

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y
METALURGICA**



**“CONTROL DE COSTOS POR ESTANDARIZACION DE MALLAS DE
PERFORACION Y VOLADURA EN CHUNGAR”**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
GIANCARLO ESTACIO DURAND**

Lima – Perú

2009

DEDICATORIA

Con mucho amor y cariño dedico este trabajo a mis padres; Ube A. Estacio Delgadillo y Esther S. Durand Osco.

A mi querida novia y mis hermanos por su apoyo íntegro.

AGRADECIMIENTO

Mi especial agradecimiento al Gerente Central de Operaciones de la Empresa, Volcan Compañía Minera S.A.A. - Ing. Roberto Maldonado Astorga y al Superintendente de Minas de la Unidad Económica Chungar - Ing. Sergio Tasayco Castilla por haberme brindado y facilitado la oportunidad de realizar mi trabajo de Investigación en la Unidad Económica Administrativa CHUNGAR, ampliando de esta manera mis conocimientos teóricos-prácticos adquiridos en mi formación universitaria.

De igual manera mi agradecimiento a mis asesores: Ing. Jorge Díaz Artieda, Ing. Carmen Matos Ávalos por brindarme su apoyo para concluir la presente investigación.

RESUMEN

El presente trabajo titulado “Control De Costos Por Estandarización De Mallas De Perforación Y Voladura En Chungar” fue desarrollado en la Unidad Económica Administrativa Chungar de la Cía. Minera VOLCAN, en coordinación con la Superintendencia de Mina, el área de Geomecánica y Planeamiento.

La Unidad Económica Administrativa Chungar tenía la necesidad de plantear las mallas estándar para la perforación y voladura, para mejorar y de esta manera repercutir en reducción de costos. Es así que se desarrolla este trabajo de investigación para contribuir con ese objetivo.

Las características y parámetros geomecánicos del macizo rocoso fueron el punto de partida para el inicio de un estudio análisis de los diseños de las mallas de perforación y voladura, luego se consideró el empleo de modelos matemáticos para el diseño de mallas, en la cual interactúan

los tres parámetros importantes para una voladura eficiente, como son: el macizo rocoso, explosivo y parámetros de perforación.

Con los nuevos diseños se consigue obtener resultados positivos en la reducción del factor de carga y reducción de costos de voladura. Además, se llegó a un mejoramiento en la estabilidad de las coronas, con un mejor manejo y control de la voladura, en donde se logró hacer una reducción de costos integrales de la operación: perforación, voladura, sostenimiento, acarreo y transporte, en base a la mejor selección y aplicación del explosivo en relación a la calificación de la roca.

INDICE

	Pag.
DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
INDICE	v
INTRODUCCION	1
CAPITULO I: GENERALIDADES	3
1.1. Ubicación	3
1.2. Acceso	4
1.3. Geomorfología	6
1.4. Recursos naturales	6

1.5. Historia	6
CAPITULO II: GEOLOGÍA	9
2.1. Geología regional	9
2.2. Geología local	10
2.3. Geología estructural	12
2.4. Geología económica	17
CAPITULO III: GEOMECAÁNICA	24
3.1. Clasificación geomecánica	26
3.2. Índice G.S.I.	28
3.3. Tabla de clasificación G.S.I. para Chungar	29
3.4. Parámetros geomecánicos	36
3.5. Tipos de sostenimiento	37
3.6. Procedimientos	41
3.7. Tipos de roca para voladura	43
CAPITULO IV: LÍNEA BASE	44
4.1. Reportes perforación y voladura	44
4.2. Índices de perforación y voladura	47
4.3. RMR vs Factor de carga	48

CAPITULO V: FUNDAMENTO TEORICO	50
5.1. Modelo matemático para breasting (mineral)	50
5.1.1. Konya	50
5.1.2. López Jimeno	51
5.1.3. R. L. Ash	53
5.1.3. Longitud de carga explosiva	55
5.1.3. Predicción de la fragmentación	56
5.2. Modelo matemático de Holmberg (frentes en desmonte)	60
CAPITULO VI: MALLAS ESTANDAR DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	72
6.1. Mallas estándar para tajos	72
6.2. Mallas estándar para frentes de avance	73
CAPITULO VII: ANÁLISIS DE COSTOS	74
7.1. Voladura	77
7.2. Acarreo y transporte	79
7.3. Sostenimiento	80
7.4. Sobredilución	81

CAPITULO VIII. IMPLEMENTACIÓN DE MALLAS ESTÁNDAR DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	82
CAPITULO IX: CONCLUSIONES	84
CAPITULO X: RECOMENDACIONES	87
BIBLIOGRAFIA	89

INTRODUCCION

El presente trabajo describe y analiza las técnicas empleadas para lograr mejoras en nuestra operación minera de la unidad Minera Chungar de Volcan Compañía Minera S.A.A.

En Chungar hasta el año 2008 la perforación y voladura seguía un criterio que se mantenía en el tiempo, lo cual requería ser actualizado, obviando muchos procedimientos de trabajo y sin seguir ningún patrón de diseño de mallas de perforación; notándose la falta de control total en este proceso.

En las minas subterráneas en general, la reducción de costos unitarios y el incremento de la productividad es del interés de todos; es así, que se plantea la estandarización de mallas de perforación y voladura como mejora operacional, con la finalidad de reducir los costos de operación y alcanzar una mayor rentabilidad. Para esto, partimos de

un análisis estructural, geomecánico y modelos matemáticos que nos permitan obtener buena fragmentación, coronas estables y el hecho de evitar la sobre excavación.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN

La mina Animón es propiedad de Empresa Administradora Chungar S.A.A. y está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, geomorfológicamente dentro de la superficie puna en un ambiente glaciar, y la zona presenta un clima frígido y seco típico de puna, la vegetación son pastos conocido como “ichus”; Políticamente se ubica en el distrito de Huayllay.

Coordenadas UTM.:

P.P	:	ANIMON
N	:	8'780,728
E	:	344,654

La altitud de la mina se encuentra en 4,600 msnm.

Dentro de la hoja 23-K - Ondores.

1.2. ACCESO

La mina Animón es accesible por tres vías:

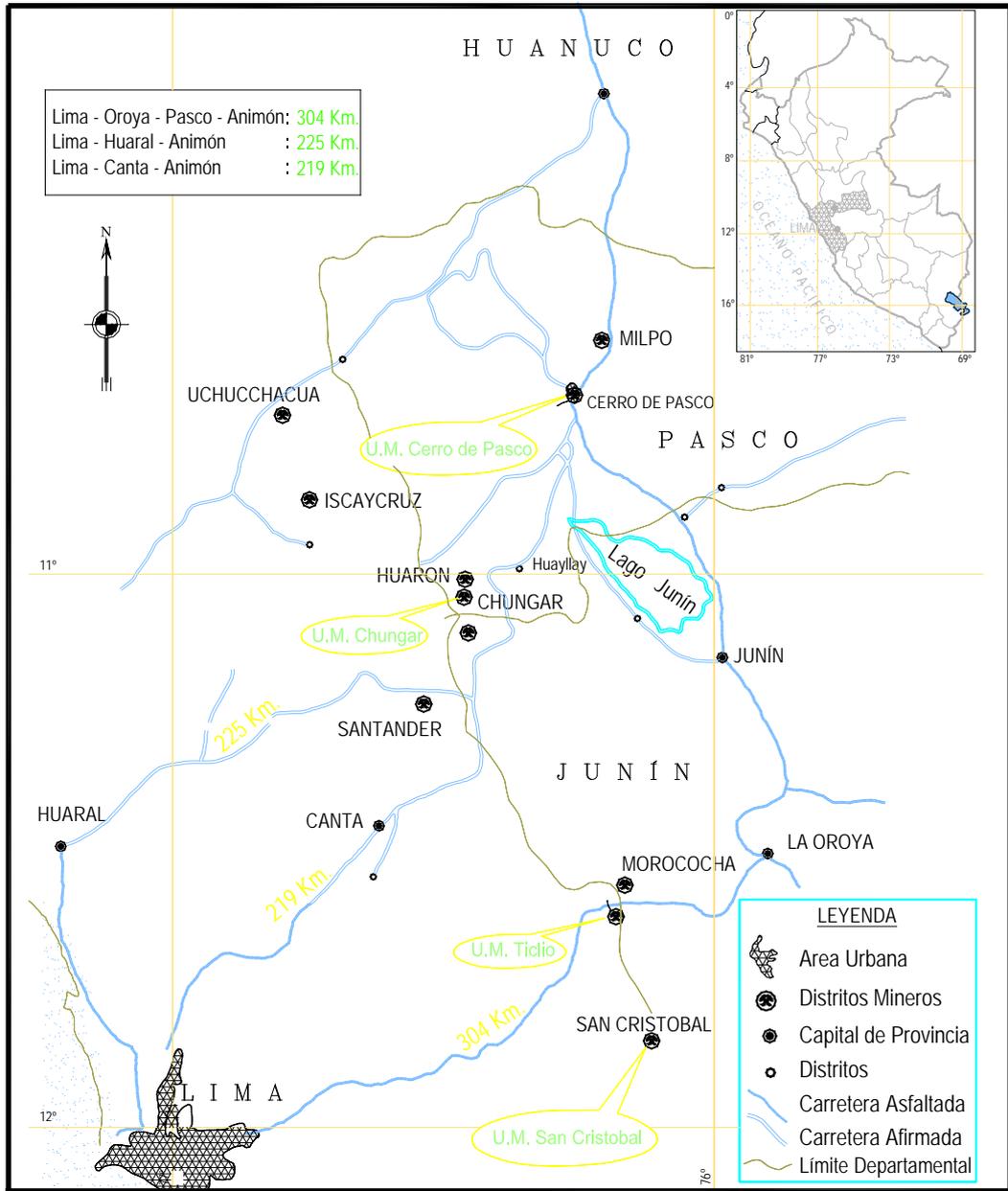
Cuadro 1. Rutas Lima - Animón

RUTA						Distancia(km)	Tiempo (hrs)		
1	Lima	-	Oroya	-	C. de Pasco	-	Animón	328	6
2	Lima	-	Huaral	-	Animón			225	4
3	Lima	-	Canta	-	Animón			219	4

El acceso a la mina es a través de la vía terrestres las tres rutas.

- El acceso a la mina a través de la ruta Nº 1, es el principal acceso y es por la carretera central Lima - Oroya - Cruce de Villa de Pasco –U.E.A Chungar: haciendo un total de 328 km de carretera asfaltada; ya que es la más transitada por diferentes motivos (comercio, turismo, etc.).
- El acceso a la mina a través de las rutas Nº 2 y 3, tiene un 30% de vía asfaltada y 70% en carretera afirmada, ya que recién se están haciendo los trabajos civiles respectivos.

Figura 1 – Plano de Ubicación



1.3.GEOMORFOLOGÍA

Se halla ubicada dentro de la superficie puna, en un ambiente glaciario, con superficies suaves y altitudes desde 4,200 msnm.; la Mina está a 4,600 msnm.

1.4.RECURSOS NATURALES

La zona cuenta con un recurso vital primario, como es el agua ya que se toma directamente de las Lagunas: Llacsacocha, Naticocha y Huaroncocha; que nos sirve tanto para las actividades mineras como para el consumo doméstico.

La zona no cuenta con otros recursos vitales primarios, por lo que los centros de abastecimiento de material y otros productos son: Lima, Cerro de Pasco, Huancayo, Huánuco, Oroya y las demás ciudades colindantes; los cuales afortunadamente están unidos por carreteras y Ferrocarril.

1.5.HISTORIA

Por el año 1913 el Sr. Mateo Galjuf observa un afloramiento oxidado potente al borde este de la laguna Naticocha que viene a ser la continuación de la Veta Restauradora que es propiedad de Huarón y se prolonga hacia el oeste por debajo de la laguna Naticocha; al encontrarse libre esta área la denuncia y toma posesión de la concesión el mismo año, con el nombre de Montenegro.

