

**UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"**



**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
GEOLOGÍA Y METALURGIA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**

**NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
EMPLEANDO LAS TÉCNICAS DE VOLADURA
CONTROLADA EN LA U.M. ARES – GRUPO
HOCHSCHILD**

TESIS

**Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS**

**Presentado por:
Bach. VEGA GARCIA, Michel Dario**

**HUARAZ – PERÚ
2015**

DEDICATORIA

*A Dios, mi Familia y al recuerdo
imperecedero de mi abuelito
"Corcino Garcia Mejia".*

AGRADECIMIENTO

Gracias a Dios por guiar mis pasos diariamente, permitiéndome aprender de mis errores con entereza y aplomo; a mis padres Juana y Eugenio que con su amor, perseverancia, comprensión y apoyo incondicional. Así mismo el esfuerzo constante que realizan por forjar mi futuro, por enseñarme a ser fuerte, a que sea consecuente con mis ideales y firme con mis decisiones, al respeto hacia el prójimo y por tener siempre su apoyo incondicional; a mis hermanos Wilmer y Rusbel por su amor y amistad.

*A mi alma Mater, **Universidad Nacional "Santiago Antúñez de Mayolo"**, que me brindó los conocimientos suficientes para poderlos utilizar en mi vida profesional; asimismo, en forma especial mi agradecimiento a todos los ingenieros de nuestra gloriosa Facultad, que hacen y seguirán haciendo una de las más trascendentales universidades del país. No puedo dejar de mencionar a mis compañeros de la Facultad de Minas por su amistad.*

Mi especial agradecimiento a la Unidad Minera Ares, por haberme brindado las facilidades para la realización de esta tesis y así poder lograr mi anhelo de ser Ingeniero de Minas.

RESUMEN

El yacimiento aurífero Ares se localiza en el paraje de Vizcacuto a 30 km al NE del pueblo de Orcopampa capital del mismo nombre, provincia de Castilla, departamento de Arequipa. Los problemas frecuentes en la Unidad Minera Ares es respecto a la perforación y voladura, daños presentados en los hastiales y la corona por utilizar explosivos de alta potencia, distribución de taladros y un arranque inadecuado dando lugar a disparos fallados, consumo excesivo de explosivos de alta potencia y deficiencias en los avances.

Como parte de la estrategia de controlar las pérdidas de operación en perforación y voladura, se optó por emplear las técnicas de voladura controlada en labores de desarrollo lineal, para lo cual, se tuvo que capacitar al personal respectivo.

Como resultado, se ha logrado controlar la sobre rotura de la corona y los hastiales de la sección de desarrollo lineal aplicando voladura precorte y recorte. La nueva malla de perforación y voladura controlada permite obtener un avance lineal efectivo de 94.118% en voladura de la galería. Por lo tanto es importante el paralelismo entre los taladros y también el uso de tacos de arcillas. Se ha reducido número de taladros cargados de 36 taladros a 29 taladros, con una profundidad o longitud de taladro de 1.70 m. En la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 16.120 kg/disparo a 11.753 kg/disparo. La diferencia de consumo de explosivo es de 4.367 kg/disparo. También se concluye que el costo de explosivos se reduce de 205.40 Nuevos Soles/disparo a 168.51 Nuevos Soles/disparo. La diferencia de costo de explosivo es de 36.89 Nuevos Soles/disparo¹. Es decir el ahorro es 110.67 Nuevos Soles/día y 3,320.10 Nuevos Soles/mes.

PALABRAS CLAVES

Nueva malla de perforación y voladura.

¹ El sistema de trabajo por día es de 3 guardias, cada guardia es de 8 horas. La guardia A inicia a las 4:00 a.m. y finaliza a las 12 medio día. La guardia B inicia a los 12 del mediodía y finaliza a las 8:00 pm. La guardia C, inicia a las 8:00 pm. y finaliza a las 4:00 a.m. del día siguiente.

SUMMARY

The Ares gold deposit is located in the hamlet of Vizcacuto 30 km NE of the town of Orcopampa capital of the same name, province of Castilla, Arequipa department. Frequent problems in Ares Unid Mining, is about drilling and blasting, damage presented in the gables and crown by using high explosives, distribution of drills and improper start resulting in missed shots, excessive consumption of high explosive power and deficiencies in progress.

As part of the strategy to control operating losses in drilling and blasting, it was decided to use the techniques of controlled blasting in linear development work, for which he had to train relevant personnel.

As a result, it has managed to control the break on the crown and sides of the section of linear development using precut blasting and trimming. The new mesh drilling and controlled blasting allows for an effective linear feed of 94,118% in blowing up the gallery. Therefore it is important parallelism between the bores and plugs using clays. Reduced number of holes 36 loaded with holes 29 holes, with a depth or length of drill 1.70 m. In the blasting it has been reduced explosive consumption of 16,120 kg/shot to 11,753 kg/shot. The difference is explosive consumption of 4,367 kg/shot. It is also concluded that the cost of explosives is reduced from 205.40 news suns/shot a 168.51 news suns/shot. The cost difference explosive is 36.89 news suns/shot. That is the saving is 110.67 news suns/day and 3,320.10 news suns/month.

KEYWORDS

New drilling mesh and blasting

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación titulado **NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EMPLEANDO LAS TÉCNICAS DE VOLADURA CONTROLADA EN LA U.M. ARES – GRUPO HOCHSCHILD**, tiene como objetivo aplicar la técnica de voladura controlada en los labores de desarrollo y preparación, explicando en detalle todas las herramientas utilizadas en esta tesis de investigación y comparando su efectividad con otro diseño de malla.

En el primer capítulo se citan las generalidades, en el cual esta; el entorno físico y entorno geológico de la mina en estudio, en el segundo capítulo; se cita el aspecto de la fundamentación, en el cual está el marco teórico; en el tercer capítulo; la metodología de investigación, en el cual está el problema, las hipótesis, las variables y el diseño de investigación, en el cuarto capítulo están; los resultados de la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada, de la mina en estudio.

El presente trabajo de investigación, tiene la finalidad de contribuir al desarrollo de los conocimientos actuales en emplear técnicas de voladura controlada en labores de desarrollo lineal y su aplicabilidad en las operaciones de la Unidad Minera Ares. Esta tesis está orientada en la elección de una nueva malla de perforación y voladura controlada, así minimizando la sobrerotura en la corona, los hastiales de la sección y obtener un avance lineal eficiente.

ÍNDICE

PORTADA.....	i
DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
RESUMEN.....	iv
INTRODUCCIÓN.....	vi
INDICE.....	vii

CAPÍTULO I GENERALIDADES

1.1 Entorno Físico.....	10
1.1.1 Ubicación y acceso.....	10
1.1.2 Topografía.....	12
1.1.3 Recursos naturales.....	12
1.1.4 Otros.....	12
1.1.4.1 Clima.....	12
1.1.4.1 Hidrología.....	12
1.1.4.1 Recursos Humanos.....	13
1.2 Entorno Geológico.....	13
1.2.1 Geología Regional.....	13
1.2.2 Geología Local.....	14
1.2.2.1 Rocas Ígneas.....	15
1.2.2.2 Otras Rocas.....	15
1.2.3 Geología Estructural.....	17
1.2.3.1 Fallas.....	17
1.2.3.2 Diaclasas y Discontinuidades.....	18
1.2.4 Geología Económico.....	18
1.2.4.1 Origen y Tipo de Yacimiento.....	18
1.2.4.2 Mineralogía.....	21
1.2.4.3 Alteraciones Hidrotermales.....	22
1.2.4.3 Reservas de Mineral.....	23

3.2 Hipótesis.....	62
3.3 Variables.....	62
3.4 Diseño de la Investigación	62
3.4.1 Tipo de investigación.....	62
3.4.2 Población y Muestra	62
3.4.3 Técnicas, instrumentación de recolección de datos	63
3.4.4 Forma de tratamiento de los datos	63

CAPÍTULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Descripción de la realidad y procesamiento de datos.....	64
4.2 Análisis e interpretación de la investigación	69
4.2.1 Diseño de malla de perforación	69
4.2.2 Perforación del frente	75
4.2.2.1 Voladura controlada	76
4.2.2.1.1 Voladura pre - corte	76
4.2.2.1.2 Voladura recorte.....	78
4.2.2.1 Avance por disparo.....	80
4.3 Discusión de resultados	82
4.3.1 Estadísticas de las muestras de Estudio	84
4.4 Prueba de Hipótesis	85
4.4.1 Planteamiento de Hipótesis.....	86
4.4.2 Nivel de significancia o riesgo	86
4.4.3 Decisión Estadística.....	87
 CONCLUSIONES	 88
RECOMENDACIONES	89
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	90
ANEXOS.....	91

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. ENTORNO FÍSICO.

1.1.1. Ubicación y acceso.

El yacimiento aurífero Ares se localiza en el paraje de Vizcacuto, a 30 km. al NE del pueblo de Orcopampa capital del mismo nombre, provincia de Castilla, departamento de Arequipa; a una altitud promedio de 5200 m.s.n.m. (Figura 1.1.), su localización mediante coordenadas UTM es:

8 336 326 N y 804 458 E.

Y coordenadas geográficas:

Longitud Oeste	72°10'00"
Latitud Sur	1°02'00"

Los accesos a esta Unidad Minera son:

Vía terrestre:

Arequipa – Puente Condoroma – Caylloma – Ares
Arequipa – Chivay – Condoroma – Caylloma – Ares
Arequipa – Aplao – Orcopampa – Caylloma – Ares

Vía aérea:

Aeropuerto Lima – Aeropuerto Orcopampa – 55 km por carretera hasta Ares.
Aeropuerto Arequipa – Aeropuerto Orcopampa – 55 km por carretera hasta Ares.

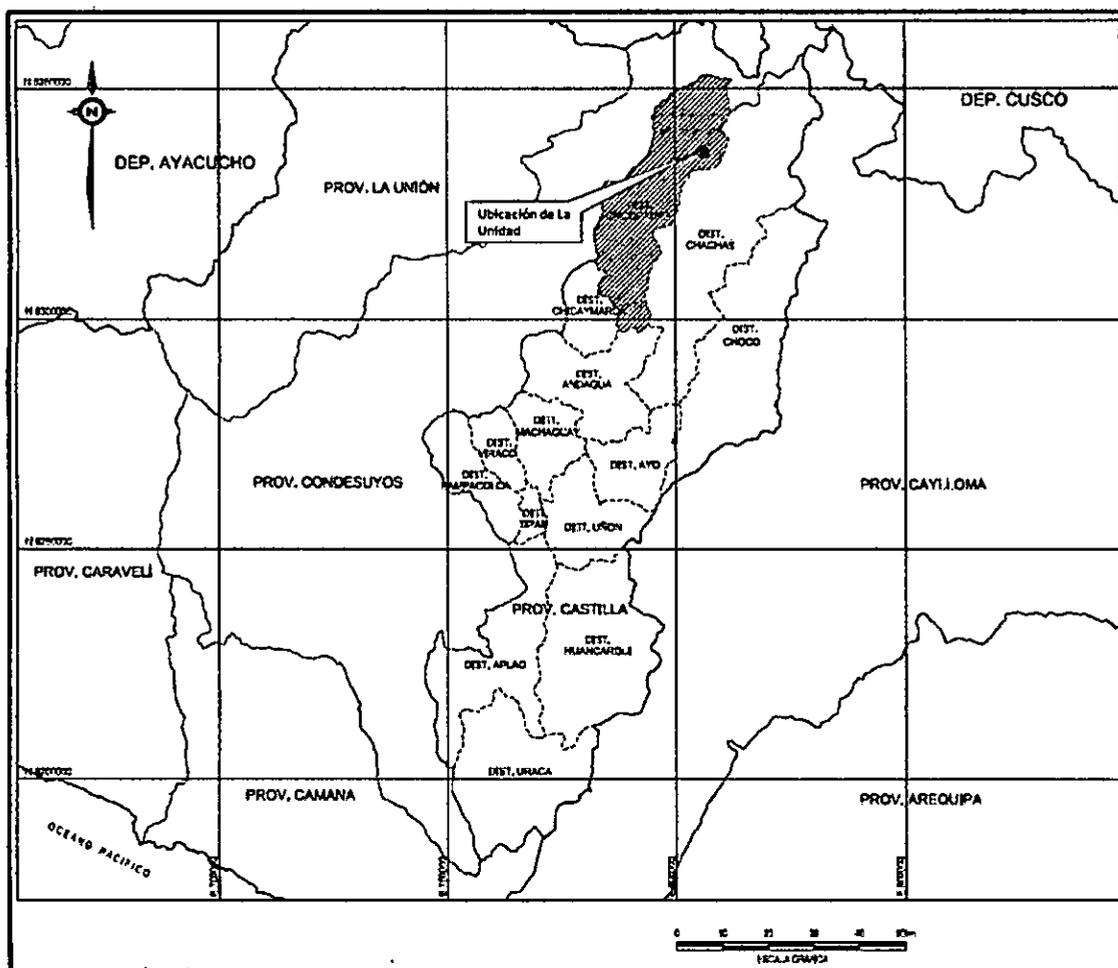


Figura 1.1. Ubicación de la Unidad Minera Ares.

Fuente: Departamento de Geología.

1.1.2. Topografía.

La topografía de la zona es semi-accidentada y de inclinación suave en la parte alta, mientras que en la parte baja es más accidentada y de mayor inclinación, (Figura 1.2.). El relieve modelado por la erosión glaciar forma depósitos morrénicos muy potentes con recubrimientos de depósitos fluvio-glaciares finos y presencia de lagunas en la zona, asimismo presenta drenaje subdentrítico y barbado.

La geomorfología en "Ares" se encuentra emplazada en un valle de origen glaciar, sobre rocas volcánicas; y, con geformas positivas como los volcanes Huajrahuri y Cajchaya, originados durante los eventos de la tecto-orogénesis andina y vulcanismo reciente del terciario y cuaternario.

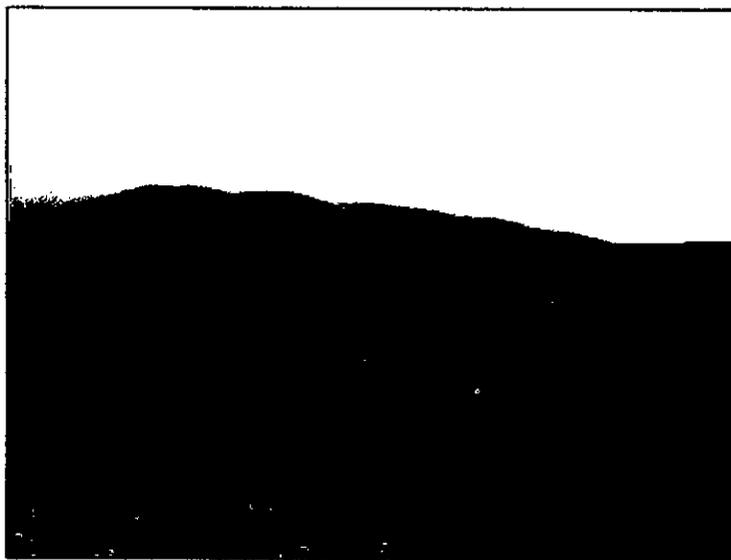


Figura 1.2. Relieve topográfico

Fuente: Fotografía tomada de la Topografía U.M. Ares.

1.1.3. Recursos Naturales.

La vegetación por esta zona es muy limitada solo se encuentra ichu, tolas y especies vegetales hemicriptofíticas, que va de acorde a las condiciones adversas del suelo y clima, solamente se presentan especies vegetales hemicriptofítica de forma almohadillada o arrosada y acicular. La flora está constituida por pastos naturales (*Stipa pastus ichu*). La fauna está representada por auquénidos domésticos (llamas y alpacas), ganado ovino, vizcachas, venados, parihuanas, patos, lagartijas y otros.

1.1.3. Otros.

1.1.3.1. Clima.

El clima es frígido y caracterizado por intensas nevadas entre los meses de diciembre a marzo, con un promedio de precipitación anual de 850 mm. La temperatura oscila entre +12°C a -12°C; y, en los meses de abril a noviembre una intensa radiación solar con cambios bruscos en la temperatura en las noches (heladas). Los vientos predominantes se presentan en las mañanas de NE a SW, al medio día de E a W y en las tardes de SW a NE; y, a una temperatura promedio de 4°C.

1.1.3.2. Hidrología.

El sistema hidrológico de esta zona, se enmarca particularmente en el micro cuenca de Machococha, sub cuenca del río Colca. Se ha identificado

importantes elementos componentes en el sistema, debido a las necesidades de extracción y requerimiento hídrico de la zona, se observa que la laguna de Machococha es la de mayor aporte y capacidad de almacenamiento. Es importante observar que esta laguna representa el mayor aporte de caudal aguas abajo, hacia el río Machococha; se debe garantizar un caudal tal que los requerimientos dados por el sistema Machococha - Asoca - Yaiculle, en conjunto satisfagan y no modifiquen el hábitat en zonas bajas de las cuencas. En la parte alta del sistema hídrico localizan los glaciales, en donde el nevado Huajrahuire localizado a una altura aproximada de 5438 m.s.n.m. tiene uno de los más importantes aportes de descarga por deshielo, otro nevado que sigue en importancia es el cerro Cajchalla y el cerro Yaiculle, cuyo caudal de deshielo descarga la laguna Llaiculle. El origen de los riachuelos, se debe principalmente a la presencia de glaciares, de aguas subterráneas "ojos de agua" y a la lluvia, que finalmente alimenta la laguna.

1.1.3.3. Recursos Humanos.

Los recursos humanos existentes en la zona, por la extrema aridez de los sectores meridionales, la topografía abrupta y alta, ha dado lugar a que los centros poblados estén restringidos a lugares estrechos, con medios mínimos para la supervivencia y su desarrollo. En el valle de Orcopampa los poblados más importantes son: Chilcaimarca y Orcopampa, le siguen en importancia, aunque rezagados: Chapoco, Huancarane, Huilluco, Tintamiarca, Misahuanca y Panahua. Un apreciable porcentaje de estos habitantes participan en los trabajos mineros.

1.2. ENTORNO GEOLÓGICO.

1.2.1. Geología regional.

La Geología Regional en la Unidad Minera Ares está principalmente compuesta de rocas volcánicas, regionalmente tiene la forma de estratos volcánicos sub horizontal. La estratigrafía volcánica de la zona está formada por las formaciones: Barroso, formación Alpabamba y la formación Tacaza (Figura 1.3.). Se tiene una formación barrosa compuesta por derrames lávicos de carácter riolítico con múltiples cavidades producto del escape de los gases durante su salida a la superficie. También encontramos a la formación Alpabamba que se encuentra compuesto por

aglomerados, brechas, tufos intercalados, dacitas, andesitas. La formación Tacaza que contiene principalmente por una secuencia de riodacitas, feldespato y plagioclasas. Otra característica principal de la litología de Ares son, las riodacitas que tiene diferentes estructuras primarias, así como la silificación y las cavidades rellenas con cristales de cuarzo, además de cristales grandes de plagioclasas que al descomponerse por la alteración hidrotermal dejan cavidades es una de las características de esta roca.

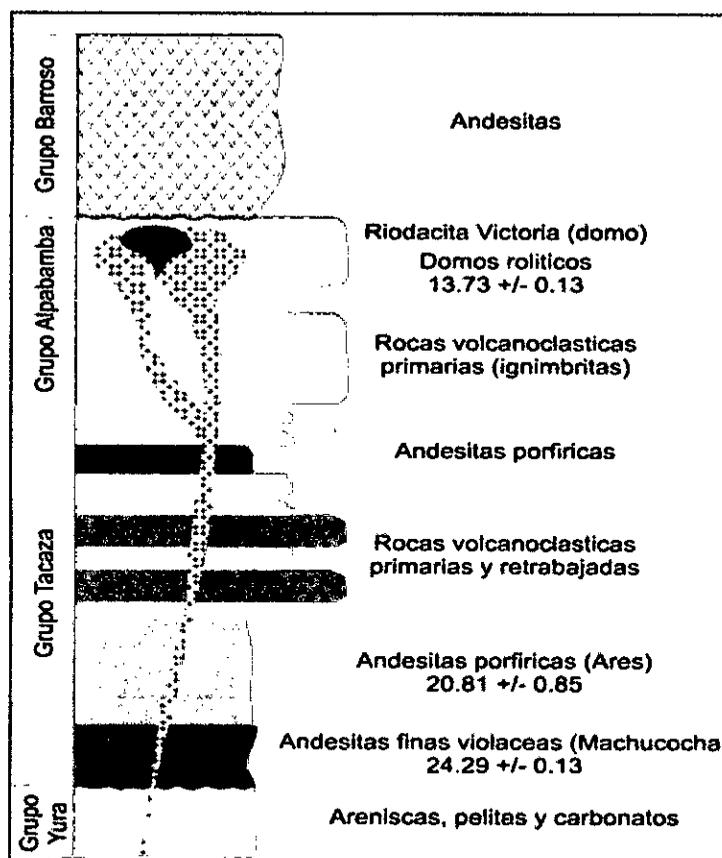


Figura 1.3. Columna estratigráfica

Fuente: Departamento de Geología de la U.M. Ares.

1.2.2. Geología local.

En la Unidad Minera Ares, existen 2 tipos de estructuras bien definidas: vetas simples cuyo ancho puede variar de escasos centímetros a varios metros, lazos cimoides con diferentes formas, como lazos cerrados, abiertos y lazos múltiples. En labores subterráneas del Nivel 4825 al menos tres lazos cimoides han sido observados, necesitan ser reconocidos en su verdadera magnitud y en detalle dado su importancia e interés, porque pueden incrementar el volumen de reservas para una

explotación a otra escala, que permitiría recuperar en su conjunto las estructuras menores que están dentro del lazo cimoiide.

La importancia de los lazos cimoides, dependen del valor económico integral del mismo de acuerdo al *cut off* que se señale. Siendo la Mina Ares, un yacimiento nuevo en su fase inicial de operación, poco se conoce de los lazos cimoidales en sus tres dimensiones, las labores de reconocimiento de la veta Victoria, ésta podría haber cortado el lazo cimoiide en la parte central o en la base (Figura 1.4.).

1.2.2.1. Rocas Ígneas.

Volcánicos riodacíticos - riolíticos, roca ígnea de origen volcánico, de color blanco grisáceo de textura generalmente afanítica, ocasionalmente porfirítica, con disseminaciones de pirita fina que presenta estructura fluida. La roca intacta es de resistencia muy alta (mayor de 200 Mpa). Esta roca encajonante es de una buena mineralización, que ha sufrido una intensa alteración hidrotermal que ha sido transformada en arcilla-limonítica, con variación gradual a ligera alteración hasta un ancho de 10 m. En algunos casos se presenta caolinizada, principalmente en las zonas contiguas a la veta, con vetillas mineralizadas, que en ocasiones aumenta ligeramente su dureza. La riodacita-riolita muy alterada y húmeda tiene una resistencia muy baja estimada entre 1 a 25 Mpa, cuyo comportamiento es de un suelo poco consistente. Esta roca está relacionada con toda la longitud de la veta Victoria, por debajo de las cotas 4890 y 4840 al piso y techo respectivamente.

1.2.2.2. Otras Rocas.

De origen volcánico-sedimentario, de color gris verdoso a verdoso grisáceo, está conformado por fragmentos angulosos y heterométricos de naturaleza volcánicatobácea (andesíticos principalmente), con una matriz limo-arenosa tobáceas de textura porfirítica, con alta disseminación de pirita fina cúbica. La roca intacta presenta una resistencia media (50 a 100 Mpa), y en las rocas con intensa alteración propilítica y argílica la resistencia a la compresión uniaxial es de muy baja (aproximada de 1 a 25 Mpa.), al estar expuestas al medio ambiente se alteran fácilmente principalmente en la zona de juntas o fracturas. Esta roca suprayace a las riodacitas en toda la longitud de la veta, asiéndose más notorio y en potentes seudos estratos hacia el NE de la Veta Victoria.

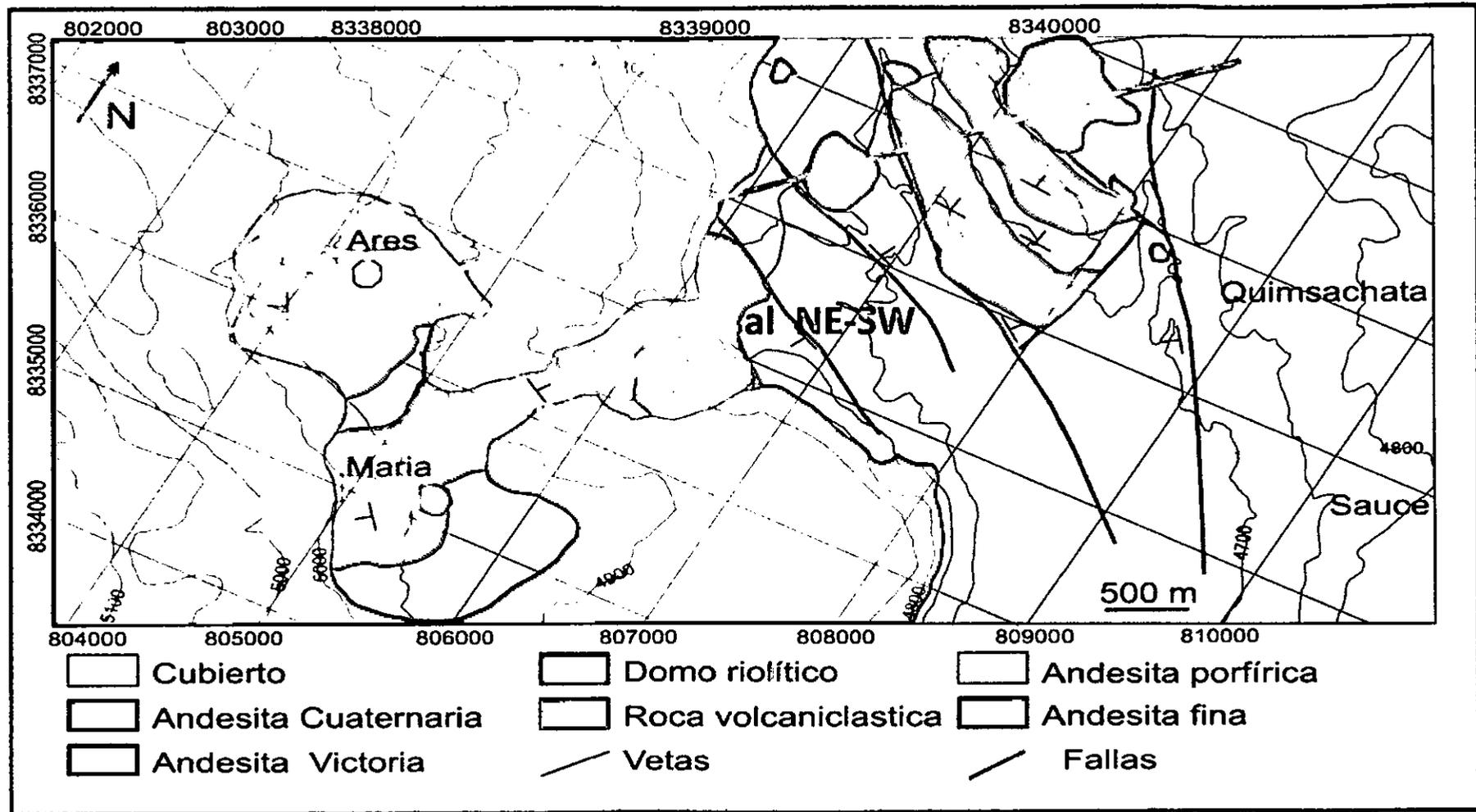


Figura 1.4. Geología local del yacimiento.
Fuente: Departamento de Geología de la U.M. Ares.

1.2.3. Geología estructural.

El aspecto estructural es de importancia en la Unidad Minera Ares, todo parece indicar que controla la ocurrencia de las estructuras mineralizadas y las no mineralizadas. En la zona, existen tres sistemas principales formados por las fallas.

1.2.3.1. Fallas.

✓ Primer sistema.

Las fallas de rumbo promedio N60°W, como Guadalupe, Claudia, Tania y Diana.

