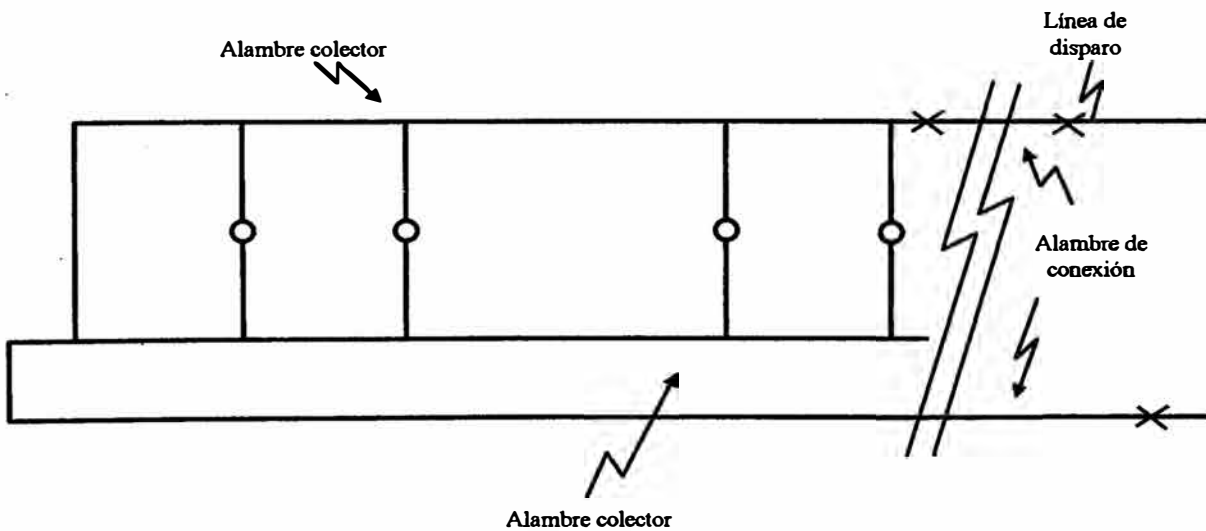
Circuito	N° Maximo de detonadores	Maxima resistencia OHMS	Minima corriente de encendido amps.	
			DC	AC
Serie simple	25	50	3.0	4.0
Serie paralelo	20 / serie	50 / serie	3.0	4.0

b) Conexión en paralelo

Se caracteriza porque cada uno de los extremos de los chicotes de los detonadores va conectado directamente a uno de los alambres de la línea colectora, o a dos puntos comunes distintos donde van unidos directamente todos los detonadores, figura 6.11.2.



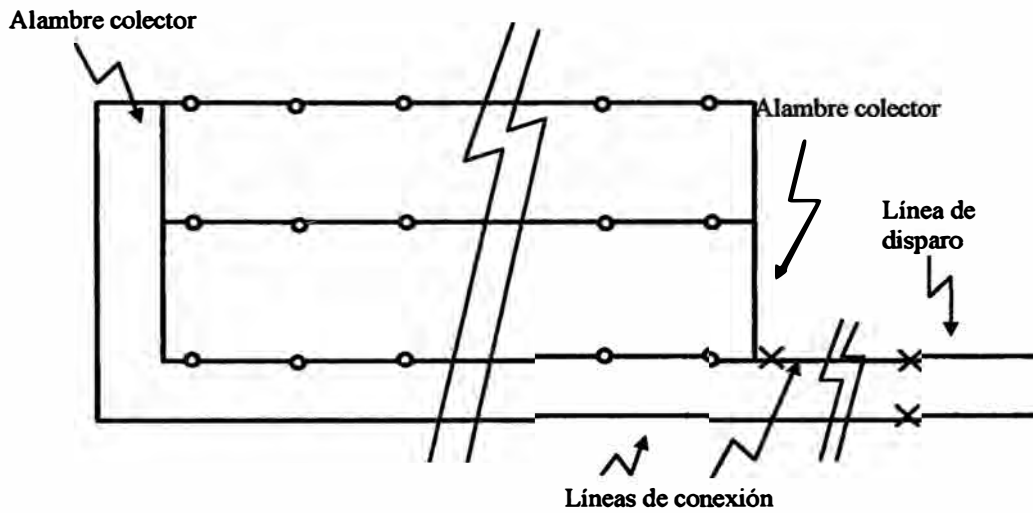
A. Circuito paralelo de conexión directa



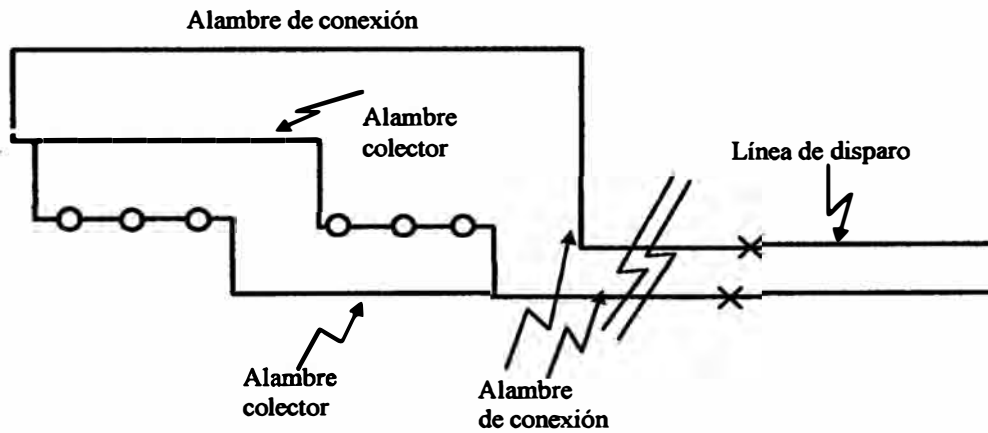
B. Circuito en paralelo de conexión inversa

c) Conexión Serie-paralelo

Semejante al caso anterior, con la sola diferencia de que en vez de conectarse los detonadores en forma individual a la línea colectora, lo hacen previamente unidos en series simples, figura 6.11.3.



A. Circuito de tres corridas de tiros en serie paralelo.



B: Circuito de dos corridas de tiros de una misma hilera conextados en serie paralelo.

6.12 Secuencia y orden de salida en chimenea.

a. Método de carguío en Chimenea

La voladura en chimenea se realiza de un solo chispeo, según la longitud a cargar en cada una de ellas se utilizan fulminantes de retardo no eléctrico de período corto y largo en milisegundos.

Para iniciar el carguío, se hace la limpieza de todos los taladros y en todos ellos se introduce un taco que sirve como tope de la longitud que se va a cargar, se utiliza ANFO.

Cuando las longitudes del disparo son grandes, es fundamental la selección de retardos a usar, con el fin de asegurar tiempo suficiente para la evacuación del mineral en todo el tramo disparado.

El efecto perjudicial que generalmente ocurre es el atoramiento de los taladros correspondientes a la siguiente etapa de voladura, provocando demoras en desatoro. Ver Figura 6.5. La presencia de agua es otro problema que se supera con el empleo de mangas de polietileno de 3” de diámetro y se prosigue con el carguío de los taladros.

Terminada la limpieza de carga del disparo de la chimenea, se disparan el resto de los taladros verticales a todo el ancho del tajeo. Es importante y necesario completar la formación de cara libre antes de comenzar la voladura de filas. Estos taladros se realiza con fulminantes eléctricos de retardo, siempre teniendo presente las paredes finales que tenemos.