Por el año 1936 el Sr. Galuf inicia una labor de reconocimiento de 50 m al este sobre la cota 4,610 msnm sobre este afloramiento al que denomina como veta Principal. Desde el año 1939 a 1947 existieron problemas limítrofes hacia el este con la concesión Restauradora propiedad de Cía. Minera Huarón, durante ese lapso Huarón sustrajo ilícitamente por el sistema de "glory hole" aproximadamente 50,000 TMS desde el Nv. 400 hasta el Nv. 605, en un tramo de 50 m al oeste del límite de Restauradora. Desde 1947 a 1956 existió un litigio administrativo y judicial por la sustracción indebida por parte de Huarón.

A partir de 1960 se inicia la construcción del pique Montenegro que profundiza hasta el año 1966 al nivel 420, a partir de este año se inicia un desarrollo agresivo de la veta Principal en los niveles 575, 540, 500 y 465 hasta el año 1970; a partir de ese año hasta el año 1982 se trabaja un 30% la zona de Montenegro y un 70% áreas arrendadas de Huarón y Centromín en las concesiones de Bellavista, Demasía Elena, CPH 18, CPH19 y CPH 58.

A partir de 1983 se dio mayor impulso al desarrollo, exploración, preparación y explotación de la Veta Principal y otras estructuras menores: habiéndose extraído a la fecha desde el Nv. 310 a Nv. 540 aproximadamente 1'500,000 TMS de mineral.

La producción diaria de la mina antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS diarias. A mediados del año 1997 se compraron las concesiones de Centromín C.P.H. 18, 19, 58 y Ranita; y en

septiembre del año 2000 se compraron concesiones de Huarón que han permitido aumentar el potencial y vida de Animón. Actualmente Animón produce 3200 tn diarias.

CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1.GEOLOGÍA REGIONAL

Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón-Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales.

En la región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza ó verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 m datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina Animón.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan al plioceno.

Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glacial la creación de grandes cantidades de lagunas.

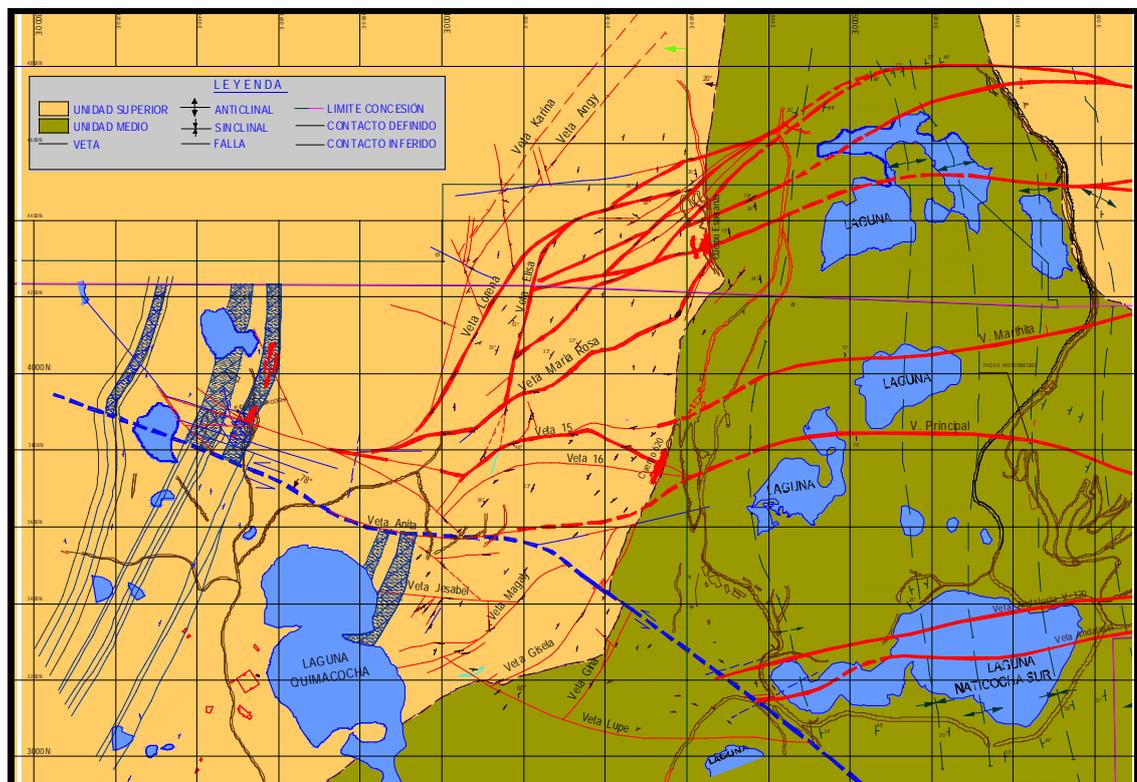
2.2. GEOLOGÍA LOCAL

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa

denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 m de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 m. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes.

En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación Inferior y Formación Superior.

Figura 2 – Plano Geológico



2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

2.3.1. Plegamiento

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos preterciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N25°W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

- a. Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°-42°W.
- b. El plano axial se orienta al N 20°-30°W y se inclina al oeste.
- c. El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este.
- d. El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al Norte y la parte Sur 5° a 8° al Sur.
- e. Las dimensiones de la estructura son de 20 km a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 km a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova). A 3.5 km al oeste del anticlinal de Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en

respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a N65°E fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba.

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas preintrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay.

2.3.2. Intrusivo

El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales preintrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión ó de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular,

cuya parte más ancha tiene 1.4 km y se orienta al N25°W. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 km al norte y de 5 km hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y pre mineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento (ver sección transversal).

El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350 m, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse 85°-88° al oeste.

Los diques axiales transversales intruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan 3 diques orientados en dirección E-W y N 85°W distribuidos en una zona de 300 m de ancho.

Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350-400 metros de longitud.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

2.3.3. Fracturamiento

En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente comprimido por fuerzas dómicas cuya principal resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas preminerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S. El primer conjunto se caracteriza por presentar 2 sistemas de fracturas que tienden a converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70°-80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fracturas, entre las que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas de Andalucía, Restauradora (Principal), Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacrestón.

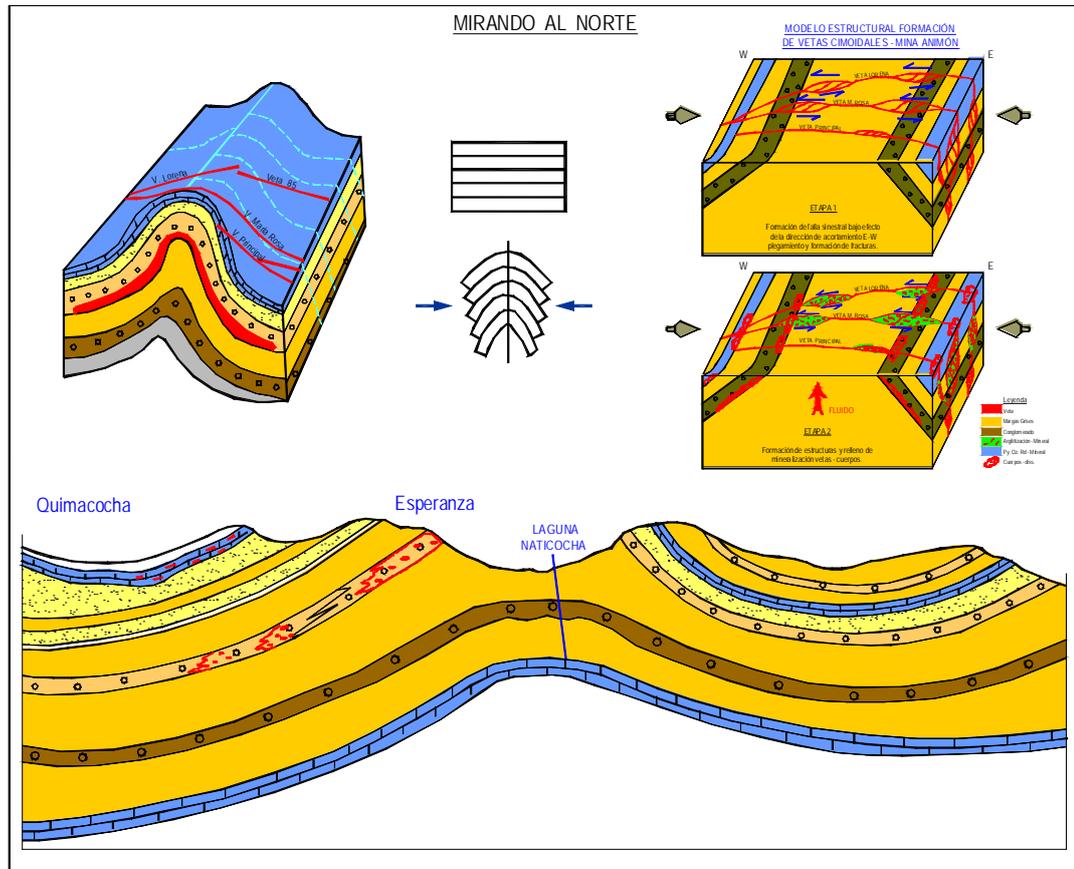
Al segundo sistema que buza 80°-90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen pocas fracturas entre los que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas a Shiusha Norte, Mechita, Shiusha Sur, Pozo D y Patrik; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de fracturas inversas mineralizadas que buza 55°-65° al sur como: Precaución, Cabrillas, Veta 15, Veta 16. Mayormente debido a que las fuerzas de compresión Este-Oeste formadores del anticlinal de

Huarón ocasionarán fallas longitudinales al eje del anticlinal y luego una gran ruptura en (x) equis de cizalla, con dos fallas Naticocha-Llacsacocha y Cometa-Huaychao en diferentes edades cada uno que han dividido en cuatro partes el anticlinal de Huarón cada uno con minerales característicos.

El conjunto de fracturas orientados en dirección Norte-Sur que buzcan 40° - 55° al oeste y se localizan en la parte W del distrito, se caracterizan por ser fracturas preminerales concordantes con la estratificación. Entre estos se tienen a las fracturas mineralizadas de Fastidiosa, San Narciso y Constancia. El bloque central del distrito, limitado por las fracturas extremas Pozo D. Shiusha, Fastidiosa y Restauradora, ha sido elevado por desplazamientos horsticos unos 600-700 m con referencia a la parte estable de la zona Norte. Aunque el desplazamiento total se distribuye en varias fracturas, el desplazamiento relativo entre las paredes de cada fractura es de bastante magnitud; lo cual produce una situación favorable para la extensión y persistencia tanto lateral como en profundidad del fracturamiento pre-mineral.

Los fracturamientos post-minerales han sido de mucho menor magnitud que los pre-minerales y generalmente se han efectuado en forma concordante con los fracturamientos pre-minerales.

Figura 3 – Modelo Estructural



2.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA

2.4.1 Mineralización

Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas pre-minerales los cuales se iniciaron en la parte central del distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellos a temperaturas relativamente altas. Los compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden paragenético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en las partes centrales del distrito y la tetraedrita (con poco contenido de plata) lo

es en las partes exteriores del área de enargita. A este primer ciclo de precipitación mineral pertenecen las vetas Travieso, Alianza, Veta 4, Tapada, la parte sur de la Veta Fastidiosa y la parte norte de la Veta San Narciso.

La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales que hicieron progresar el movimiento hórstico y permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y la formación de nuevas fracturas adyacentes, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura.

El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, intruidos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena.

El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor diámetro. Al segundo ciclo de mineralización pertenecen las vetas: Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, parte oeste de Tapada, extremo oeste de Alianza, Veta 4, Yanacrestón, Patrik, Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y las bolsonadas de Bernabé y Sevilla. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50-60% del volumen total de los precipitados minerales.

La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central se elevara aun más y que las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran en forma adicional y que se formaran otras nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitaron la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Los precipitados respectivos presentan texturas colomorfos y botroidales y una cristalización fina; lo cual implica una precipitación rápida en un tiempo relativamente corto.