✓ Segundo sistema.

Las fallas de rumbo promedio N50°E, como Victoria, Maruja y Lula.

✓ Tercer sistema.

El tercer sistema desplaza al segundo sistema y este al primer sistema. Las evidencias y las informaciones de campo y mina, ayudan a sustentar la premisa que, el sistema más favorable a la mineralización lo constituye el segundo sistema, las estructuras de rumbo N50°E a E-W, siendo las más representativas las vetas Victoria, Maruja, Lula e Isabel con diferentes grados de importancia. Esta hipótesis puede ayudar en las exploraciones en la búsqueda de estructuras que tengan rumbos y características similares, tal es el caso de la veta María-Apolo y Rosa-Luz que necesitan ser explorados con prioridad antes que los otros sistemas como la veta-falla "Tania" donde anteriormente se ha perforado con resultados desfavorables.

El continuo tectonismo ha producido el marco estructural presente, en el cual la dupla de esfuerzos en la veta Victoria ha generado cambios de rumbo de la veta por efecto de competencia de las rocas encajonantes, dando origen a la formación de lazos cimoides, donde se pueden ubicar los cuerpos (ore shoots) estas estructuras resultan ser trampas favorables para el emplazamiento de soluciones hidrotermales; al menos tres lazos cimoides de diferentes tamaños se notan en el Nivel 4875. Igualmente este cambio de rumbo dio lugar a la formación de ramales (splits) ejemplo el Ramal Veta Victoria, que es parte del sistema y forma un gran lazo cimoiide típico con la veta Victoria, igualmente la veta Maruja con la veta Victoria forman otro lazo cimoiide.

Dentro del lazo cimoiide "Victoria" existen estructuras (ramales) que son parte del sistema principal, pueden dar un volumen de mineral adicional económico pero falta un reconocimiento y evaluación en su conjunto.

Se han preparado un plano estructural generalizado en la mina Ares en el cual se ha graficado los tres sistemas principales que forman el marco estructural actual. Este marco estructural es un adelanto a uno que deberían hacerse posteriormente con la mayor información que se consiga con el mapeo detallado. Todo parece indicar que el aspecto estructural está controlando la ocurrencia del gran lazo cimoiide Victoria, formando por las vetas Victoria, Lula y Ramal Victoria además en la veta Victoria principal existen sub lazos cimoides de importancia.

1.2.3.2. Diaclasas y Discontinuidades.

En la ventana geológica de la mina Ares, se observan tres alineamientos principales. Uno relacionado con el alineamiento NE-SW, que son las estructuras muy favorables para la mineralización con las cuales está relacionada las vetas Victoria y Maruja que forman un gran cimoiide, otra el sistema NW-SE conformado por las vetas fallas Guadalupe - Tania y una tercera de rumbo E - W conformado por las vetas Lula y Ramal Victoria, además se tienen otras adicionales del sistema N - S que conforman principalmente fallas normales y de rumbo dextral.

Las familias principales de discontinuidades que se observan en el análisis de las rocas, presentan un rumbo de N60°E que coinciden con el rumbo de la veta. Estas familias de discontinuidades tienen su influencia hasta más de 10 m. en la roca caja. Los buzamientos son paralelos o sub-paralelos a la estructura de la veta. Estas discontinuidades paralelas a la veta representan principalmente a fallas y diaclasas que tienen una superficie lisa

1.2.4. Geología económica.

1.2.4.1. Origen y Tipo de yacimiento.

El depósito de mineral que es explotado por la Unidad Minera Ares, constituye un yacimiento de origen epigenética - hidrotermal de gran interés económico. El principal mineral económico es el oro, que se encuentra diseminado en forma

microscópica, encerrado principalmente en el cuarzo bandeado gris y en las bandas de óxidos de manganeso. El oro, se halla principalmente en los clavos de mineralización, en algunos casos la mineralización de las vetas en profundidad podría estar favorecida por la presencia de fracturas. El segundo mineral económico de importancia es la plata, que está asociada al oro. La ganga, es constituida en su mayoría por rocas riódacíticas algo frescas y que varían hasta formar rocas completamente alteradas.

También existe la presencia de tufos volcánicos y aglomerados, así como brechas de cuarzo macho (cuarzo blanquecino sin contenido de oro), sin valor económico.

❖ **Descripción y características de vetas.**

La mineralización de la Unidad Minera Ares a la fecha, se tiene reconocido tres sistemas de vetas: una de rumbo NE, con buzamientos al SE y otra de rumbo NW, siendo la primera de mayor importancia en mineralización. El tercer sistema estaría conformado por el conjunto de vetas cercanas a María. Las rocas encajonantes de los sistemas de vetas de Ares están constituidas por tobas riódacitas en la parte superior, lava y aglomerados riódacíticos en la zona intermedia y andesitas en los niveles inferiores (Figura 1.5.).

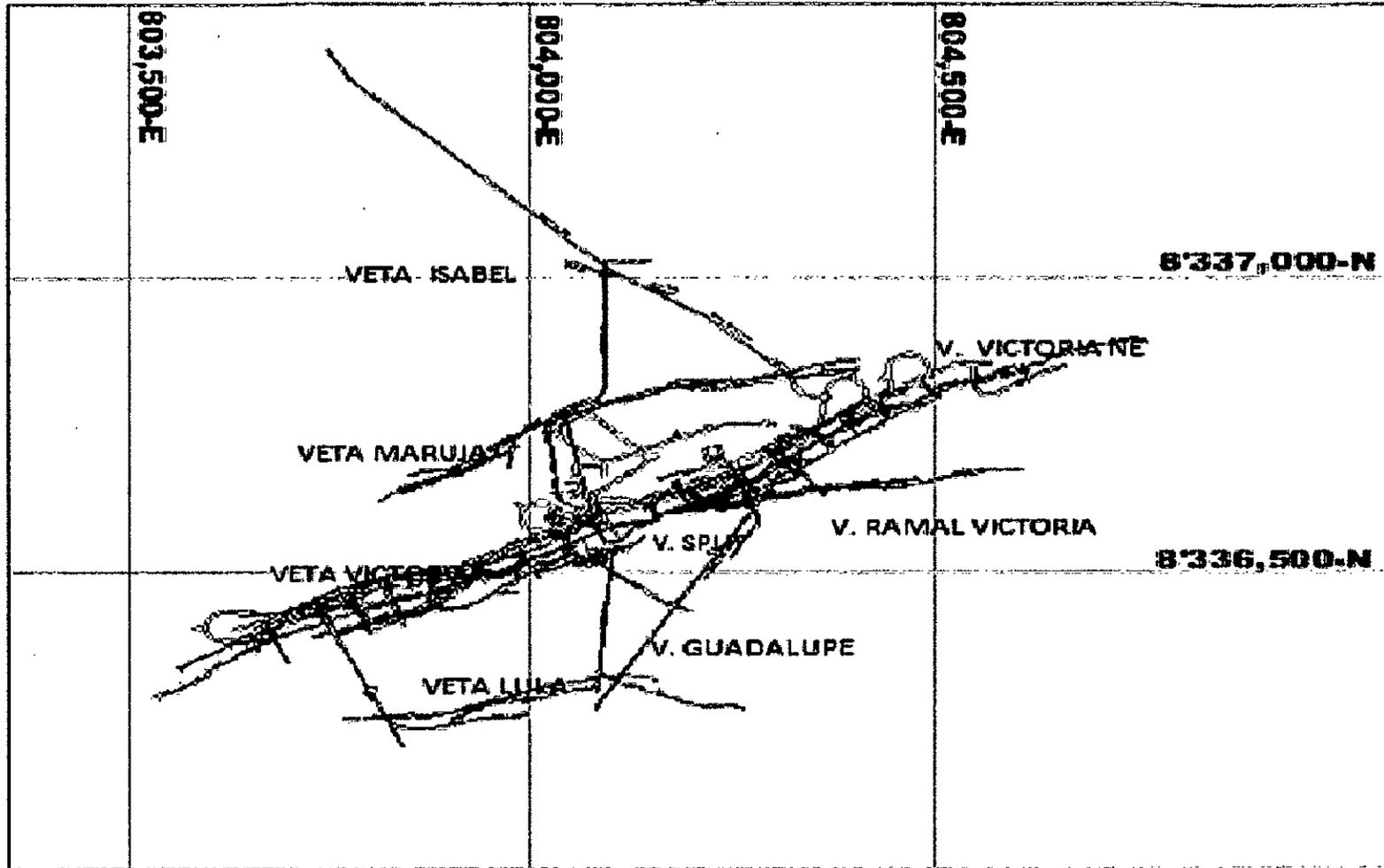


Figura 1.5. Distribución de vetas

Fuente: Departamento de Geología de la U.M. Ares.

1.2.4.2. Mineralogía.

a. Minerales de Mena.

- **Argentita (S Ag₂):** Se presenta generalmente en venillas paralelas al rumbo de la Veta, la distribución en la horizontal es irregular mientras que en la vertical va aumentando hacia los niveles inferiores (-80, -120). Color y raya gris plomo oscuro, brillo metálico, fácilmente reconocible por su color y sectilidad.

Sulfuro de Plata Ag = 87.1 %, S=12.90%.

- **Proustita (S₃ As Ag₃):** Se presenta en cristales prismáticos en drusas asociados a Cristales de cuarzo, y en venillas paralelas al rumbo de la veta la distribución zonal es similar a la distribución de la Argentita; color rojo rubí raya bermellón, brillo adamantino.

Sulfoarseniuro de Plata Ag = 65.4%, As = 15.2%, S = 19.4%.

- **Pirargirita (S₃ Sb Ag₃):** Se presenta en forma de venillas paralelas al rumbo de la veta, la distribución en la horizontal es irregular, mientras que en la vertical varía aumentando hacia niveles inferiores. Color rojo fuerte a negro, raya rojo indio, brillo adamantino.

- **Oro (Au):** Este metal no es posible observarlo macroscópicamente dado que la ley promedio es de 1,00 gr por tonelada y su presencia solo puede ser determinada por procedimientos químicos.

Es posible que se presente como inclusiones, relleno de intersticios, micro venillas y finas disseminaciones microscópicas que alcanzan tamaños que varían entre 10 y 30 micrones. También como granos libres de oro nativo y electrum (aleación natural de oro y plata).

b. Minerales de Ganga.

- **Cuarzo:** Generalmente blanco lechoso, masivo; se presenta en bandas paralelas a las cajas, su distribución es regular en la horizontal y disminuye en profundidad. A menudo se presentan drusas con cristales de cuarzo de tamaño variable, asociados a la calcita.
- **Pirita:** Se presenta como mineral primario y como mineral secundario producto

de la alteración hidrotermal, en el primer caso se presenta en pequeños piritoedros, en el segundo caso se le encuentra disseminado en la andesita.

- **Calcita:** Su distribución es regular en la horizontal, en la vertical aumenta en profundidad. La calcita se presenta asociada al cuarzo en cristales de variados formas (prismáticos, romboédricos).

1.2.4.3. Alteraciones Hidrotermales.

Los agentes de alteración que afectaron al yacimiento, son de tipo físicos y químicos, estos atacaron a la roca de modo intenso. Los agentes físicos que actúan en el ámbito externo por los cambios bruscos de temperatura y aspectos climáticos, son las que provocan la desintegración de la capa superficial del macizo rocoso, y los agentes químicos juntamente con los físicos afectaron hasta una profundidad por debajo de las labores actuales; además, la circulación de aguas ligeramente aciduladas infiltrados por las discontinuidades del macizo rocoso (riodacitas principalmente) y la estructura de la veta que presenta una buena permeabilidad, permitieron la circulación de las aguas para generar la alteración, por las fisuras de los tufos es mínima la filtración de aguas. En estas condiciones, aumenta el grado de alteración en el macizo rocoso para todas las labores subterráneas y principalmente en las galerías sobre las vetas, con la siguiente disminución del grado de estabilidad de la abertura excavada.

Las aguas que se infiltran, limonitizan a los minerales ferrosos de la roca encajonantes y de la veta de manera moderada a intensa. En las zonas argilizadas por el carácter hidrofílico de las arcillas, comprometen al reforzamiento y/o pandean y colapsan principalmente por presiones verticales y laterales que, algunas veces los reforzamientos o sostenimientos empleados se desmoronan.

Las alteraciones hidrotermales, son las más importantes y que han afectado en mayor grado a la roca encajonante, estas ocurrieron durante la precipitación de las soluciones mineralizantes, fácilmente reconocidas en las proximidades de las vetas. La alteración argílica es intensa en las riodacitas principalmente y moderadas en los tobas volcánicos (Figura 1.6.); la alteración propilitica es moderada (en rocas andesíticas tobas con coloración verde oscura, tufo brecha), la alteración sericitica y cloritización es de moderada a intensa. De acuerdo los estudios realizados, las

anchuras de las alteraciones hidrotermales y de la meteorización aumentan según la profundización, debido también a la proximidad del nivel freático.

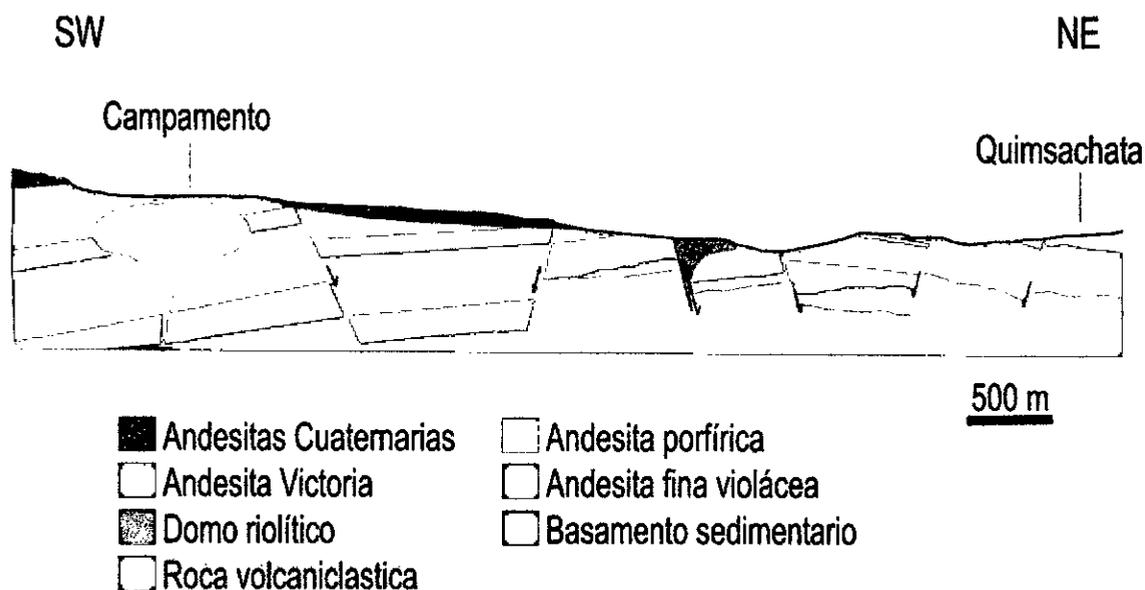


Figura 1.6. Corte transversal de la estructura.

Fuente: Departamento de Geología de la U.M. Ares.

1.2.4.4. Reservas de Mineral.

Actualmente en la veta "Victoria", con las informaciones obtenidas de la perforación y geología de minas, se puede estimar un potencial tentativo referencial, lo que permitirá explorar con mayor intensidad a la veta "Victoria", para ubicar mayor volumen de mineral en los años siguientes y extender la vida de la mina.

Largo	=	900 m.
Altura	=	225 m.
Ancho promedio	=	6.5 m.
Volumen	=	1, 316 250 m ³
P.e.	=	2.55
TM	=	3, 356 437.5 TM
Factor 25 %	=	2, 517 328 TM

Al 31 de Diciembre del 2013 el cálculo de reservas de mineral fue:

Económico	=	734 194 TM
Marginal	=	275 970 TM
TOTAL	=	1, 010 164 TM

Con leyes de Ag = 6.75 oz/TM y Au = 17.06 gr/TM

Si descontamos el mineral cubicado con todas sus categorías al 31 de diciembre de 2013 potencial al 26 de enero, existirían al menos 1,010 164 TM de mineral (potencial) adicional por dimensionar y cubicar en el transcurso del tiempo con una exploración bien dirigida y la decisión conveniente. Al incrementar el volumen, las leyes bajarían tal vez en un 25 % (factor de seguridad), entonces las leyes podrían disminuir y serían:

Ag	=	5.06 oz/TM
Au	=	12.30 gr/TM

Entonces las reservas de Mineral serían:

RESERVAS	FACTOR DE SEGURIDAD: 25%	LEYES	
		Ag	Au
Económico	734 194 TM	5.06 oz/TM	1230 gr/TM
Marginal	275 970 TM	< 5.06 oz/TM	< 12.30 gr/TM
TOTAL	1, 010 164 TM		

concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento”.

Subterráneo: “Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra”.

Frente: “Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura”.

Parámetro: “Es el valor de las características que nos interesan en el colectivo o universo. Este valor se infiere a partir de las estadísticas, es el valor estimado del parámetro”.

Arranque²: “Son taladros perforados y cargados; primero en ser iniciados para generar una cara libre”.

Burden: “Distancia de la cara libre más próxima medido perpendicularmente hacia el eje del taladro. La dureza de la roca, fracturas, explosivos utilizados y la fragmentación requerida determina la selección del *burden*”.

Espaciamiento: “Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o área de influencia en una malla de perforación”.

Espaciador. “Elemento o material utilizado para separar las cargas dentro de un mismo barreno”.

Factor de carga³: “Es la cantidad de explosivo usada por m^3 de roca volada o por TM”.

Esponjamiento. “Aumento del volumen de una roca después de ser troceada”.

Ley: “Es la cantidad de metal contenido en un mineral expresado en porcentaje por una unidad de peso o volumen, también puede expresarse en onzas o gramos para metales preciosos”.

Velocidad de detonación: “Es la velocidad de reacción de un explosivo, que viaja a lo largo de la columna explosiva. La alta velocidad es favorable en roca dura, mientras que un explosivo de baja velocidad es más conveniente en roca suave”.

² También es denominado Cuele.

³ Existen dos términos que aparentemente tienen el mismo significado pero en la práctica es distinto, es el factor de carga y el factor de potencia, el primero tiene como unidades dimensionales a kg/m^3 de explosivo y el segundo tiene como unidades dimensionales a kg/ton . el primero se utiliza en frentes para calcular los kg de explosivo que estás utilizando por cada m^3 que estás rompiendo, sea en galerías subniveles, chimeneas, pero cuando rompes tajos (mineral) se utiliza el factor de potencia.

2.1.3. Fundamentación Teórica.

2.1.3.1. Operaciones Mineras.

El método de explotación es corte y relleno mecanizado en *breasting*, con relleno cementado en pasta, su acceso es por rampas de 14' x 13'. Con 12% de gradiente, rampas de 4.00 x 4.30 m con ventanas a la veta, ya que se tienen rocas competentes; posee buen sostenimiento y en tramos pequeños sigue siendo controlado con un buen desatado.

La limpieza y extracción de mineral se realiza con *scoops* diesel de capacidad nominal de 2.5 yd³ de cuchara y en los tajeos angostos, galerías *scoops* eléctricos cautivos de 0.5, 0.75, 1.0 y 1.5 yd³ de capacidad respectivamente. A partir de la rampa de profundización, se preparan cruceros de acceso a la veta mineralizada, siendo la altura entre niveles de 50 m. Al llegar a la veta se dimensiona y preparan galerías para la explotación.

Como labores de preparación a partir de las galerías se hacen chimeneas, caminos y chimeneas de ventilación; Se utilizan perforadoras *jackleg* en los avances lineales y *stoper* para perforaciones verticales en la explotación, en cada labor se cuenta con un juego de barrenos integrales de 4', 6' y 8'. Después de los disparos se limpia el mineral roto y luego se rellena con relleno cementado en pasta hasta obtener una altura de perforación de 2.7m.

Se construyen chimeneas de accesos y de relleno para los tajeos, a fin de facilitar la ventilación. Después del disparo, la evacuación de gases es por las chimeneas que conectan de nivel a nivel hasta superficie manteniendo con aire fresco los caminos de tránsito de personal. Después de la ventilación, ingresan los *scoops* a efectuar la limpieza, el mineral es transportado con *scoops* directamente a los *ore passes* que llegan a las rampas de extracción y para ser cargados a los volquetes, también se hace de forma directa de la tolvas a los volquetes para luego ser transportado a planta concentradora.

Los explosivos usados en la operación de voladura son la dinamita Semexsa 65 % para los taladros de producción y los Exadit 45 % para los taladros de contorno.

Luego de tener listo la preparación, se da inicio al primer corte, empezando en la parte central del tajeo, de esta manera el tajeo queda dividido en 2 alas cada uno de 60 m. Para el siguiente corte se tiene un ciclo de minado ya establecido de acuerdo a

la experiencia durante la explotación del tajeo. Se realiza el avance de forma horizontal, se rellena el ala SW hasta el nivel del *ore pass* dejando libre la cámara de volteo. Se realiza la zona del camino, *ore pass* y cámara de volteo, parte central, el acceso se realiza por el camino extremo del tajeo. Se realiza la explotación hacia el SW desde el *ore pass* hasta lograr cola de trabajo para el *scoop* y dejar libre el camino central.

Características del método de explotación.

El método de minado aplicado en la explotación en la Unidad Minera Ares es el de corte y relleno ascendente. El acceso se realiza mediante una rampa central de gradiente nominal negativa de 12 %. De esta parten ventanas cada 60 metros que dan inicio a las preparaciones de los tajos en veta Victoria y a las chimeneas de acceso y servicios. De igual manera se intercepta las estructuras menores (Lula, Ramal, Victoria, Maruja).

Operaciones unitarias.

a. Perforación y voladura.

La perforación se ejecuta con máquina perforadora *jackleg* en dirección horizontal con una barra de 6 pies. En la voladura se utilizan como accesorios el Carmex de 7' (Figura 2.1.) y dentro de los explosivos la dinamita Semexsa 65% y Exadit de 45%. Se realizan tres disparos al día, dejando ventilar el frente de trabajo una hora.



Figura 2.1. Chispeo de frente

Fuente: Fotografía tomada al momento de chispeo

b. Limpieza y extracción de mineral.

b.1. Limpieza con scooptram.

La limpieza de mineral en los frentes se realizan con *scooptram* eléctricos de 0.7 y 1.5 yd³ de 70 hp de Atlas Copco y en labores mixtas con winches de arrastre de 15 hp. (Figura 2.2.).



Figura 2.2. *Scooptram* eléctrico
Fuente: Fotografía tomada en la galería

b.2. Limpieza con winche.

Los winches eléctricos de arrastre de mina son equipos fundamentales en el proceso de extracción de minerales, es utilizado para jalar la carga de un lugar hacia un lugar. Este equipo es usado principalmente en minería subterránea para arrastrar el mineral suelto de las labores convencionales junto con la rastra. El winche eléctrico cumple una importante función en el proceso de la explotación minera. (Figura 2.3.).

La extracción de mineral o limpieza de mineral se practica con winches de arrastre y el rastrillo ya sea de un sub nivel o de los tajos convencionales que son rastrillados hasta los echaderos y trasladados a la cancha de mineral o a la planta concentradora.



Figura 2.3. Limpieza de carga con winche eléctrico.
Fuente: Fotografía en SN 651E.

c. Sostenimiento.

El sostenimiento de las labores se realiza mediante diversos métodos según las características del macizo rocoso, incluyendo anclajes, elementos rígidos (cimbras metálicas, segmentos circulares y planchas acanaladas), elementos flexibles (concreto lanzado simple, concreto lanzado estructural, relleno cementado, muros de concreto, malla metálica electrosoldada, malla de eslabones y una combinación de listones metálicos, malla y pernos denominada sistema Ares), y elementos de sostenimiento con madera como cuadros, *cribbing*, puntales y pilares.

c.1. Sostenimiento con cuadros.

Los trabajos realizados en las galerías, son armados de cuadro completo y estos cuadros son coneados, de igual manera se utiliza en los subniveles, tajos y cámaras. (Figura 2.4.).

c.2. Sostenimiento con cimbras.

Se utilizará en labores como rampas, ventanas y/o cruceros, galerías, chimeneas de ventilación, subestaciones eléctricas, complejos de bombeo principal, etc. El sostenimiento está conformado: Cimbra metálicas, pernos con malla y *shotcrete*, pernos sistemáticos más *shotcrete*, *shotcrete* con fibra de acero o con fibra sintética (*Shotcrete* estructural) y cuadros de madera (Figura 2.5.).

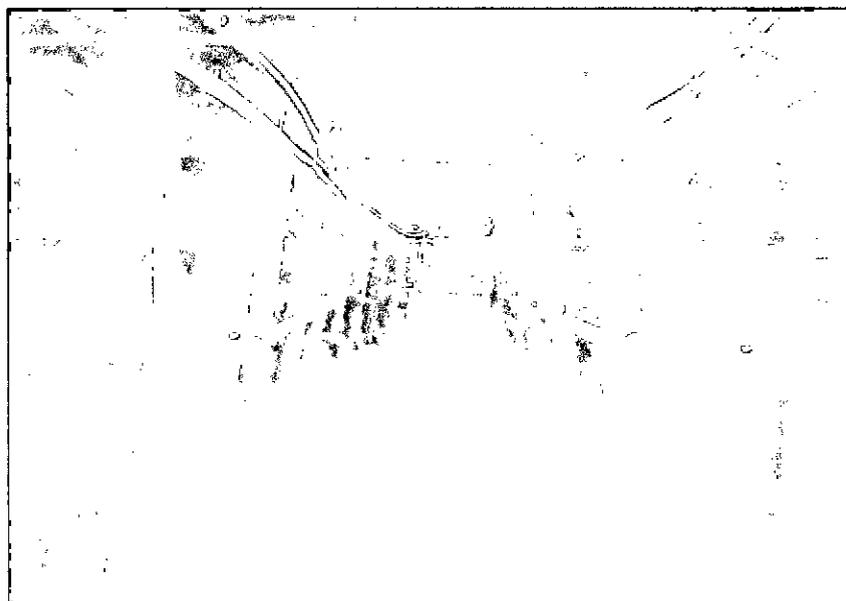


Figura 2.4. Sostenimiento con cuadro

Fuente: Fotografía en GAL 651W



Figura 2.5. Cimbras en la rampa principal

Fuente: Fotografía tomada en la U.M. Ares

c.3. Sostenimiento con pernos y mallas.

El sostenimiento con pernos y mallas se realiza en rampas, galerías, subniveles y estocadas (Figura 2.6.) La distribución de pernos y malla en galería es 6 pernos de *split set* de 5 pies y 3 pernos *swellex* de 5 pies (Figura 2.7.) y (Figura 2.8.). En subniveles la distribución de pernos es de 7 de *split set* de 3 pies. (Anexos).

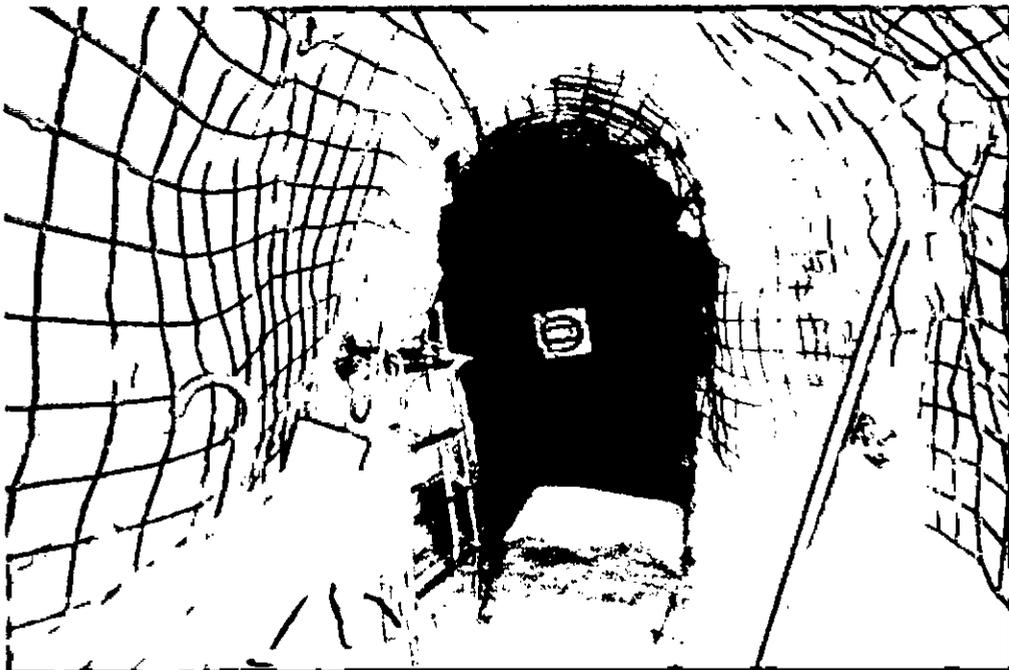


Figura 2.6. Pernos y malla electrosoldada

Fuente: Fotografía en SN 652.