Concentración de la carga:

La concentración de carga (l) necesaria en las voladura con salida hacia los taladros vacíos, que se da en kg/m., depende del diámetro del taladro vacío (ϕ), del diámetro del taladro cargado (d) y de la distancia (a) entre los

centros de ambos taladros. Cuando se den a y ϕ en mm. y d mm. se aplica la siguiente fórmula:

$$l = 1.5 \times 10^{-3} \left(\frac{a}{\phi} \right)^{3/2} \times \left(a - \frac{\phi}{2} \right) \left(\frac{kg}{m} \right)$$

Hay que señalar, ver figura 6.12.1 y 6.12.2 especialmente con taladros vacíos de pequeños diámetros, lo mucho que hay que aumentar la carga cuando se incrementa la distancia entre centros. Este es un hecho importante que debe observarse, no tanto por la economía que pueda obtenerse en el consumo de explosivo, sino más bien por el gran problema que puede provocar el uso de cargas pesadas en taladros bien confinados. Efectivamente la roca vecina al taladro cargado fuertemente está expuestas a intensas tensiones con el peligro consecuente de rotura en los taladros adyacentes. De este modo disminuye la capacidad de rotura de aquellos taladros y existe un gran peligro de fallas en la secuencia de encendido. Ver orden de encendido de la chimenea en figuras 6.12.3, 6.12.4 y para completar el slot ver figura 6.12.5 y 6.12.5a.

Retardos utilizados

Se utiliza detonadores eléctricos de retardo y detonador tecnel. Con respecto a los primeros, el sistema de encendido utilizado es de gran importancia. Las voladuras instantáneas son limitadas. Las que se realizan con tiempos de retardo muy pequeños implican el principio de que la roca se puede romper por etapas, con diferencias de tiempo de milésimas de segundo entre los taladros adyacentes dando la ventaja de crear continuas caras libres que facilitan la salida de cada tiro.

El efecto de tiempo de retardo muy cortos entre taladros se traduce en una colaboración entre sí para romper la roca, manteniéndola además unida durante la voladura al disminuir la proyección pero, si se utilizan tiempos de retardo de varios segundos el proceso tendría resultado completamente distinto

produciendo gran proyección o mala fracturación, con exceso de grandes bloques.

La aplicación de detonadores de retardo en voladura indudablemente mejora el rendimiento del explosivo al facilitar su trabajo de expansión y de remoción de detritus, optimiza la fragmentación y disminuye la vibración.

Fulminante Eléctrico de Retardo

Es un accesorio del sistema de iniciación eléctrico de cargas explosivas capaz de convertir un impulso eléctrico en una detonación en un lapso de tiempo determinado.

Consta de tres partes fundamentales:

Una cápsula de aluminio o cobre.

Una carga explosiva compuesta por un explosivo secundario y uno primario.

Un elemento de retardo con un tiempo de combustión especificado.

Un inflamador electro-pirotécnico.

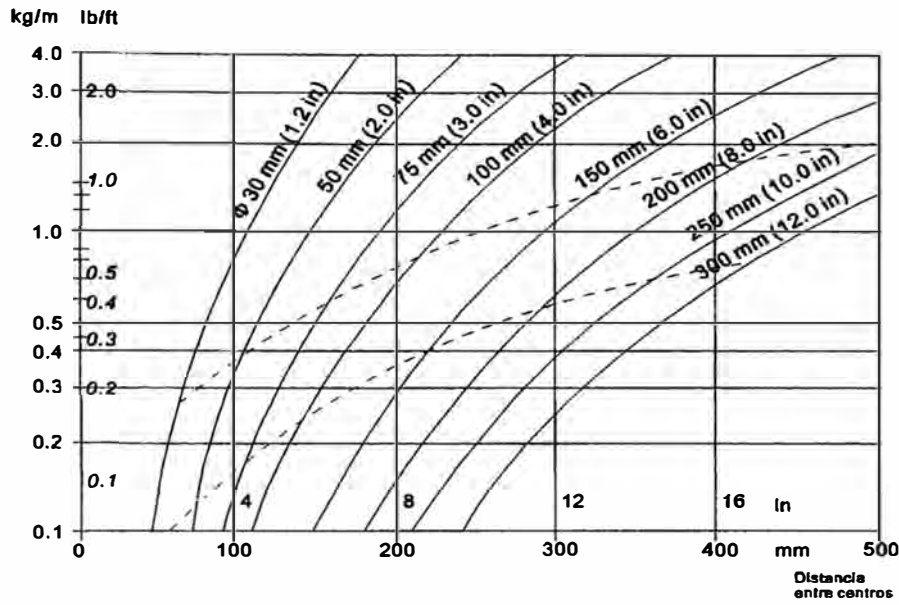
El elemento inflamador va alojado en un dispositivo antiestático y soldado a dos alambre conductores cubierto por un plástico semiconductor.

El color del plástico que cubre los alambres conductores está de acuerdo a un código que permite identificar el tipo de detonador.

De acuerdo al tiempo que transcurre entre el instante de entregar la energía eléctrica y el de la detonación de la carga explosiva los detonadores eléctricos de retardo se puede clasificar en dos series:

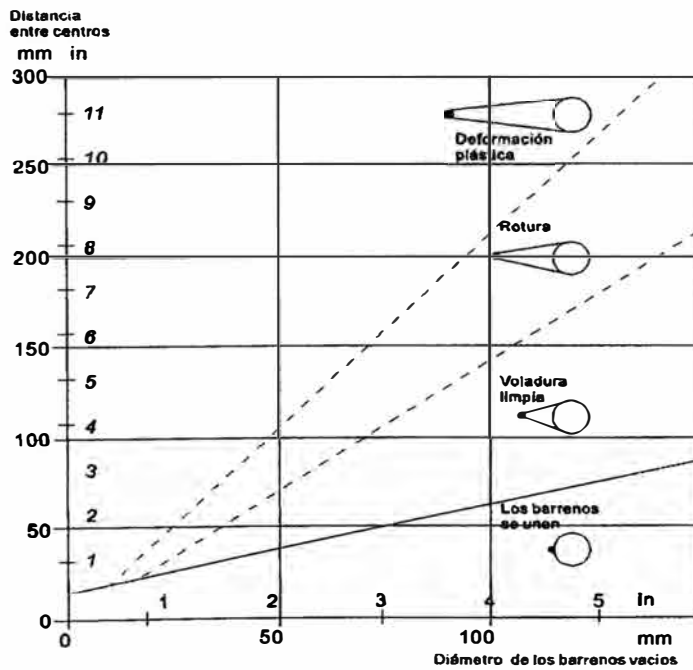
SERIE	NORMAL
Serie de Milisegundos (MS)	Rojo – Blanco
Serie de Mediosegundo (1/2 S)	Negro – Blanco

Figura 6.12.1



Relación entre la cantidad de carga y la distancia entre los taladros cuando se dispara hacia un taladro vacío con un diámetro de 30 - 150 mm --- corresponde a las líneas de puntos de la figura 6.12.2. Diámetro de los taladros cargados = 12 mm.