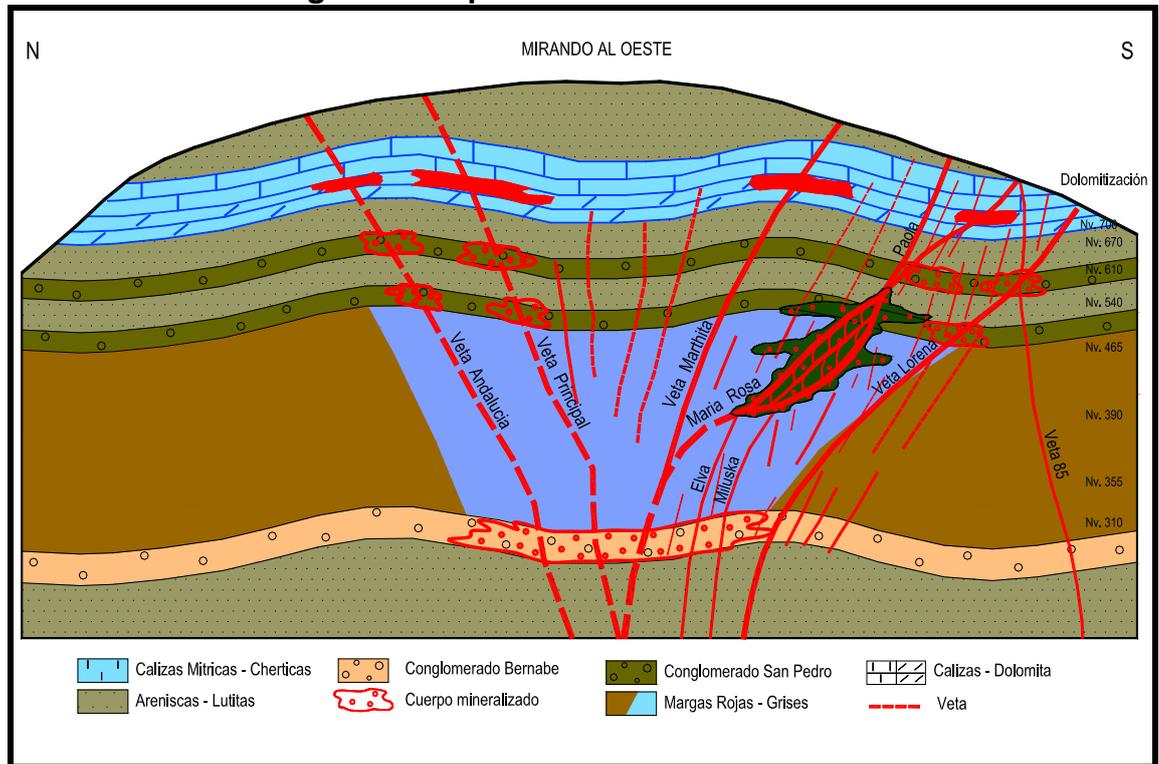
Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos; las cuales se inician con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita argentífera (freybergita), polibasita y chalcopirita. Contienen este tipo de precipitados las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia y Cometa; Veta Restauradora (Principal), Marthita, Nor Este, Andalucía y Precaución; la parte Norte de la Veta Fastidiosa y la parte sur de la Veta San Narciso.

Posterior a la precipitación de la esfalerita y galena de la tercera fase de mineralización se inició una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial en los cristales y en las paredes de pequeñas fracturas.

2.4.2 Tipos De Mineralización

Los tipos de mineralización del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas ó cuerpos mineralizados y por vetas-manto. Con todos los trabajos de reinterpretación se ha definido la presencia de vetas E-W y en la intercepción de horizontes calcáreos, presencia de cuerpos de reemplazamiento tanto en conglomerados areniscas y calizas de las secuencias superiores de la Formación Casapalca.

Figura 4 – Tipos de Mineralización



2.4.3 Paragénesis

La secuencia paragenética en cada ciclo sigue el orden siguiente: en el primer ciclo se precipitan minerales de alta temperatura (cuarzo

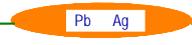
lechoso, pirita, enargita, tetraedrita, tenantita; en el segundo ciclo minerales de mediana temperatura (cuarzo lechoso, pirita marmatita y galena) y en el tercer ciclo minerales de baja temperatura (siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, freybergita, polibasita, chalcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita.

Los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización presenta un Zoneamiento concéntrico tridimensional asimétrico: la zona de cobre, conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central o núcleo como a la tetraedrita que se sitúa en la periferia; zona de zinc-plomo constituidos por los minerales de mediana temperatura, el mineral característico es la marmatita acompañado con cristales de pirita triglifa y poca galena, se ubica en la parte intermedia; y la zona de zinc-plomo y plata constituido por minerales de baja temperatura que se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito, estos conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia, esfalerita rubia rojiza, mega cristales de galena y gangas botroidales de siderita, dolomita, barita, rodocrosita y calcita.

Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores. La veta Principal, María Rosa, Cabrillas, Marthita y otras vetas menores pertenecen a esta zona exterior. Debido a la renovación de la de la actividad tectónica posterior al segundo ciclo de mineralización, las

fracturas preexistentes de las vetas Principal y María Rosa se alargan y profundizan más, en consecuencia la profundidad de la mineralización llegarán más o menos 600 metros por debajo de la superficie que se confirmará con la ejecución de sondajes diamantinos en el nivel 310.

Figura 5 – Paragénesis

	I FASE	II FASE	III FASE
EVENTOS TECTONICOS	PLEGAMIENTO - ANTICLINAL FALLAMIENTO E - W FRACT.	COMPRESION "CIZALLA" x FALLA "LLACSACOCHA" COMPRESION FLANCO OESTE - FALLAS N - S SOBREESCURRIMIENTO	DISTENSION
INTRUSIVOS	 DIQUES N - S, E - W		
ENSAMBLES	Fe, Zn, As, (Sn) - (W)	Cu, Pb, Ag (Bi) - (Te) - (V)	
ALTERACIONES Silica - Potásica (Propilitica) Argilica	 N S	 N S	
PIRITA (Py)	Py 1	Py 2	In Cp
GALENA (Ga)			
ESFALERITA (sf O sph)	Fe Sf negra (Marmat)	Sf rubia	Cp Sf rubia
CUARZO (Oz)	Oz 1	Oz 2	Oz 3
CHALCOPIRITA (Cp)	Cp 1	Cp 2 Cu	Cp 3
CALCITA - DOLOM. (Ca - Dol)			
SERICITA - ILLITA			
CARBONATOS (Sider. - Rdc)		Mn ?	
MINERALES DE PLATA Galena Argent. 6 - 15% en niveles superiores y periferie			

2.4.4 Alteración Hidrotermal

El primer ciclo de mineralización está asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico-potásico muy cerca de las Vetas y una alteración propolítica en la periferia.

El segundo ciclo de mineralización está asociado a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización está asociado a una alteración argílica avanzada a pervasiva.

CAPITULO III

GEOMECÁNICA

La mina Chungar - Animón, es un yacimiento polimetálico de plomo, zinc y cobre donde los depósitos minerales están constituidos por vetas, bolsonadas y vetas mantos, donde el mayor volumen de mineral está contenido en las vetas, las cuales se distribuyen en dos sistemas convergentes: ambos con dirección Este – Oeste pero uno con buzamiento al Norte y el otro con buzamiento al Sur, las bolsonadas se ubican en las intersecciones de las vetas con los horizontes de chert y conglomerados; las vetas - manto son rellenos de fracturas concordantes con la estratificación y reemplazamientos de horizontes calcáreos.

Estos procesos influyeron en las características geomecánicas del macizo rocoso en el que se desarrollan todas nuestras actividades subterráneas, entre las cuales están:

- Condición de tensiones, tanto in-situ (es decir, de pre-minado), como inducidas en el contorno de las cavidades minadas.
- Condición de discontinuidades (fallamientos, estratificación y fracturamiento, y su orientación con respecto a las cajas y techo de las excavaciones).
- Condición de resistencia (grado de alteración, rellenos, formas de las paredes de las discontinuidades y aberturas).
- Condición hidrogeológica.

A su vez, estas condiciones influyen en la metodología de excavación en las labores de extracción y desarrollo que deben aplicarse en la mina, especialmente en los procedimientos y uso del soporte adecuado para asegurar la integridad de las personas y equipos que permanecen en cualquier cavidad.

El comportamiento geomecánico mas resaltante en la mina Chungar, es la presencia de minerales arcillosos expansivos e inestables que proceden de un origen primario (etapa de formación de la roca) u origen secundario (minerales producto de la alteración hidrotermal) y actualmente son parte integrante de la composición de las margas grises, estas arcillas originan un rápido deterioro de la calidad de la roca, disminuyendo su grado de resistencia y aumentando las presiones de poros en las paredes, debido a la absorción del agua subterránea existente, la cual está compuesta por aguas de infiltración natural y aguas del relleno hidráulico que es colocado en los tajeos que son explotados

mediante el sistema de corte y relleno ascendente, percolándose esta agua a través de los sistemas de fracturas.

De acuerdo a este sistema de minado, las galerías sobre veta deberán inicialmente sostenerse en forma temporal, utilizando el tipo de sostenimiento según el G.S.I. detallado en el presente escrito y como soporte definitivo será necesario el uso de cimbras metálicas, colocadas adecuadamente (debido al deterioro del macizo rocoso por la absorción del agua), asimismo, deberá protegerse las futuras rampas, en los tramos excavados en margas grises que se encuentren bajo la influencia de agua en sus inmediaciones, sea esta de infiltración o del relleno.

3.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Los principios generales de las clasificaciones geomecánicas propuestas, tienen los siguientes atributos:

- Son simples, fáciles de recordar y comprensibles.
- Sus términos son claros y la terminología empleada es ampliamente aceptada.
- Incluyen propiedades significativas de la masa rocosa.
- Los parámetros considerados son fácilmente medibles mediante ensayos simples, adecuados y económicos.
- Dependen de la ponderación individual que le asigne la persona encargada a cada uno de los parámetros considerados.

Cuadro 2 – Cartilla Geomecánica

CARTILLA GEOMECAÁNICA

CODIGO DE COLORES	CLASE DE ROCA	DESCRIPCION ROCA	VALUACION			TIPO SOPORTE TEMPORAL	TIPO SOPORTE PERMANENTE
			RMR	Q	GSI		
	I	BUENA	61 - 80	6.10 - 54.00	F/B	SIN SOPORTE	PERNOS PUNTUALES Y/O SHOTCRETE HASTA 1" ESPESOR
	II	REGULAR	41 - 60	0.68 - 6.00	MF/R	SIN SOPORTE ó PERNOS PUNTUALES EN CUÑAS INESTABLES ó PUNTALES	PERNOS PRINCIPALMENTE EN BOVEDA Y PUNTUALES EN HASTIALES ó SHOTCRETE HASTA 2" ESPESOR
	III	MALA	31 - 40	0.25 - 0.67	MF/P	SHOTCRETE HASTA 2" + PERNOS SISTEMATICOS EN CUADRICULA DE 1.50 @ 2.00 M. EN EXCAVACIONES GRANDES ó PUNTALES CON JACKPOT PARA SECCIONES MENORES	SHOTCRETE 2" + PERNOS SISTEMATICO EN CUADRICULA DE 1.20 @ 1.50 M.
	IV	MUY MALA	26 - 30	0.10 - 0.24	MF/MP	SHOTCRETE HASTA 2" + PERNOS SISTEMATICO EN CUADRICULA DE 1.20 @ 1.50 M. ó MALLA MAS PUNTALES CON JACKPOT PARA SECCIONES MENORES	SHOTCRETE 3" + PERNOS SISTEMATICOS HYDRABOLT EN CUADRICULA DE 1.00 @ 1.50 M.
	V	EXTREMADAMENTE MALA	21 - 25	0.01 - 0.10	IF/P	SHOTCRETE HASTA 2" + PERNOS SISTEMATICO EN CUADRICULA DE 1.00 @ 1.20 M. ó CUADROS DE MADERA	SHOTCRETE 2" + PERNOS + MALLA + SHOTCRETE 2" ó SHOTCRETE 2" + CIMBRA METALICA DISTANCIADAS DE 1.20 @ 1.50 M.
	VI	EXCEPCIONALMENTE MALA	3 - 20	0.001 - 0.01	IF/MP	SHOTCRETE 2" + PERNOS + MALLA + SHOTCRETE 2" ó SHOTCRETE + CUADRO DE MADERA	SHOTCRETE 2" + PERNOS SISTEMATICOS A 1.00 @ 1.00 + MALLA + SHOTCRETE 2" ó SHOTCRETE 2" + CIMBRA METALICA DISTANCIADOS DE 1.00 M.