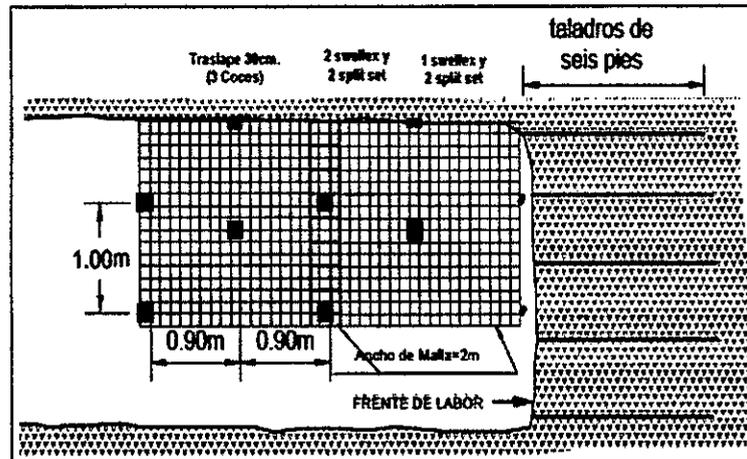


Figura 2.7. Distribución de pernos

Diseño: Propio.

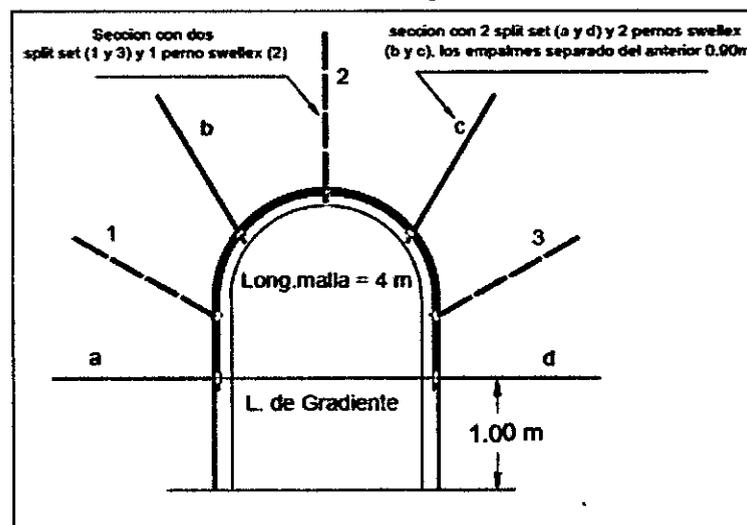


Figura 2.8. Distribución de pernos *split set* y pernos *swellex*

Diseño: Propio.

Servicios necesarios para las operaciones dentro de la mina.

El aire comprimido necesario para las labores de mina es generado por tres compresores eléctricos *Ingersoll Rand* de 401,2 l/s (850 pie³/min) de capacidad cada uno, ubicados cerca de la entrada de la rampa. El aire comprimido es conducido a las labores de la mina a través de una red de tuberías. El agua necesaria para las labores de mina, es producto de la recirculación del bombeo que luego de pasar por un proceso de decantación ingresa por gravedad a las diferentes labores por una red de tuberías instaladas.

Los dos ventilaciones de 56,64 m³/s (120 000 pie³/min) que actúan como extractores, ubicados a los extremos de la zona mineralizada, garantizan una ventilación adecuada.

Aberturas con conexión a la superficie.

- **Bocaminas.**

Existe una bocamina, la rampa Victoria que sirve como acceso a los diferentes niveles de las Minas de la U.M. Ares que será considerada en el cierre final (Figura 2.9.).

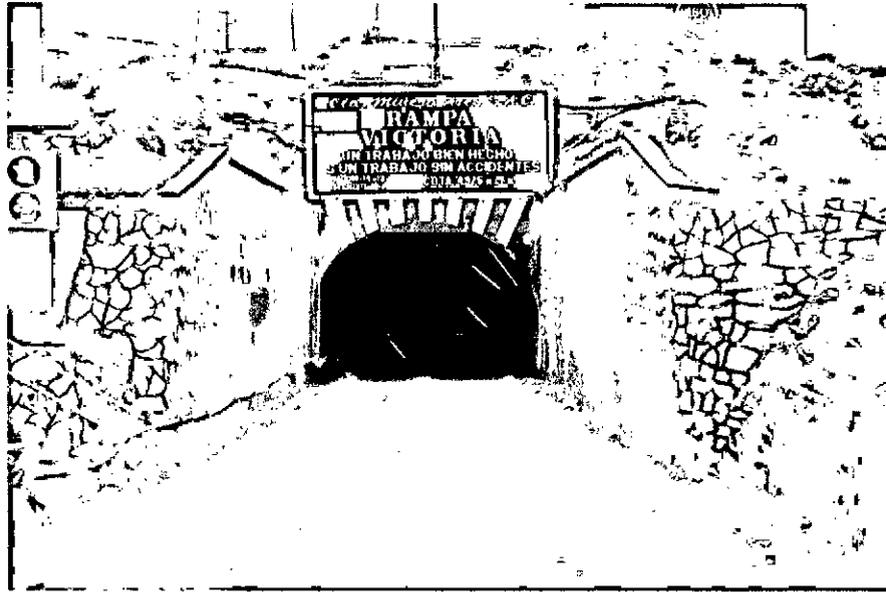


Figura 2.9. Bocamina de rampa Victoria
Fuente: Fotografía U.M. Ares

- **Chimeneas.**

La profundidad de las chimeneas es variable, comunicando algunas con varios niveles y subniveles, a la vez que se profundizan a medida que el minado avanza. Su sección promedio es de 6 m^2 (Figura 2.10.).

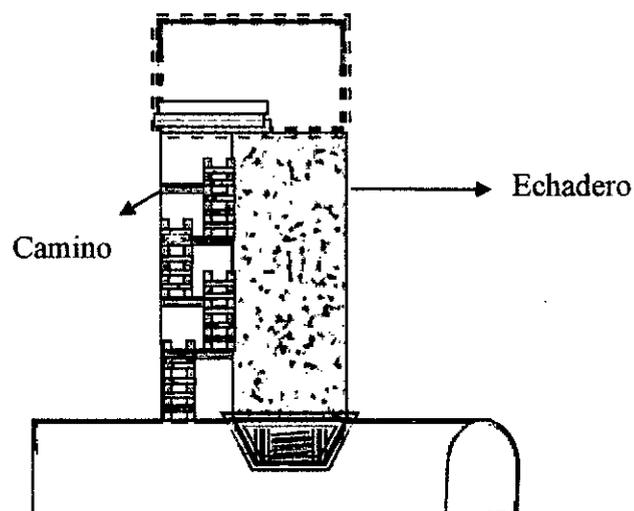


Figura 2.10. Chimenea doble compartimiento
Diseño: Propio.

2.1.3.2. Voladura controlada⁴.

Las técnicas de voladura han sido desarrolladas para controlar el sobre rompimiento en los límites de la excavación. El operador debe decidir el propósito de la técnica de control antes de que ésta sea seleccionada. Algunas técnicas se utilizan para producir una pared de apariencia atractiva con poca o nada de preocupación por la estabilidad del manto rocoso. Otras técnicas se utilizan para proveer esta estabilidad al formar un plano de falla antes de comenzar las voladuras de producción. Esta segunda técnica puede o no ser cosméticamente atractiva, pero desde el punto de vista de la estabilidad, realiza su función. Los métodos de control de sobre-rompimiento se pueden dividir en tres tipos: precorte, voladura de recorte (amortiguada) y perforación lineal.

El precorte utiliza barrenos cargados ligeramente, con espaciamentos cerrados y que se disparan antes de las voladuras de producción. El propósito del precorte es el de formar un plano de fractura a través del cual las grietas radiales de la voladura de producción no puedan pasar. Secundariamente, el plano de fractura formado puede ser cosméticamente atractivo y permitir el uso de taludes con mayor pendiente y que requieren de menor mantenimiento. Debe pensarse en el precorte como una medida de protección para mantener la pared final sin daños causados por la voladura de producción.

La voladura de recorte es una técnica de control que se utiliza para limpiar o afinar una pared final después de la voladura de producción. Las voladuras de producción pueden haberse efectuado muchos años antes o pueden efectuarse con un retardo más corto dentro de la misma voladura. Ya que la hilera de barrenos de recorte alrededor del perímetro es la última en dispararse en una voladura de producción, no realiza ninguna función para proteger la estabilidad de la pared final. Las grietas radiales de la voladura de producción pueden viajar dentro de la pared final. Las capas de lodo y otras discontinuidades pueden canalizar los gases del área de la voladura de producción hacia adentro de la pared final. El único propósito de una voladura de recorte es el crear un perímetro cosméticamente atractivo y estable. Este tipo de voladura no ofrece protección a la pared final de la voladura de producción.

⁴ Algunos investigadores también llaman a la voladura controlada como voladura perimetral, perimétrica o de contorno.

La perforación lineal es una técnica cara, que bajo las condiciones geológicas adecuadas, puede utilizarse para producir una pared final segura y cosméticamente atractiva. Puede, bajo las circunstancias adecuadas, ayudar a proteger al contorno final de las grietas radiales al actuar como concentradores de esfuerzos causando que la fractura se forme entre los hoyos de la perforación lineal durante el ciclo de voladuras de producción. Si por otro lado, el contorno de la pared es extremadamente importante, no se puede depender de la perforación lineal para proteger efectivamente la pared final. La perforación lineal es utilizada más frecuentemente en combinación con el precorte o con el recorte que por sí sola. Aunque el uso de voladuras controladas es más común en las excavaciones de superficie, se ha utilizado con éxito en voladuras subterráneas, cuando las condiciones lo permiten. A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales.

Entre sus condiciones fundamentales tenemos:

- 1) Relación de espaciamento a *burden* inversa a la normal; es decir menor espaciamento que *burden*, usualmente: $E = 0,5$ a $0,8 B$.
- 2) Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de 2,1 a 1.
- 3) Carga explosiva lineal distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables como los de *Exsacorte*, o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.
- 4) Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
- 5) Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance, como el *Exacorte*.
- 6) Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí, y sólo después de la voladura principal. (Es conveniente un intervalo mínimo de 60 a 100 MS entre el último

taladro de la voladura principal y los taladros de la línea de corte periférica).

- 7) Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar, de lo contrario no hay buen resultado.

Ventajas de la voladura controlada.

- Produce superficies de rocas lisas y estables.
- Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre-excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura. También facilita el transporte de los detritos de voladura, por su menor tamaño.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de 1,50 a 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el autosostenimiento de las excavaciones.
- En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

Desventajas de la voladura controlada.

- × Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- × Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.
- × En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

Son varias las técnicas para voladura controlada desarrollada en los últimos años, muchas veces específicamente para un problema particular, pero las más aplicadas son:

- ☛ Voladuras de precorte.
- ☛ Voladura de recorte.
- ☛ Voladuras amortiguadas.

2.1.3.2.1. Voladura pre - corte (pre - splitting, preshearing or stress relieving).

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (Grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantánea (Figura 2.11.). El disparo de los taladros de precorte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 MS, el disparo es pues en dos etapas (Exsa, 2001).

Normalmente es necesario efectuar algunos disparos de prueba para conocer el comportamiento de la roca y ajustar parámetros, pero como guía puede aplicarse algunas ecuaciones propuestas para el caso, como las de C. Konya, así: El factor de carga por pie de taladro que no cause daño a la roca, pero que produzca suficiente presión como para crear la acción de corte se puede estimar por:

$$q = [(\emptyset)^2 / 28]^{\oplus}$$

Dónde:

q: Carga de explosivo por pie de taladro (lb/pie).

∅: Diámetro de los taladros vacíos, en pulgadas.

Si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de precorte será determinado por la ecuación:

$$E = (10 \times \emptyset)^{\oplus}$$

Dónde:

[⊕] Calvin J. Konya. INGENIERÍA DE EXPLOSIVOS.

[⊕] Calvin J. Konya. INGENIERÍA DE EXPLOSIVOS.

E: Espaciamiento, en pulgadas.

Ø: Diámetro de los taladros vacíos, en pulgadas.

2.1.3.2.2. Voladura de recorte.

Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura “principal” o de producción. El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de precorte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre. El espaciamiento normalmente es mayor que en el precorte, pudiendo ser determinado por la ecuación:

$$E = (16 \times \text{Ø})^{\oplus}$$

Dónde:

E: Espaciamiento.

Ø: Diámetro del taladro vacío.

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 MS, los de recorte (Figura 2.11.). Las condiciones de confinamiento de ambas son diferentes, en el precorte mientras no sale la voladura principal en *burden* es infinito, en tanto que en el recorte el *burden* tiene una distancia definida y razonable, después de haber salido la voladura Principal, de modo que puede ser estimado en el diseño de la voladura. (Exsa, 2001).

El *burden* debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se “encadenen” apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de *burden* se desplace, pudiendo estimar con la ecuación:

$$B = (1,3 \times E)^{\oplus}$$

Dónde:

B: *Burden* o línea de menor resistencia.

E: Espaciado entre taladros.

Cuando los taladros de recorte tienen el mismo diámetro que los de producción la técnica se conoce como *TrimBlasting*.

[⊕] Calvin J. Konya. INGENIERÍA DE EXPLOSIVOS.

[⊕] Calvin J. Konya. INGENIERÍA DE EXPLOSIVOS.

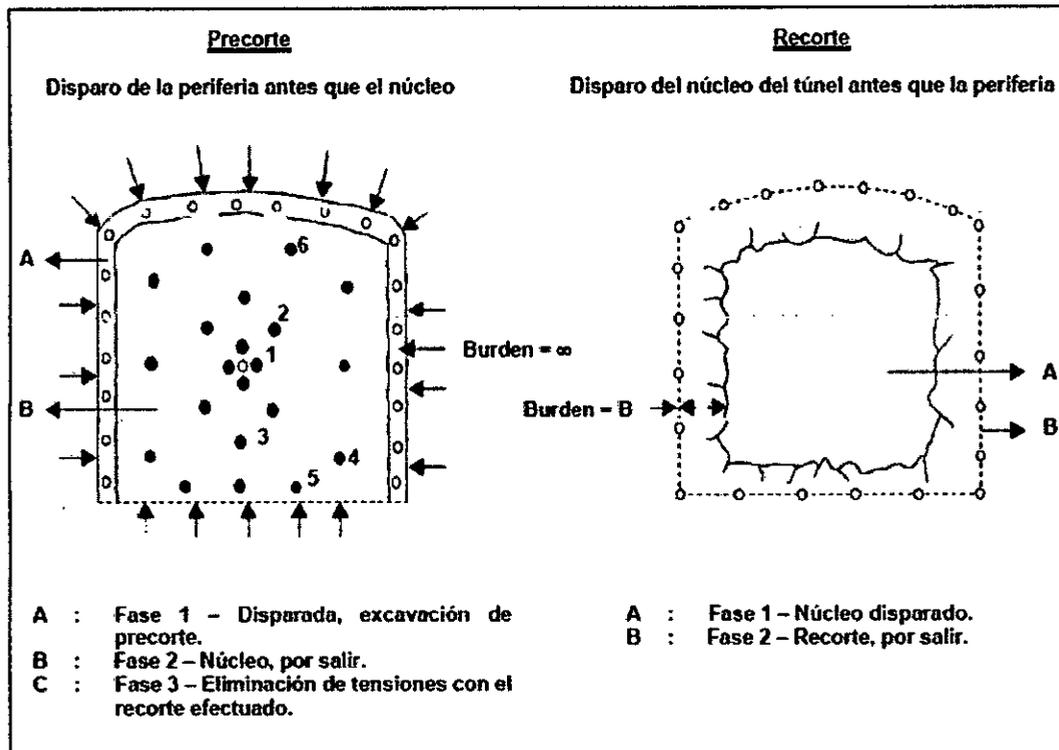


Figura 2.11. Tipos de voladura controlada.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

2.1.3.2.3. Voladura amortiguada (buffer blasting).

Es prácticamente una voladura convencional pero en la que se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en su esquema geométrico que es más reducido, como en las cargas de explosivo que deben ser menores y desacopladas. El disparo es normalmente en una sola etapa. La voladura amortiguada también denominada suave o *Cushionblasting*, recientemente ha incrementado sus posibilidades con el desarrollo de nuevas técnicas como la de ADP (*Air deckpresplitting*) y la de cargas especiales de baja densidad tipo *Examon-R* o ANFO combinado con *prills* de polietileno, aunque en este caso se presentan problemas de segregación en el carguío neumático por diferencias de densidad. También se considera dentro de esta técnica a la "perforación en línea" (*Line drilling*) o control de fractura límite, en la que una fila de taladros de pequeño diámetro, estrechamente espaciados y sin carga explosiva crean un plano de debilidad que producirá el corte como efecto de la voladura principal. El plano actuará como una cortina que limita el paso de las ondas explosivas hacia atrás. Existen numerosos arreglos de taladro para obtener cargas reducidas o desacopladas, para taladros en superficie y en subterráneo (Figura 2.12.).

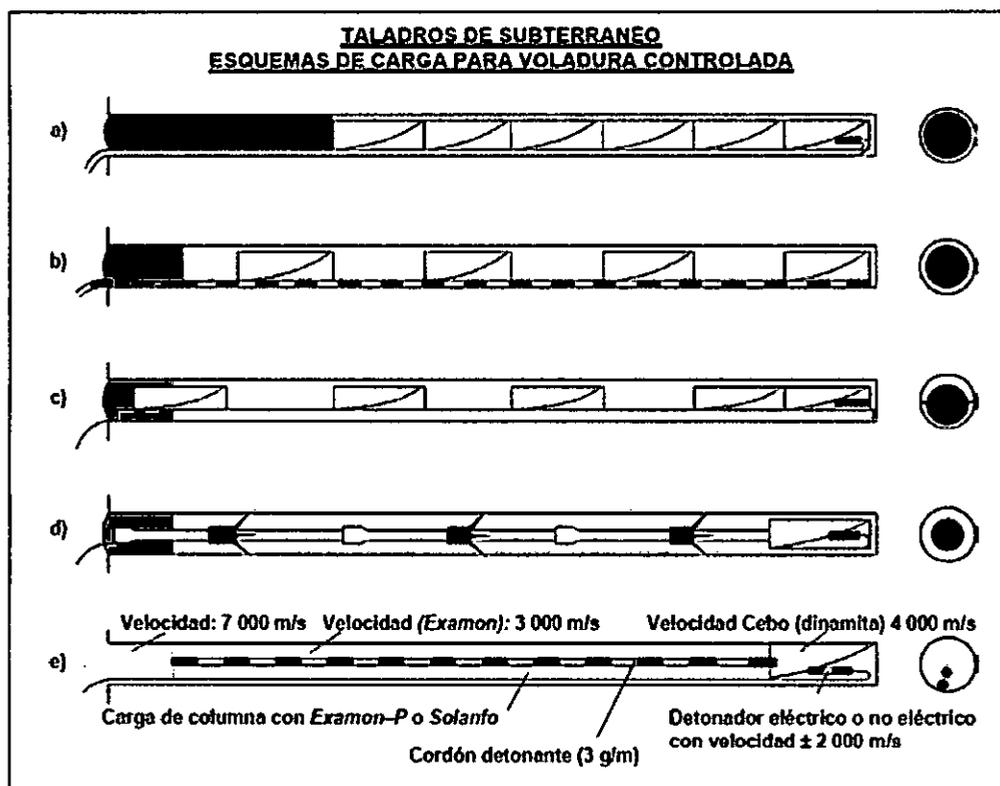


Figura 2.12. Esquemas de carga para voladura controlada.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

Del gráfico: Voladura amortiguada.

- a. Taladro con carga convencional, con explosivo de baja energía (*Exadit*) sin atacar, sin taco. Iniciación con detonador en la boca o al fondo.
- b. Taladro con cartuchos espaciados con separadores inertes o aire libre, con cordón detonante axial.

Voladura controlada.

- c. Cartuchos convencionales fijados a distancias determinadas sobre media caña de tubo de plástico. Diámetro del cartucho de 22 a 38 mm y diámetro del taladro 50 a 75 mm como ejemplo.
- d. Taladro con explosivo especial para voladura controlada (*Exsacorte*), en tubos rígidos de plástico para acoplamiento lineal, centrados en el taladro de mayor diámetro mediante plumas o rosetas. Iniciación del cebo con detonador eléctrico o de tipo *Nonel*, con taco inerte de sello, diámetro del explosivo 22 mm y del taladro 38 a 51 mm, como ejemplo.
- e. Taladro con *Examon* o *Solanfo*, con cordón detonante de bajo gramaje axial en toda la columna, amarrado al cartucho cebo e iniciado con detonador, el cordón

detonante por su mayor velocidad de detonación deflagrará una parte del explosivo granular antes que éste detone totalmente a su velocidad régimen, reduciendo así la carga y el efecto de impacto, sin afectar al confinamiento original.

2.1.3.3. Condiciones necesarias para la voladura controlada.

Aplicables al acabado de túneles, cámaras y excavaciones para cimientos de máquinas y obras civiles.

a) Perforación.

- ✓ El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.
- ✓ La precisión de la perforación es fundamental, debe mantenerse el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar, para mantener un *burden* constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte. Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobre rotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15 m. al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados (*Bootlegs*).
- ✓ El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/*burden* baja de $E = 1,3B$ normal a $E = (0,5 \text{ ó } 0,8)B$. En la práctica, para voladura amortiguada, esta distancia se estima entre 15 a 16 veces el diámetro y el *burden* de 1,2 a 1,5 veces el espaciamiento, mientras que para precorte el espaciado será de 8 a 12 veces el diámetro, considerándose el *burden* infinito. Así en la práctica son esenciales espaciamientos entre 0,3 y 0,6 m.

b) Carga.

Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

- ✓ Explosivos especiales de baja energía y velocidad, usualmente en cartuchos de pequeño diámetro, como el *Exsacorte* de 22 mm, que produce unos 1,000 bares de presión, mientras que uno convencional puede llegar a 30.000 bares.
- ✓ La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) para poder formar un anillo de

aire alrededor del explosivo que amortigüe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y debe distribuirse a todo lo largo del taladro (esto se facilita por ejemplo con los cartuchos largos de *Exsacorte* que cuentan con plumas centradoras plásticas).

La densidad de carga normalmente fluctúa entre 0,18 y 0,37 kg/m, para este caso, según el tipo de roca varía entre 0,08 y 0,22 kg/m.

Si es necesario para amortiguar la onda y facilitar la formación del plano de corte, se puede intercalar taladros vacíos de guía entre los taladros cargados.

Efectos de la voladura en la roca remanente de un túnel o tajeo: En la voladura convencional, normalmente todos los taladros del núcleo suman sus efectos de impacto a los de la corona o periferia afectando a la roca remanente como se aprecia en los gráficos (Figura 2.13.) y (Figura 2.14.), en los que también se aprecia la reducción de este efecto con la voladura controlada (Figura 2.15.).

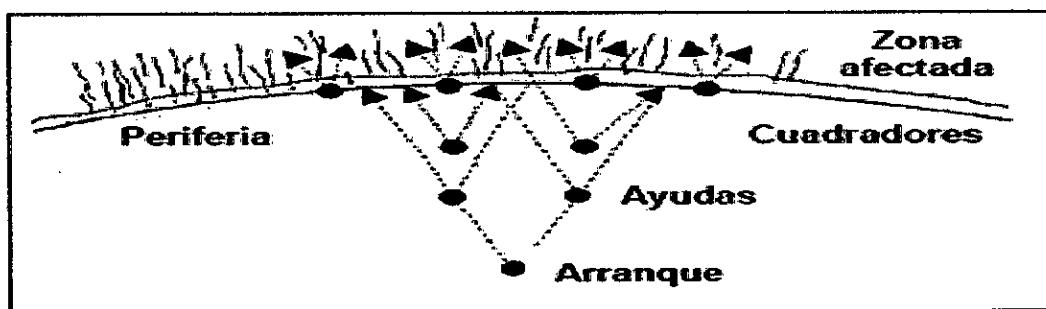


Figura 2.13. Zona afectada por la voladura.
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

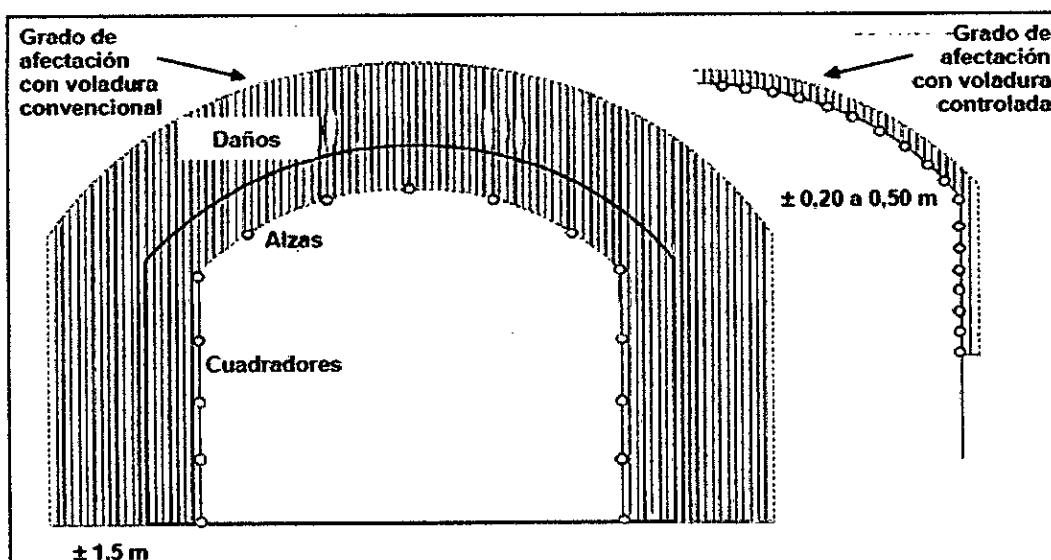


Figura 2.14. Grado de afectación con voladura convencional.
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

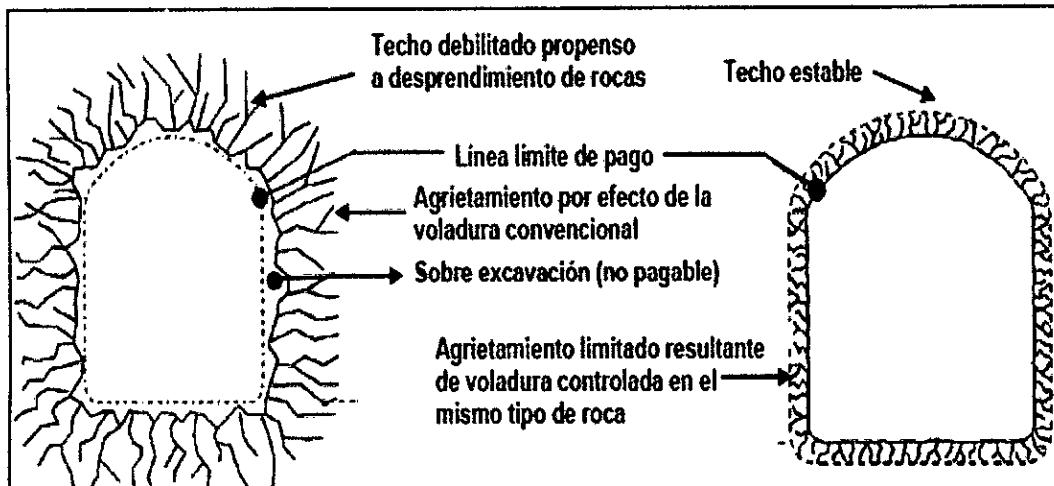


Figura 2.15. Efectos de impacto de todos los taladros sobre la corona.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

c) Carga de fondo.

Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo (Figura 2.16.). Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (*steming*) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).

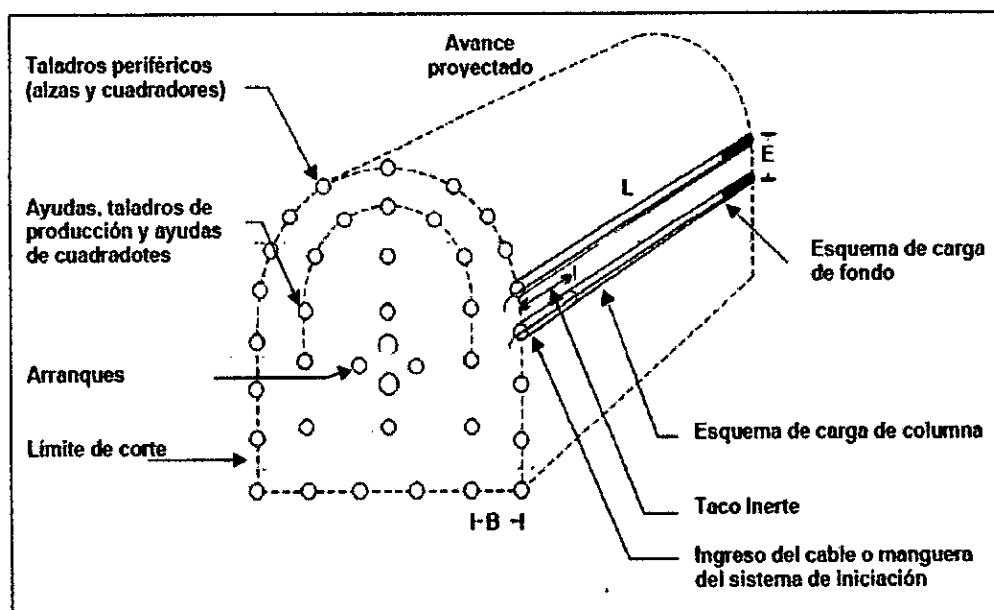


Figura 2.16. Esquema de voladura controlada para túnel (recorte).

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

d) Disparo.

El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido independiente. Debe tomarse en cuenta que la velocidad pico de partícula generada por el disparo puede llegar a causar excesivo daño a la roca remanente, efecto que se puede reducir manteniéndola por debajo de los 700 a 1.000 mm/s. Esta velocidad se puede estimar con la siguiente fórmula empírica:

$$VPP = \frac{Ce}{dxb}$$

Dónde:

VPP: velocidad pico de partícula, en m/s.

Ce: carga explosiva en caja, en kg.

d: distancia radial desde el punto de detonación, en m.

b: constante que depende de las propiedades estructurales y elásticas de la roca, y que varía de lugar a lugar.

Los medios usuales disponibles para carga controlada en pequeño diámetro son:

1. Tubos plásticos rígidos con carga interior de dinamita de baja velocidad y presión, acoplables para formar columnas de longitud requerida, con plumas centradoras para desacoplar la carga; ejemplo: *Exsacorte* de 22 mm de diámetro por 710 mm de longitud (Figura 2.17.).
2. Cartuchos convencionales de dinamita espaciados entre sí a una distancia equivalente a la longitud de un cartucho (0,20 m), iniciados axialmente con cordón detonante de bajo gramaje (3 g/m).
3. Agentes de voladura de baja densidad, normalmente granulares con componentes diluyentes reducidos de energía como polietileno expandido, aserrín, ceniza y otros. Tienen como inconveniente que pueden segregarse gravimétricamente y generan gases tóxicos.

4. Sistema de carga *air deck* con sólo carga de fondo y taco inerte, requiere adecuado control para asegurar resultados y la roca debe ser compatible con el método.
5. Cordón detonante de alto gramaje (60, 80, 120 g/m). Este elemento reduce la densidad de carga linear, pero es costoso.

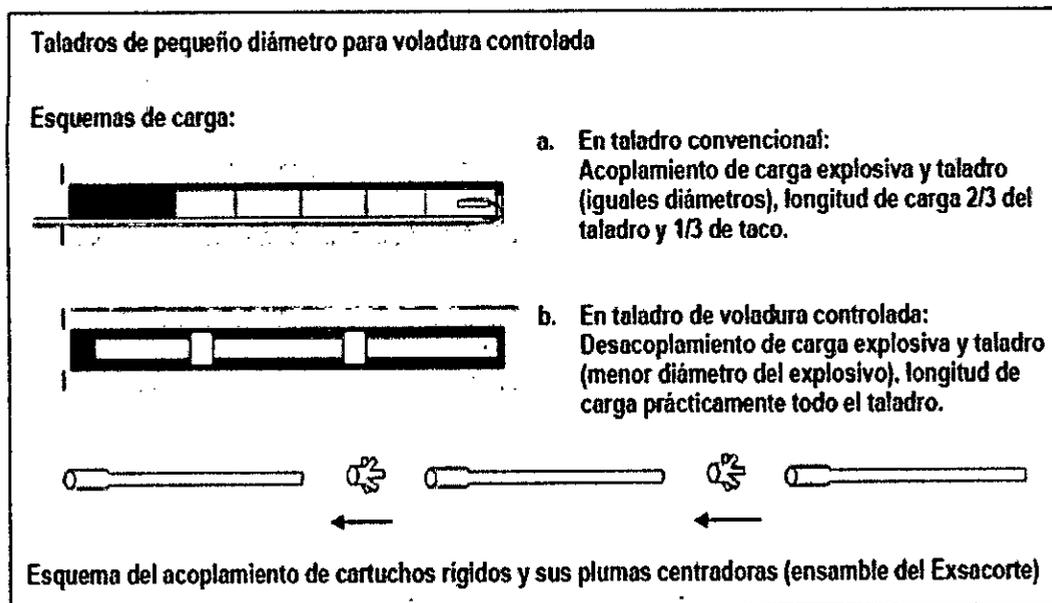


Figura 2.17. Esquema de carga explosiva.
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

2.1.3.4. Parámetros importantes para voladuras controladas.

A. Presión del taladro.

Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes del taladro. Cuanto menor sea esta presión menor será el daño a la pared final de la voladura, esta presión es aproximadamente el 50 % de la presión de detonación del explosivo. Para lograr el efecto de corte en las voladuras controladas es necesario reducir la presión dentro del taladro desacoplado y/o espaciando las cargas explosivas dentro del mismo. La siguiente fórmula se puede usar para calcular la presión del taladro:

$$P_t = p_e \times (VOD)^{2/8}$$

Dónde:

Pt: Presión de taladro.

pe: Densidad del explosivo.

VOD: Velocidad de detonación del explosivo

Para reducir la presión dentro del taladro, se debe desacoplar espaciar las cargas explosivas. El grado de acople de una carga explosiva está dada por:

$$Cr = (C)^{1/2} \times (\emptyset_e/\emptyset_t)$$

Dónde:

Cr: Relación de acoplamiento.

\emptyset_e : Diámetro de explosivo.

\emptyset_t : Diámetro de taladro.

C: Porcentaje del taladro cargado con explosivo.

La presión dentro del taladro de cargas explosivas desacopladas y espaciadas, será la siguiente:

$$Pdt = Pt \times (Cr)^{2,4}$$

Dónde:

Pt: Presión de taladro.

Pdt: Presión dentro del taladro desacoplado.

B. Relación de espaciamiento y *burden*

El espaciamiento entre taladros en una voladura controlada depende del tipo de roca y diámetro de perforación. En estas voladuras por lo general se recomienda una relación *burden*/espaciamiento (B/E) de 1.5 a 1.

Podemos partir de la siguiente relación para calcular el espaciamiento de taladros perimetrales:

$$E \leq \emptyset_t \times (Pdt + Rt)/Rt$$

Dónde:

E: Espaciamiento entre taladros.

\emptyset_t : Diámetro de taladro.

Pdt: Presión dentro del taladro.

Rt: Resistencia a la tracción de la roca.

C. Precisión en la perforación.

La precisión en la perforación es uno de los factores más importantes para el éxito de esta técnica, los taladros según diseño, deben perforarse paralelos y encontrarse en un mismo plano de corte.

D. Carga lineal.

Para taladros de contorno con diámetros de perforación entre 32 y 51 mm se recomienda la tabla adjunta.

E. Explosivos para voladura controlada.

- × *Exsacorte*: En tubos plásticos acoplables.
- × *Exadit*: Dinamita en cartuchos espaciados, con cordón detonante y de bajo gramaje a lo largo del taladro y con espaciadores de madera o de caña.
- × *Examon*: Con el método llamado *Trim Blasting* (cordón detonante axial de bajo gramaje a lo largo del taladro hasta el cebó. Tiene su detonador con línea independiente).

2.1.3.5. Trazos de arranques.

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial, denominada corte, *cuele* o arranque (Figura 2.18.), destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad. Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado (Exsa, 2001).

Métodos de corte

Corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden dos grupos:

- Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal.
- Cortes con taladros en paralelo.

rocas suaves a intermedias, mientras que el de la pirámide se aplica en rocas duras o tenaces. (Cámac, 2008).

c) Corte en cuña de arrastre (*Drag o Drawcut*).

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles, más en minas de carbono en mantos de roca suave.

d) Corte en abanico (*Fan cut*).

Es similar al de arrastre pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel, disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergentes en el fondo).

e) Corte combinado de cuña y abanico.

Usualmente recomendado para roca tenaz y dura, hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar.

f) Cortes en paralelo.

Como su nombre lo indica, se efectúan con taladros paralelos entre sí. Se han generalizado por el empleo cada vez mayor de máquinas perforadoras tipo *Jumbo*, que cuentan con brazos articulados en forma de pantógrafo para facilitar el alineamiento y dar precisión en la ubicación de los mismos en el frente de voladura. Los taladros correspondientes al núcleo y a la periferia del túnel también son paralelos en razón de que es virtualmente imposible perforar en diagonal con estas máquinas. Todos tienen la misma longitud llegando al pretendido fondo de la labor (Figura 2.19.).

Tipos de cortes paralelos.

Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- Corte escalonado por tajadas horizontales.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

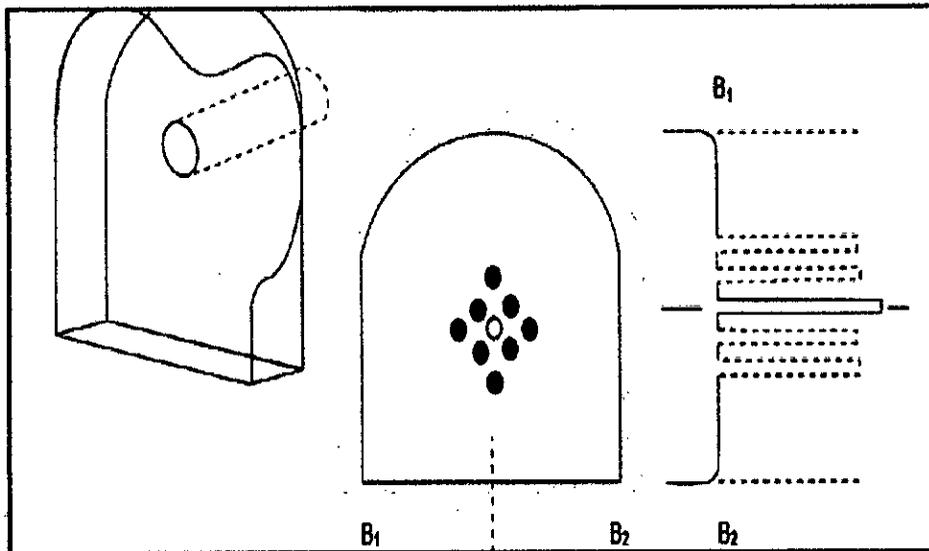


Figura 2.19. Vista del corte en paralelo.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

2.1.3.6. Diseño básico para voladura subterránea.

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo (Exsa, 2001).

Como guía inicial para preparar un diseño básico de voladura e túnel mostramos el ya conocido método de cuadrados y rombos inscritos, con arranque por corte quemado en rombo, y con distribución de los taladros y su orden de salida (Figura 2.20.).

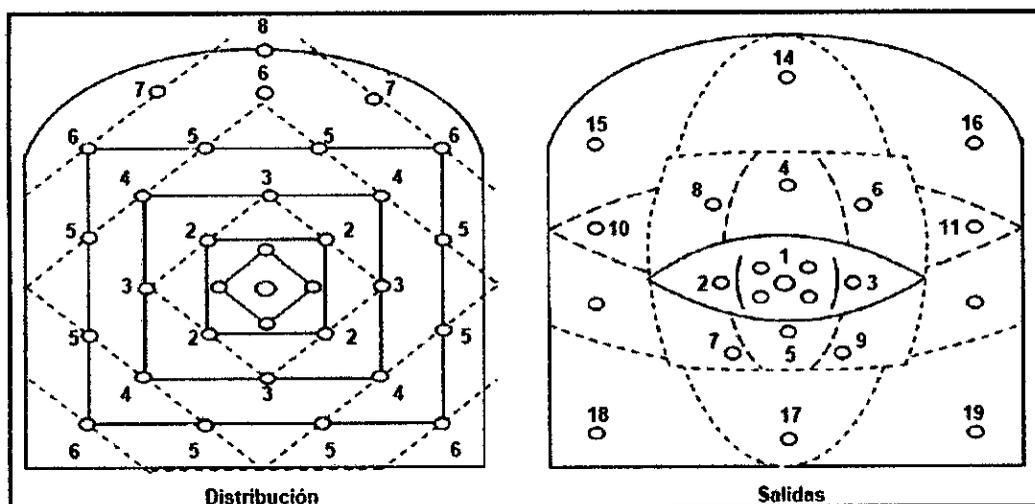


Figura 2.20. Distribución de taladros.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001.

2.1.3.7. Distribución y denominación de taladros.

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura (Figura 2.21.), siendo su denominación como sigue (Exsa, 2001):

- **Arranque:** Vienen a ser los taladros del centro, que se disparan primero para formar la cavidad inicial.
- **Ayudas:** Son los que rodean a los del arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía el espaciamiento.
- **Cuadradores:** Son los taladros laterales (hastiales), que forman los flancos de la labor.
- **Alzas o techos:** Son los que forman el techo o bóveda del túnel, también se les denomina taladros de corona.
- **Arrastres o pisos:** Son los que corresponden al piso del túnel o galería, y se disparan al final de toda la secuencia.

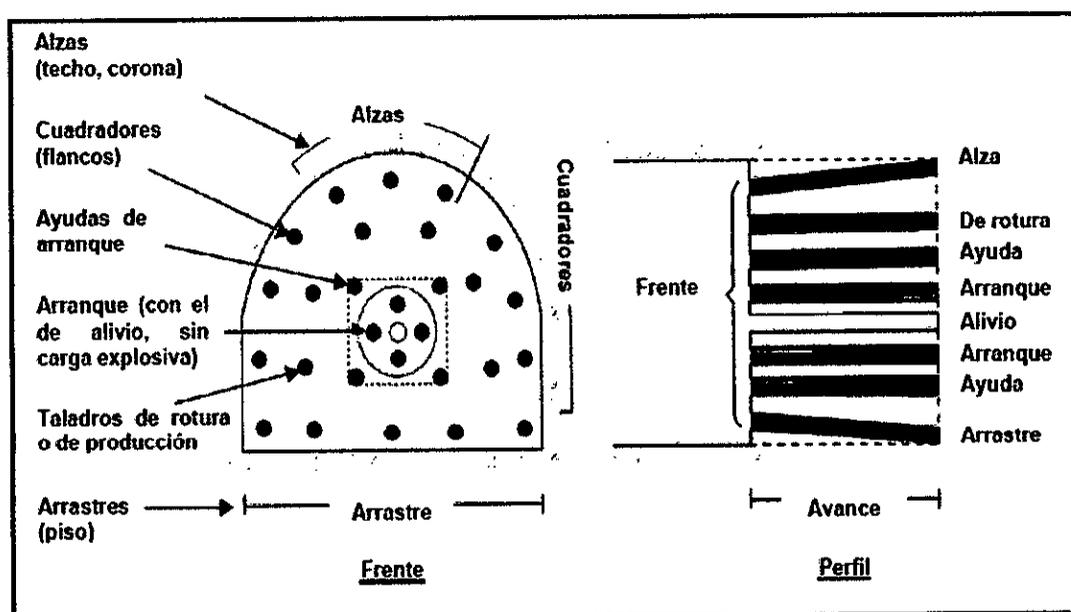


Figura 2.21. Denominación de los taladros.
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

2.1.3.8. Número de taladros perforados.

Según las fórmulas que aplicamos en minería se ha tomado de: Manual Práctico de Voladura Exsa 2001 y según prácticas al momento de perforación.

$$\text{Número de taladros} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (C \times S)$$

Dónde:

P: Es la circunferencia o perímetro de la sección, en metros.

$$P = 4x\sqrt{AxH}$$

Dt: Distancia entre los taladros.

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Dura	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Suave	0,70 a 0,75

S: Dimensión de la sección en m²

C: Coeficiente de roca tenemos:

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Dura	2,00
Intermedia	1,50
Suave	1,00

2.1.3.9. Geomecánica.

La geomecánica en Minera Ares, tiene como objetivo evaluar, difundir, capacitar y prepara a todo el personal sobre el comportamiento geomecánico de las labores mineras con el fin de normalizar el sostenimiento de rocas mediante un refuerzo adecuado.

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

La estabilidad también está determinada por factores internos tales como: el agua de infiltración, gravedad, movimientos sísmicos, fracturas alteraciones, grado de cohesión, descompresión u otros

Clasificación de labores.

a. Labor estable.

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

b. Labor inestable.

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

c. Labor crítica.

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

2.1.3.10. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocos.

En las evaluaciones obtenidas con las 6 distintas clasificaciones geomecánicas, se tiene un número, la que califica el comportamiento del macizo rocoso y a través de él se establece el diseño de sostenimiento a emplear y además las condiciones en que puede realizarse una buena explotación de la veta.

1. Clasificación de Terzaghi
2. Clasificación de Rabcewicz
3. Clasificación de Protodyakonov
4. Clasificación de Stini y Lauffer
5. Clasificación de Deere
6. Clasificación (RSR) de Wickman, Tiedemann y Skinner
7. Clasificación de la AFTES
8. Clasificación Bieniawski
9. Clasificación de Barton
10. Clasificación de Hoeky Brown

11. Clasificación de Laubscher
12. Clasificación Louis
13. Clasificación Dudek y Galczynski
14. Clasificación del NMAT
15. Clasificación GSI.

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

Clasificación Bieniawski (CSIR) Sistema RMR

Clasificación de Barton (NGI) Sistema Q

Clasificación de Hoek y Brown Sistema GSI

La validez real de la clasificación en la mina es predecir el comportamiento del macizo rocoso y poder definir muy ajustadamente los parámetros de diseño basado en el conocimiento y experiencias anteriores.

En los cuadros se observa la diferencia de valores en la calidad entre la roca caja conformada por la riodacita, tobas y la veta. Los valores más bajos están relacionados con las riodacitas muy argilizadas y las tobas (tufos) en las proximidades de la veta.

A) Descripción de las Rocas.

- **Roca Buena (Tipo I):** Consiste en roca químicamente intacta o fragmentos de roca intactas tienen fisuras y ramales pero los bloques entre las juntas están soldados o tan íntimamente embonados que las paredes verticales casi no necesitan refuerzo. En rocas de este tipo se puede encontrar el desprendido y chasquido.
- **Roca Regular (Tipo II):** Roca fracturada, agrietada en bloques es una roca químicamente inalterada, cuyos fragmentos se encuentran totalmente separados unos de otros y no embonan. Este tipo de roca puede necesitar refuerzo de las paredes verticales o hastiales.
- **Roca Mala (Tipo III):** Son las rocas alteradas, fracturadas son las que requieren el refuerzo enseguida de ser descubiertas o evaluadas.
- **Roca Muy Mala (Tipo IV):** Son las rocas fuertemente alteradas fácilmente

disgregables, esta avanza lentamente en la excavación sin aumento perceptible de volumen. Presentan un porcentaje elevado de minerales arcillosos de poca expansibilidad.

- **Roca Extremadamente Mala (Tipo V):** Cuyo comportamiento es de un suelo, son terrosas, sueltas, blandas, deleznable, arenosas y movedizas principalmente por efecto del agua.

B) Características del macizo rocoso.

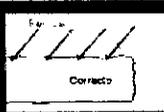
Para efecto del mapeo geotécnico, en planta y sección perfil, se ha considerado 5 clases de rocas representadas en el cuadro, donde se recomienda el tipo de soporte temporal y permanente, además se incluye el color de identificación

B.1. Diseño del Sostenimiento para labores de Exploración, Desarrollo y Preparación.

El sostenimiento está en función al tipo de roca, tiempo de abertura y ancho de labor (Figura 2.22.).

CIA. MINERA ARES S.A.C.		DUREZA		ESTRUCTURA		AGUA		Elementos		Capacidad de Carga	
		BUENA (se rompe con varios golpes de la picota), REGULAR (se rompe con uno o dos de la picota), POBRE (se levanta superficialmente con golpe de la picota), MUY POBRE (se levanta más de 5 mm. Con golpe de la picota).		FRACURADA (2 a 6 fracturas/metro), MUY FRACURADA (6 a 12 fracturas/metro), INTENSAMENTE FRACURADA (12 a 20 fracturas/metro), TRITURADA (mas de 20 fracturas/metro).		SECO, HUMEDO, MOJADO, GOTEO, FLUJO.		* Split Set * PermoHelicoidal * Wood Pack * Gatas Mecánicas * Shotcrete		Resistencia de 1.0 Ton/m ² Resistencia de 1.5-3.0 Ton/m ² Soporta 90 Ton/m ² Soporta 5 - 15 Ton 380 Kg/cm ²	
TIPO DE LABOR	CATEGORIA	DESCRIPCIÓN	SÍMBOLO	SOSTENIMIENTO TEMPORAL		SOSTENIMIENTO PERMANENTE		MATERIALES		ESPECIFICACIONES	
				TIPO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPECIFICACIONES	TIPO	ESPECIFICACIONES
1	100-41	Roca Muy Buena	1	* Roca Buena. * Fracturada * Seco	* Autoapoye	* Puntal en línea 2' de patilla.	* Autoapoye	* Autoapoye	* Permo sistemático a 2.1 m. de espaciamiento.		
2	80-61	Roca Buena	2	* Roca Buena. * Fracturada. * Humedo, mojado.	* Permo sistemático cada 7.5m.	* Puntal en línea 2' de patilla.	* Puntal con plantilla sistemático a 1.5	* Split set a 1.5m.	* Permo sistemático a 1.5 m. de espaciamiento.		
3	60-41	Roca Regular	3	* Roca regular. * De moderadamente a muy fracturada. * Seco a mojado.	* Malla y Permo Sistemático a 1.0 m.	* Solera cada 3 cuadros 2' de patilla 4' de luz de enrejado	* Puntal con plantilla sistemático a 1.2, con patilla cada 2' de luz.	* Malla y Split Set Sistemático a 1.0	* Malla y Permo Sistemático a 1.0 m. * Malla y Permo Sistemático a 1.0 m. mas Shotcrete de 4" a 6".		
4	40-21	Roca Mala	4	* Roca pobre. * Muy Fracturada e intensamente Fracturada. * Humedo, Mojado	* Cuadro de Madera completo, distancia entre postes: seco cada 1.0m Gotero cada 0.8m	* Solera cada 2 cuadros 3' de patilla 3' de luz de enrejado	* Seco: puntal con plantilla cada 1.0m, con guardabolsa. * Con agua: cuadro de madera cada 1.00m, enrejado.	* Menor a 2.5m cuadro de madera sistemático a 1.00m. * Mayor a 2.0m cuadro de madera sistema a 1.0m mas wood pack cada 5m.	* Malla y Permo Sistemático a 1.0 m. mas Shotcrete de 4" a 6".		
5	20-0	Roca Muy Mala	5	* Roca muy pobre. * Intensamente fracturada a Triturada o Brechada. * Mojado a flujo.	* Cuadro de Madera completo, distancia entre postes: 0.5m. * Cintas metálicas 1.00m a 1.50 m.	* Solera cada 1 cuadro 3' de patilla. Enrejado empaquetado	* Cuadro de madera cada 0.80 m. Con enrejado.	* Mayor a 2.5m cuadro de madera sistema set. a 0.80m mas wood pack cada 5m	* No es recomendable su excavación.		






SHOTCRETE 3MP:

Via Húmeda: Cemento 8 bolsos, Agua 181 l, Fibras 4.5kg, Aditivo Agua 3.5 litros, 1 gal, Sulfato 24 Kg, Arena 3846 Kg.

El shotcrete lanzado encima de la malla no tendrá fibra (previsto metálica).



Figura 2.22. Cartilla Geomecánica de Labores Lineales de U.M. Ares.
Fuente: Departamento de Geomecánica de U.M. Ares.

B.2. Diseño del Sostenimiento en Tajeos.

El método de explotación es por corte y relleno para las vetas mayores a 0.6 m de ancho y por el método de circado para las vetas de menor potencia que 0.3m a 0.5m. En ambos casos el método de minado es selectivo y los disparos son de realce y la luz vertical máxima no excede de 2.4m. El sostenimiento es con puntales de seguridad de 6" de diámetro y se colocan en promedio espaciados a 1.5m (Figura 2.23.).

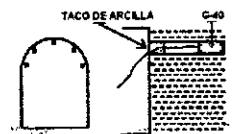
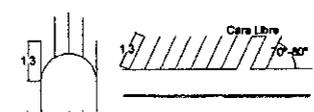
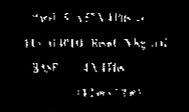
TIPO DE ROCA	R.M.R	CALIDAD DE LA ROCA	FRECUENCIA DE DESATADO DE ROCA		ANCHO MÁXIMO EN TAJEOS	ALTURA MÁXIMA EN TAJEOS	
			Durante la perforación	Antes y después de la perforación			
1	100-81	MUY BUENA	12 Taladros	4 Horas	7.2 m	7.5 m	 <p>SE DEBE ATENDER LO RELACIONADO CON EL RENDIMIENTO Y EL COSTO OPERATIVO PARA CUALQUIER PERIODO</p>
2	80-61	BUENA	09 Taladros	2 Horas	7.2 m	6.0 m	
3	60-41	REGULAR	06 Taladros	1 Horas	6.8 m	4.7 m	
4	40-21	MALA	03 Taladros	1/2 Hora	3.1 m	3.8 m	
5	20-00	MUY MALA	01 Taladros	1/4 Hora	2.8 m	2.8 m	
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN REALCE			PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ENTRES				
							
PERFORACION Y VOLADURA CONTROLADA			COLOCACION DE SOBRE CUADRO				 <p>METRO AVANZADO/METRO SOSTENIDO</p>
							
<p>Cada inicio y final de cuadros ira con ángulo El trasape entre mallas debe ser 3 cocadas y el perno en el Intermedio Diámetro de taladro no mayor a 36 mm y no menor a 34 mm. Enrejado lateral del cuadro con rajados de 1.50 m; la luz entre ripiados no debe superar las 4". El sostenimiento con cuadro completo no debe estar a más de 1.2m del frente.</p>							

Figura 2.23. Cartilla Geomecanica de Labores de Explotación de U.M Ares.
 Fuente: Departamento de Geomecánica de U.M. Ares

CAPÍTULO III

METODOLOGIA

3.1. EL PROBLEMA.

3.1.1. Descripción de la realidad problemática.

Durante la ejecución de las galerías de exploración y desarrollo se presentaron deficiencias en la perforación y voladura, como consecuencia de un diseño de malla empírica, que trajo resultados como la sobre rotura en el techo y hastiales, empleo de explosivos en exceso, falta de capacitación al personal en perforación y voladura controlada de acuerdo al tipo de roca y la sección de la labor, falta de implementar más guidores y plataforma de perforación para los taladros de la corona para llevar el paralelismo, también se pudo observar tiros soplados en las galerías y subniveles que afectan directamente al avance lineal⁵ de la operación, así como tener por finalidad la necesidad del cumplimiento de los programas de avance de la empresa, establecidas en el Planeamiento que se establece día a día, mes a mes y para un año de operaciones; es decir, a corto plazo, en la cual se detectaron deficiencias en la perforación y voladura como; la sobreperforación, sobrefracuramiento circundante, empleo de desquinches o voladuras secundarias en los contornos de la sección, caída de rocas de las coronas, inseguridad en el transporte de persona, materiales y equipos, debilitamiento de las rocas en la cara libre y los contornos, mayor dilución en caso de galerías con contenido de mineral económico y de gran potencia, el

⁵ Labores Lineales se refiere a: Socavón, Cruceños, Cortadas, Galerías, Piques, Chimeneas, Subniveles, Estocadas, Ventanas, Rampas, Inclinaos.