Figura 6.12.2

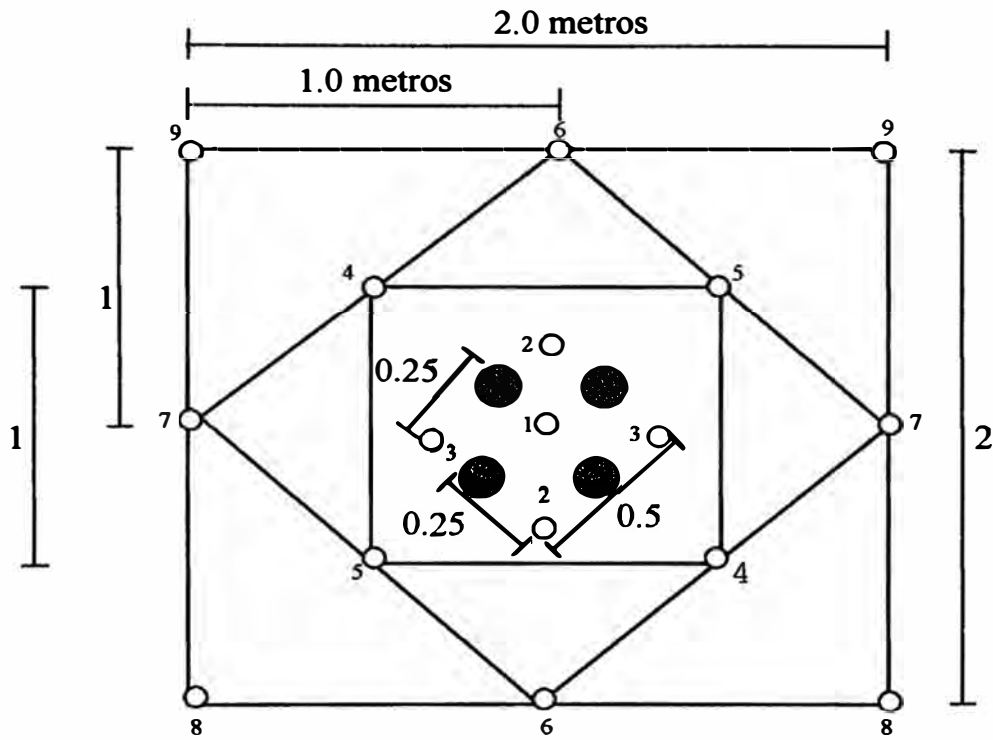


Resultado cuando se dispara hacia un taladro vacío con distintas distancias y diámetros del mismo.

Figura N°6.12.3

Secuencia de encendido en una chimenea (Antes)

Método Drop Raising



● Taladro de alivio de 5" de diámetro

○ Taladro de 2" de diámetro

Secuencia de encendido:

1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9

Figura N°6.12.4
Secuencia de encendido en una chimenea (Actual)
Método de Drop Raising

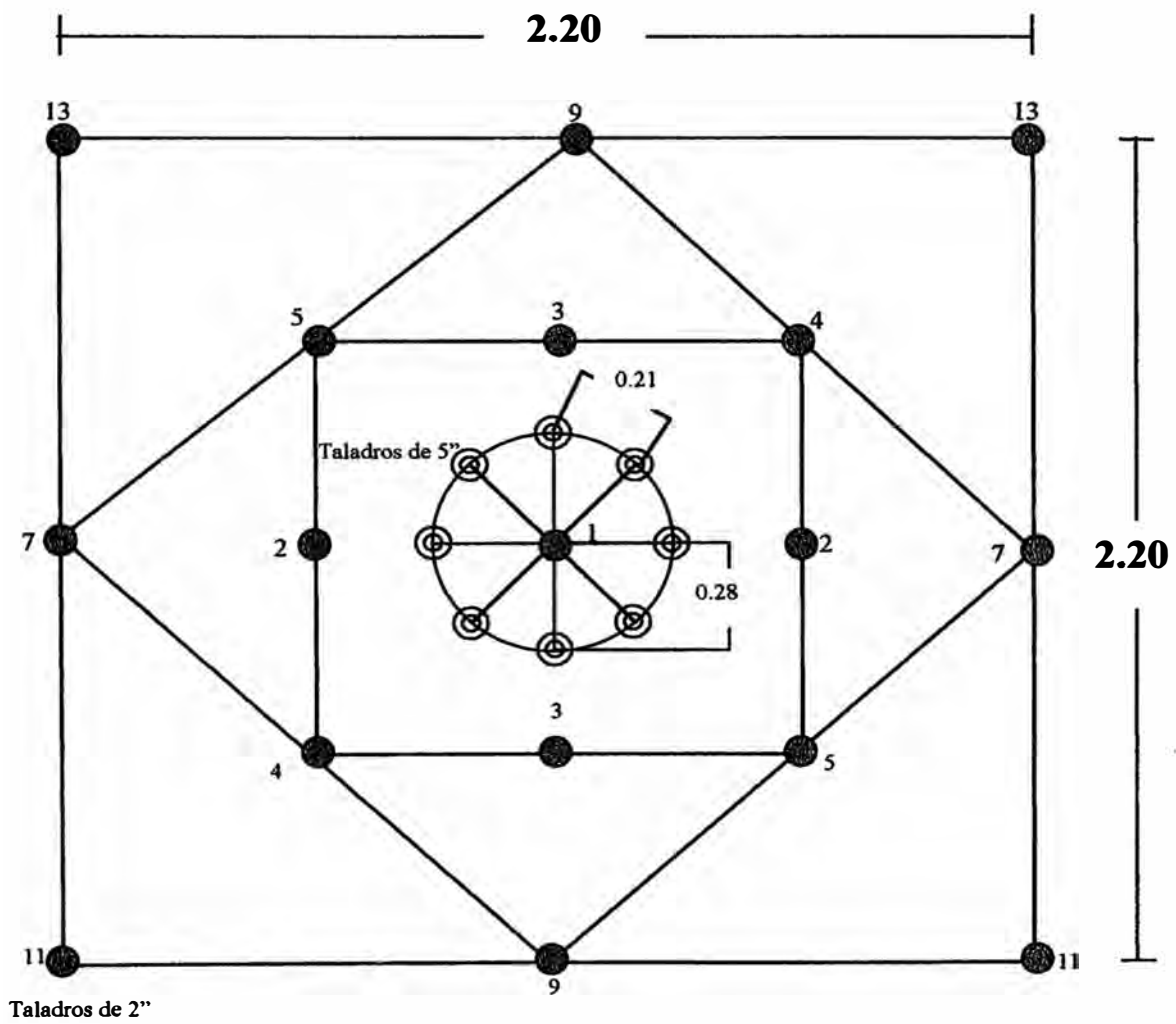
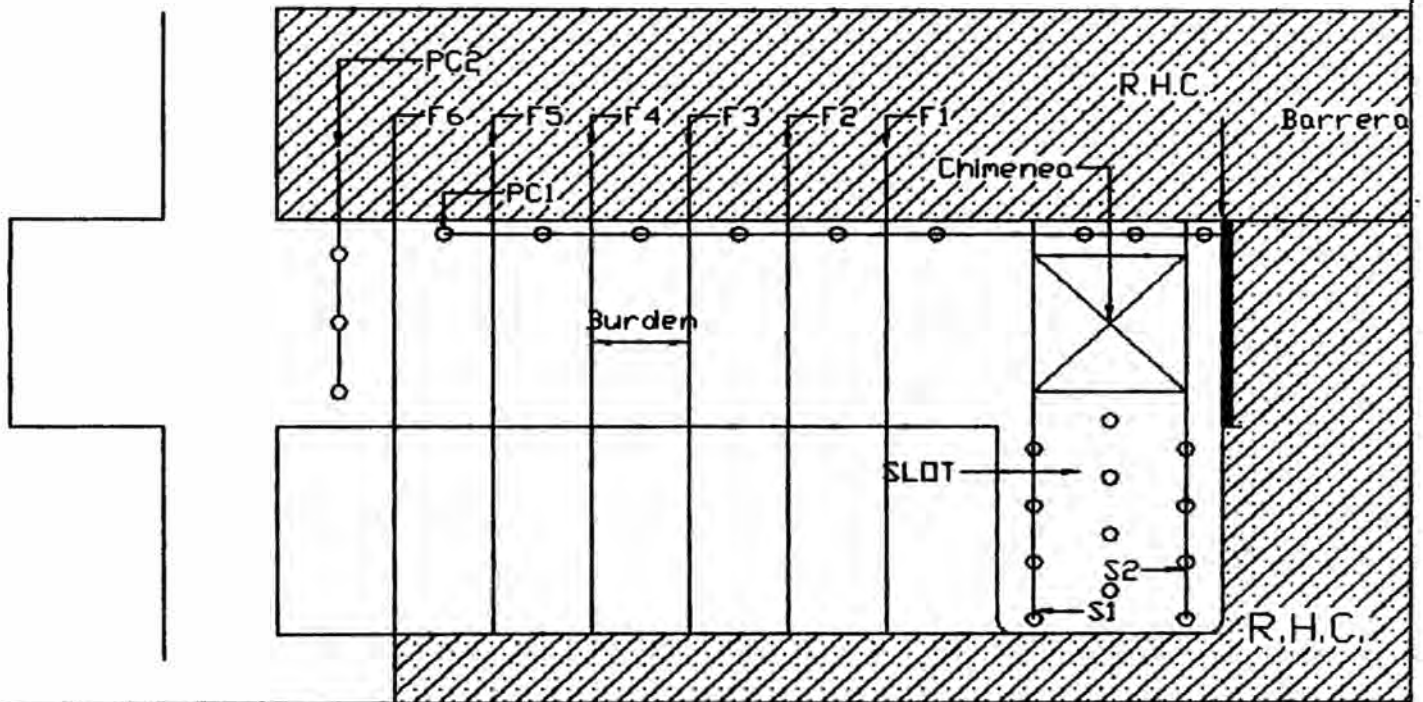