3.2.ÍNDICE G.S.I. (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX)

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos).

En la determinación del G.S.I. el primer paso a seguir es, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad de la masa rocosa, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno), según apreciaciones de campo.

La clasificación según su estructura varía de:

- Levemente fracturada. (LF)
- Fracturada (F)
- Muy fracturada. (MF)
- Intensamente fracturada. (IF)
- Triturada (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- Muy buena. (MB)
- Buena (B)
- Regular (R)
- Pobre (P)

- Muy pobre. (MP)

3.3. TABLA DE CLASIFICACIÓN G.S.I. PARA CHUNGAR

En la elaboración de la tabla G.S.I. para definir las clasificaciones de los macizos rocosos y los sostenimientos a ser utilizados en la mina Chungar se tomo en cuenta las siguientes condiciones:

Condiciones tectónicas y estructurales determinadas mediante el mapeo superficial de estructuras regionales y locales con el objeto de identificar y definir los sistemas de pliegues y fallas y la incidencia de estos en las condiciones de la roca estableciendo los dominios estructurales que se dan a continuación, asimismo se establecieron estaciones para la medición de líneas de detalle en diferentes labores de la mina que nos permitieron identificar los sistemas de discontinuidades en cada tramo y su posterior análisis estereográfico para asociar estas discontinuidades con los esfuerzos compresivos, de cizalla y tensionales a los cuales están asociados.

Condiciones de las operaciones mineras considerándose entre ellas:

- Los tipos de minado para optimizar la explotación.
- Los anchos y tiempo de las aberturas sin relleno.
- El tipo uso de cada labor (desarrollo o explotación).
- Las facilidades de acceso a las diferentes labores que compromete el abastecimiento de los elementos de soporte.

- La experiencia y cantidad del personal relacionado con el sostenimiento.
- El equipamiento utilizado tanto en la explotación minera como en la colocación del soporte.
- La incidencia en el costo de explotación de esta actividad.

Condiciones litológicas, determinándose insitu las características físicas y elásticas de los diferentes macizos rocosos que constituyen la formación Casapalca en la cual se emplaza este yacimiento, estas propiedades fueron definidas en base al criterio generalizado de falla de Hoek - Brown (1994).

Todos estos criterios, geológicos, geomecánicos, operativos y económicos han servido para elaborar la tabla G.S.I. que se presenta a continuación y para lo cual se ha tomado en cuenta principalmente el hacerla muy sencilla y de fácil aplicación en el terreno.

Tabla 2 – G.S.I. Labor Permanente Sección 3.0 m a 4.5 m

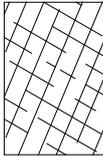
 <p>ESTANDARES DE SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO CON RMR E INDICE Q :</p> <p>LABOR PERMANENTE SECCION 3.0 A 4.5 mts.</p> <p>A PERNOS DE FRICCION 7" PUNTALES ó SHOTCRETE 1" e ó SIN SOPORTE</p> <p>B SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" e +/o PERNOS DE COMP. 7" SISTEMATICO (1.8 x 1.8 m.)</p> <p>C SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2"e + PERNOS DE COMP. 7" SISTEMATICO (1.5 x 1.5 m)</p> <p>D SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" e + PERNOS DE COMP. 7" SISTEMATICO (1.2 x 1.2 m)</p> <p>E SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" e + MALLA + PERNOS DE COMP. 7" SISTEMATICO (1.0 x 1.0 m)</p> <p>F SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + CIMBRAS METALICAS ó SHOTCRETE ESTR. 2" e + TUNEL LINER</p>		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)		
<p>ESTRUCTURA</p> <p>TABLA GSI</p>		<p>MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS (6), SIN RELLENO (6) INALTERADAS (6), CERRADAS (6), PERSISTENCIA <1M. (6), (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA) (15)</p> <p>BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISC. RUGOSAS (5), RELLENO DURO <5mm (4) LEV. ALT. (5), ABIERTA <0.01mm (5), PERS. 1a3m (4) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE BARRETILLA) (12)</p> <p>REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISC. LIG. RUGOSAS (3), RELLENO DURO >5mm (2) MOD. ALT. (3), ABIERTA 0.01a1mm (4), PERS. 3a10m (2) (SE ROMPE CON 1 ó 2 GOLPES DE BARRETILLA) (7)</p> <p>POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) DISC. LISAS (1), RELL BLANDO <5mm ó DURO >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO 1a5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) (4)</p> <p>MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), RELL. BLANDO >5mm (0) DESCOMPUERTO (0), ABER >5mm (0), PERS. >20m (0) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) (0 ó 2)</p>		
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 – 90) (RMR: 61 – 80) Espc. 0.6 a 2m. (2 A 6 FRACT. POR METRO) 0 (40), 1 (34), 2 (31), 3 (29), 4 (28), 5 (27)</p>	95 90 85 80	75 70	65 60	55 50
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 50 – 75), esp. 0.2 a 0.6m. (6 A 12 FRACT. POR METRO) 6 (26), 7(25), 8(24), 9(23), 10(22), 11(21), 12(20)</p>	75	A F/B	A F/R	B F/P
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 – 50) (12 A 20 F/m) 0.06 a 0.2m. 12 (20), 13 (19), 14 (18), 15 y 16 (17) 17 (16), 18 (15), 19 y 20 (14)</p>	70 65	A MF/B	A MF/R	C MF/P
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 – 25) esp. 0.06 a 0m. (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 21 y 22 (13), 23 y 24 (12), 25 y 26 (11), 27 y 28 (10) 29 al 31 (9), 32 a 34 (8), 35 a 39 (7), 40 a 45 (6)</p>	60 55	B IF/B	B IF/R	D IF/P
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	50 45			E F
				F T/P
				F T/MP

Tabla 3 – G.S.I. Labor Temporal Sección 1.5 m a 3.0 m

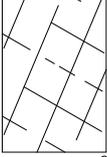
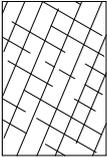
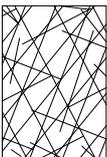
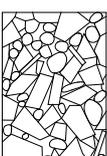
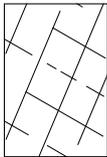
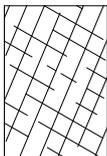
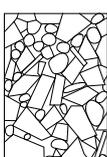
 <p>ESTANDARES DE SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO CON RMR E INDICE Q :</p> <p>LABOR TEMPORAL SECCION 1.5 A 3.0 mts.</p> <p>A SIN SOPORTE ó PERNOS DE FRICCION 5' OCACIONALES ó PUNTALES OCACIONALES.</p> <p>B PERNOS DE FRICCION 5' SISTEMATICOS (1.5 x 1.5 mts) ó PUNTALES DE SEGURIDAD.</p> <p>C PERNOS DE COMP. 5' SISTEMATICOS (1.5 x 1.5 mts) ó PERNOS FRICCION 5' + MALLA ó PUNTALES + MALLA.</p> <p>D MALLA + PERNOS COMP. 5' SISTEMATICOS (1.5 x 1.5 mts.) ó PUNTALES CON JACKPOT A 1.5 mts.</p> <p>E MALLA + PERNOS COMP. 5' SISTEMATICO (1.2 x 1.2 mts) ó PUNTALES CON JACKPOT A 1.2 mts + MALLA.</p> <p>F CUADROS DE MADERA.</p>		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)				
<p>ESTRUCTURA</p> <p>TABLA GSI</p>		<p>MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS (6), SIN RELLENO (6) INALTERADAS (6), CERRADAS (6). PERSISTENCIA <1M. (6), (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA) (15)</p> <p>BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISC. RUGOSAS (5), RELLENO DURO <5mm (4) LEV. ALT. (5), ABIERTA <0.01mm (5), PERS. 1a3m (4) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE BARRETILLA) (12)</p> <p>REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISC. LIG. RUGOSAS (3), RELLENO DURO >5mm (2) MOD. ALT. (3), ABIERTA 0.01a1mm (4), PERS. 3a10m (2) (SE ROMPE CON 1 ó 2 GOLPES DE BARRETILLA) (7)</p> <p>POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) DISC. LISAS (1), RELL BLANDO <5mm ó DURO >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO 1a5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) (4)</p> <p>MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), RELL. BLANDO >5mm (0) DESCOMPUESTO (0), ABER >5mm (0), PERS. >20m (0) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) (0 ó 2)</p>				
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 – 90) Espc. 0.6 a 2m. (2 A 6 FRACT. POR METRO) 0 (40), 1 (34), 2 (31), 3 (29), 4 (28), 5 (27)</p>	95 90 85 80		75 70 LF/R	65 60	55 50 45	
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 – 75), esp. 0.2 a 0.6m. (6 A 12 FRACT. POR METRO) 6 (26), 7(25), 8(24), 9(23), 10(22), 11(21), 12(20)</p>	75	A/F/B	A/F/R	A B	40 35 30	
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 – 50) (12 A 20 F/m) 0.06 a 0.2m. 12 (20), 13 (19), 14 (18), 15 y 16 (17) 17 (16), 18 (15), 19 y 20 (14)</p>	70 65	A MF/B	A MF/R	B C MF/P	25 20 D	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 – 25) esp. 0.06 a 0m. (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 21 y 22 (13), 23 y 24 (12), 25 y 26 (11), 27 y 28 (10) 29 al 31 (9), 32 a 34 (8), 35 a 39 (7), 40 a 45 (6)</p>	60 55	IF/B	B C IF/P	C D IF/MP	15 10 E	
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	50 45			D E T/P	5 F T/MP	

Tabla 4 – G.S.I. Labor Temporal Sección 3.0 m a 4.0 m

 <p>ESTANDARES DE SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO CON RMR E INDICE Q :</p> <p>LABOR TEMPORAL SECCION 3.0 A 4.0 mts.</p> <p>A SIN SOPORTE 6 PERNOS DE FRICCION 7' OCACIONALES.</p> <p>B PERNOS DE FRICCION 7' SISTEMATICOS (1.5 x 1.5 mts) 6 SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1.5".</p> <p>C SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS COMPRESION 6 MALLA + PERNOS COMP. 7' SISTEMATICO (1.5 x 1.5mts)</p> <p>D SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS COMP. 7' SISTEMATICOS (1.5 x 1.5 mts) 6 MALLA + PERNOS COMP. 5' - 7' SISTEMATICOS (1.2 x 1.2mts)</p> <p>E SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS COMP. 7' SISTEMATICOS (1.2 x 1.2 m) 6 MALLA + PERNOS COMP. 7' SISTEMATICOS (1.0 x 1.0 mts)</p> <p>F SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + MALLA +PERNOS COMP. 7' SISTEMATICOS (1.0 x 1.0m) + SHOTCRETE ESTR. 2" 6 SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" (MARCHAVANTES) + CUADROS.</p>		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)				
<p>ESTRUCTURA</p> <p>TABLA GSI</p>		<p>MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS (6), SIN RELLENO (6) INALTERADAS (6), CERRADAS (6). PERSISTENCIA <1M. (6), (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA) (15)</p> <p>BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISC. RUGOSAS (5), RELLENO DURO <5mm (4) LEV. ALT. (5), ABIERTA <0.01mm (5), PERS. 1a3m (4) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE BARRETILLA) (12)</p> <p>REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISC. LIG. RUGOSAS (3), RELLENO DURO >5mm (2) MOD. ALT. (3), ABIERTA 0.01a1mm (4), PERS. 3a10m (2) (SE ROMPE CON 1 O 2 GOLPES DE BARRETILLA) (7)</p> <p>POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) DISC. LISAS (1), RELL BLANDO <5mm 6 DURO >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO 1a5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) (4)</p> <p>MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), RELL BLANDO >5mm (0) DESCOMPUESTO (0), ABER >5mm (0), PERS. >20m (0) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) (0 a 2)</p>				
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) Espc. 0.6 a 2m. (2 A 6 FRACT. POR METRO) 0 (40), 1 (34), 2 (31), 3 (29), 4 (28), 5 (27)</p>	95 90 85 80		75 70	65 60	55 50 45	
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75), espc. 0.2 a 0.6m. (6 A 12 FRACT. POR METRO) 6 (26), 7(25), 8(24), 9(23), 10(22), 11(21), 12(20)</p>	75		A F/R	A F/P	40 35 30	
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (12 A 20 F/m) 0.06 a 0.2m. 12 (20), 13 (19), 14 (18), 15 y 16 (17) 17 (16), 18 (15), 19 y 20 (14)</p>	70 65		A MF/B	B MF/P	C MF MP D 25 20	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) espc. 0.06 a 0m. (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 21 y 22 (13), 23 y 24 (12), 25 y 26 (11), 27 y 28 (10) 29 al 31 (9), 32 a 34 (8), 35 a 39 (7), 40 a 45 (6)</p>	60 55		A IF/B	B IF/R	C IF/P	D E F IF/MP 15 10
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	50 45			E F/P	F T/MP 5	
					20/ 15/ 10/ 5/	

3.4. PARÁMETROS GEOMECÁNICOS

3.4.1. Zona Mineralizada

Tabla 6: Parámetros geomecánicos de zona mineralizada.