- ✓ Diseñar una nueva malla de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada en la Unidad Minera Ares – Grupo Hochschild.

3.1.3.2. Objetivos específicos.

- ✓ Diseñar la malla de perforación y voladura controlada para no perturbar la corona y los hastiales de las labores de desarrollo lineal.
- ✓ Mejorar el avance lineal.
- ✓ Reducir número de taladros por disparo.

3.1.4. Justificación de la investigación.

El sustento del trabajo de investigación de diseño de nueva malla de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada, es porque en los diseños de mallas fueron realizados empíricamente en el terreno, porque los modelos matemáticos empleados no consideraban otras variables explosivo-roca, sino más bien solo eran una iniciativa.

La Unidad Minera Ares, está empeñada en mejorar todas sus operaciones, productividad y seguridad, en ese sentido, en sus operaciones de desarrollo se propone mejorar las mallas de perforación y voladura controlada.

3.1.5. Limitaciones.

Las limitaciones serían el no contar en la Facultad trabajos relacionados a este trabajo de investigación, por lo que se ha tenido que utilizar fuentes de información de otras universidades del país, como la UNI, UNCP, UNSA y UNA.

3.1.6. Alcances.

El trabajo se realizó en U.M. ARES – “GRUPO HOCHSCHILD”, contando con el apoyo del personal que labora en las diferentes jefaturas con las que se cuentan en Mina. Así como los datos estadísticos obtenidos y realizados del departamento de Mina y Planeamiento de todas las operaciones unitarias, pero esencialmente la de Perforación y Voladura. Esta investigación tiene la

aplicación de modelos de la investigación de operaciones en minería subterránea, debe permitir a cualquier operación minera subterránea.

3.2. HIPÓTESIS.

3.2.1. Hipótesis general.

- ✓ Con la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura controlada permitirá controlar el perfil del techo y los hastiales, así mismo mejorar el avance lineal.

3.2.2. Hipótesis específico.

- ✓ Con el nuevo diseño de perforación y voladura controlada se podrá uniformizar el perfil de la corona y los hastiales de los labores de desarrollo lineal.
- ✓ Con el nuevo diseño de perforación y voladura controlada se podrá reducir el número de taladros por disparo y mejorar el avance lineal.

3.3. VARIABLES.

3.3.1. Variable Independiente.

- Nueva malla de perforación y voladura controlada.

3.3.2. Variables Dependiente.

- Mejorar el perfil del techo y los hastiales.
- Reducir el número de taladros.
- Lograr un mejor avance lineal.

3.4. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.

3.4.1. Tipo de investigación.

El tipo de estudio que se realizara será el aplicado. Considerada también como un descriptivo y de corte transversal. Lo que se pretende es lograr el diseño aceptable para controlar los disparos y controlar la corona y hastiales de los labores de desarrollo lineal.

3.4.2. Población y muestra.

Población: La población de estudio se ha considerado la Mina Ares = Cia Minera Ares – Grupo HochsChild, puesto que en ella se ha cristalizado el trabajo de investigación y se ha tomado como modelo.

Muestra⁷: No se ha seleccionado una muestra, porque las Perforaciones de labores de desarrollo de la Mina Ares, se puede replicar para otras zonas de la mina.

3.4.3. Técnicas, instrumentación de recolección de datos.

Se tiene bastante bibliografía sobre voladura controlada, nacionales y extranjeros para la determinación de todas las variables y su incidencia en el tema. La CIA. Minera Ares, cuenta con datos estadísticos y técnicos sobre las operaciones de perforación y voladura.

Recolección de datos.

- ⊕ Los datos de campo (in-situ).
- ⊕ Tesis.
- ⊕ Monografías de las minas.
- ⊕ Publicaciones, revistas, documentales.

3.4.4. Forma de tratamiento de los datos.

Los datos son obtenidos (in-situ) y calculados y tratados en gabinete, empleando calculadoras, computadora, softwares, hadwares, respecto al tema así como cámaras fotográficas. Para el diseño inicial de perforación y voladura se determinara un burden que este en función a los parámetros de carga, explosivo y roca.

⁷ El tamaño de la muestra será no probabilística, a lo que se refiere es que las muestras serán basándose en juicio o criterio, por ser una investigación aplicativo, sin recurrir al azar, que serán tomadas de toda las perforaciones realizadas en el ámbito de estudio.

CAPÍTULO IV

RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD Y PROCESAMIENTO DE DATOS.

En la Unidad Minera Ares, dentro de sus objetivos de mejora planteados en el presente trabajo de investigación, obtendrá estandarizar la malla de perforación y voladura empleando técnicas de voladura controlada, logrará controlar la corona y los hastiales de la sección de labor, reducirá número de taladros cargados, igualmente se reducirá el consumo de explosivo y se logrará la eficiencia del disparo en toda las labores de desarrollo lineal.

Análisis de perforación para un nuevo diseño de malla

La perforación se realiza con máquinas del tipo *jackleg*, barrenos integrales de 4, 6, 8 y 10 pies respectivamente. Se perfora con un espaciamiento y *burden* que oscilan entre 0.60 y 0.85 m. dependiendo de la calidad de la masa rocosa, perforación en *breasting* aprovechando la cara libre. En la voladura se utilizan como accesorios el Carmex de 7' y dentro de los explosivos la dinamita Semexsa 65% y Exadit 45%. Se realizan tres disparos al día, dejando ventilar el frente de trabajo una hora.

Sección de la galería

Se prosigue con el trabajo de perforación de la Galería Crespo, con una sección de 2.00m x 2.70m. Con la perforadora *jackleg* seco, barreno integral de 6 pies. El gradiente se lleva a 1 m de altura en todo las labores de desarrollo lineal (Figura 4.1.).

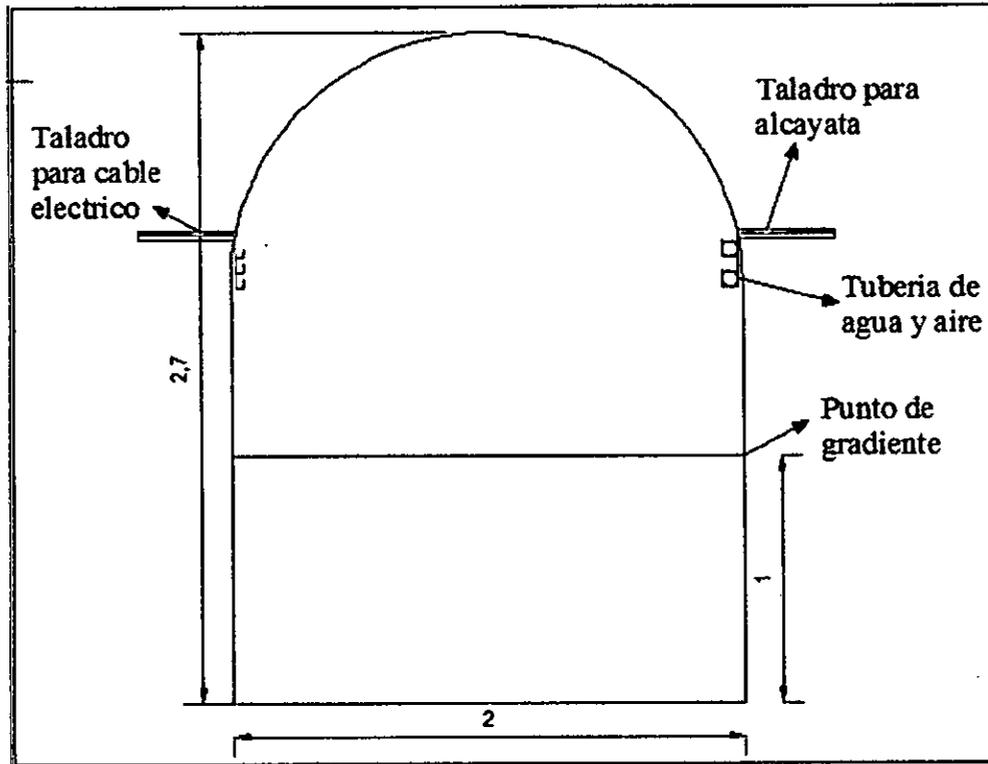


Figura 4.1. Diseño de la sección estandarizado.
Diseño: Propio.

PLANEAMIENTO MENSUAL DE OPERACIONES ENERO 2015
Obra: Proyecto Crespo
Caso: Da Nuevo s.a.

1.- RESUMEN EJECUTIVO
1.1 El programa mensual para el mes de Enero es de 120 metros lineales GALERIA CRESCO
1.2 En cuanto a sostenimiento es lo siguiente:

Sostenimiento	Und	Cant
Pernos Split Set	Pza	600
Malla electrosoldada	m2	600
Cimbra	Pza	4

2.- METAS Y OBJETIVOS
ppH av, 600 m2 de malla electrosoldada y 4 cimbras.

3.- METAS FISICAS PROYECTADAS
3.1 Avances

Nivel	Labor	Sección	Objetivo	m3 In situ	F. de esp.	m3 Reto	tons
605	Galería Crespo	2.0x2.7	120	648	334	672	2,430
605	Camara Acumulacion	3.0x2.7	0	0	41	02	304
	Total		120	648	385	674	2,734

3.2 Sostenimiento

Nivel	Sostenimiento	Sección	Unid	Cantidad
605	Malla Electrosoldada	2.0x2.7	m2	600.00
605	Pernos Split Set	3.0x2.7	pza	600.00
605	Cimbras	2.0x2.7	pza	0

4.- OPERACIONES
4.1- Perforación

Nivel	Labor	Sección	Programado	Nº de disparos	Pico Perforado	Metros
605	Galería Crespo	2.0x2.7	120	75	10,200	4,928
605	Camara Acumulacion	3.0x2.7	0	0	1,350	412
	Total		120	81	11,550	5,341

Sostenimiento

Nivel	Sostenimiento	Sección	Unid	Programado	Pico Perforado	Metros
605	Pernos Split Set	2.0x2.7	pza	600	3,000	95

TOTAL P.P.y M.P 20,550 6,285

NOTA: Mite Máquina Perf. 7500 pp
La máquina perforadora se usa que hacer su mantenimiento cuatro veces en el transcurso del mes

4.1.- Voladura
a.- Consumo de Explosivo

Nivel	Labor	Nº de disparos	Pico Perforado	Cargas	Semeza 65%	EtadR 45%	Pentacord	Teco	PVC	Metros perforados (Mts.)
605	Galería Crespo	75	8,200	2,95	8,800	3,800	1,200	2,05	2,05	450
605	Camara Acumulacion	0	1,350	231	1,000	325	00	01	01	3750
	Total	81	9,550	2,406	11,200	4,225	1,200	2,350	2,350	488

4.3.- Limpieza
a.- Con Scoop de 2.2 Yds

Distancia	Eficiencia (Ton/Hr)	Tonaje Reto al Mes (Ton)	Horas-Máquina requeridas
Avances (D = 120 m)	25.89	2,733.75	95.75
Evacuacion (D = 60 m)	25.88	2,733.75	105.23
Total			200

5.- RECURSOS

5.1.- Petroleo

Tipo de equipo	Und.	Cant.	Notas/observaciones	Total Requerimiento (Gln)	Costo/Gln(\$)	Costo Total (\$)
Scoop JC	Gal/hr	3.00		210	831	1793
Compresora	Gal/hr	6.00		210	1050	2,282
Cambio neta	gal/dia	0.00		30	300	852
Camion	por dia	12.00		30	360	1022
Total				2,341		6,649

5.2.- Aceros de Perforación

Consumo de Aceros	Und.	vu (pp/acero)	PP/acero-mes	Cantidad
BARRA CONICA 7/8 X 4 PIES	Ea	1250	5,700.00	11
BARRA CONICA 7/8 X 6 PIES	Ea	1250	6,800.00	6
BARRA CONICA 7/8 X 8 PIES	Ea			-
BROCA 38 mm	Ea	250	6,850	27
BROCA 41mm	Ea	250	3,700	55

5.3.- Servicios Auxiliares

Servicios Auxiliares	Und.	Cantidad
Manguas de Ventilación 24"	ml	20
Empalme rapido de 4"	pza	3
Empalme rapido de 2"	pza	3

6.- FINANCIAMIENTO

6.1. Ingresos Previstos (Revenue)

Trabajos	Und.	Cantidad	P.U.	Total Ingresos
Galeria Crespo	ml	120	399.75	47,970
Camara Acumulacion	ml	0	399.75	3,998
Acarreo scoop s/120m	tons.	2,734	183	6,003
TOTAL				56,970.36

Sostenimiento

	Und.	Cantidad	P.U.	Total
Malla Electro soldada	m2	600.00	3.9	2,340.00
Pernos Split Set	pza	600.00	8.5	5,100.00
Cimbras	pza	4.00	329.8	1,319.20
TOTAL				8,759.20

Desquinches

	Und.	Cantidad	P.U.	Total
Camara de acumulacion	m3	23.40	1.8	42.120
Dif. Seccion Cx Crespo	m3	86.40	1.8	155.520
Cuneta	m3	0.80	1.8	1.440
TOTAL				1,748.60

Overhead:

	Und.	Cantidad	P.U.	Total
Costos Fijos	GL	100	27684	2,768,400
Gastos Generales	GL	100	16578	1,657,800
TOTAL				4,426,200

Total Ingresos 107,401.6

6.2. Presupuesto de costos de operacion (Budget)

Mano de obra	Und.	Cantidad	P.U. (\$)	Sub Total Egresos (\$)
Planilla Lima	Glb.	1	27,000	27,000
Planilla Lima +Over head Lima	Glb.	1	0,000	0,000
TOTAL				37,000.00

Equipos

	Und.	Cantidad	P.U.	Sub Total Egresos (\$)
Scoop EJC 80 (avances neto)	HM	0523	40	4,209.01
Scoop EJC 80 (evacuacion @)	HM	0523	40	4,209.01
Compresora de 750 CFM	Hr	280.00	21	5,880.00
Cambio neta 4 x 4	dia	30.00	51	1,530.00
Camion de servicios	dia	30.00	57	1,710.00
TOTAL				17,558.01

Explosivos

	Und.	Cantidad	P.U. (\$)	Sub Total Egresos (\$)
Carmex	Pza	2406	0.74	1,780.63
Semexa 65%	Cart.	1200	0.33	3,696.00
Exadit 45%	Cart.	4225	0.31	1,309.75
Pentacord	M.L.	900	0.31	407.33
Taco de Arcilla	Pza.	2356	0.72	1,696.50
PVC	Pza.	2356	0.15	361.29
Mecha Rapida	M.L.	458	0.46	212.95
TOTAL				9,474.45

Aceros de perforacion

	Und.	Cantidad	P.U. (\$)	Sub Total Egresos (\$)
BARRA CONICA 7/8 X 4 PIES	Ea	11	69.26	748.83
BARRA CONICA 7/8 X 6 PIES	Ea	6	85.33	467.61
BARRA CONICA 7/8 X 8 PIES	Ea	0	0	0.00
BROCA 38 mm	Ea	27	23.05	631.57
BROCA 41mm	Ea	55	24.33	1,333.28
TOTAL				3,180.59

Otros suministros

	Und.	Cantidad	P.U. (\$)	Sub Total Egresos (\$)
Alimentos	Glb.	1	5,000.00	5,000
Transportes Personal	Glb.	1	1,666.67	1,667
Almacen Suministros Diversos	Glb.	1	5,000.00	5,000
Petroleo	gal.	2,341	2.84	6,649
Acetileno	Ea	1	93.30	93
Oxigeno	Ea	1	28.15	28
Manguas de Ventilación 24"	ml	20	3.25	390
Mangueras Diám. 1"	ml	50	3.50	175
Mangueras Diám. 1/2"	ml	50	2.80	140
TOTAL				18,616.10

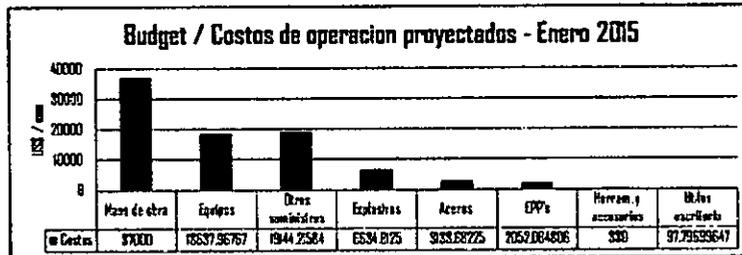
2.22
0.99
0.93
0.94
2.16
0.46
1372

EPP's	Und.	Cantidad	P.U. (\$)	Sub Total Egresos (\$)
Mamelucos termicos	Ea	30	40.00	1200
Cartucho para respiradores	Ea	60	3.50	210
Tapón de Oído	Ea	30	2.00	60
Botas de Jeta	Ea	30	2.00	60
Guantes de Neoprene	Ea	30	5.00	150
TOTAL				1,880.00

Herramientas y accesorio	Und.	Cantidad	P.U. (\$)	Sub Total Egresos (\$)
Tubo 1/2" de Alú.	m	-	160	-
Lampe Tipo cuchara	Ea	-	9.00	-
Pico minero	Ea	-	9.00	-
Niples de 2" x 6"	Ea	0	9.00	00.00
Niples de 1" x 6"	Ea	0	7.00	70.00
Empalmes escamados de 3/4"	Ea	0	8.00	80.00
Empalmes escamados de 2/8"	Ea	0	8.00	80.00
TOTAL				330.00

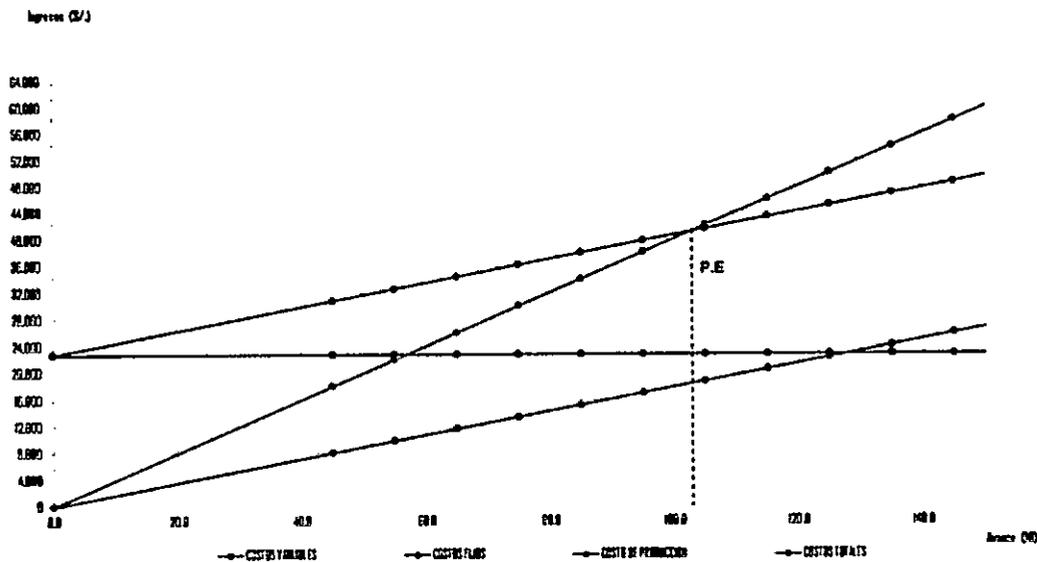
Utiles de escritorio	Und.	Cantidad	P.U. (\$)	Sub Total Egresos (\$)
Papel Bond	militar	100	4.67	4.67
Lapiceros	Ea	0.00	0.31	3.0
Archivadores	Ea	-	4.00	-
Tinta para impresora	Ea	100	80.00	80.00
Cuadernos de 50 hojas	Ea	6.00	1.00	6.00
Cuaderno de apuntes	Ea	5.00	0.75	3.75
TOTAL				97.82

Resumen de costos:			
Mano de obra	37,000	41.85%	
Equipos	17,538	19.90%	
Otros suministros	18,936	21.01%	
Explosivos	8,474	10.79%	
Aceros	318	3.0%	
EPP's	1,980	2.25%	
Herram. y accesorios	330	0.37%	
Utiles escritorio	99	0.11%	
Total costos	88,165.83	100.00%	
Margen bruto		13,294.48	



Punto de Equilibrio

PUNTO DE EQUILIBRIO (GALERIA GRESPO 2.0 x 2.7 m)



PUNTO DE EQUILIBRIO : GALERIA CRESPO 2.0 x 2.7 m ²																
PRECIO UNITARIO :		299.75 US\$, x M					Nº TALLERES / DESPACHO :		39		red ¹		36			
							Nº TALLERES ALUJADO :		3				7			
							FACTOR DE PÉRDIDA :		1.52		1.46 KG / M ³					
							AVANCE/ DESPACHO :		1.37		1.50 M/ Desp.					
INGRESOS																
Avance/ Mes	M x Mes	0.0	45.0	55.0	65.0	75.0	85.0	95.0	105.0	115.0	125.0	135.0	145.0	155.0	165.0	175.0
Total Ingresos	US\$, x Mes	0.0	17,988.8	21,983.3	25,978.8	29,974.3	33,969.8	37,965.3	41,960.8	45,956.3	49,951.8	53,947.3	57,942.8	61,938.3	65,933.8	69,929.3
EGRESOS																
COSTOS FIJOS																
Mero Obra Obreros	US\$, x Mes	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0	21,420.0
Mero Obra Empleados	US\$, x Mes	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7	1,348.7
	S-TOTAL	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7
COSTOS VARIABLES																
Materiales	US\$, x Mes	30.1	0.0	1,401.4	1,712.8	2,024.2	2,335.6	2,647.1	2,958.5	3,269.9	3,581.3	3,892.7	4,204.2	4,515.6	4,827.0	5,138.4
Implementos y herramientas	US\$, x Mes	2.9	0.0	985.2	1,296.1	1,428.1	1,642.0	1,855.9	2,079.8	2,293.8	2,507.7	2,721.6	2,935.6	3,149.5	3,363.4	3,577.3
Equipos	US\$, x Mes	55.7	0.0	2,504.3	3,060.8	3,617.3	4,173.8	4,730.3	5,286.8	5,843.3	6,399.8	6,956.3	7,512.8	8,069.3	8,625.8	9,182.3
Explosivos	US\$, x Mes	54.8	0.0	2,497.6	3,054.1	3,564.4	4,112.7	4,659.1	5,209.4	5,757.8	6,306.2	6,854.5	7,402.9	7,951.3	8,499.6	9,048.0
Diversos y otros	US\$, x Mes	14.7	0.0	693.1	808.0	954.9	1,101.8	1,248.7	1,395.6	1,542.5	1,689.5	1,836.4	1,983.3	2,130.2	2,277.1	2,424.0
	S-TOTAL	178.2	0.0	8,093.6	9,801.7	11,583.9	13,366.0	15,148.2	16,930.3	18,712.4	20,494.6	22,276.7	24,058.8	25,841.0	27,623.1	29,405.2
Imprevisto	US\$, x Mes	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
	S-TOTAL	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
COSTO TOTAL		22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7	22,768.7
UTILIDAD		-22,768.7	-12,799.5	-10,584.1	-8,368.7	-6,153.4	-3,938.0	-1,722.6	492.7	2,708.1	4,923.5	7,138.9	9,354.2	11,569.6	13,785.0	16,000.3
% UTILIDAD		-100%	-42%	-32%	-24%	-17%	-10%	-4%	1%	6%	11%	15%	19%	23%	26%	30%
Expectativa Unidad		3,488.7														
Por Distribución		-2,958.0	Maestro	4.0	-342.4	-456.5	por c/maestro									
Repartición Maestro-Ayudante(80%)		-2,336.8	Ayudante	3.0	-342.4	-342.4	por c/ayudante									
Repartición a Maestros (25%)		-745.0														

Figura 4.2. Resumen de Punto de Equilibrio "Galería Crespo".
Diseño: Propio.

4.2. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LA INFORMACIÓN.

4.2.1. Diseño de malla de perforación.

I. Antes.

El diseño de malla fue elaborado desde hace muchos años (Figura 4.2.), en donde se estuvo trabajando hasta la fecha, el tipo de arranque que se utilizaba es corte quemado (Figura 4.3.).

A. Cálculo de número de taladros

$$N^{\circ} t = (P/dt) + (C \times S)$$

$$P = S \times 4 = 5.40 \times 4 = 21.60 \text{ m}^2$$

$$N^{\circ} t = (P/dt) + (C \times S)$$

$$N^{\circ} t = (21.60/0.7) + (1 \times 5.40)$$

$$\boxed{N^{\circ} t = 36 \text{ taladros}}$$

B. Cálculo de *burden*

Cálculo de *burden* I

$$\emptyset: \text{Diametro de taladro (mm)} = 43 \text{ mm}$$

Como tenemos 3 taladros vacíos calculamos el d_1 .

$$d_1 = 4 \times d_1$$

$$d_1 = 3 \times 43 \text{ mm}$$

$$\boxed{d_1 = 129 \text{ mm}}$$

Reemplazamos en fórmula: $B_1 = 1.5 \times d_1$

$$B_1 = 1.5 \times 129 \text{ mm}$$

$$B_1 = 193.5 \text{ mm}; \text{ en (cm), tenemos:}$$

$$\boxed{B_1 = 19.35 \text{ cm}}$$

Cálculo de *burden* II

$$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}; \text{ Reemplazamos:}$$

$$B_2 = 19.35 \times \sqrt{2}$$

$$\boxed{B_2 = 27.37 \text{ cm}}$$

Cálculo de *burden* III

$$B_3 = 1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}; \text{ Reemplazamos:}$$

$$B_3 = 27.37 \times \sqrt{2} \times 1.5$$

$$\underline{B_3 = 58 \text{ cm}}$$

Cálculo de *burden* IV

E: Espaciamiento = 38 cm

$$B_4 = 1.3 \times E$$

$$B_4 = 1.3 \times 38$$

$$\underline{B_4 = 49.4 \text{ cm}}$$

Diseño de malla de Perforación Anterior (39 Taladros).