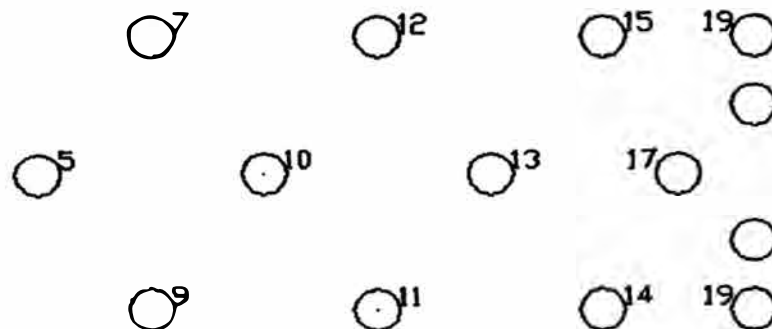
Figura 6.12.5
Vista de planta- Tajeo de producción



6.12.1. Secuencia y orden de encendido en el slot.

Figura 6.12.5a

*Secuencia de iniciación con retardos para completar la cara libre.



Características Generales:

Resistencia a la presión (3.5 kg/cm ²)	4 horas.
Insensibilidad al impacto	2kg a 90 cm.
Carga primaria PRIMTEC ^{MR}	220 mg
Carga secundaria PENT	750 mg.
Longitud de cápsula	50 a 95 mm.
Resistencia eléctrica del alambre de cobre (24 AWG)	0.0878 ohm/m.

TABLA DE TIEMPO

Nº de Retardo	Serie mg (milisegundo)	Nº de Retardo	Serie mg (milisegundo)
0	5	11	350
1	25	12	400
2	50	13	450
3	75	14	500
4	100	15	600
5	125	16	700
6	150	17	800
7	175	18	900
8	200	19	1000
9	250	20	1100
10	300		

Detonador TECNEL^{MR}

Es un accesorio diseñado para iniciar, en forma segura y precisa distintos tipos de cargas explosivas, mediante un sistema simple constituido por elementos transmisores, retardadores y explosivos ubicados secuencialmente, con algunos dispositivos complementarios destinados a conectar, sellar y proporcionar las especificaciones del producto.

TIEMPOS DE RETARDO

Nº de Retardo	Serie (milisegundo) (MS) (Naranja) Tiempo Milisegundo	Nº de Retardo	Tiempo Milisegundo
0	5	11	350
1	25	12	400
2	50	13	450
3	75	14	500
4	100	15	600
5	125	16	700
6	150	17	800
7	175	18	900
8	200	19	1000
9	250	20	1100
10	300		

CAPITULO VII

7. EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS EN LA VOLADURA

Los resultados de los hechos realizados en perforación y voladura, están sujetas a observar los siguientes puntos que son importantes; la seguridad en las paredes finales, la fragmentación, dilución y el factor de carga, en lo que se refiere a la voladura en chimenea (slot) y en los tajos de producción (anillos en abanico).

En Chimenea:

Desde el punto de vista de la seguridad, éste método es ventajoso, pues todo el trabajo de perforación y carga se realiza desde un lugar protegido. En la recuperación de pilares con respecto a la perforación y voladura; se hizo con 6 taladros de alivio (diámetro 5”), con referente a 4 taladros del mismo diámetro en el diseño anterior; con el objetivo que se obtenga un mayor control de la voladura y la fuerte vibración y el amortiguamiento en el arranque del diseño que se muestra (figura. 6.3.3b y 6.3.3a.).

Logrando de este modo menor vibración hacia las paredes adyacentes; manteniéndose los taladros disparados en el mismo número, además de los taladros de precorte.

El factor de carga se redujo, obteniendo los resultados esperados a comparación del diseño anterior , en lo que respecta al volumen, fragmentación y dilución de material roto; culminándose de generar la cara libre (slot), a todo lo ancho del pilar con taladros verticales paralelos (diámetro 2”), en una malla 2 x 1.

Para controlar la fragmentación hemos tenido cuidado en aplicar dos principios importantes, es decir generar la cantidad de energía adecuada que debe aplicarse en lugares estratégicos dentro del diseño de la voladura de la chimenea y la secuencia del disparo que debe liberarse también en un tiempo preciso para permitir que

ocurran las interacciones apropiadas donde la energía se aprovechan al máximo para la fragmentación.

Debemos mencionar que al aplicar éste método, el mayor problema se encontraba en las desviaciones de la perforación, y no se pueden percatar porque son alturas ciegas al siguiente nivel que no se alcanzan aún.

En Tajos de Producción:

Estas pruebas se realizaron en la recuperación de pilares que previamente estos tajeos primarios deben estar rellenos con relleno hidráulico cementado, con un tiempo de curado de 30 a 60 días, consiguiendo que éstas tengan propiedades adecuadas de relleno cementado para su mejor resistencia.

En éstas filas de producción los taladros como sabemos los taladros son perforados en forma de abanico cada uno con un ángulo de perforación y una longitud predeterminada, todos ellos en un mismo plano, según la forma del pilar a recuperar.

Para nuestro caso en recuperación de pilares se hizo pruebas con cada modelo de diseño de perforación y voladura cada dos filas, se realizó los disparos en un mismo tajo. Estos fueron los resultados:

Según R.Ash

S=2

B=1.3

La fragmentación es regular, hay pocos bancos menores de 30", se sintió fuerte el disparo ; la contaminación del material con R.H.C. es regular. La secuencia de disparo se cambió con mas tiempo de retardo para controlar las paredes finales adyacentes.

Según C. Konya

$$S = 2.2$$

$$B = 1.5$$

La fragmentación es regular, la cantidad de bancos es similar en cantidad y tamaño al anterior a primera vista, se esperó el desplomo de R.H.C. de la parte alta se mejore pero notamos la misma cantidad. La secuencia de disparo para controlar mejor las paredes adyacentes se mantuvo lo mismo que la anterior prueba. El apilamiento del mineral es menos dispersa

Según U. Langefors

$$S = 2.5$$

$$B = 1.8$$

Se cambió la secuencia de disparo sobre todo en los taladros mas próximos a las paredes se mantuvo la salida en “V” , la cantidad y tamaño de los bancos es menor pero se nota menos desplomo de material de R.H.C. y el apilamiento del mineral es menos dispersa que los anteriores ya que facilita el carguío del mineral a los equipos de acarreo y extracción.

El éxito de las pruebas es tener cuidado en el diseño, carguío de los taladros y del tiempo de iniciación que se puede realizar un estudio sobre estos mismos ya que controla mejor el nivel de vibración ,el tamaño de los bancos, fragmentación , apilamiento del material roto, el ruido generado, la cantidad de roca en vuelo y la rotura trasera y lateral del tajo. El disparo de dos filas de producción se estableció para no perturbar al macizo rocoso en general . Al final del tajo la perforación y voladura de la última fila es un disparo controlado para dejar mas estable el resto del pilar en recuperación.

Las ventajas y desventajas del método Taladros largos

Gran seguridad en los trabajos y regularidad en la producción.