Peso Unitario	(W)	3.8 t/m ³
Resistente a la compresión simple	(σ_c)	50 Mpa
Resistencia a la tracción	(Rt)	6.0 Mpa
Angulo de fricción interna	(ϕ)	27°
Cohesión	(c)	165 Kpa
Modulo de Young	(E)	8,000 Mpa
Relación de Poison	(ν)	0.25

3.4.2. Lutitas y Margas Grises

Tabla 7: Parámetros geomecánicos de lutitas y margas grises.

Peso Unitario	(W)	2.5 t/m ³
Resistente a la compresión simple	(σ_c)	30 Mpa
Resistencia a la tracción	(Rt)	3.6 Mpa
Angulo de fricción interna	(ϕ)	22°
Cohesión	(c)	100 Kpa
Modulo de Young	(E)	3,000 Mpa
Relación de Poison	(ν)	0.3

3.4.3. Calizas y Margas Rojizas

Tabla 8: Parámetros geomecánicos de calizas y margas rojizas.

Peso Unitario	(W)	2.7 t/m ³
Resistente a la compresión simple	(σ_c)	60 Mpa
Resistencia a la tracción	(Rt)	7.2 Mpa
Angulo de fricción interna	(ϕ)	30°
Cohesión	(c)	150 Kpa
Modulo de Young	(E)	18,000 Mpa
Relación de Poison	(ν)	0.25

3.4.4. Areniscas y Conglomerados

Tabla 9: Parámetros geomecánicos de areniscas y conglomerados.

Peso Unitario	(W)	2.7 t/m ³
Resistente a la compresión simple	(σ_c)	120 Mpa
Resistencia a la tracción	(Rt)	14.4 Mpa
Angulo de fricción interna	(ϕ)	35°
Cohesión	(c)	180 Kpa
Modulo de Young	(E)	35,000 Mpa
Relación de Poison	(ν)	0.25

3.5. TIPOS DE SOSTENIMIENTO

3.5.1. Pernos Hydrabolt

El Hydrabolt es uno de los elementos de sostenimiento más utilizados en Chungar, siendo un sostenimiento seguro y adecuado de acuerdo al tipo de roca que se tiene en interior mina que está calificada como muy mala a excepcionalmente mala.

El Hydrabolt es variedad de pernos de fricción y de compresión axial de inmediata instalación al que se le inyecta agua a altas presiones de 25 a 30 Mpa (presión correcta de inflado). Se expande de 29 mm a 41mm, y debido a su válvula de no retorno, el agua se mantiene en el interior del perno ejerciendo presión constante en todo momento, en forma radial y a lo largo de la longitud del taladro teniendo una capacidad de soporte de 10 toneladas.

3.5.2. Shotcrete

El principio del shotcrete, al igual que el del empernado, es impedir las deformaciones del terreno para conservar su resistencia y evitar su desintegración. De allí que el shotcrete no es un elemento estructural soportante, sino una técnica de confinamiento de la roca para evitar su desintegración; por lo tanto, debe ser colocado en el momento oportuno y con la rigidez adecuada.

Sus mecanismos principales son:

- Adherencia al terreno desarrollando resistencia al corte y a la tracción.
- Penetración y sello de grietas y discontinuidades abiertas mejorando su resistencia y aumentando la adherencia de la capa de shotcrete.
- Permitir deformaciones plásticas de la roca durante su proceso de fraguado.

3.5.3. Malla Electrosoldada

La malla soldada, es la que se utiliza para reforzar el concreto lanzado y consiste en una cuadrícula de alambres de acero que están soldados en sus puntos de intersección.

Una malla soldada típica para usarse en excavaciones, tiene alambres de 4.2 mm colocados en cuadros de 100 mm (se llama malla de 100x100x4.2) y se entrega en secciones que pueden ser manejadas por uno o dos hombres.

Generalmente la malla soldada se fija a la roca mediante una segunda placa de retén o arandelas colocadas sobre los anclajes ya instalados. Se necesita una cantidad suficiente de anclajes intermedios para que la malla sea pegada a la superficie de la roca.

Al colocar la malla electro-soldada, esta atrapa los fragmentos de roca que puedan desprenderse del techo, quedándose atrapadas en la malla, la que puede llegar a soportar cargas considerables de roca suelta, dependiendo del espaciamiento entre los puntos de fijación.

a). Características

- Las Mallas electro-soldadas son estructuras de acero planas formadas por barras de acero dispuestas en forma ortogonal y electro-soldadas en todos los puntos de encuentro.
- Estos productos son fabricados bajo la norma IRAM-IAS U 500-06.

- El acero utilizado es de calidad T-500(1), es decir laminado en frío y con una tensión de fluencia característica de 500 Mpa.
- Se presentan en una amplia variedad de secciones, cuadrículas y diámetros de alambres según su aplicación final.

b). Ventajas

- Mayor rapidez en la ejecución Listas para colocar, eliminando así las tareas de corte, doblado y atado de barras.
- Máxima adherencia Debido a su conformación nervurada.
- Mayor resistencia:
- Límite de fluencia $f = 500 \text{ Mpa}$ (5.000 kg/cm^2).
- Límite de rotura $r = 550 \text{ Mpa}$ (5.500 kg/cm^2).
- Menor consumo de acero, logrando ahorros de hasta un 15%.
- Máxima calidad en obra, la soldadura de todas sus uniones asegura el exacto posicionamiento de las barras y mejora las longitudes de empalme, disminuyendo la necesidad de controles.
- Mallas según especificación; las mallas se fabrican de acuerdo a la necesidad que se adapte al proyecto.

3.5.4. Cimbras Metálicas

En operaciones mineras se emplea el sostenimiento con vigas de acero de sección H, cuando el macizo rocoso presente condiciones de

intenso fracturamiento o desintegración y su resistencia sea pobre a muy pobre (debajo de los 25 Mpa). Asimismo cuando esté sometido a fuertes presiones que superen la resistencia de la roca, estas presiones pueden deberse a tensiones existentes por tectonismo, presiones litostáticas o presiones inducidas por redistribución de esfuerzos debido a las cavidades efectuadas en el laboreo minero.

En cada uno de los casos se requiere de un sostenimiento con alta resistencia al cierre y que a la vez tenga una capacidad de deformación muy alta que evite la ruptura prematura del soporte, para lograr un control efectivo y seguro de tales condiciones en el terreno se utiliza el acero debido a su excelente resistencia mecánica y propiedades de deformación y en particular, a su capacidad para admitir una deformación plástica.

3.6.PROCEDIMIENTOS

La evaluación de las diferentes labores para determinar la clasificación geomecánica, el tipo de soporte y el tiempo de su colocación se debe efectuar lo más breve posible después de la excavación, inclusive en los casos de rocas muy débiles debe de realizarse antes de la limpieza, ya que probablemente se requiera de soporte inmediato.

El frente a ser evaluado deberá ser regado con agua a presión de manera que la roca de las paredes y techo quede completamente limpia y

sea posible determinar sus discontinuidades diferenciándolas de probables fracturas originadas por la voladura.

Una vez efectuada esta limpieza se procede utilizando el flexómetro para determinar en el tramo más resaltante las discontinuidades por metro lineal esta medición puede llevarse a cabo en otros tramos y promediarlos para obtener un dato más representativo, con este dato se definirá el parámetro de estructuras.

Posteriormente se procede a determinar la resistencia de la roca mediante la cantidad de golpes de picota necesarios para romperla, en los casos más débiles se procede a indentarla con la punta de la picota determinando su resistencia en función de la profundidad que esta se introduce. Esta resistencia puede ser comprobada insitu mediante el uso del martillo de Schmidt o ensayos de carga puntual. Una vez determinada la resistencia se define el parámetro de condición superficial.

Definiendo estos dos parámetros se obtiene la clasificación G.S.I. (Geological strength index) en forma simple y rápida y a partir de la misma la valoración equivalente de esta con los índices Q y RMR, asimismo el tipo de soporte que debe ser colocado en el tiempo de colocación.

Si estas observaciones son efectuadas por personas que tienen un buen conocimiento de la descripción de los macizos rocosos complementara estas mediciones mencionadas anteriormente indicando condiciones de alteración en las paredes de las discontinuidades, características de los rellenos, anchos de aberturas de las mismas, su

geometría, presencia de agua y de ser posible un comentario sobre el estado tensional insitu.

Tanto las observaciones mencionadas anteriormente así como la orientación de las discontinuidades más frecuentes deben ser tomadas en cuenta para efectuar correcciones que sean necesarias para mejorar el sostenimiento. La no colocación oportuna del soporte o la demora del mapeo geomecánico puede originar un mayor deterioro en la roca y la necesidad de un soporte adicional al mencionado en la tabla de acuerdo a las características del macizo rocoso en evaluación.

3.7. TIPOS DE ROCA PARA VOLADURA

En coordinación con el departamento de Geomecánica se dispuso dar las siguientes “términos internos” para poder diferenciar los tipos de roca en la Unidad de Chungar y en base a estas diferencias establecer los estándares de malla de perforación y voladura.

Cuadro 3: Tipos de roca para voladura según geomecánica.

Tipo de Roca	RMR
Roca Extremadamente Mala	< 16
Roca Muy Mala	16 - 30
Roca Mala	30 - 40
Roca Regular	40 - 50

CAPITULO IV

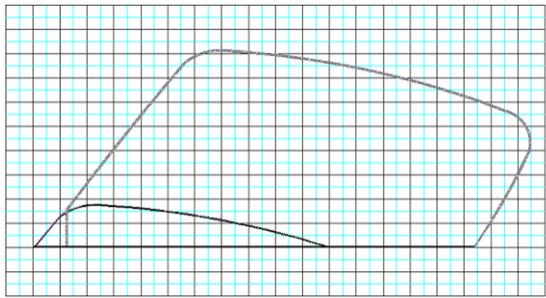
LINEA BASE

4.1.REPORTES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Con la ayuda de formatos de perforación y voladura que se presentan a continuación se recolectaron los factores y rendimientos que se manejaban en aquel momento.

Esto fue recolectado por un grupo de Técnicos de Voladura que trabajaban en cada Empresa Especializada, logrando así una buena cantidad de data que representaría la situación de la mina.

Cuadro 4: Reporte de perforación y voladura para tajos.