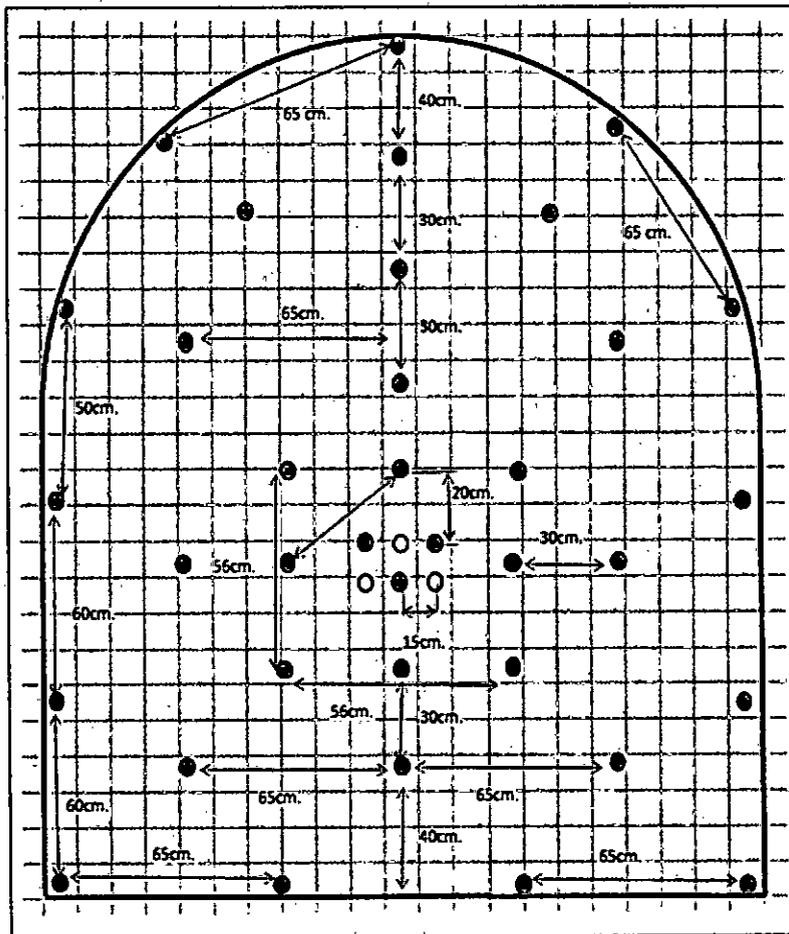


Figura 4.3. Diseño de malla de perforación, realizado anteriormente.

Fuente: Elaboración por otro personal en U.M. ARES, Grupo Hochschild.

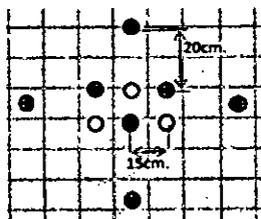


Figura 4.4. Trazo de arranque.

Fuente: Elaboración por otro personal.

PARAMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA (ANTERIOR)

CÁLCULO DE NÚMERO DE TALADROS		
PARAMETROS	Simbología y formulas	DATOS
Ancho de labor	m	2.0
Alto de labor	m	2.7
Sección de labor	m ²	5.4
Distancia de tal. Periferico	d	0.7
Coeficiente de la roca	C	1.5
Perímetro de labor	P	21.8
Número de taladros	$(P/d) \cdot (C \times S)$	39.00

PARAMETROS TÉCNICOS		
Sección:	5.4	m ²
Tipo de roca:	M - II	
Tipo de material:	Desmonte	
Densidad:	2.5	T/M ³
Díametro de taladro:	38	mm
Díametro de taladro:	35	mm

IP Taladros cargados:	36	tal
IP Taladros vivos:	3	tal
IP total de taladros:	39	tal
Long. Barrenado (6 pies):	1.829	mts
Rendimiento en perforación:	37.489	%
Rendimiento en voladura:	93.750	%
metros perforados:	62.41	mts

TIPO DE ROCA	Distancia de taladros perifericos (m)	Coesificación de la roca (m)
Roca Bona	0.5 a 0.55	2
Roca Intermedia	0.6 a 0.65	1.5
Roca Mala	0.7 a 0.75	1

EFICIENCIA		
Avance por disparo:	1.5	m / disparo
Long. Perf. Electriva:	1.6	m / taladro
Volumen:	7.290	m ³
Tonelaje:	18.225	TM
Factor de perforación:	93.600	m perf. / m avance
Factor de carga:	2.21	Kg / M ³
Vol. de Perforación:	11.75	Kg/ml

ACCESORIOS		
36 CARMEX (7P)	76.8096	Metros
Mecha Rapida	8	Metros

CARACTERÍSTICAS DEL EXPLOSIVO		
Descripción	cart/caja	kg/car.
Semexa 65%	320	0.078
Exadit 45%	328	0.076

Distribución de Taladros	Distribución de Taladros	AMFO (cartuchos)	Número Total de Taladros		Cartuchos por Taladro 65%	Cartuchos por Taladro 45%	Cartuchos de Dinamita		Total	
			CARGA DO	AUXILIO			Semexa 65%	Exadit 45%		
1	Arreque	12	3	9	6		18	0	1.406	
2	Ira. Ayuda	24	6	18	6		12	0	2.150	
3	2da. Ayuda	12	4	8	8		16	0	1.825	
4	Candrades	12	4	8	6		12	0	1.825	
5	Ayuda cuadradas	12	4	8	6		12	0	1.825	
6	Corona	20	5	15	2	2	10	15	1.925	
7	Ayuda Corona	16	4	12	2	3	8	12	1.940	
8	Arreque	12	4	8	6		12	0	1.825	
	Total	720		39			180	27	16.120	
	Avance (m)	1.5	factor de carga lineal (kg/m ³)					2.07		10.75
	Long. de perforación (m)	1.6					2.21	2.432437519	Kg/ml	

Diseño: Propio.

ANÁLISIS DE COSTO ANTERIOR

Presión Unidades de Orden de Compra

Descripción	Unidad	Costo Unitario (\$/)
Carmes (1P)	#28	2,22
Malla Plástico	mts	1,372
Serenoza 65%	lts	12,66
Escudo 45%	lts	42,21
ANFO	lts	0,78

Datos de Explosivos

Descripción	Peso por Caja (kg)	Unidades por caja	Peso por cartucho (kg)
Serenoza 65%	200	25	8,00%
Escudo 45%	378	25	8,00%

Costos Unitarios por cartucho

Descripción	Unidad	Costo Unitario (\$/)
Escudo 65%	#28	0,99
Escudo 45%	#28	0,93

Cálculos para hallar el peso de ANFO de fábrica - Densidad 0,72 - 0,80 g/cm³

Radio 7/8"	Largo 7"	Volumen cm ³	Cantidad	Peso grs
7,2716	17,78	715,7688823	0,72	180,55
			0,73	201,31
			0,74	204,07
			0,75	206,83
			0,76	209,58
			0,77	212,34
			0,78	215,10
			0,79	217,86
			0,80	220,61

Peso promedio de cartuchos (ANFO) medido (Kg)

Peso (Kg/Carc.)
0,150

(*) Cuando relación con las densidades halladas considerando que la fabricación de los cartuchos es manual

DESCRIPCIÓN	Cantidad	Unidad	Avance		TOTAL (Solos/ml)
			P.U. (\$/)	SubTotal	
COSTOS EN EL PLEVISIVO ANTERIOR					
Serenoza 65%	180,00	#28	0,99	178,20	18,69
Escudo 45%	21,00	#28	0,93	25,13	6,75
Carmes (1P)	38,00	#28	2,22	84,36	53,28
Malla Plástico	8,00	mts	1,37	10,96	7,37
ANFO	85,00	lts	0,78	66,04	9,28
				TOTAL (Solos/ml)	205,40

Diseño: Propio.

II. Después.

La nueva malla de perforación fue estándar en todo los labores de desarrollo y preparación lineal. El objetivo es controlar el techo, los hastiales de la sección y mejorar el avance lineal (Figura 4.5.).

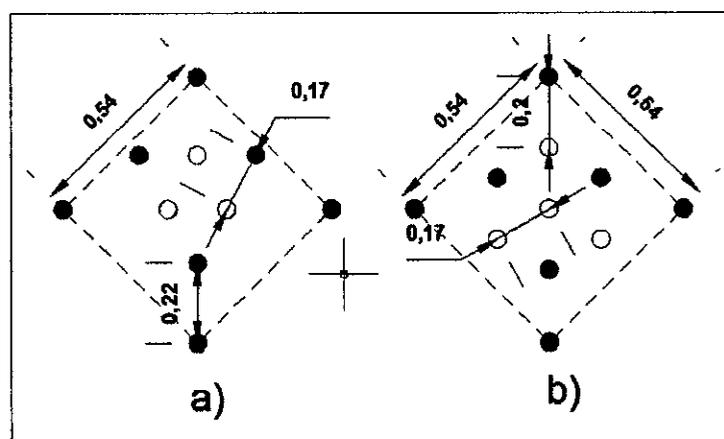


Figura 4.5. Trazos de arranque utilizado en el nuevo diseño de malla de perforación y voladura controlada.

Diseño: Propio.

- a) El arranque que se está utilizando es corte quemado o (cabeza de toro), este arranque trabaja solo hasta 6 pies perforados, en tipo de roca IV (Figura 4.4.).
- b) Este es el segundo arranque utilizado en la Mina Ares, en tipo de roca IV. Con espaciamiento de 17 cm, este arranque trabaja hasta los 7 pies perforados.

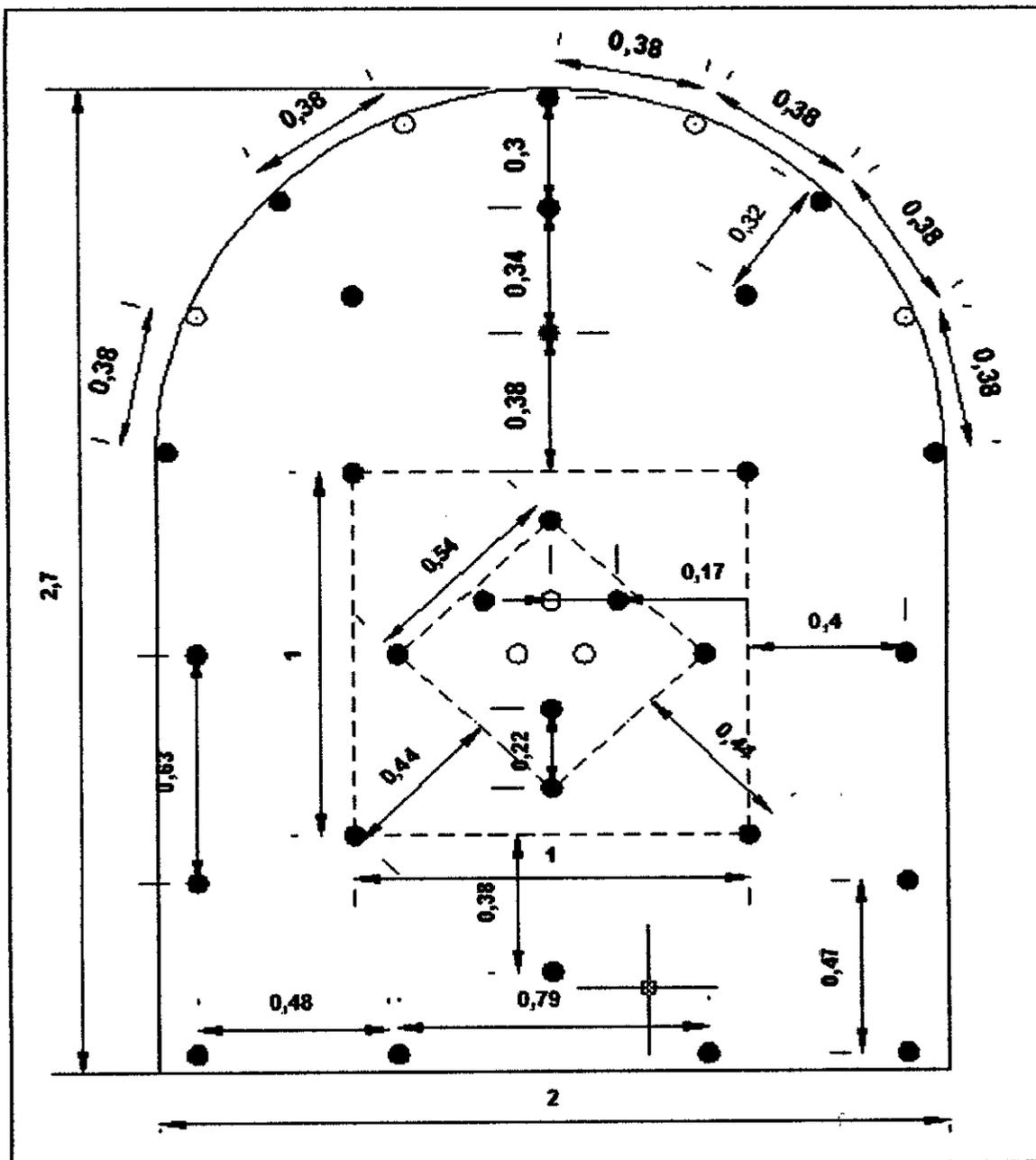


Figura 4.6. Diseño de malla mejorada en U.M. Ares - Grupo Hochschild.

Diseño: Propio.

PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA POSTERIOR (PROPUESTA NUEVA)

CALCULO DE NUMERO DE TALADROS		
PARAMETROS	Simbología y formulas	DATOS
Ancho de labor	m	2.0
Alto de labor	m	2.7
Sección de labor	m ²	5.4
Distancia de tal. Perforico	dt	0.7
Ceficiente de la roca	C	1
Perimetro de labor	P	21.6
Número de taladros	$(P/dt) \cdot C$	36.00

PARAMETROS TECNICOS		
Sección:	5.4	m ²
Tipo de roca:	III - IV	
Tipo de material:	Desmonte	
Densidad:	2.5	T/M ³
Diámetro de taladro:	38	mm
Diámetro de taladro:	36	mm

NP Taladros cargados:	29	tal
NP Taladros ahir:	7	tal
NP total de taladros:	36	tal
Long. Barranado (6 pies):	1.829	mts
Rendimiento en perforación:	92.957	%
Rendimiento en voladura:	94.118	%
metros perforados:	69.20	mts

TIPO DE ROCA	Distancia de taladros perforicos (m)	Coefficiente de la roca (m)
Roca Dura	0.5 a 0.55	2
Roca Intermedia	0.6 a 0.65	1.5
Roca Suave	0.7 a 0.75	1

EFICIENCIA		
Avance por disparo:	1.6	m / disparo
Long. Perfil. Electrica:	1.7	m / taladro
Volumen:	7.776	m ³
Tonelaje:	19.44	TM
Factor de perforación:	97.970	m perf. / m avance
Factor de carga:	1.51	Kg / M ³
Kg Explos. Por ml	7.35	Kg/ml

ACCESORIOS		
29 CARMEX (7P)	61.8744	Metros
Hocho Rapido	6.00	Metros
Pentacoord	10.00	Metros
Taco de Arco	25.00	Unidades
PVC o Carrizo	5.00	Unidades

CARACTERISTICAS DEL EXPLOSIVO		
Descripcion	carb/caje	kg/cart
Semessa 65%	320	0.078
Exact 45%	328	0.076

Distribución de Taladros	Distribución de Taladros	ANFO (cargados)	Número Total de Taladros		Cartuchos por Taladro 65%	Cartuchos por Taladro 45%	Cartuchos de Dinamita		Total
			CARGADO	AIRID			Semessa 65%	Exact 45%	
1	Arrasque	0	2	3	6	0	0	0	1.406
2	1ra. Ayuda	0	4	0	5	0	0	0	1.553
3	2da. Ayuda	0	4	0	5	0	0	0	1.552
4	3ra. Ayuda	0	2	0	5	0	0	0	0.788
5	Candados	0	4	0	0	0	0	24	1.829
6	Corona	0	5	4	0	5	0	25	1.805
7	Ayuda Corona	0	3	0	0	5	0	15	1.143
8	Armas	0	4	0	5	0	0	0	1.552
	Total	0		26				64	11.753
	Avance (m)	1.6						152	7.35
	Long. de perforación (m)	1.7						1.51	1.6672599320
									Factor de carga lineal (kg/m³)

Diseño: Propio.

ANALISIS DE COSTO (PROPUESTA NUEVA)

Precios (Ítem) de Orden de Compra

Descripción	Unidad	Costo Unitario (S/)
Carmex (PF)	mts	2.72
Mecho Rapada	mts	1.972
Siemensa 65%	kgc	12.66
Exacel 45%	kgc	12.21
Portacoré	mts	0.94
Taca de Arcilla	unidad	1.04
PVC o Carrizo	unidad	2.17
ANFO	kgc	0.78

Datos de Expansión

Descripción	Peso por Caja (kg)	Unidades por caja	Peso por cartucho (kg)
Siemensa 65%	328	25	0.078
Exacel 45%	328	25	0.076

Datos Unitarios por cartucho

Descripción	Unidad	Costo Unitario (S/)
Exacel 65%	mts	0.98
Exacel 45%	mts	0.93

Cálculos para hallar el peso de ANFO de fábrica - Densidad 0.72 - 0.80 g/cm3

Radio 1/8"	Longitud 7"	Volumen cm3	Densidad	Peso g
2.2225	0.78	275.768823	0.72	198.55
			0.73	201.31
			0.74	204.07
			0.75	206.83
			0.76	209.58
			0.77	212.34
			0.78	215.09
			0.79	217.85
			0.80	220.61

Peso promedio de cartuchos (ANFO) usado (kg)

Peso (Kg/Cart.)
0.150

(*) Buscar relación con las densidades halladas considerando que la fabricación de los cartuchos es manual

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (S/)	Subtotal	TOTAL (Soles/m)
COSTOS EN EX PLUSIVOS NUEVO					
Siemensa 65%	68.00	kgc	0.99	67.34	54.40
Exacel 45%	64.00	kgc	0.93	59.56	37.23
Exacel 45%	25.00	kgc	2.72	68.38	40.74
Carmex (PF)	6.00	mts	1.97	11.82	5.45
Mecho Rapada	10.00	mts	0.94	9.40	5.88
Portacoré	29.00	unidad	1.04	30.16	18.66
Taca de Arcilla	5.00	unidad	2.17	10.85	6.78
PVC o Carrizo	0.00	kgc	0.78	0.00	0.00
ANFO					
				TOTAL (Soles/m)	168.51

Diseño: Propio.

4.2.2. Perforación del frente.

A. Eficiencia de la perforación.

Longitud de taladro: 1.70 m

Longitud del barreno: 1.80 m

$$\text{Efec. de perf.} = \left(\frac{\text{Longitud de taladro}}{\text{Longitud del barreno}} \right) \times 100$$

$$\text{Efec. de perf.} = \left(\frac{1.70}{1.80} \right) \times 100$$

$$\text{Efec. de perf.} = 94\%$$

B. Metros perforados por disparo.

Número de taladros: 36

$$\text{MP} = \text{N}^\circ \text{ taladros} \times \text{long. de taladro}$$

$$\text{MP} = 36 \times 1.70$$

$$MP = 61.20 \text{ m}$$

C. Velocidad promedio de penetración.

Tiempo promedio de perforación por taladro: 2min 44seg.

$$VP = \left(\frac{\text{Longitud taladro}}{\text{Tiempo prom. de barrenado}} \right)$$

$$VP = \left(\frac{1.70}{2 \text{ min } 44 \text{ seg}} \right)$$

$$VP = \left(\frac{1.70}{2 \text{ min } 44 \text{ seg}} \right)$$

$$VP = 0.6\text{m}/\text{min}$$

D. Control de tiempo en el ciclo de perforación de la Galería Crespo.

Trabajo realizado en la Galería Crespo, se tomó los tiempos del ciclo de laboreo comenzando con los tiempos de perforación y carguío del frente. La instalación de la perforadora con sus accesorios es de 10 min. La perforación del frente duro 1h con 55 min. La cantidad de taladros que se perforo fue de 36 taladros de 6 pies.

4.2.2.1. Voladura controlada.

Consiste en distribuir linealmente la carga explosiva de baja energía y ubicarlos en taladros muy cercanos entre sí, posteriormente se disparan simultáneamente al final de la secuencia de la voladura. Busca crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que limite la superficie final de un corte o excavación.

Objetivo de la voladura controlada.

- ❖ Evitar la sobre rotura.
- ❖ Obtener superficies de corte lisas.
- ❖ Lograr una mejor estabilidad.
- ❖ Disminuir la dilución del mineral.

En la Unidad Minera Ares se aplica dos tipos de voladura controlada:

- ❖ Pre-corte.
- ❖ Recorte.

4.2.2.1.1. Voladura pre - corte.

La voladura precorte se utiliza cuando sigue dañado la corona por voladura recorte (cartuchos desacoplados en media caña). Consiste en crear una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) en la corona de la sección, antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros cargados y vacíos, muy cercanos con espaciamiento de 38 cm (Figura 4.6.), con cargas explosivas desacopladas en media caña, con cartuchos de baja densidad Exadit 45% y disparos instantáneamente o simultáneamente.

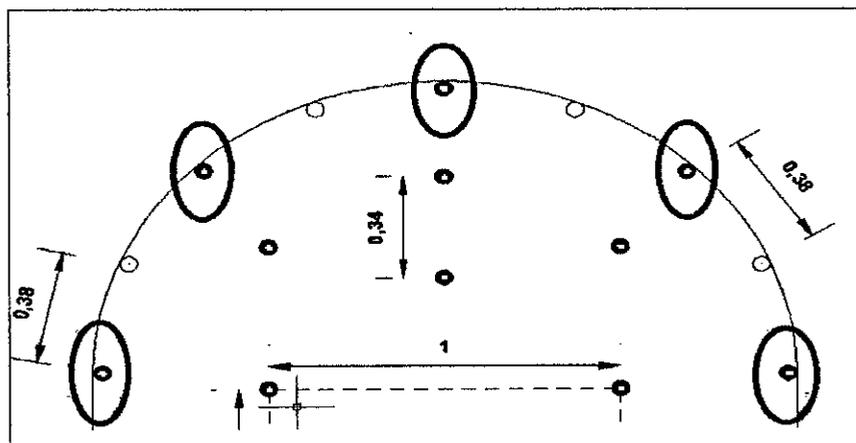


Figura 4.7. Distribución de taladros cargados en la corona.

Diseño: Propio.

Con este nuevo diseño de malla de perforación, en la corona se perfora 9 taladros, de los cuales se cargan 5 taladros, como vemos en la (Figura 4.6.). Estos taladros cargados son desacoplados mediante media caña de tubo de pvc con cartuchos de Exadit 45 %. (Figura 4.7).

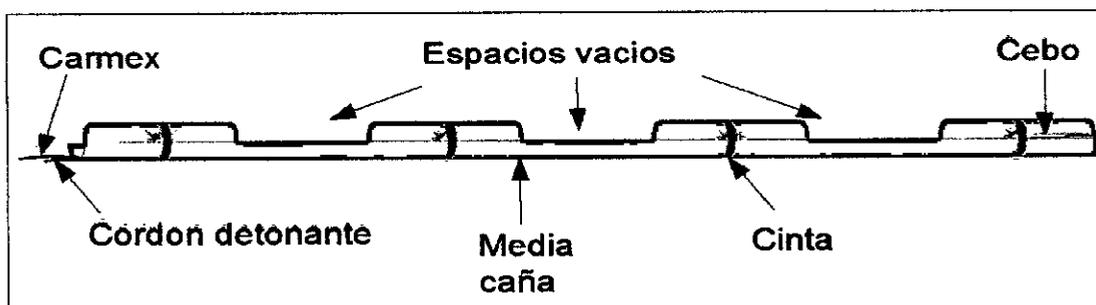


Figura 4.8. Cartuchos desacoplados sobre media caña.

Diseño: Propio.

El carguío en el taladro es de la siguiente forma (Figura 4.8.).



Figura 4.9. Carguío en taladro.
Diseño: Propio.

4.2.2.1.2. Voladura recorte.

Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos cargados y vacíos, con espaciamiento de 38 cm (Figura 4.9.), con cargas continuas y desacopladas, el disparo de estos taladros cargados es después de la voladura "principal" o de producción.

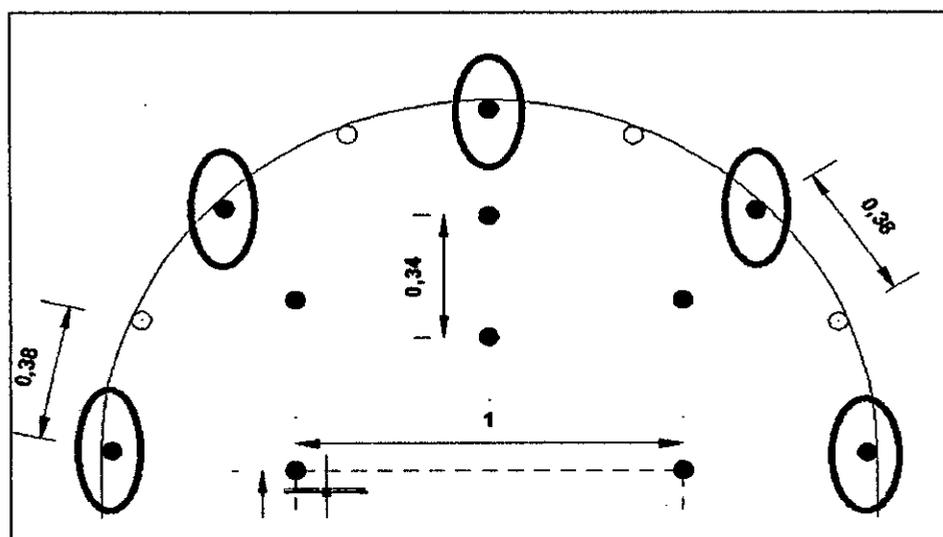


Figura 4.10. Distribución de taladros cargados en la corona.
Diseño: Propio.

a) Usando columnas de cargas desacopladas.

El preparado de columnas de cargas desacopladas es lo siguiente: Se debe colocar un cordón detonante junto al cebo, y este a la vez debe ir tendido en el taladro para transmitir la simpatía en todos los cartuchos de Exadit 45% espaciados (Figura 4.10.). En las labores de desarrollo y preparaciones lineales se debe saber cuándo utilizar las cañas, esta aplicación es de acuerdo al tipo de roca, el desacoplamiento de cartuchos mediante caña de tubo de PVC, fue muy importante para controlar el techo

de la sección, igualmente se controló los hastiales utilizando explosivos de baja densidad Exadit 45%.

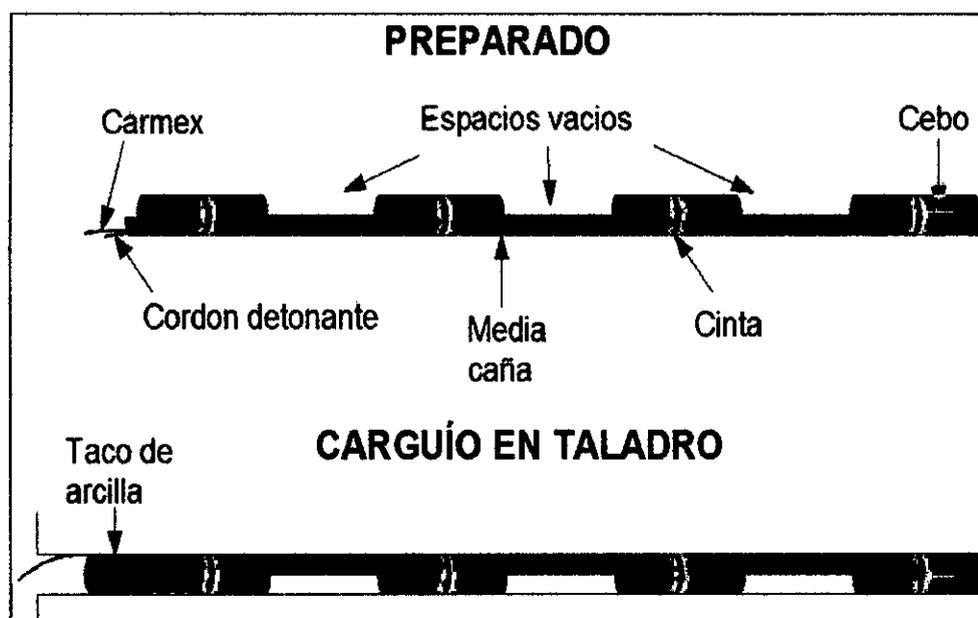


Figura 4.11. Preparado y carguío de cartuchos desacoplados sobre media caña.

Diseño: Propio.

b) Usando columnas de cargas continuas.

La aplicación de columnas de cargas continuas en la voladura controlada es para terrenos duros, mediante una fila de taladros cargados y vacíos, El carguío es con explosivo de baja energía (*Exadit*). Iniciación con detonador en la boca o al fondo (Figura 4.11.).