Altas productividades y rendimiento por metro lineal perforado.

Posibilidad de cargar un 80% del volumen de roca arrancada sin control remoto.

Empleo de explosivo como el ANFO de menor costo que los hidrogeles o emulsiones.

Menor costo de perforación y voladura.

El control de leyes es bueno y baja dilución del mineral.

La principal desventaja que presenta es que se produce un apelmazamiento del material después de la voladura, por la caída del mismo.

CAPITULO VIII

8. EVALUACIÓN DE COSTOS.

En tajos de producción:

Los resultados conseguidos muestra la tabla 8.0 los costos de perforación y voladura son las operaciones unitarias mas importantes, respecto a los objetivos planteados para elegir el método idóneo que nos sirva en el cálculo de los distintos parámetros de voladura es importante considerar y saber interpretar los demás parámetros. Los modelos empleados , los tomé en consideración para partir de un punto de apoyo , logrando de esta manera lo que se muestra en el cuadro de resultados la tabla 3.5.4. correspondiente a las tablas 8.1, 8.2, 8.3 y 8.4 respectivamente.

En chimeneas:

Observar tabla 8.5 el número de taladros de alivio y los taladros disparados se difiere del anterior, de por sí, nos da un costo algo mayor, pero el objetivo es asegurar y generar una cara libre para que el disparo tenga una salida a la vez controlada, el nivel de vibración y sonido que incurre esto, porque es el primer agujero que se realiza en una labor ciega, el factor de carga en esta situación es alta para conseguir el objetivo deseado. Se hace hincapié en la secuencia de iniciación de los taladros disparados , se usa detonador no eléctrico (MS), se controla mejor la voladura al disponer de los números en la cantidad necesaria , teniendo en cuenta esto, la voladura deja de ser una cuestión de rutina de cargar un taladro y dispararlo. Después de la extracción prudente, se completan los taladros que faltan para conseguir la cara libre a todo lo ancho del tajo (figura 6.12.5a).

Tabla 8.1

COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

Trabajo Anterior Drop Raising	Unidad	Precio	Antes
Altura prom. del Taladro	mt		17.5
Sección	mt x mt		30
P.especifico del material	Tn/m ³		3
Diámetro de taladro	pulg		2
Número de taladros			14
Total metros perforados	mt		195.3
Costo de perforación para 2"	\$/mt		2
Costo total de perforación	\$		390.6

Taladros por rimar			0
Costo de perforación con broca 5"	\$/mt		5.13
Metros de rimado	mt		0
Costo de rimado	\$		0
Costo total de perforación	\$		390.6
Costo total de perforación por metro	\$/mt		2.00

Explosivos			
Anfo	kg		300
Número de fulminantes	pz		0
Dinamita	kg		4.99
Guía lenta	mt		0
Fanel	pz		0
Cordón detonante	mt.		0
Detonadores eléctricos	pz		14
Cordón de conexión (2 x 22)	mt		315
Guía rápida	mt		0
Costo de Anfo	\$/Kg	0.55	165.00
Costo de fulminante	\$/pz	0.25	0.00
Costo de dinamita	\$/Kg	0.02	0.07
Costo de Guía lenta	\$/mt	0.04	0.00
Costo de Fanel	\$/pz	1.52	0.00
Costo de Cordón detonante	\$/mt.	0.17	0.00
Costo de mecha rápida	\$/mt	0.12	0
Costo de detonador eléctrico	\$/pz	1.22	17.08
Costo de cordón conexión	\$/mt	0.60	189

Costo de voladura por disparo	\$		165.07
Costo total de voladura	\$		185.07
Costo de voladura por metro	\$/mt		10.6

Número de tareas en voladura			2
Costo de tareas (\$10/tarea)	\$/tar	10	20
Costo de andamios y otros (1%)	\$		0
Costo total de tareas	\$		20
Material roto	Tn.		1260

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

	Perf.	Vol.	Perf.+ Vol	Perf.	Vol.	Perf.+Vol.
	\$/mt	\$/mt	\$/mt.	\$/Tn.	\$/Tn.	\$/Tn.
Antes	2.00	10.576	12.576	0.310	0.147	0.457

Tabla 8.2
COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

Modelo R.Ash	Unidad	Precio	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3
Drop Raising					
Altura prom. del Taladro	mt		17.8	18	17.5
Sección	mt x mt		26	26	26
P.especifico del material	Tn/m ³		3	3	3
Diámetro de taladro	pulg		2	2	2
Número de taladros			14	14	14
Total metros perforados	mt		187.8	189.2	186.4
Costo de perforación para 2"	\$/mt		2	2	2
Costo total de perforación	\$		375.6	378.4	372.8
Taladros por rimar			0	0	0
Costo de perforación con broca 5"	\$/mt		5.13	5.13	5.13
Metros de rimado	mt		0	0	0
Costo de rimado	\$		0	0	0
Costo total de perforación	\$		375.6	378.4	372.8
Costo total de perforación por metro	\$/mt		2.00	2.00	2.00
Explosivos					
Anfo	kg		225	230	220
Número de fulminantes	pz		0	0	0
Dinamita	kg		4.99	4.99	4.99
Guía lenta	mt		0	0	0
Fanel	pz		0	0	0
Cordón detonante	mt.		0	0	0
Detonadores eléctricos	pz		14	14	14
Cordón de conexión (2 x 22)	mt		300	300	300
Guía rápida	mt		0	0	0
Costo de Anfo	\$/Kg	0.55	123.75	126.50	121.00
Costo de fulminante	\$/pz	0.25	0.00	0.00	0.00
Costo de dinamita	\$/Kg	0.02	0.07	0.07	0.07
Costo de Guía lenta	\$/mt	0.04	0.00	0.00	0.00
Costo de Fanel	\$/pz	1.52	0.00	0.00	0.00
Costo de Cordón detonante	\$/mt.	0.17	0.00	0.00	0.00
Costo de mecha rápida	\$/mt	0.12	0	0	0
Costo de detonador eléctrico	\$/pz	1.22	17.08	17.08	17.08
Costo de cordón conexión	\$/mt	0.60	180	180	180
Costo de voladura por disparo	\$		123.82	126.57	121.07
Costo total de voladura	\$		143.82	146.57	141.07
Costo de voladura por metro	\$/mt		8.1	8.2	8.1
Número de tareas en voladura			2	2	2
Costo de tareas (\$10/tarea)	\$/tar	10	20	20	20
Costo de andamios y otros (1%)	\$		0	0	0
Costo total de tareas	\$		20	20	20
Material roto	Tn.		1110.7	1193.4	1160.3

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

	Perf.	Vol.	Perf.+ Vol	Perf.	Vol.	Perf.+Vol.
	\$/mt	\$/mt	\$/mt.	\$/Tn.	\$/Tn.	\$/Tn.
Prueba 1	2.00	8.080	10.080	0.338	0.129	0.468
Prueba 2	2.00	8.235	10.235	0.317	0.123	0.440
Prueba 3	2.00	8.061		0.321	0.122	0.443