REPORTE DE PERFORACION Y VOLADURA (TAJOS)				
LABOR		PERFORISTA		
GUARDIA		FECHA		
TECNICO		EQUIPO Y/O MAQ.		
EVALUACION DEL DISPARO ANTERIOR				
RATIOS DE CONTROL				
Sección real (m x m)		Tonelaje (tn)		
Avance logrado (m)		F.P. (Kg/m)		
Explosivo Util. (Kg)		Irregularidad (%)		
Tacos promedio (m)		Granulometria (cm)		
Tipo de roca		N de cañes		
OBSERVACIONES:				
DISPARO ACTUAL				
ESPECIFICACIONES TECNICAS				
Sección diseño (m x m)		Burdos (m)		
Sección pintado (m x m)		Espaciamiento (m)		
Diámetro de broca (mm)				
Longitud de barra (pies)				
Longitud de perf. (m)				
Longitud de carga (m)				
Número de taladros				
Tipo de roca				
MALLA	N° TALADROS	EXPLOSIVO	CART/TAL	TOTAL CART
1" Salida				
2" Salida				
3" Salida				
4" Salida				
5" Salida				
6" Salida				
7" Salida				
Continuo				
DISEÑO DE MALLA				
				
OBSERVACIONES:				

Cuadro 5: Reporte de perforación y voladura para frentes.

REPORTE DE PERFORACION Y VOLADURA (FRENTE)																																												
LABOR				PERFORISTA																																								
GUARDIA				FECHA																																								
TECNICO				EQUIPO Y/O MAQ.																																								
EVALUACION DEL DISPARO ANTERIOR																																												
RATIOS DE CONTROL																																												
Sección real (m x m)		Volumen (m ³)																																										
Avance logrado (m)		F. vol (Kg/m ³)																																										
Explosivo Util. (Kg)		F. ML (Kg/m)																																										
Tacos promedio (m)		Irregularidad (%)																																										
Tipo de roca		Granulometria (m)																																										
		N de cañas																																										
OBSERVACIONES:																																												
DISPARO ACTUAL																																												
ESPECIFICACIONES TECNICAS																																												
Sección diseño (m x m)																																												
Sección pintado (m x m)																																												
Diámetro de boca (mm)																																												
Diámetro de Rimado (mm)																																												
Longitud de barra (pies)																																												
Longitud de perf. (m)																																												
Longitud de carga (m)																																												
Número de taladros																																												
Tipo de roca																																												
DISEÑO DE MALLA																																												
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="width: 15%;">MALLA</th> <th style="width: 15%;">N° TALADROS</th> <th style="width: 15%;">TIPO DE EXPLOSIVO</th> <th style="width: 15%;">CARI/LAL</th> <th style="width: 15%;">TOTAL CARI</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Alivio en arranque</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Alivio de contorno</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Arranque</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Ayuda de arranque</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Cuadradores</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Contorno</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Arrastres</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>					MALLA	N° TALADROS	TIPO DE EXPLOSIVO	CARI/LAL	TOTAL CARI	Alivio en arranque					Alivio de contorno					Arranque					Ayuda de arranque					Cuadradores					Contorno					Arrastres				
MALLA	N° TALADROS	TIPO DE EXPLOSIVO	CARI/LAL	TOTAL CARI																																								
Alivio en arranque																																												
Alivio de contorno																																												
Arranque																																												
Ayuda de arranque																																												
Cuadradores																																												
Contorno																																												
Arrastres																																												
OBSERVACIONES:																																												

4.2. ÍNDICES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Obteniendo como resultado los siguientes promedios de índices:

Cuadro 6: Reporte de disparos en mineral, tipo breasting.

Ore/Waste	Ore								
Tipo labor	Breasting								
Datos									
E.E.	# Disparo.	Long. Perf. (m)	Avance (m)	.%Efic.	kg/t	kg/m3.	kg/m.	Pies/t	Pies/m
IESA	21.00	2.65	2.42	0.91	0.34	1.11	17.16	1.93	94.83
V&V	15.00	2.93	2.65	0.90	0.26	0.85	15.88	1.48	92.60
Total general	36.00	2.77	2.52	0.91	0.30	1.00	16.62	1.75	93.90

Cuadro 7: Reporte de disparos en mineral, tipo frente ciego.

Ore/Waste	Ore								
Tipo labor	Frente								
Datos									
E.E.	# Disparo.	Long. Perf. (m)	Avance (m)	.%Efic.	kg/t	kg/m3.	kg/m.	Pies/t	Pies/m
IESA	16.00	2.56	2.25	0.88	0.41	1.35	15.32	2.71	101.11
MVC	7.00	2.89	2.31	0.81	0.52	1.73	29.20	2.60	151.67
V&V	28.00	2.90	2.59	0.89	0.36	1.20	18.42	2.18	111.10
Total general	51.00	2.79	2.44	0.88	0.40	1.32	18.93	2.40	113.54

Cuadro 8: Reporte de disparos en desmante, tipo breasting.

Ore/Waste	Waste								
Tipo labor	Breasting								
Datos									
E.E.	# Disparo.	Long. Perf. (m)	Avance (m)	.%Efic.	kg/t	kg/m3.	kg/m.	Pies/t	Pies/m
IESA	4.00	3.00	2.88	0.96	0.39	1.11	13.27	2.36	79.35
MVC	1.00	3.00	3.00	1.00	0.19	0.52	8.33	1.83	82.02
V&V	3.00	3.00	2.83	0.94	0.23	0.63	12.99	1.21	72.85
Total general	8.00	3.00	2.88	0.96	0.31	0.85	12.55	1.86	77.25

Cuadro 9: Reporte de disparos en desmante, tipo frente ciego.

Ore/Waste	Waste								
Tipo labor	Frente								
Datos									
E.E.	# Disparo.	Long. Perf. (m)	Avance (m)	.%Efic.	kg/t	kg/m3.	kg/m.	Pies/t	Pies/m
IESA	30.00	2.61	2.22	0.85	0.64	1.79	19.65	4.40	126.66
MVC	141.00	3.03	2.62	0.86	0.59	1.66	26.83	3.33	153.30
V&V	87.00	2.98	2.70	0.91	0.49	1.38	21.84	3.09	137.15
Total general	258.00	2.96	2.60	0.88	0.56	1.58	24.31	3.37	144.76

4.3.RMR VS FACTOR DE CARGA

Se realizaron varias tomas de datos para calcular el factor de carga en función del RMR esto en coordinación con el área de Geomecánica.

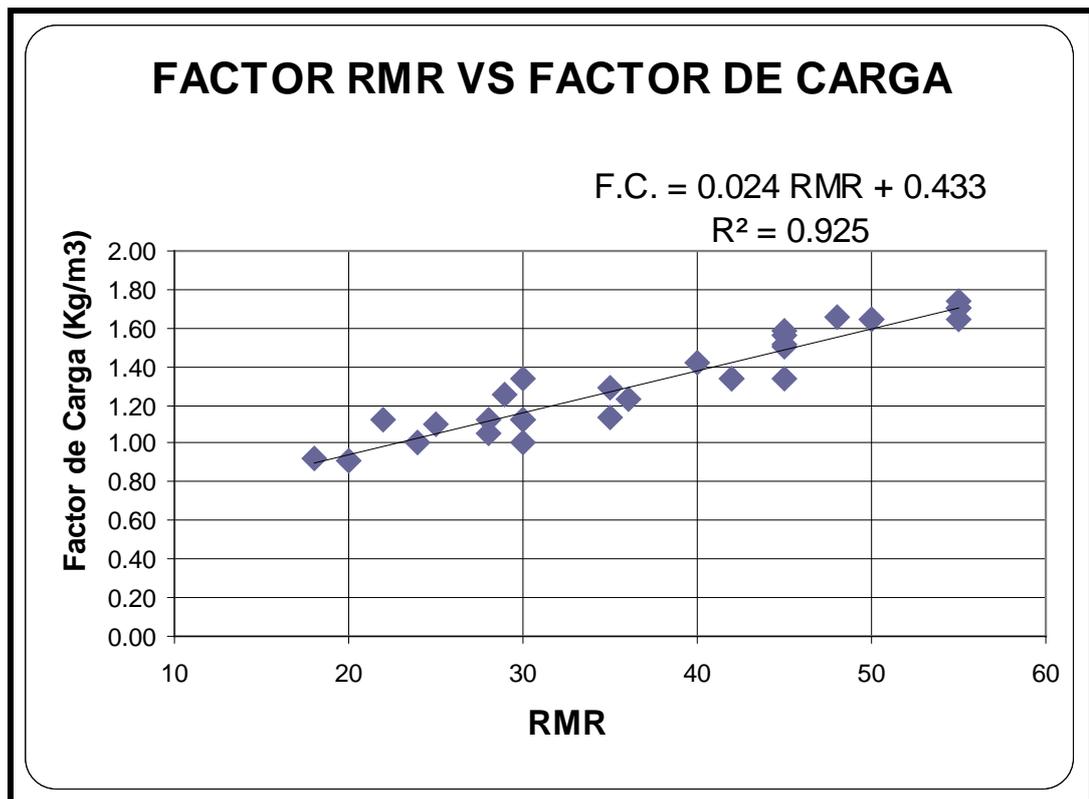
Tabla 10: RMR - Factor de Carga.

Datos	RMR	F.C (kg/m3)
1	45	1.56
2	40	1.42
3	50	1.64
4	29	1.25
5	35	1.29
6	20	0.91
7	25	1.10
8	55	1.65
9	55	1.71
10	28	1.13
11	42	1.34
12	45	1.34
13	30	1.12
14	28	1.05
15	45	1.59
16	45	1.50
17	55	1.74
18	45	1.51
19	50	1.65
20	30	1.01
21	35	1.14
22	30	1.34
23	18	0.92
24	42	1.34
25	36	1.23
26	30	1.12
27	24	1.01
28	48	1.66
29	55	1.70
30	22	1.12

En esta tabla se presentan los datos obtenidos en las voladuras, correlacionando el RMR de la labor versus el factor de carga, correspondiente a cada voladura realizada (30 muestras en total).

Se muestra el gráfico donde se obtiene el factor de carga en función del RMR, de este modo podemos calcular de manera práctica el factor de carga para las labores a disparar.

Gráfico 1: RMR vs Factor de carga



CAPITULO V

FUNDAMENTO TEÓRICO

5.1. MODELOS MATEMÁTICOS PARA BREASTING (MINERAL)

Se analizarán varios modelos matemáticos para determinar el burden y poder desarrollar los diseños de mallas para los breasting en mineral, el explosivo que se está utilizando actualmente es una dinamita semi-gelatinosa SEMEXSA 65 de 1 ¼ " x 12 " .

5.1.1 Konya (1976).

$$B = 1.58 \times D \times \left[\frac{De}{Dr} \right]^{0.33}$$

Donde:

B : Burden (pies)

D : Diámetro de la carga (pulgadas)

De : Peso específico del explosivo (g/cm³)

Dr : Peso específico de la roca (g/cm³)

Para los taladros de producción tenemos:

D : 1 ¼" (se considerará un 20% más por el aplastamiento que sufre el explosivo al ser atacado)

De = 1.12

Dr = 3.30

$$B = 1.58 \times 1.50 \times 1.20 \times \left[\frac{1.12}{3.31} \right]^{0.33}$$

B = 1.66 pies

B = 0.50 metros

5.1.2. López Jimeno (1980).

$$B = 0.38 \times D \times F$$

Donde:

B : Burden (metros)

D : Diámetro del barreno (pulgadas)

F : Factor de corrección en función a la clase de roca y tipo de explosivo.

$$F = fr \times fe$$

$$fr = \left[\frac{2.7 \times 3500}{Dr \times VC} \right]^{0.33}$$

$$fe = \left[\frac{De \times VD^2}{1.3 \times 3660^2} \right]^{0.33}$$

Siendo:

Dr : Peso específico de la roca (g/cm³)

VC : Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s)

De : Peso específico del explosivo (g/cm³)

VD : Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

La fórmula indicada es válida para diámetros superiores a los 165 mm, para barrenos pequeños el valor del burden se afectará por un coeficiente reductor de 0.9.