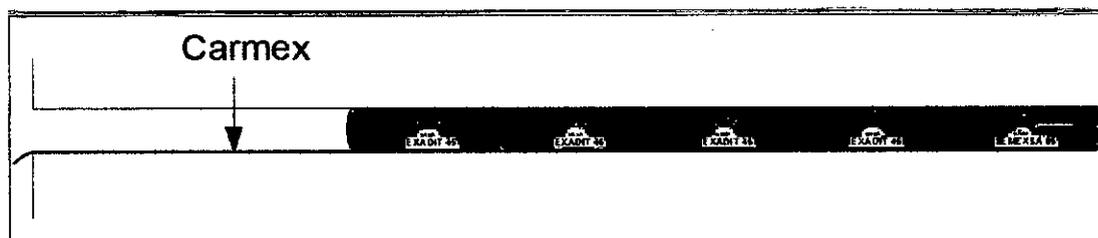


Figura 4.12. Cartuchos desacoplados sobre media caña.

Diseño: Propio.

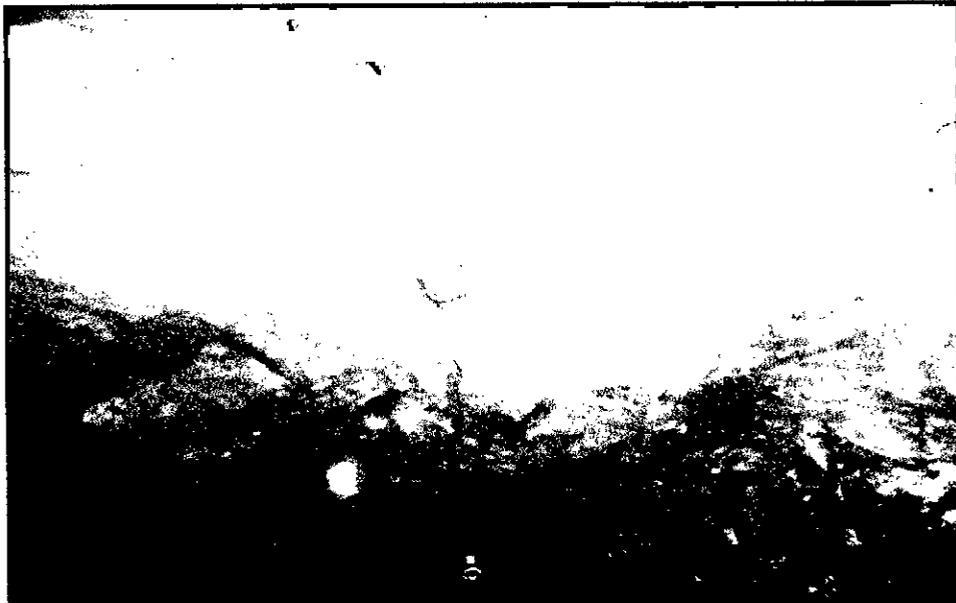


Figura 4.13. Resultado después del disparo, las medias cañas en la roca
Fuente: Fotografía tomada en Galería Crespo.



Figura 4.14. Resultado después del disparo, las medias cañas en la roca
Fuente: Fotografía tomada en GAL 651W

4.2.2.2. Avance por disparo.

a) Eficiencia de avance.

Avance efectivo: 1.60 m

Longitud de taladro: 1.70 m

$$\text{Eficiencia de avance} = \left(\frac{\text{Avance efectiva}}{\text{Longitud de taladro}} \right) \times 100$$

$$\text{Eficiencia de avance} = \left(\frac{1.60}{1.70} \right) \times 100$$

$$\text{Eficiencia de avance} = 94 \%$$

b) **Avance efectivo por disparo.**

$$\text{Avance/dispar.} = (\text{Long. barreno} \times \text{efic. perf} \times \text{efic. vol})$$

$$\text{Avance/dispar.} = (6 \times 0.3048) \times 0.94 \times 0.94$$

$$\text{Avance/dispar.} = 1.62 \text{ m}$$

c) **Factor de rendimiento de perforación.**

Toneladas rotas: 18.75 TM

Metros perforados: 49.3 m

$$\text{FRP} = \left(\frac{\text{Toneladas rotas}}{\text{Metros perforados}} \right)$$

$$\text{FRP} = \left(\frac{19.44}{61.20} \right)$$

$$\text{FRP} = 0.32 \text{ TM/m}$$

d) **Factor de rendimiento por taladro.**

Toneladas rotas: 18.75TM

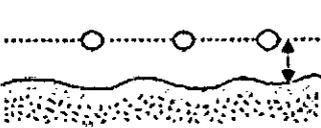
Numero de taladros: 29

$$\text{FRT} = \left(\frac{\text{Toneladas rotas}}{\text{Número de taladros}} \right)$$

$$\text{FRT} = \left(\frac{19.44}{29} \right)$$

$$\text{FRT} = 0.67 \text{ TM/taladro}$$

4.3. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.

RESULTADO		SOLUCIÓN	
PÉRFIL DE EXCAVACIÓN	FALLA	MOTIVO	
	NINGUNA		
	SOBREEXCAVACIÓN GENERAL	<ul style="list-style-type: none"> -SOBRECARGA -FILA ANTERIOR DE TALADROS SOBRECARGADOS 	<ul style="list-style-type: none"> -DISMINUIR CARGA -AUMENTAR EL ESPACIAMIENTO -DISTANCIAR FILA ANTERIOR -AUMENTAR TIEMPO DE RETARDO ENTRE FILAS DE VOLADURA PRIMARIA
	SOBREEXCAVACIÓN ALREDEDOR DE LOS TALADROS	LA PRESIÓN DE TALADRO ES SUPERIOR A LA RESISTENCIA DINÁMICA A COMPRESIÓN DE LA ROCA	DISMINUIR LA DENSIDAD LINEAL DE CARGA Y AUMENTAR EL DESACOMPLAMIENTO
	SOBREEXCAVACIÓN ENTRE LOS TALADROS	ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS DEMASIADO PEQUEÑO	AUMENTAR EL ESPACIADO ENTRE TALADROS
	ROCA SOBRESALIENTE ENTRE LOS TALADROS	ESPACIAMIENTO EXCESIVO ENTRE LOS TALADROS	REDUCIR EL ESPACIADO ENTRE TALADROS Y AUMENTAR LIGERAMENTE LA CARGA

En cada operación podrá prepararse algún esquema patrón de comparación, de acuerdo a la finalidad del trabajo

Figura 4.15. Evaluación de resultados de voladura controlada.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2001.

Comparación de número taladros entre antes y propuesto.

Descripción	Antes	Después	Diferencia
Número de taladros perforados	39	36	3
Nº taladros cargados	36	29	7
Cantidad de Semexa 65%	180	88	92
Cantidad de Exadit 45%	27	64	-37
Costo Total Explosivos (Sales/Dispara)	205.4	168.51	36.89

Total de explosivos utilizado	207	152	55
Total kg. De explosivo utilizado	16.12	11.753	4.367
Factor de carga lineal (kg/ml)	10.75	7.35	3.4
Avance (m)	1.4	1.6	-0.2

Diseño: Propio.

Comparación de avances en la Galería Crespo y Gal 650W.

Meses	Labor	Veta	Sección	Avance programado	Avance ejecutado	% de cumplimiento
Enero 2015	Galería Crespo	Isabel	2.00 X 2.70	130	130	100
Octubre 2014	Gal 650W	Isabel	2.00 X 2.70	99	84	85
Noviembre 2014	Gal 650W	Isabel	2.00 X 2.70	99	101	102
Setiembre 2014	Gal 650W	Isabel	2.00 X 2.70	99	109	110

Diseño: Propio.

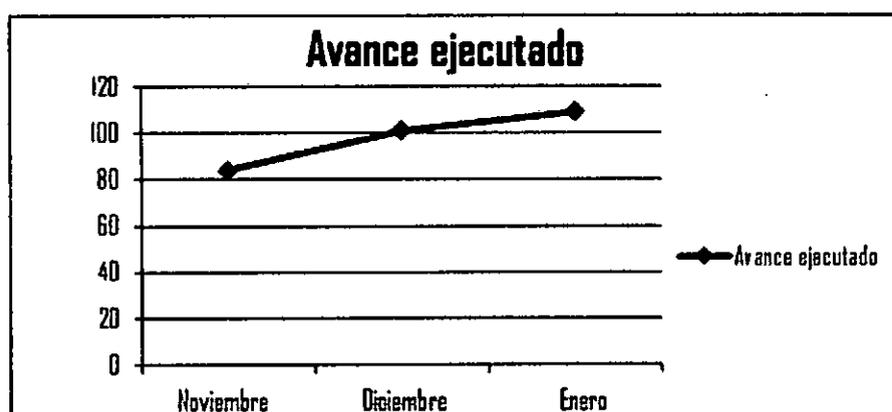


Figura 4.16. Demostración gráfica de Avances ejecutado.

Diseño: Propio.

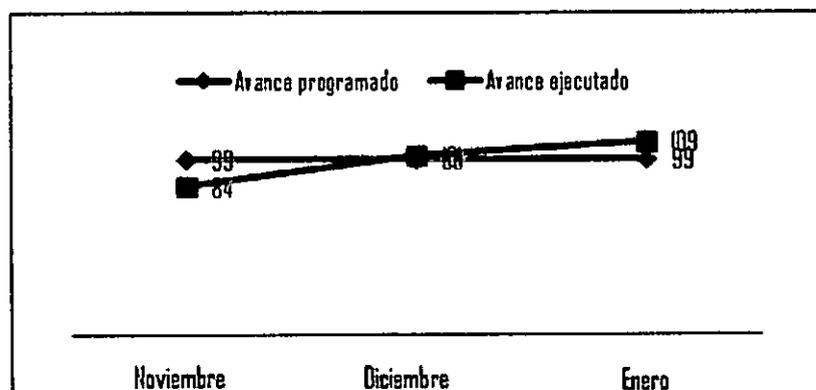


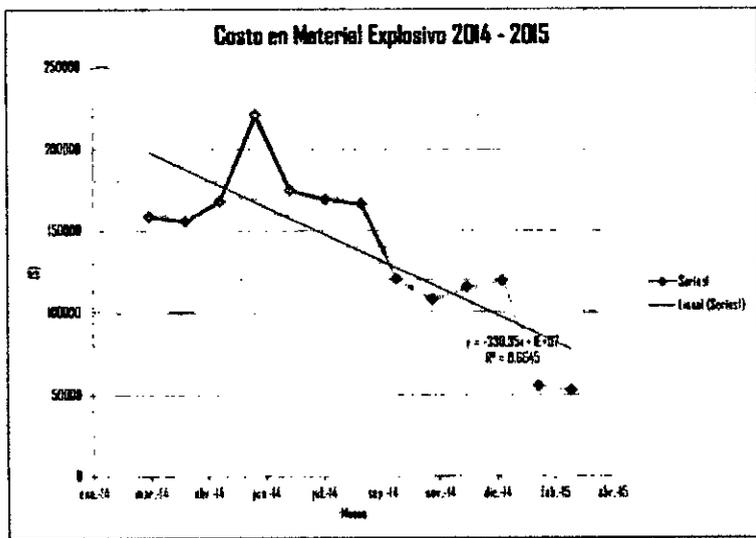
Figura 4.17. Curva de demostración entre avance programado y avance ejecutado.

Diseño: Propio.

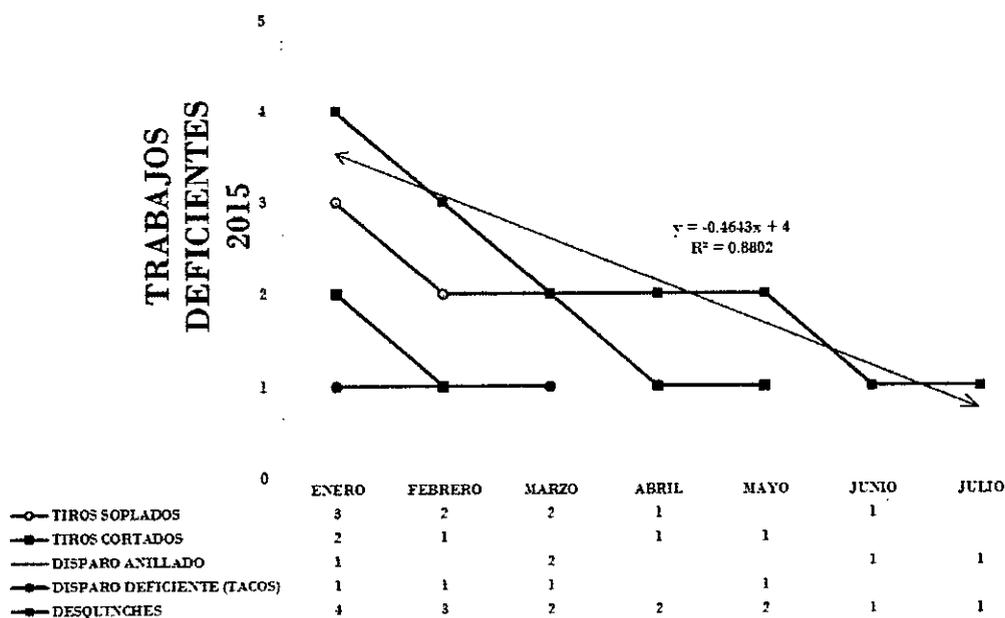
4.3.1. Estadísticas de las muestras de Estudio.

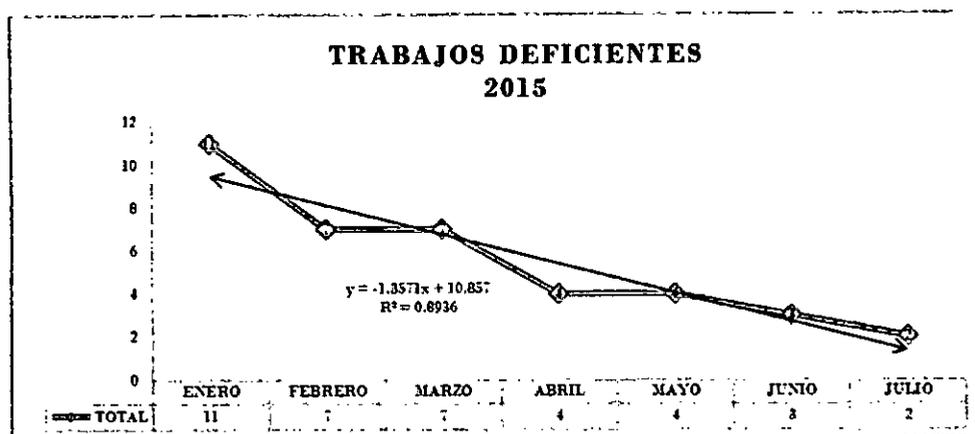
Las estadísticas de consumo mensual, costo de consumo mensual y estadísticas de 2014 y 2015.

Item #	2014	2015	2014	2015	2014	2015	2014	2015	2014	2015	2014	2015	2014	2015
1
2
3
4
5
6
7
8
9
10
11
12
13
14
15
16
17
18
19
20
21
22
23
24
25
26
27
28
29
30
31
32
33
34
35
36
37
38
39
40
41
42
43
44
45
46
47
48
49
50
51
52
53
54
55
56
57
58
59
60
61
62
63
64
65
66
67
68
69
70
71
72
73
74
75
76
77
78
79
80
81
82
83
84
85
86
87
88
89
90
91
92
93
94
95
96
97
98
99
100



Trabajos deficientes 2015, después de la implementación de la presente investigación.





Los indicadores de factor de voladura han disminuido debido a una adecuada distribución de columna explosiva y la capacitación, seguimiento y control por parte de la supervisión.

4.4. PUEBA DE HIPÓTESIS.

Para la prueba de Hipótesis se aplicó la Prueba de "t" de Student (Diferencia de Medias), ya que se tiene dos grupos para evaluar, Grupo Experimental (GE) y Grupo de Control (GC) para la prueba de hipótesis se ha utilizado los datos de la tabla siguiente:

Meses	Año 2014		Año 2015	
	Descripción	Avance (GP)	Descripción	Avance (GP)
1	ene-14	1.47	ene-15	1.58
2	feb-14	1.48	feb-15	1.59
3	mar-14	1.50	mar-15	1.62
4	abr-14	1.51	abr-15	1.61
5	may-14	1.58	may-15	1.58
6	jun-14	1.52	jun-15	1.57
7	jul-14	1.53	jul-15	1.61
8	ago-14	1.55	ago-15	1.62
9	sep-14	1.50		
10	oct-14	1.56		
11	nov-14	1.59		
12	dic-14	1.58		
	Media	1.53	Total Avance/Disparo	1.60
	Desviación Estándar	0.0407784	Desviación Estándar	0.0198206

4.4.1. Planteamiento de Hipótesis

Hipótesis Nula:

- ✓ H_0 : Aplicando la nueva **mall**a de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada, no mejora el rendimiento de avance/disparo y las labores de desarrollo de U.M. Ares – “GRUPO HOCHSCHILD”

Hipótesis Alterna:

- ✓ H_1 : Aplicando la nueva **mall**a de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada, mejora el rendimiento de avance/disparo y las labores de desarrollo de U.M. Ares – “GRUPO HOCHSCHILD”

La fórmula a utilizar es:

$$t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{S}{\sqrt{n-1}}}$$

$$tc = \frac{\bar{X}_1 - \bar{X}_2}{\sqrt{\frac{S_1^2}{n_1} + \frac{S_2^2}{n_2}}}$$

Donde:

t: Distribución *t* de Student.

\bar{X} : Media de la Muestra (\bar{X}_1 y \bar{X}_2).

n: Numero de Muestras (n_1 y n_2).

S: Desviación Estándar (s_1 y s_2).

α : Valor critico significativo.

gl: Grado de Libertar. (*ge* y *gc*).

ge: grado libertad (grupo experimental).

gc: grado libertad (grupo control).

4.4.2 Nivel de significancia o riesgo.

- $\alpha=0.05$.
- $gl = ge+gc-2$.
- $gl = 12+8-2=18$.

Buscando en tabla de valores críticos a 5% de significancia y 18 grados de libertad en la prueba *t* de Student se tiene que los puntos críticos o “*t*” teórica es igual a 2.101; por lo tanto:

CONCLUSIONES

1. Con la nueva malla de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada, se logró controlar la sobrerotura de la corona y los hastiales de la sección de desarrollo lineal aplicando voladura precorte y recorte. Además este nos permite obtener un avance lineal efectivo de 94.118% en voladura de la galería. Además de reducir los disparos deficientes de 11 a 2 en promedio al mes, debido a una adecuada distribución de columna explosiva y la capacitación, seguimiento y control por parte de la supervisión.
2. Se ha reducido número de taladros cargados de 36 a 29 taladros, y de 39 a 36 taladros perforados.
3. En la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 16.120 kg/disparo a 11.753 kg/disparo. La diferencia de consumo de explosivo es de 4.367 kg/disparo, lo que significa una reducción del 27.09% del consumo de explosivos.
4. También se concluye que el costo de explosivos se reduce de 205.40 Nuevos Soles/disparo a 168.51 Nuevos Soles/disparo. La diferencia de costo de explosivo es de 36.89 Nuevos Soles/disparo. Es decir el ahorro es 110.67 Nuevos Soles/día y 3,320.10 Nuevos Soles/mes, lo que representa un ahorro del 17.96%, por concepto de gastos en explosivos.
5. Se ha demostrado con un nivel de significancia del 95% y la prueba t de Student que la aplicando la nueva malla de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada, influye significativamente en la Optimización de costos y mejora el rendimiento de avance/disparo y las labores de desarrollo de U.M. Ares – “GRUPO HOCHSCHILD”.
6. Por seguridad, con la malla de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada, Con la reducción en el uso de ANFO, no sólo reducimos costos, sino evitamos la generación de gases tóxicos, como N₂ y CO₂. Generando así, un mejor ambiente de trabajo libre de gases contaminantes.

RECOMENDACIONES

1. Para mejorar los avances lineales, se recomienda lo siguiente, capacitación técnica a los perforistas y ayudantes de operación en temas de perforación y voladura: Controlar la calidad de perforación (paralelismo, simetría), pintado de perímetro, pintado de malla de perforación, uso de tacos de detritos y secuencia de salida.
2. Se recomienda el uso de los guidores para conseguir el paralelismo de los taladros, es decir se debe tener como mínimo 3 guidores en cada frente para un buen disparo, igualmente se debe utilizar plataforma de perforación en galerías para conservar el paralelismo en la corona.
3. Utilizar siempre taladros de alivio (Como Cara Libre), para lograr un avance óptimo en la voladura.
4. Realizar una buena distribución de explosivo (calidad y tipo de explosivo según la geología presentada).
5. Es recomendable usar Emulex o Semexsa de 65 como explosivo iniciador de la carga explosiva (CEBO) para generar una excelente simpatía de detonación.
6. La voladura de contorno se debe realizar con Emulex 65 en rocas duras, Exadit 45 semiduras o suaves; las emulsiones para rocas con presencia de flujos de agua y las dinamitas pulverulentas en rocas secas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ✓ **ALEJANDRO CUEVA, JUAN LUQUE (2011).** Mecanización de la Explotación con Perforación Horizontal. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. Lima – Perú.
- ✓ **AMES LARA, VICTOR (2010).** Teoría de Voladura de Rocas. Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo – Perú.
- ✓ **AQUINO ALANOCA, ESTEBAN (2006).** Túneles y diseños de excavaciones subterráneas, de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas. Puno – Perú.
- ✓ **CARREÓN Q. JUVENAL (2001).** Tesis: Optimización de perforación y voladura en la rampa principal 523 sistema mecanizado mina San Rafael, FIM - UNA.
- ✓ **ENAEX S.A. (2008).** Manual de Tronadura.
- ✓ **EXSA (2001).** Manual Práctico de Voladura.
- ✓ **FAMESA S.A. (2005).** Manual Práctico de Voladura.
- ✓ **LOPEZ J. CARLOS (1997).** Manual de carga, arranque y transporte en explotaciones mineras. Madrid – España.
- ✓ **MAMANI V., VICTOR RENE (2010).** En su tesis Evaluación de operaciones unitarias en rampa 5 SW; CIA. MINERA ARES (U.M. ARES). UNSA - Arequipa.
- ✓ **RODRÍGUEZ V. ROGER H. (2011).** En su tesis: Mejoramiento de operaciones unitarias en labores de desarrollo en minería subterránea convencional - Unidad Minera el Cofre, Facultad de Ingeniería de Minas. – UNA. Puno – Perú.
- ✓ **ROBERTO HERNÁNDEZ SAMPIERI, CARLOS HERNÁNDEZ COLLADO, MARÍA DEL PILAR BAPTISTA LUCIO (2010).** Metodología de la Investigación. México D.F: Quinta edición: Ediciones McGRAW-HILL.
- ✓ **UNIDAD OPERATIVA ARES (2010).** Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras.
- ✓ **VARGAS V., ERNESTO (2009).** En su tesis; Voladura controlada en labores de desarrollo y preparación de la Mina Animon Chungar S.A.C, Facultad de Ingeniería de Minas. – UNA. Puno – Perú.

ANEXOS

ANEXO 01:

CIA. MINERA ARES S.A.C.

Unidad Operativa Ares

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS AVANCES



GALERIA 2.0x2.7 m2

ITEM	DESCRIPCION	Qty/Cdta.	Comb./Corte	Unidad	P.U.(US\$)	Paralelo	SubTotal(\$/Tm)	TOTAL(US\$)
PREPARADO POR: Mine Planm Und. de Medida (Metro Lineal) Ancho de Labor m Long- Barra 6 pies 1.8288 m. Altura de Labor m Longitud Efect. de Perforacion 1.646 mt m3 por Disparo m3								
TIPO DE MATERIAL: AMBOS Toneladas por disparo 31.23 Tn/Disp. DUREZA MATERIAL: MEDIA Taladros de Alivio 3.00 MALLA 0.50 X 0.50 Cmt. Taladros Carpatins 39.00 INCLUYE Equipos. Limpieza hasta los 150 m. Cartuchos x Taladro 6.00 Cartuchos Horas por guardia: 11.00 Hr / guardia Explosivos 28.40 kg/Disp. Taladros por Guardia (6') 42.00 tal / gdia Pies Perforad 226.80 pp. Eficiencia de Perforación 90% % Factor de carga 0.91 Kg/ton Eficiencia voladura: 91% % Factor de carga 2.60 Kg/m3 Densidad promedio del material: 2.86 ton / m3 Equipo Limpieza SCOOP 2.5 YD3 Avance x Disparo 1.50 m Rendimiento Scoop 27.93 TM/Hr.								
1.00	MANO DE OBRA H/G							
	Perforista		2.75	Tarea	60.81	167.23	111.65	
	Ayudante de perforista		1.38	Tarea	58.83	80.89	54.01	
	Operador Scoop		0.46	Tarea	70.72	32.41	21.64	
	Ayudante General		0.46	Tarea	56.85	26.06	17.40	204.70
2.10	MATERIALES							
	Barra conica de 4'		102.0600	pp	0.08	7.99	5.34	
	Barra conica de 6'		102.0600	pp	0.09	8.93	5.96	
	Broca descartable 38 mm		204.1200	pp	0.12	24.49	16.35	
	Acete de perforacion		0.3402	Gln	9.58	3.26	2.18	
	Mang de 1/2" (30m/disp.)		1.0000	ml	0.67	0.67	0.45	
	Mang de 1" (30m/disp.)		1.0000	ml	1.29	1.29	0.86	31.14
2.30	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad perforacion		4.13	Tarea	3.00	12.38	8.27	
	Implementos de Seguridad Ayudantes		0.46	Tarea	2.76	1.27	0.85	
	Implementos de Seguridad Operadores		0.46	Tarea	2.50	1.14	0.76	
	Herramientas perforacion voladura		1.00	gbl	18.00	18.00	12.02	21.89
3.00	EQUIPOS							
	Perforadora Jackleg		204.1200	pp	0.06	11.48	7.67	
	Perforadora Jackleg Mant. 75%		204.1200	pp	0.05	9.76	6.52	
	Lampara de Batería U/Corte		5.04	d/H	1.05	5.30	3.54	
	SCOOP 2.5 YD3		1.32	h/m	43.11	56.82	37.93	55.65
COSTO DIRECTO								333.30
UTILIDAD 10.00%								31.34
2.20	EXPLOSIVOS							
	Emulex		28.40	kg	1.91	54.37	36.30	
	Carmex		39.0000	und	0.53	20.56	13.73	
	Mecha Rapida		19.8000	mt	0.36	7.20	4.81	
COSTO DE DINAMITA								54.84
2.00	COMBUSTIBLE y OTROS							
	Petroleo		5.27	Gln	3.29	17.36	11.59	
	Cuneta de 0.30 x 0.30		1.50	mts	22.75	34.07	3.10	
TOTAL COSTO DE COMBUSTIBLE Y OTROS								14.69
COSTO INDIRECTO								108.67
COSTO TOTAL POR METRO LINEAL CON SCOOP DE CONTIN								555.50
REAJUSTE 3.50%								14.60
COSTO FINAL								\$399.75

ANEXO 02:

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO: NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EMPLEANDO LAS TÉCNICAS DE VOLADURA CONTROLADA EN LA U.M. ARES – GRUPO HOCHSCHILD							
PROBLEMA	OBJETIVO	JUSTIFICACIÓN	HIPOTESIS	OPERACIONALIZACIÓN		INSTRUMENTO	METODO
				VARIABLES	INDICADORES		
<p>GENERAL ¿Se podrá controlar la sobre rotura en la corona, hastiales y mejorar el avance lineal con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura?</p>	<p>GENERAL Diseñar una nueva malla de perforación y voladura empleando las técnicas de voladura controlada para uniformizar el perfil del techo, los hastiales y mejorar el avance lineal.</p> <p>ESPECIFICO Diseñar una malla de perforación y voladura controlada para no perturbar la corona y los hastiales de las labores de desarrollo lineal. Mejorar el avance lineal. Reducir número de taladros por disparo.</p>	<p>El sustento del trabajo de investigación de diseño de malla de perforación y voladura controlada, es porque en los diseños de mallas fueron realizados empíricamente en el terreno, porque los modelos matemáticos empleados no consideraban otras variables explosivo-roca, sino más bien solo eran una iniciativa.</p> <p>La Unidad Minera Ares, está empeñada en mejorar todas sus operaciones, productividad y seguridad, en ese sentido, en sus operaciones de desarrollo se propone mejorar las mallas de perforación y voladura controlada.</p>	<p>GENERAL Con la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura controlada nos permitirá controlar el perfil del techo y los hastiales, así mismo mejorar el avance lineal.</p>	<p>INDEPENDIENTE Nueva malla de perforación y voladura controlada.</p> <p>DEPENDIENTE Perfil del techo y los hastiales. Numero de taladros. Avance lineal.</p> <p>INTERVINIENTE Mina Ares.</p>	<p>Sección, m².</p> <p>Número de taladro. kg/tal. Forma de la sección. ml/disparo.</p>	<p>Análisis estadístico de los avances. Uso de explosivo.</p>	<p>Tipo de investigación: Explicativo y experimental.</p> <p>Población: Proyectos de exploración y desarrollo en la Mina Ares. Recolección de datos, análisis estadístico operacional.</p>

Diseño: Propio

ANEXO 03:

TABLA DE CUANTILES DE LA DISTRIBUCION DE LA T DE STUDENT

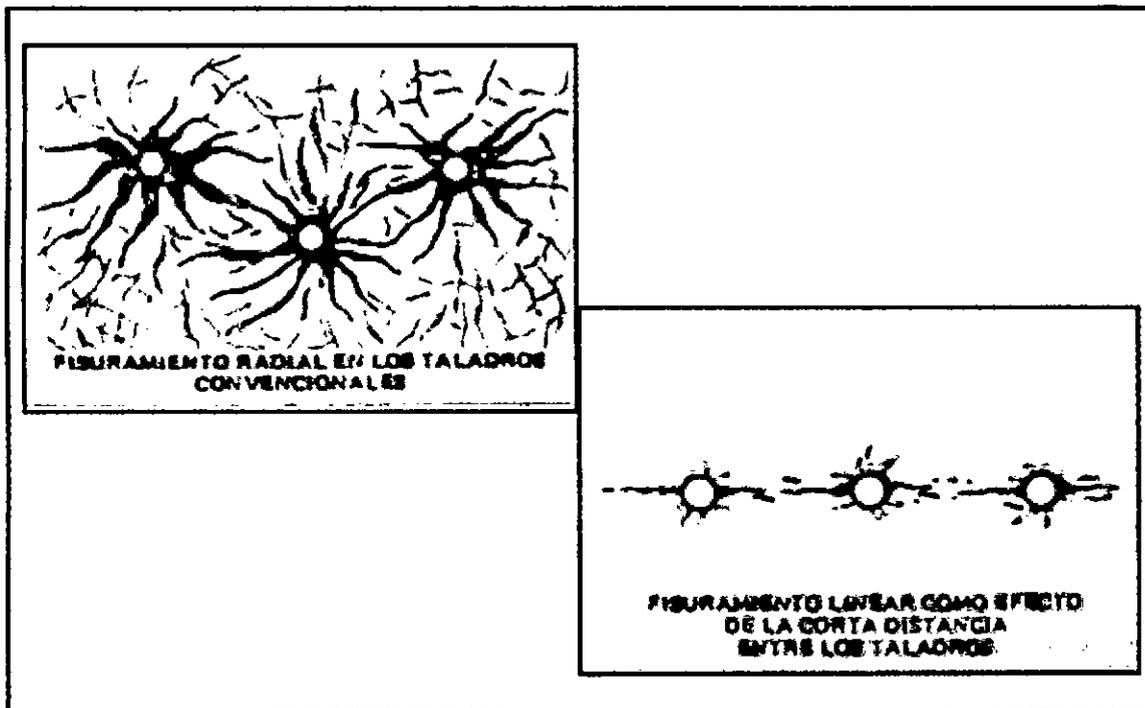
(a) El área de las dos colas está sombreada en la figura.