Tabla 8.3
COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

Modelo Langefor	Unidad	Precio	Prueba	Prueba	Prueba
Drop Raising			1	2	3
Altura prom. del Taladro	mt		17.2	17	17.6
Sección	mt x mt		40	40	40
P.especifico del material	Tn/m ³		3	3	3
Diámetro de taladro	pulg		2	2	2
Número de taladros			14	14	14
Total metros perforados	mt		190.7	189.8	192.1
Costo de perforación para 2"	\$/mt		2	2	2
Costo total de perforación	\$		381.4	379.6	384.2
Taladros por rimar			0	0	0
Costo de perforación con broca 5"	\$/mt		5.13	5.13	5.13
Metros de rimado	mt		0	0	0
Costo de rimado	\$		0	0	0
Costo total de perforación	\$		381.4	379.6	384.2
Costo total de perforación por metro	\$/mt		2.00	2.00	2.00
Explosivos					
Anfo	kg		210	210	215
Número de fulminantes	pz		0	0	0
Dinamita	kg		4.99	4.99	4.99
Guía lenta	mt		0	0	0
	pz		0	0	0
Cordón detonante	mt.		0	0	0
Detonadores eléctricos	pz		14	14	14
Cordón de conexión (2 x 22)	mt		315	310	320
Guía rápida	mt		0	0	0
Costo de Anfo	\$/Kg	0.55	115.50	115.50	118.25
Costo de fulminante	\$/pz	0.25	0.00	0.00	0.00
Costo de dinamita	\$/Kg	0.02	0.07	0.07	0.07
Costo de Guía lenta	\$/mt	0.04	0.00	0.00	0.00
Costo de Fanel	\$/pz	1.52	0.00	0.00	0.00
Costo de Cordón detonante	\$/mt.	0.17	0.00	0.00	0.00
Costo de mecha rápida	\$/mt	0.12	0	0	0
Costo de detonador eléctrico	\$/pz	1.22	17.08	17.08	17.08
Costo de cordón conexión	\$/mt	0.60	189	186	192
Costo de voladura por disparo	\$		115.57	115.57	118.32
Costo total de voladura	\$		135.57	135.57	138.32
Costo de voladura por metro	\$/mt		7.9	7.9	7.9
Número de tareas en voladura			2	2	2
Costo de tareas (\$10/tarea)	\$/tar	10	20	20	20
Costo de andamios y otros (1%)	\$		0	0	0
Costo total de tareas	\$		20	20	20
Material roto	Tn.		1692.5	1652.4	1689.6

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

	Perf.	Vol.	Perf.+ Vol	Perf.	Vol.	Perf.+Vol.
	\$/mt	\$/mt	\$/mt.	\$/Tn.	\$/Tn.	\$/Tn.
Prueba 1	2.00	7.882	9.882	0.225	0.080	0.305
Prueba 2	2.00	7.882	9.882	0.230	0.082	0.312
Prueba 3	2.00	7.859	9.859	0.227	0.082	0.309

Tabla 8.4
COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

Modelo C.Konya	Unidad	Precio	Prueba	Prueba	Prueba
Drop Raising			1	2	3
Altura prom. del Taladro	mt		17.6	17.3	18
Sección	mt x mt		33	33	33
P.especifico del material	Tn/m ³		3	3	3
Diámetro de taladro	pulg		2	2	2
Número de taladros			14	14	14
Total metros perforados	mt		193.1	191.7	194.5
Costo de perforación para 2"	\$/mt		2	2	2
Costo total de perforación	\$		386.2	383.4	389
Taladros por rimar			0	0	0
Costo de perforación con broca 5"	\$/mt		5.13	5.13	5.13
Metros de rimado	mt		0	0	0
Costo de rimado	\$		0	0	0
Costo total de perforación	\$		386.2	383.4	389
Costo total de perforación por metro	\$/mt		2.00	2.00	2.00
Explosivos					
Anfo	kg		200	195	210
Número de fulminantes	pz		0	0	0
Dinamita	kg		4.99	4.99	4.99
Guía lenta	mt		0	0	0
Fanel	pz		0	0	0
Cordón detonante	mt.		0	0	0
Detonadores eléctricos	pz		14	14	14
Cordón de conexión (2 x 22)	mt		315	310	320
Guía rápida	mt		0	0	0
Costo de Anfo	\$/Kg	0.55	110.00	107.25	115.50
Costo de fulminante	\$/pz	0.25	0.00	0.00	0.00
Costo de dinamita	\$/Kg	0.02	0.07	0.07	0.07
Costo de Guía lenta	\$/mt	0.04	0.00	0.00	0.00
Costo de Fanel	\$/pz	1.52	0.00	0.00	0.00
Costo de Cordón detonante	\$/mt.	0.17	0.00	0.00	0.00
Costo de mecha rápida	\$/mt	0.12	0	0	0
Costo de detonador eléctrico	\$/pz	1.22	17.08	17.08	17.08
Costo de cordón conexión	\$/mt	0.60	189	186	192
Costo de voladura por disparo	\$		110.07	107.32	115.57
Costo total de voladura	\$		130.07	127.32	135.57
Costo de voladura por metro	\$/mt		7.4	7.2	7.5
Número de tareas en voladura			2	2	2
Costo de tareas (\$10/tarea)	\$/tar	10	20	20	20
Costo de andamios y otros (1%)	\$		0	0	0
Costo total de tareas	\$		20	20	20
Material roto	Tn.		1446.192	1370.16	1496.88

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA EN TAJEO

	Perf.	Vol.	Perf.+ Vol	Perf.	Vol.	Perf.+Vol.
	\$/mt	\$/mt	\$/mt.	\$/Tn.	\$/Tn.	\$/Tn.
Prueba 1	2.00	7.391	9.391	0.267	0.090	0.357
Prueba 2	2.00	7.234	9.234	0.280	0.093	0.373
Prueba 3	2.00	7.532	9.532	0.260	0.091	0.350

Tabla 8.5

COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA EN CHIMENEA CON JUMBO HIDRAULICO

Método Drop Raising	Unidad	Precio	Drop Actual	Diseño Anterior
Altura prom. del Taladro	mt		15	15
Sección	mt x mt		4	4
P.especifico del material	Tn/m ³		3	3
Diámetro de taladro	pulg		2	2
Número de taladros			17	17
Total metros perforados	mt		255	255
Costo de perforación para 2"	\$/mt		2	2
Costo total de perforación	\$		510	510
Taladros por rimar			6	4
Costo de perforación con broca 5"	\$/mt		5.13	5.13
Metros de rimado	mt		90	60
Costo de rimado	\$		461.7	307.8
Costo total de perforación	\$		971.7	817.8
Costo total de perforación por metro	\$/mt		2.82	2.60
Explosivos				
Anfo	kg		275	320
Número de fulminantes	pz		2	2
Dinamita	kg		7.25	4.128
Guía lenta	mt		1.8	1.8
Fanel	pz		17	12
Cordón detonante	mt.		170	132
Detonadores eléctricos	pz		0	0
Cordón de conexión (2 x 22)	mt		0	0
Guía rápida	mt		0	3
Costo de Anfo	\$/Kg	0.55	151.25	176.00
Costo de fulminante	\$/pz	0.25	0.49	0.49
Costo de dinamita	\$/Kg	0.02	0.11	0.06
Costo de Guía lenta	\$/mt	0.04	0.07	0.07
Costo de Fanel	\$/pz	1.52	25.84	18.24
Costo de Cordón detonante	\$/mt.	0.17	28.73	22.31
Costo de mecha rápida	\$/mt	0.12	0	0.357
Costo de detonador eléctrico	\$/pz	1.22	0	0
Costo de cordón conexión	\$/mt	0.60	0	0
Costo de voladura por disparo	\$		206.50	217.53
Costo total de voladura 15 mt	\$		226.50	237.53
Costo de voladura por metro	\$/mt		15.1	15.8
Número de tareas en voladura			2	2
Costo de tareas (\$10/tarea)	\$/tar	10	20	20
Costo de andamios y otros (1%)	\$		0	0
Costo total de tareas	\$		20	20
Material roto	Tn.		171	162

RESUMEN DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA EN CHIMENEA

	Perf. \$/mt	Vol. \$/mt	Perf.+ Vol \$/mt.	Perf. \$/Tn.	Vol. \$/Tn.	Perf.+Vol. \$/Tn.
Diseño actual	2.82	15.1	17.92	5.68	1.32	7.01
Diseño Anterior	2.60	15.8	18.43	5.05	1.47	6.51

CAPITULO IX

9. MEDIDAS DE SEGURIDAD E IMPACTOS AMBIENTALES PRODUCIDOS POR LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS

La perforación y voladura de rocas contribuye a la contaminación del medio ambiente, si no lo manejamos como un proceso limpio ya que existen inconvenientes que se presentan en el arranque de frentes con explosivo: Los perfiles de la excavación, de los tajos, etc. son irregulares frente a los métodos mecánicos, la alteración del macizo rocoso remanente puede ser intensa si las voladuras no se disipan con las técnicas de las voladuras de control en el perímetro, los productos mayoritariamente gaseosos tales como CO₂, CO, H₂O, N₂, NO, producto de la detonación, nocivos para los humanos y medio ambiente, por lo que es importante controlar la reacción química y partículas de polvo en el proceso de perforación y voladura.