Para los taladros de producción tenemos:

D = 2"

Dr = 3.30 g/cm³

VC = 2500 m/s

De = 1.12 g/cm³

VD = 4200 m/s

$$fr = \left[\frac{2.7 \times 3500}{3.30 \times 2500} \right]^{0.33}$$

$$fr = 1.05$$

$$fe = \left[\frac{1.12 \times 4200^2}{1.3 \times 3660^2} \right]^{0.33}$$

$$fe = 1.04$$

$$F = 1.05 \times 1.04$$

$$F = 1.09$$

$$B = 0.90 \times 0.38 \times 2.00 \times 1.09$$

$$B = 0.7 \text{ metros}$$

5.1.3. R. L. Ash (1963).

$$B = k_B \times \frac{D_e}{12} \times \left(\frac{dr_1}{dr_2} \right)^{1/3} \times \left(\frac{SG_2 \times Ve_2^2}{SG_1 \times Ve_1^2} \right)^{1/3}$$

Donde:

B : Burden (pies)

k_B : Relación de burden

Cuadro 10: Valor del k_B según el tipo de explosivo.

Tipo de Explosivo	Roca	Roca	Roca
	Blanda	Media	Dura
Baja Densidad (0.8 – 0.9 g/cc)	30	25	20
Densidad Media (1.0 – 1.2 g/cc)	35	20	25
Alta Densidad (1.3 – 1.4 g/cc)	40	35	30

- D_e : Diámetro de la carga explosiva (pulgadas)
 dr_1 : Peso específico de la roca estándar, 2.7 t/m³
 dr_2 : Peso específico de la roca a ser disparada (t/m³)
 SG_1 : Gravedad específica del explosivo estándar, 1.3 t/m³
 SG_2 : Gravedad específica del explosivo a usar (t/m³).
 Ve_1 : Veloc. de detonación del explosivo estándar, 3657.6 m/s
 Ve_2 : Veloc. de detonación del explosivo a ser usado (m/s)

Para los taladros de producción tenemos:

- $k_B = 20$
 $D_e = 1.25$ pulg
 $dr_1 = 2.7$ t/m³
 $dr_2 = 3.3$ t/m³
 $SG_1 = 1.30$ t/m³
 $SG_2 = 1.12$ t/m³
 $Ve_1 = 3657.6$ m/s
 $Ve_2 = 4200.0$ m/s

$$B = 20 \times \frac{1.25}{12} \times \left(\frac{2.7}{3.3} \right)^{1/3} \times \left(\frac{1.12 \times 4200.0^2}{1.30 \times 3657.6^2} \right)^{1/3}$$

B = 0.60 m

5.1.4. Longitud de la Carga Explosiva.

Para el cálculo de la longitud de la carga explosiva y teniendo en cuenta que se usarán dinamitas para la voladura, se plantea el cálculo empírico que determina que la columna explosiva no debe ser mayor a los 2/3 de la longitud del barreno. El cálculo del número de cartuchos será:

Para los taladros de producción:

$$N^{\circ} \text{Cartuchos} = \frac{\frac{2}{3} \times L}{L_e}$$

Donde:

L : Longitud del Barreno (metros)

Le : Longitud del explosivo (metros)

Por lo tanto:

L = 3.00 m

Le = 0.30 m

$$N^{\circ} \text{Cartuchos} = \frac{\frac{2}{3} \times 3.0}{0.3}$$

N° Cartuchos = 7 cartuchos

5.1.5. Predicción de la Fragmentación

El grado de fragmentación es un término genérico que se utiliza para definir la distribución granulométrica del material volado. Sobre la fragmentación influyen un gran número de variables controlables, así como las propias características del macizo rocoso.

La optimización de cualquier operación de arranque con explosivos pasa por el conocimiento previo, aunque sea aproximado, de los tamaños de la roca en condiciones determinadas.

A continuación se expone uno de los métodos más recomendados.

Modelo KUZ-RAM.

Este modelo ha sido desarrollado por Claude Cunningham (1983), de la AECI de Sudáfrica, a partir de la curva de distribución granulométrica de Rosin – Ramier y la fórmula empírica del tamaño medio de los fragmentos procedentes de voladuras dada por V. M. Kuznetsov.

a) Fórmula de Kuznetsov.

$$T_b = F_r \times CE^{-0.8} \times Q_b^{1/6} \times \left[\frac{115}{PRP} \right]^{19/30}$$

Donde:

T_b : Tamaño medio de los fragmentos de voladura (cm)

F_r : Factor de roca

Cuadro 11: Cálculo factor de roca

Tipo de Roca	Factor de Roca
Rocas muy blandas	$F_r = 03$ (f = 03 a 05)
Rocas blandas	$F_r = 05$ (f = 05 a 08)
Rocas medias	$F_r = 07$ (f = 08 a 10)
Rocas duras, fisuradas	$F_r = 10$ (f = 10 a 14)
Rocas duras, homogéneas	$F_r = 13$ (f = 14 a 16)

(f = Factor de Protodyakonov)

Q_b : Cantidad de explosivo por barreno (kg)

CE : Consumo específico del explosivo (kg/TM)

PRP : Potencia Relativa en Peso (ANFO=100 ; TNT=115)

Tenemos para nuestro diseño de mallas:

$$F_r = 7$$

$$Q_b = 1.45 \text{ kg/taladro}$$

$$CE = 0.30 \text{ kg/t}$$

$$PRP = 101$$

$$T_b = 7 \times 0.30^{-0.8} \times 1.45^{1/6} \times \left[\frac{115}{101} \right]^{19/30}$$

T_b : 15.13 cm

b) Índice de Uniformidad.

$$u = \left[2.2 - 14 \frac{D}{B} \right] \times \left[\frac{1 + S/B}{2} \right]^{0.5} \times \left[1 - \frac{E_p}{B} \right] \times \left[\frac{l_f - l_c}{l} + 0.1 \right]^{0.1} \times \frac{l}{L}$$

Donde:

u : Índice de uniformidad

D : Diámetro del taladro (m)

B : Burden (m)

E_p : Desviación típica del error de perforación (m)

l_f : Longitud de la carga de fondo (m)

l_c : Longitud de la carga de columna (m)

l : Longitud total de la carga (m)

L : Longitud del barreno (m)

Tenemos para el diseño:

D = 0.051 m

B = 0.60 m

E_p = 0.03 m

$$l_f = 0.30 \text{ m}$$

$$l_c = 1.70 \text{ m}$$

$$l = 2.00 \text{ m}$$

$$L = 3.00 \text{ m}$$

$$u = \left[2.2 - 14 \times \frac{0.051}{0.6} \right] \times \left[\frac{1 + .1.13/0.6}{2} \right]^{0.5} \times \left[1 - \frac{0.03}{0.6} \right] \times \left[\frac{0.3 - 1.70}{2.00} + 0.1 \right]^{0.1} \times \frac{2}{3.0}$$

$$u = 0.75$$

c) Tamaño Característico.

$$T_{bc} = \frac{T_b}{0.693^{1/u}}$$

Donde:

T_{bc} : Tamaño característico (cm)

T_b : Tamaño medio de los fragmentos (cm)

u : Coeficiente de uniformidad

Para el diseño del caso se tiene:

$$T_b = 15.13 \text{ cm}$$

$$u = 0.75$$

$$T_{bc} = \frac{15.13}{0.693^{1/0.75}}$$

$$T_{bc} = 24.66 \text{ cm}$$

Finalmente para el cálculo del BURDEN en breasting, en resumen es:

- Konya: Burden = 0.50 m
- Lopez Jimeno: Burden = 0.70 m
- R. L. Ash: Burden = 0.60 m

En promedio de Burden consideramos:

$$\text{Burden} = 0.60 \text{ m}$$

Con una fragmentación de:

$$\text{Tamaño de fragmentos} = 24.66 \text{ cm}$$

5.2. MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG (FRENTE EN DESMONTE)

Se tomó en cuenta el modelo matemático de Holmberg para obtener un diseño de malla:

Cuadro 12: Datos de campo y características de explosivo.

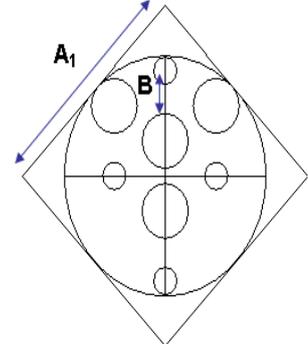
DATOS DE CAMPO			
DATOS DE LABOR:			
AL	4.0	m	Ancho del Labor
HL	3.5	m	Altura de hastial de labor
FA	0.5	m	Flecha de arco de Coronación
HHL	4.0	m	Altura total de Labor
ρ	2.8	Tn/m ³	Densidad de la roca
TIPO DE ROCA:		Marga Gris	
DIAMETROS DE TALADROS:			
D _v	0.102	m	Diámetro del taladro vacío (Salida)
D _p	0.045	m	Diámetro del taladro cargado (Producción)
n	4		Número de taladros vacíos
H _T	3.22	m	Longitud de perforación
PARAMETROS PARA VOLADURA:			
γ	3	°	Angulo de barrenos de contorno
α	10	mm/m	Desviación angular de la perforación
β	20	mm	Desviación de Emboquille
CARACTERISTICAS DEL EXPLOSIVO			
AGENTE DE VOLADURA: Semexsa 65 %			
DIMENSIONES		Diametro	Longitud
		Dim 1: 31.8 mm	305 mm
		Dim 2: 31.8 mm	305 mm
		Dim 3: 31.8 mm	305 mm
Q₃	3.83	MJ/Kg	Calor de explosión
STP	0.932	m ³ /Kg	Volumen de gases
ρ_1	1120	Kg/m ³	Densidad
c	0.40		Constante de roca

Cuadro 13: Cálculo de potencia relativa por peso al ANFO, densidad de carga, longitud de perforación y avance esperado.

CALCULO: POTENCIA RELATIVA POR PESO AL ANFO (S_{ANFO}):				
$S_{ANFO} = S_{LBF} / 0.84$				
$S_{LBF} = (5/6) \times (Q_3/Q_{30}) + (1/6) \times (V/V_0)$				
Donde:				
S_{LBF}	Potencia relativa por peso respecto a la dinamita LBF			
Q_3	Calor de explosión del explosivo a usarse (MJ/Kg)			
Q_{30}	Calor de explosión de la dinamita LBF = 5 MJ/Kg			
V	Volumen de gases liberados por el explosivo a usarse (m^3/Kg)			
V_0	Volumen de gases liberados por la dinamita LBF = $0.85 m^3/Kg$ a STP			
$S_{LBF} =$	0.82			
$S_{ANFO} =$	0.98			
CALCULO: DENSIDAD DE CARGA DEL AGENTE DE VOLADURA:				
$q = \rho_1 \times (\pi \times D_c^2) / 4 \times (10^{-6}) \quad (Kg/m)$				
	q (Kg/m)	D_c (mm)	L_c (mm)	W_c (Kg)
Dim 1:	0.89	31.8	305	0.208
Dim 2:	0.89	31.8	305	0.208
Dim 3:	0.89	31.8	305	0.208
Según condiciones de campo el W_c (Kg) es : 0.208				
LONGITUD DE PERFORACIÓN RECOMENDADA				
La profundidad de perf. (H_T) que se recomienda cuando se emplean taladros de alivio de $D_2 = 0.102$ m es:				
$H_T =$	$0.15 + 34.1 D_e - 39.4 D_e = 3.22$ m			
AVANCE ESPERADO				
Para una eficacia de 95% el avance: l (m)				
$L = 95\% H_T =$	3.06 m			

Cuadro 14: Cálculos en el primer cuadrante (arranque).