(b) Si H_A es direccional, las cabeceras de las columnas deben ser divididas por 2 cuando se acota el P-valor.

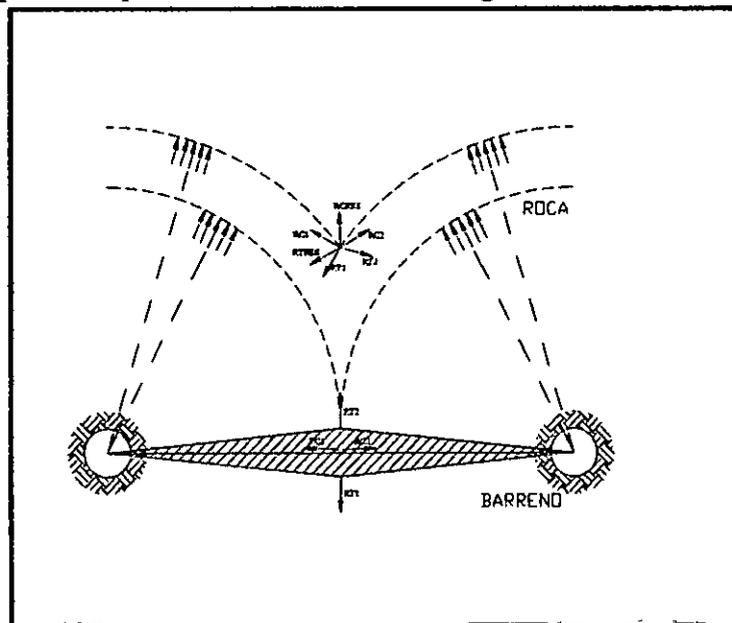
gl	ÁREA DE DOS COLAS						
	0,20	0,10	0,05	0,02	0,01	0,001	0,0001
1	3,078	6,314	12,706	31,821	63,657	636,619	6366,198
2	1,666	2,920	4,303	6,695	9,925	31,598	99,992
3	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	12,924	28,000
4	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	8,610	15,544
5	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	6,869	11,178
6	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,959	9,062
7	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	5,408	7,665
8	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	5,041	7,120
9	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,781	6,594
10	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,587	6,211
11	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,437	5,921
12	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	4,318	5,694
13	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	4,221	5,513
14	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	4,140	5,363
15	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	4,073	5,239
16	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	4,015	5,134
17	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,965	5,044
18	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,922	4,966
19	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,883	4,897
20	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,850	4,837
21	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,819	4,784
22	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,792	4,736
23	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,767	4,693
24	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,745	4,654
25	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,725	4,619
26	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,707	4,587
27	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,690	4,558
28	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,674	4,530
29	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,659	4,506
30	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,646	4,482
40	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	3,551	4,321
60	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,460	4,169
100	1,290	1,660	1,984	2,364	2,626	3,390	4,053
140	1,288	1,656	1,977	2,353	2,611	3,361	4,006
∞	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,291	3,891

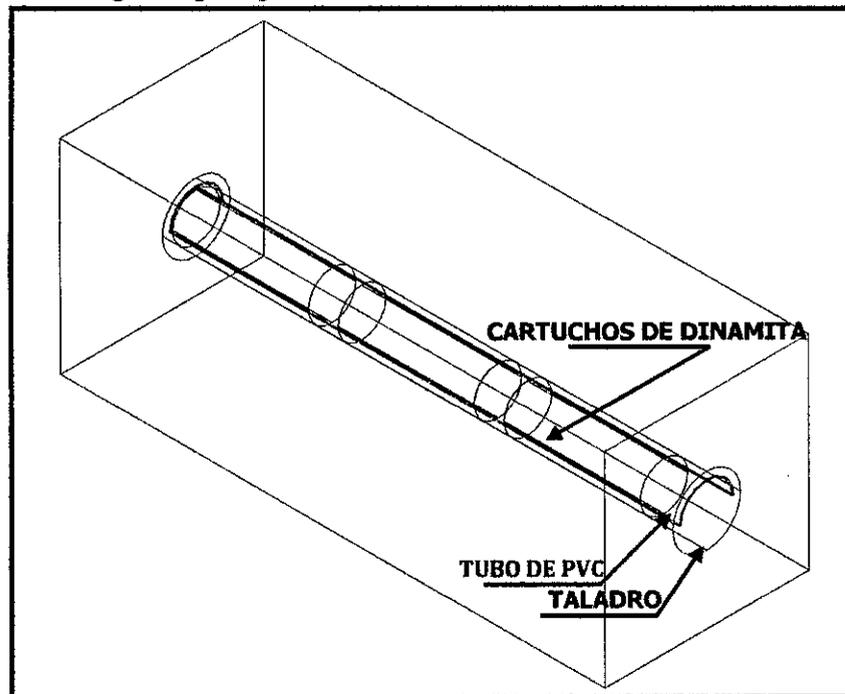
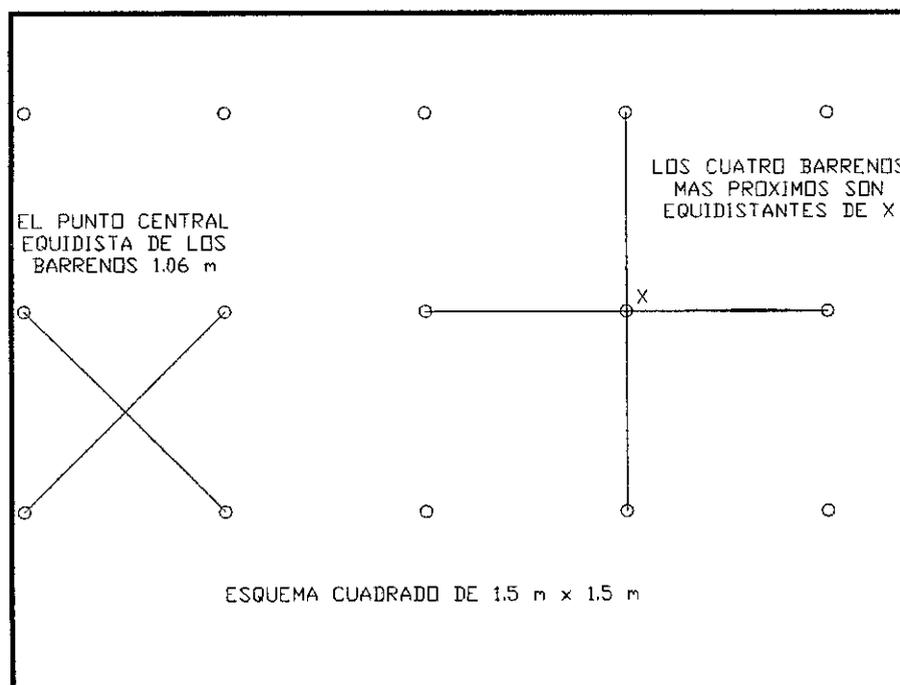
ANEXO 04:

Comparación de los fisuramientos radial y linear de los taladros para una voladura controlada.

**ANEXO 04:**

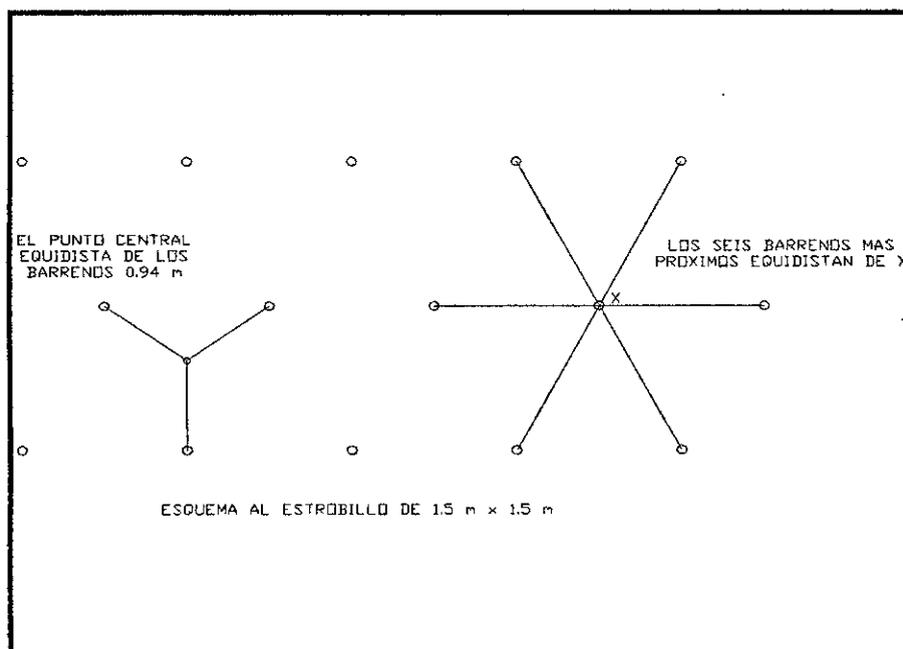
Estado de tensiones generado por la superposición de las ondas de choque producidas por el disparo simultaneo de dos cargas.



ANEXO 05:**Esquema de carguío típico para una voladura de contorno.****ANEXO 06:****Comparación de un esquema cuadrado y al estrobillo⁸.****Cuadrados.**

⁸ Cuele de formas de triángulos equiláteros, ya que es el que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y permite obtener una mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y dirección de salida de la voladura.

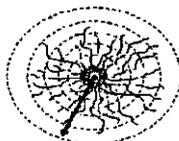
Al estrobillo.



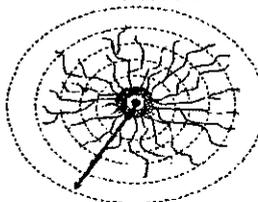
Radio de Influencia Usando Taco de Arcilla⁹.

RADIO DE INFLUENCIA

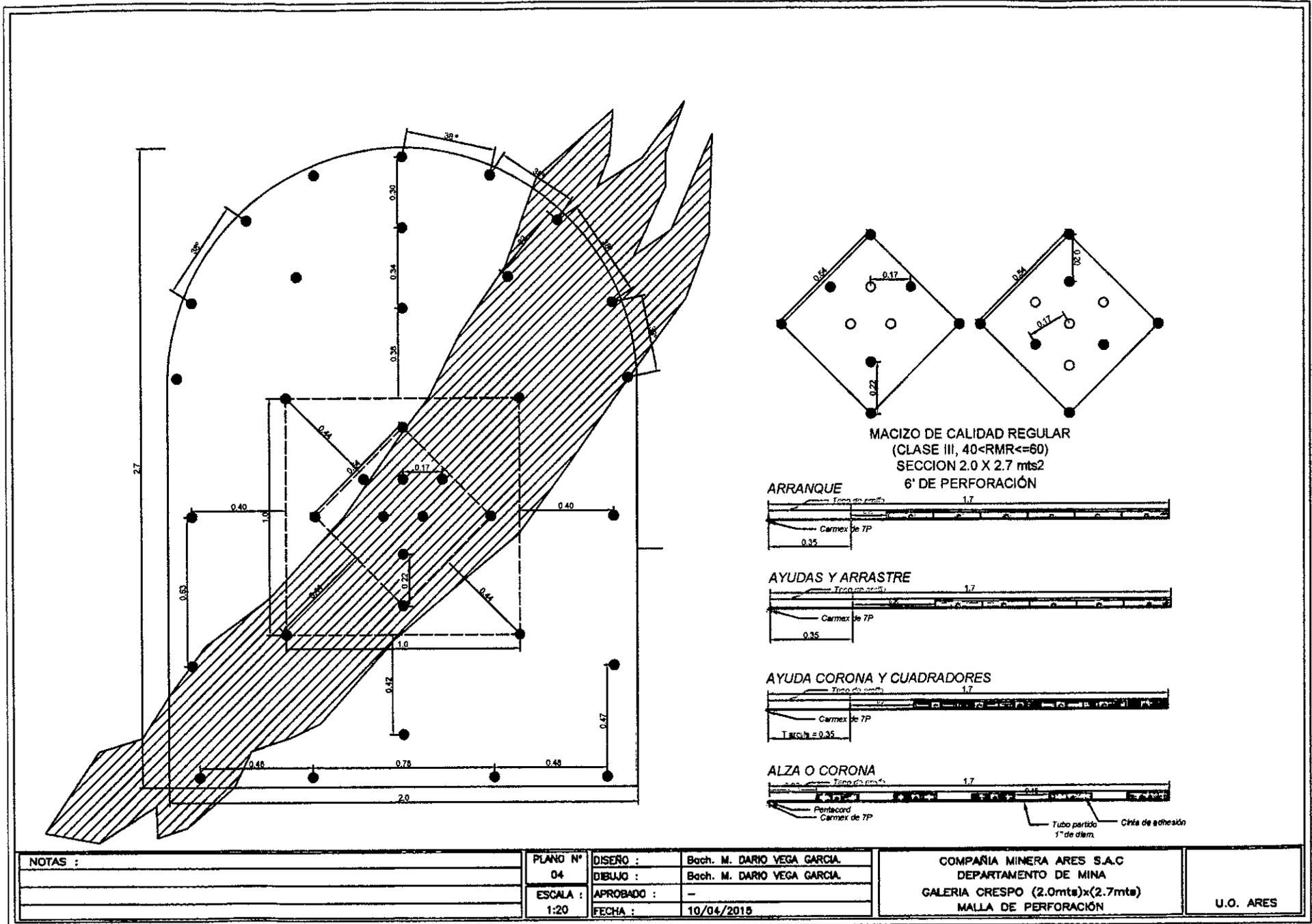
SIN TACO



CON TACO

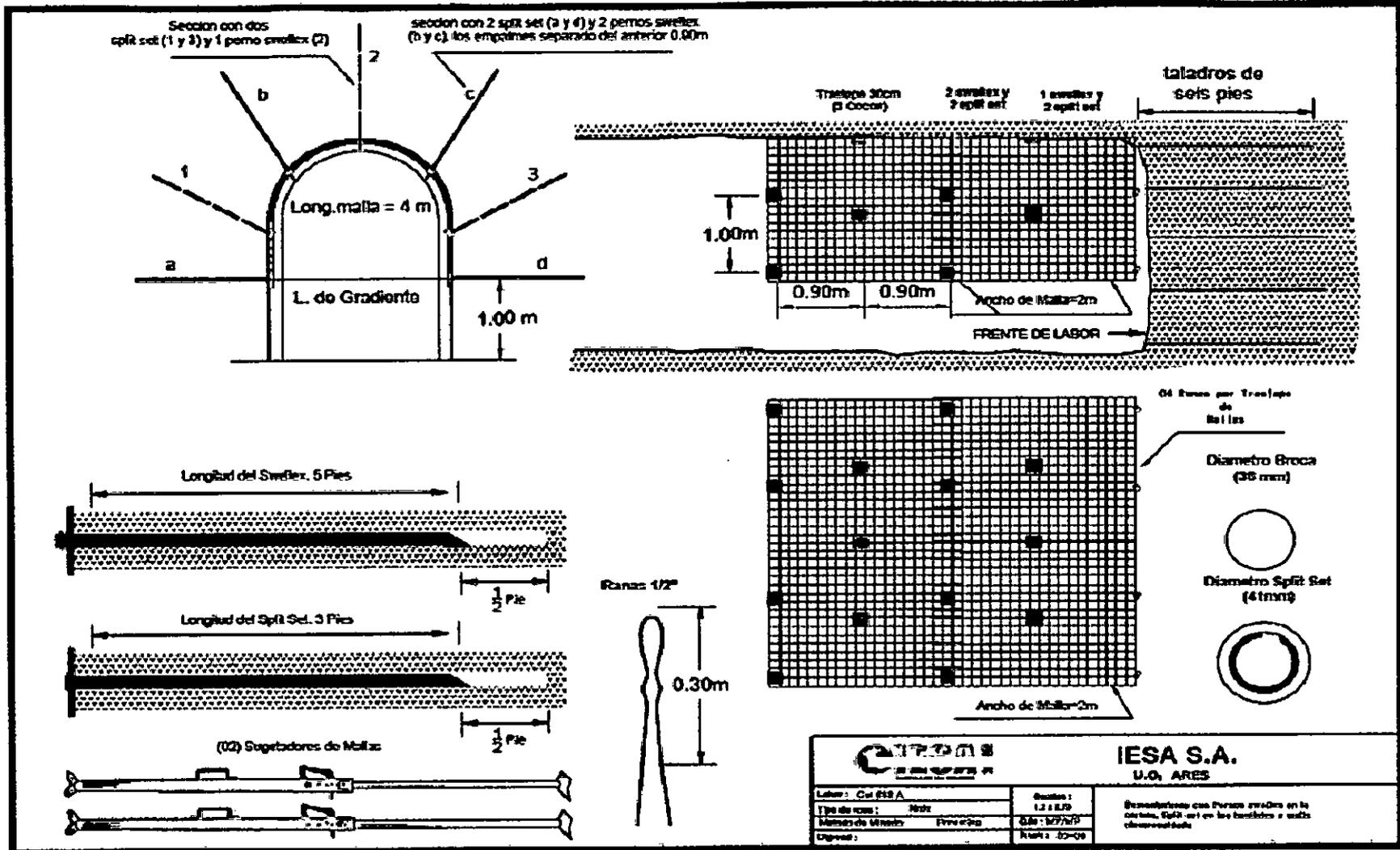


⁹ El efecto de confinamiento adecuado se logra al colocar un taco o tapón de material inerte en la boca del taladro para sellar la carga explosiva y del acoplamiento. Un material anguloso y menudo, bajo la acción de los gases tiende a formar un arco de compactación que se ajusta a la pared del taladro, incrementando su capacidad de "resistencia" a la eyección, como por ejemplo; los detritus de la perforación. Al utilizar el detritus como taco inerte podemos aprovechar la forma irregular que tienen, para distribuir las fuerzas horizontales, provenientes de la detonación; en fuerzas verticales e inclinadas, produciendo así que dichas fuerzas hagan presión sobre las paredes del taladro. Generando resistencia a la salida de los gases y como consecuencia aumentar la energía de impacto sobre la roca.



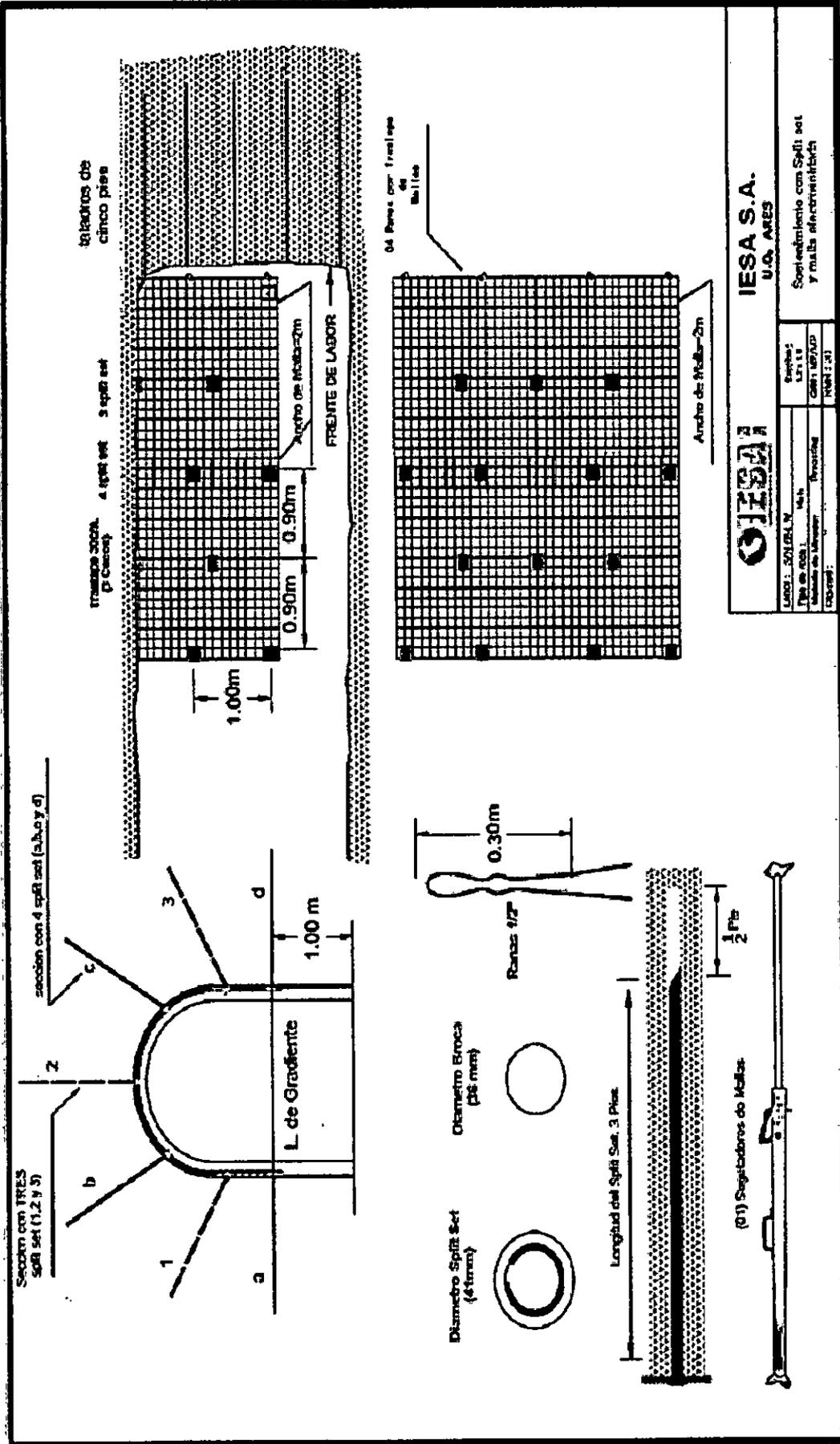
ANEXO 08:

Diseño de sostenimiento para Gal 652W



ANEXO 09:

Diseño de sostenimiento para S/N 651W



	ESTÁNDAR VOLADURA CONTROLADA CON CARMEX DE 7'		
	Código: E - REC - MI - 006	Versión: 02	
	Fecha de elaboración:	Página: 1 de 3	

1.0 OBJETIVO

Normar los trabajos de voladura controlada con CARMEX de 7' para obtener mayor eficiencia y calidad en avance.

2.0 ALCANCE

A todas las labores que requieran realizar esta tarea, al personal que labora en ellas y supervisión

3.0 REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS

D. S. 055-2010-EM- Art 257°

4.0 ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

- Sección 7' de ancho por 8' de alto.
- Cuneta 0.30 m de ancho por 0.40 por m de alto.
- CARMEX de 7'.
- 7 taladros en la corona.
- Espaciamiento 20 cm.
- Tubo partido de PVC de 6'.
- Pentacord de 6'.
- Taco de arcilla.
- Cinta Masking Tape.

5.0 RESPONSABLES/RESPONSABILIDADES

Trabajadores

- Aplicar el presente estándar a la tarea asignada.
- Informar al supervisor sobre peligros que no pudiera controlar.
- Asegurarse que cuenta con las herramientas necesarias.
- Conocer el tipo de roca y el nivel de riesgo de la labor.

Supervisor/Jefe de Turno

- Verificar el cumplimiento del presente estándar.
- Proporcionar los recursos necesarios para el cumplimiento del presente estándar.

Departamento de Seguridad

- Monitorear de manera aleatoria el cumplimiento del presente estándar.

6.0 REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACIÓN

- Libreta IP

7.0 FRECUENCIA DE INSPECCIONES

- Diario

8.0 EQUIPO DE TRABAJO

- Maestro Perforista
- Ayudante

9.0 REVISIÓN Y MEJORAMIENTO CONTÍNUO

Revisión de especificaciones y cambio de formato a versión 02

	ESTÁNDAR		
	VOLADURA CONTROLADA CON CARMEX DE 7'		
	Código: E - REC - MI - 006	Versión: 02	
Fecha de elaboración:	Página: 2 de 3		

10.0 DEFINICIONES

- Maestro Perforista: Personal autorizado que tiene licencia para operar máquina perforadora.
- Personal Autorizado: Personal calificado que ha sido seleccionado para la perforación.
- Malla de Perforación: Distribución de taladros que se hace en un frente de voladura.

11.0 ANEXOS

- Anexo 1, Voladura controlada con Carmex de 7'

PREPARADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
SUPERVISOR DEL AREA Y TRABAJADORES			GERENTE DE UNIDAD
FECHA DE ELABORACIÓN:	SUPERINTENDENTE DE MINA	JEFE DEL PROGRAMA DE SEGURIDAD	FECHA DE APROBACION:



ANEXO 1
VOLADURA CONTROLADA CON CARMEX DE 7'