Las propiedades del medio ambiente se tiene cada vez mas en cuenta. El objetivo es minimizar los humos tóxicos y los efectos negativos como los dolores de cabeza e irritación de la piel cuando se usa explosivos a base de nitroglicerina. Las características de los humos difieren grandemente entre el tipo diferente de explosivos.

Es importante tener en cuenta el tiempo de ventilación suficiente ya que algunos de los gases son inodoros, demasiado temprano el retorno al lugar de trabajo puede ser fatal.

Tener presente que el impacto ambiental de la voladura de rocas puede ser traducido principalmente por los siguientes efectos:

Lanzamiento de rocas.

Vibraciones del macizo rocoso.

Aire producido por el disparo.

Polvo

Gases producidos generalmente por las reacciones incompletas de los ingredientes de las mezclas explosivas comerciales.

Hablar de seguridad aplicada a la voladura es sin lugar a dudas los temas amplios de estudio en cada unidad producción, a pesar del gran avance que han experimentado los explosivos y sus accesorios a través del tiempo, en lo que a seguridad en su manipulación se refiere, esta actividad sigue siendo una de las más peligrosas en el campo minero e industrial, donde la imprudencia, imprevisión y los inexpertos irresponsables, no tienen cabida. La seguridad a la voladura, no es nada más que el cúmulo de experiencias que la humanidad ha venido acumulando a través del tiempo, traducidas en ciertas metodologías de trabajo, cada vez más seguras, que han transformado estas peligrosas sustancias, en inapreciables herramientas de trabajo, que han hecho posible el bienestar de que goza la humanidad en estos tiempos, y en otros que vendrán.

El almacenamiento, el transporte y manejo de explosivos, y solo la importancia debida al diseño de voladura, es esto, lo que inspiró ha realizar este trabajo, el diseño comprende la determinación de varias dimensiones y sus relaciones entre sí, independiente del tipo de voladura.

Todas y cada una de las perforaciones deberán ser chequeadas previamente al inicio del carguío. Es indispensable efectuar esta operación antes que se haga llegar el explosivo al lugar, y en lo posible no se haya sacado la perforadora del sector, para repasar las que presenten obstrucciones o resulten demasiado cortas. Con esto se minimiza la posibilidad de que el explosivo encartuchado, solo pueda llenar parcialmente un taladro, debido a las dificultades que puedan presentar puntas de

rocas sobresalientes en sus paredes, o trozos provenientes de la parte superior que hayan quedado atascados en su caída. Esto incluso puede afectar seriamente el carguío con explosivo a granel, cuando se trata de derrumbes parciales de las paredes de los taladros.

Precauciones con los detonadores

Si bien es cierto que las modernas técnicas, las precisas especificaciones y los rígidos controles de seguridad, han permitido disponer de detonadores con una menor dispersión en sus retardos, y mas seguros en su manipulación, no se debe olvidar que sigue siendo elementos que contienen explosivos muy sensibles al impacto, fricción y calor: mezclas pirotécnicas que reaccionan rápidamente ante una chispa, y por lo tanto requieren de precauciones especiales ante cualquiera de estos riesgos. Se recomienda transportar estos dispositivos en sus envases originales evitándose un innecesario manipuleo previo.

Los detonadores eléctricos, como es normal un cierto porcentaje de éstos, dañados en su delicado sistema de encendido interior, durante su transporte u operaciones a efectuar el carguío de los tiros, es indispensable que estos dispositivos sean chequeados en repetidas ocasiones, y ante cualquier duda de un posible daño. El chequeo se chequeará antes de preparar el cebo, además después del carguío del material explosivo, pero antes de introducir el taco.

La Electricidad extraña, por el mismo hecho de que estos fulminantes están diseñados para detonar bajo la acción de un impulso eléctrico de una determinada intensidad, se constituye en elementos muy peligrosos al ser usados en un medio que sea factible de que cargas eléctricas de origen natural o artificial, se introduzcan subrepticamente en el circuito eléctrico, con serias posibilidades de provocar detonaciones prematuras que pongan en peligro la integridad física del personal y del equipo. La electricidad extraña comprende todas las energías

eléctricas de cualquier tipo y origen, que pueden estar presentes en el lugar de la voladura, debiendo tener cuidado con los diferentes tipos de corrientes extrañas.

Diferentes tipos de corrientes extrañas.

Corrientes vagabundas: Se define así a la que fluye involuntariamente o voluntariamente de un sistema conductor aislado, debido a una deficiencia en la aislamiento o a que se utiliza voluntariamente la tierra como vía de retorno, respectivamente.

Las vías alternativas que toman estas corrientes vagabundas pueden ser entre otras la corteza terrestre, cañerías metálicas, vías férreas, cercas metálicas, madera húmeda, estratos de rocas conductoras ubicadas sobre o entre otras no conductoras, cualquier elemento que pudiera estar en contacto con aislaciones defectuosas, etc.

Naturalmente que el riesgo se presenta cuando un detonador eléctrico queda intercalado en alguna de estas vías, pudiéndose llegar a su detonación prematura, si la combinación intensidad, tiempo de exposición llegan a superar sus requerimientos mínimos.

Electricidad Estática.

Corresponde al tipo de electricidad generada por el contacto y separación de partículas, y aculada inactiva en algunas personas u objetos que se desempeñan el papel de acumuladores, constituyéndose en un riesgo potencial, por la posibilidad de poderse descargar a través de un detonador, con la suficiente intensidad para iniciarlo prematuramente.

De esto, se desprende, que es indispensable que se cumplan secuencialmente 3 condiciones: generación, acumulación y descarga, para que este tipo de energía pueda llegar a constituirse en un real riesgo para los detonadores.

Dado que el carguío neumático del Anfo es una operación normal y frecuente en voladura, con serios riesgos de una iniciación prematura por una repentina descarga de electricidad estática acumulada en estos equipos, si no se toman las medidas adecuadas, la primera tiene por objetivo asegurar que la corriente estática que se va generando en el proceso de carguío, que es imposible evitarla por ser un fenómeno natural, cuente con las vías apropiadas para ir descargando a tierra a medida que se va produciendo, para evitar que se acumule en el cargador o en la persona que está operando, y sea una amenaza permanente durante todo el proceso de carguío.

Detonadores no eléctricos

Con frecuencia se cree que por no contar con un sistema eléctrico de encendido, estos detonadores son inmunes a todo tipo de corrientes extrañas, pero esto no es completamente cierto, ya que si bien esa característica los hace menos sensibles a las corrientes vagabundas o a las de radio frecuencia, pueden ser iniciados por la caída de rayos, por las corrientes estáticas o por los campos eléctricos de gran intensidad. Por estas razones, siempre que acerque una tormenta eléctrica, deberían pararse las operaciones de carguío y llevar al personal a lugar seguro. Los encargados de la voladura deben conocer, comprender y dominar muy bien, el método de uso proporcionados por los respectivos fabricantes.

9.1 ALCANCES A LOS SUPERVISORES EN SEGURIDAD

PERSONA PROPENSA A LA SEGURIDAD

- *Tiene una relación cálida con otras personas.*
- *Planifica a futuro y lo hace bien.*
- **El dinero es importante en una forma madura.**
- **No expresa agresión ú hostilidad a la compañía.**
- *Se preocupa de la salud.*
- **Su salud es mucho mejor a aquella del grupo de personas propensas a incidentes.**

Dr. Le Shaw

✿ PERSONAS PROPENSAS A GENERAR INCIDENTES (REINCIDENTES)

- Fuerte tendencia a ser agresivo al hablar.
- No saber como manejar la frustración, buscando metas alternas cuando han sido bloqueados. Esto es apreciado en su hostilidad y rebeldía a la autoridad.
- Egoísmo (las necesidades propias son primero).

Dr. Le Shaw

4 ERRORES COMUNES AL DAR ORDENES

- 1. Dar demasiadas órdenes a la vez.*
- 2. Equivocarse al suponer que las órdenes han sido entendidas.*
- 3. Poner demasiados NO en las órdenes.*
- 4. Dar instrucciones insuficientes ó demasiadas.*

ACATAMIENTO DE LAS ORDENES

- *Hacerlo con cordialidad.*
- *Persuadir.*
- *Solicitar.*
- *Disciplina.*

ANALISIS DE LA SEGURIDAD DEL TRABAJO

- **TRABAJO** *Por ejemplo, voladura.*
- **TAREA** *Preparar el trabajo, por ejemplo, funciones de un detonador.*

PASOS PARA HACER UN JSA (ANALISIS DE SEGURIDAD DEL TRABAJO)

- **Seleccionar el trabajo.**
- **Seleccionar la tarea (medida).**
- **Particionar la tarea en pasos.**
- **Identificar las herramientas SHE críticas.**
- **Analizar estos pasos.**
- **Decidir sobre el camino seguro y su registro.**
- **Comunicar - entrenar a los empleados.**
- **Listar observaciones planificadas al trabajo.**

DEFINICION DE RESPONSABILIDAD

Es por lo que cada uno debe responder e incluye:

HONRADEZ:

- *Conocer la diferencia entre lo que está bien y mal.*
- *Ser responsable por lo que hago.*
- *Responsable por aquellos que se encuentran bajo mi mando.*
- *Control de emociones.*
- *Conocer el comportamiento humano.*
- *Organizar y dirigir las actividades de trabajo de otros (H&C&A modes).*
- *Tomar decisiones prácticas.*

CONSTRUYENDO UNA BUENA ACTITUD DE SEGURIDAD

➤ ***PASO 1: Situar las bases.***

Charlas de seguridad, posters, normas SHE.

➤ ***PASO 2 : Personalizar la actitud para el individuo.***

En el entrenamiento para el trabajo, reconocimiento, buena supervisión.

➤ ***PASO 3 Estabilidad de impedimentos en la actitud emocional.***

Discutir los incidentes de trabajo con los empleados, su rol, imitando la actitud de sus superiores.

➤ ***PASO 4 Manteniendo una actitud positiva.***

- Examen de actitud.
- Medición constante.

CAPITULO X

10. CONCLUSIONES:

- a) En la voladura de la chimenea es importante controlar la distancia de 0.28mt entre el taladro cargado y alivio se puede reducir hasta 0.25 mt. Para no dudar la rotura en la profundidad y luego generar el slot necesario para luego realizar la voladura de las filas de producción, en la recuperación de los pilares de los tajos primarios, se carga los taladros de arranque con fanel de periodo corto y los demás ayudas con fanel de periodo largo, para disminuir la vibración.
- b) Para elegir el método idóneo, que nos servirá en el cálculo de los distintos parámetros de voladura de producción es importante considerar y saber interpretar los parámetros de las rocas como también el comportamiento estructural de las mismas.
- c) La desviación de los taladros, en los taladros verticales entre niveles están en un rango de 5% a7% como se indica. Aquí juega importante la precisión en la perforación.
- d) La voladura de lasa filas de producción, con fulminantes eléctricos de retardo (MS) ha dejado gran enseñanza en cuanto a los puntos críticos en la operación, la magnitud de perforación y voladura en sí, y sus consecuencias posteriores como la fragmentación que fueron los esperados, estando el porcentaje de bancos entre 10% y 12% por encima de las 18”.
- e) Las paredes finales adyacentes al pilar en recuperación después de la voladura se puede controlar mejor y por ende la contaminación del material.

- f) En cuanto al factor de carga y los costos de perforación y voladura por metro en producción y costo de perforación y voladura en chimenea obtenidos:

Voladura de producción

Modelo	F.carga	Drill + Blasting
	Kg/tn	\$/tn
Antes	0.25	0.46
R. Ash.	0.20	0.44
C. Konya	0.16	0.37
U. Langefors	0.13	0.31

Voladura en chimenea

Métodos	F.carga	Drill and Blasting
	Kg/tn	\$/mt.
Drop raising Ant.	1.89	17.92
Drop raising Pruebas	1.53	18.43

CAPITULO XI

11. RECOMENDACIONES:

- a. Toda persona encargada de la perforación y voladura de producción, debería apoyarse en un principio, en alguna de las numerosas teorías de diseño disponibles en la actualidad, para efectuar ajustes necesarios, mediante pruebas en el terreno, con un mínimo de tiempo y de costo. Una vez establecido los disparos estándar, con ayuda de una base de datos se podría establecer a priori la cantidad de explosivos y accesorios que es necesario transportar a cada voladura, contar con una carta de carguío, para la distribución de carga y de los retardos, de modo de efectuar la operación con la máxima eficiencia y el mínimo de tiempo. Es necesario hacer hincapié en que todo diseño debe ajustarse a los cambios que se va produciendo en la roca. El diseño de una voladura comprende la determinación de varias dimensiones y sus relaciones entre sí, independiente del tipo de voladura. Tener control en la perforación de chimenea (Método Drop raising) en la distancia del taladro cargado y vacío es vital para el éxito de la rotura.

- b. Es importante el control de la voladura en los límites finales del tajo, porque esto garantizará una pared final estable, seguridad para minar los niveles inferiores y garantizar las reservas del mineral que puedan perderse por deslizamientos producidos por la falta de control del nivel de vibración de las voladuras.

- c. La precisión en la perforación es importante, llevar un control, de la longitud, ángulo de inclinación y desviaciones producidas en los taladros es en realidad muy importante para no afectar con la voladura zonas adyacentes al tajo como es las paredes de R.H.C.

- d. Las desviaciones de los taladros es un tema de estudio, que en cierta manera utilizar una gama de nuevos accesorios de perforación implicaría ciertos cambios para poder utilizar barras T45 Guie rod y TAC 64 tube para poder reducir las desviaciones.

- e. Referencias de trabajos realizados en Cía. mineras nacionales y extranjeras , es la bibliografías que manejo para tener criterio en este sistema de trabajo de voladura, tanto para realizar el slot así también para la perforación de producción, la mas cercanas son de las Cía. Mineras de Chile, que han desarrollado mas esta técnica. La secuencia de retardos no compensará por mal diseño de voladura(confinamiento inadecuado, mala distribución de energía, etc.). Con el diseño adecuado la secuencia de retardos puede controlar la dirección y monto de desplazamiento.

CAPITULO XII

12. BIBLIOGRAFÍAS

1. Agreda, Carlos Ph. D. : “Modelización Matemática de la Voladura de Røeas”
Lima, Perú. Nov. 1993
2. U. Langefors and B. Kihlstrom “Técnica Moderna de Voladura de Rocas”
Gyttorp, Suecia, 1968
3. Rune Gustafsson “Técnica sueca de voladuras”
SPI, Nora, Suecia, 1977
4. Calvin J. Konya Ph. D. “Blast Design”
Diciembre, 1998
5. Dr. Kumao Hino “Theory and practice of blasting”
Asa. Yamaguchi-Ken, Japan, 1953
6. C.K. McKenzie “Surface Blast Design Technology”
December, 1998
7. Walterio Chavez Gavilan “Explosivos y Tronaduras”
Santiago de Chile, 1980
8. Universidad Nacional del Altiplano “Explotación Subterránea”
Puno, 1998
9. Otros. Recopilación de información de Cías. Mineras Nacionales y Extranjeras(Chile)