1 CUADRANTE (ARRANQUE):	
Diametro D_p :	0.045 m
Constante de roca c :	0.40
PRP explosivo utilizado :	0.98
FI_e :	0.102 m
$B_{max} = 1.7D_v$	
B_{max} =	0.173 m
$B_{prac} = B = B_{max} \cdot F$	Donde: $F = (\alpha H + \beta) = 0.0522$
B =	0.121 m
a_1 =	0.10 m
Cálculo de la densidad de carga en el corte:	
$dq = \frac{55 do \left[\frac{Be}{\phi e} \right]^{3/2} \left[Be - \frac{\phi e}{2} \right] \left[\frac{C}{0.4} \right]}{PRP \text{ exp losivo usado}}$	
Se utiliza esta fórmula porque el $d > 1 \frac{1}{4}$ "	
dq =	0.68 kg/m Se utiliza el cartcho de 25 mm porque: $0.59 \text{ kg/m} = q_1 = dq$
Ancho abertura del corte es: $a_1 = 2 (D_p/2 + B_1 + D_v/2 + B_1 \text{sen}30 - D_v/2)$	
Abertura del 1er Cuadrante:	0.41 m



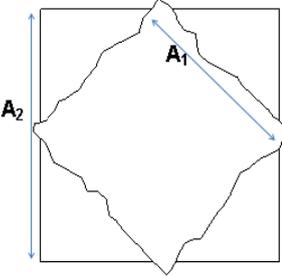
**Cuadro 15: Cálculos en el segundo cuadrante
(primera ayuda de arranque).**

2 CUADRANTE: (1 AYUDA DE ARRANQUE)

Sabemos que a_1 es: 0.10 m

Burden máximo no debe exceder 2a:
 $0.05 < B < 0.19$
 Usamos cartuchos de: 32 mm

Asumimos que dq es: 0.89 kg/m
 $S_{AN/FO}$: 0.98
 Diametro D_p : 0.045 m
 Constate de roca c : 0.40



$$B_{\max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{dq * a_n * PRP_{\text{explosivo usado}}}{D_p * C}}$$

$B_{\max} = 0.19$ m

$B_{\text{prac}} = B_1 = B_{\max} - F$

$B_1 = 0.14$ m

Abertura del 2do Cuadrante: 0.49 m

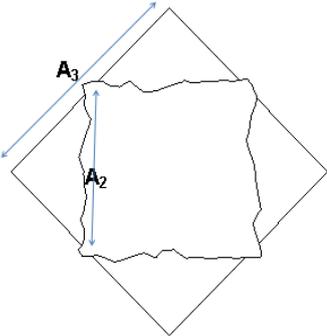
**Cuadro 16: Cálculos en el tercer cuadrante
(segundas ayudas de arranque).**

3 CUADRANTE: (2 AYUDA DE ARRANQUE)

Sabemos que a_2 es: 0.41 m

Burden máximo no debe exceder 2a:
 $0.21 < B < 0.82$
 Usamos cartuchos de: 38 mm

Asumimos que dq es: 1.27 kg/m
 $S_{AN/FO}$: 0.98
 Diametro D_p : 0.045 m
 Constate de roca c : 0.40



$$B_{\max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{dq * a_n * PRP_{\text{explosivo usado}}}{D_p * C}}$$

$B_{\max} = 0.47$ m

$B_{\text{prac}} = B_2 = B_{\max} - F$

$B_2 = 0.42$ m

Abertura del 3er Cuadrante: 0.94 m

**Cuadro 17: Cálculos en el cuarto cuadrante
(terceras ayudas de arranque).**

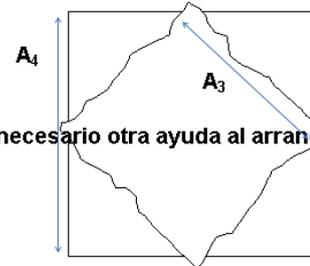
4 CUADRANTE: (3 AYUDA DE ARRANQUE)

Sabemos que a_3 es: **0.86 m**

Con éste dato evaluaremos si es necesario una tercera ayuda más con la relación siguiente. Se debe cumplir siempre:

$$\text{Entonces: } 0.86 \text{ m } \stackrel{a_n \leq \sqrt{H_T}}{\leq} 1.79$$

Cumple la relación para el segundo cuadrante, por lo tanto ya no es necesario otra ayuda al arranque para esta sección a perforar.



Asumimos que dq es: **0.89 kg/m**

$S_{AN/FO}$: **0.98**

Diametro D_p : **0.045 m**

Constante de roca c : **0.40**

$$B_{\max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{dq * a_n * PRP \text{ explosivo usado}}{D_p * C}}$$

$$B_{\max} = \mathbf{0.57 \text{ m}}$$

$$B_{\text{prac}} = B_3 = B_{\max} - F$$

$$B_3 = \mathbf{0.52 \text{ m}}$$

Abertura del 4to Cuadrante: **1.40 m**

Con éste dato evaluaremos si es necesario una tercera ayuda más con la relación siguiente. Se debe cumplir siempre:

$$\text{Entonces: } 1.40 \text{ m } \stackrel{a_n \leq \sqrt{H_T}}{\leq} 1.75$$

Cumple la relación para el segundo cuadrante, por lo tanto ya no es necesario otra ayuda al arranque para esta sección.

Cuadro 18: Cálculos en los arrastres.

ARRASTRES:	
$B = 0.9 * \sqrt{\frac{dq * PRP \text{ explosar}}{C * f * E / B}}$	
f =	1.45
E/B =	1.0
Asumimos que dq es:	0.89 kg/m
S AN/FO :	0.98
Diametro D_p :	0.045 m
Constante de roca "C" :	0.45
	"C" = c + 0.05 para B ≥ 1.4 m
	"C" = c + 0.07/B para B < 1.4 m
Se calcula el Burden del Arrastre:	
B_{max} =	1.04 m
B_{prac} = B_z = B_{max} - H_T sen(γ) - F	
B_z =	0.88 m
B_z Se ajustará a 1 para pintar la linea gradiente. B_z = 1.00 m	
Numero de Taladros: $NT = \left[\frac{Anchodeltinel + 2L \text{Sen}(\gamma)}{B \text{ max}(\text{arrastre})} + 2 \right]$	
NT =	6 Tal para arrastres
Espaciamiento: $(E) = \left[\frac{Anchodeltinel + 2L \text{Sen}(\gamma)}{N - 1} \right]$	
E =	0.87 m
Espaciamiento en las esquinas: E' = E - H_T sen(γ)	
E' =	0.70 m puede aproximarse a: 1 m

Cuadro 19: Cálculos en los hastiales.

HASTIALES:	
Cálculo del Burden:	
$B = 0.9 * \sqrt{\frac{dq * PRP \text{exp los usar}}{C * f * E / B}}$	
Factor de fijación :	
f =	1.2
E/B =	1.25
Asumimos que dq es:	0.89 kg/m
S_{AN/FO} :	0.98
Diametro D₀ :	0.045 m
Constata de roca "C" :	0.45
	"C" = c + 0.05 para B ≥ 1.4 m
	"C" = c + 0.07/B para B < 1.4 m
Se calcula el Burden del Arrastre:	
B_{max} =	1.02 m
B_{prac} = B = B_{max} - H_T sen(γ) - F	
B =	0.80 m
E =	1.00 m
Se calcula la longitud disponible para perforar:	
Se calcula la longitud disponible para perforar:	
Altura Total de Labor HHL:	4.00 m
Flecha de arco de Coronación FA:	0.50 m
Burden práctico de los arrastres B_z :	1.00 m
Longitud vertical disponible para perforar será: Lvd = HHL - B_z - FA	
Lvd =	2.50 m
Calculando la cantidad de taladros :	
$NT = \left[\frac{Lvd}{E} + 1 \right]$	
NT =	3 Tal por columna

Cuadro 20: Cálculos en la corona.

CORONA:	
<u>Cálculo del Burden:</u>	
f =	1.45 Factor de fijacion
E/B =	0.8 Relación Espaciamento y Burden, 0.8 para corona.
Diametro D_p :	0.045 m
Entonces el Burden es:	
E= $K \times D_p$ Donde: K es 15, para taladros de contorno.	
E =	0.68 m
Bmax =	0.84 m
Bprac=	0.58 m
dq=	0.18 kg/m
<u>Calculando la cantidad de taladros :</u>	
$NT = \left[\frac{AL}{E} + 1 \right]$	
NT =	6 Tal para la corona.

Cuadro 21: Cálculos en las ayudas de cuadradores.

AYUDA DE CUADRADORES:	
Cálculo del Burden:	
$B = 0.9 * \sqrt{\frac{dq * PRP \text{explosivos}}{C * f * E / B}}$	
f =	1.45
E/B =	1.25
Asumimos que dq es:	0.89 kg/m
S_{AN/FO} :	0.98
Diametro D_p :	0.045 m
Constante de roca "C" :	0.45
	"C" = c + 0.05 para B ≥ 1.4 m
	"C" = c + 0.07/B para B < 1.4 m
Se calcula el Burden del Arrastre:	
B_{max} =	0.66 m
B_{prac} = B = B_{max} - F	
B =	0.61 m
E =	0.76 m
Se calcula la longitud disponible para perforar:	
Se calcula la longitud disponible para perforar:	
Ancho del tunel AL:	4.00 m
Ancho del cuarto cuadrante:	1.40 m
Burden práctico de las paredes B_z :	0.80 m
Longitud vertical disponible para perforar será: Lvd = HHL - B_z - FA	
Lvd =	1.00 m
Calculando la cantidad de taladros :	
$NT = \left[\frac{Lvd}{E} + 1 \right]$	
NT =	2 Tal

Cuadro 22: Cálculos en las ayudas de corona.

AYUDA DE CORONA:	
Cálculo del Burden:	
$B = 0.9 * \sqrt{\frac{dq * PRP_{explosusar}}{C * f * E / B}}$	
Factor de fijación :	
f =	1.2
E/B =	1.25
Asumimos que dq es:	0.89 kg/m
S _{AN/FO} :	0.98
Diametro D _p :	0.045 m
Constante de roca "C" :	0.45
	"C" = c + 0.05 para B ≥ 1.4 m
	"C" = c + 0.07/B para B < 1.4 m
Entonces el Burden es:	
B _{max} =	1.02 m
B _{prac} = B = B _{max} * F	
B =	0.97 m
E =	1.21 m
Se calcula la longitud disponible para perforar:	
Altura de la labor AL :	4.00 m
Altura del cuarto cuadrante:	1.40 m
Burden práctico de las coronas :	0.58 m
Burden práctico de las arrastres :	0.88 m
Longitud horizontal disponible para perforar será: Lhd = AL - 2 B _p	
Lhd =	1.14 m
Pero el burden practico es de 0.97 m	
Entonces, solo hay una linea de taladros por perforar.	

Se obtuvieron los siguientes resultados:

Cuadro 23: Resumen de perforación y voladura según la teoría de Holmberg.

RESUMEN PERFORACION - VOLADURA HOLMBERG							
Explosivo a utilizar: Semexsa 65 %							
UBICACION DE TALADROS	Nº DE TALAD.	CONCENT. DE CARGA	DISTANCIAS		CARTUCHOS		TOTAL
	clu	Kg/m	E m	B m	PESO Kg	DIAM. m	
TAL. VACIOS (ARRANQUE)	4						
1 CUADRANTE	4	0.68		0.12	0.208	0.032	2.19 Kg
2 CUADRANTE	4	0.89		0.14	0.208	0.032	2.86 Kg
3 CUADRANTE	4	1.27		0.42	0.208	0.032	4.09 Kg
4 CUADRANTE	4	0.89		0.52	0.208	0.032	2.86 Kg
ARRASTRES	6	0.89	1.00	0.88	0.208	0.032	2.86 Kg
HASTIALES	6	0.89	1.00	0.80	0.208	0.032	2.86 Kg
CORONA	6	0.18	0.68	0.58	0.208	0.032	0.59 Kg
AY. DE CUADRADORES	2	0.89	0.76	0.61	0.208	0.032	2.86 Kg
AY. DE CORONA	3	0.89	1.21	0.97	0.208	0.032	2.86 Kg
TALAD. PERIM. DE ALIVIO	0						
TOTAL	43						100.2 Kg
Numero Total de taladros:	43 tal						
Taladros cargados:	39 tal						
Peso Total de la carga:	100.2 kg						
Avance:	3.06 m						
% de avance:	95%						
Volumen de roca:	48.9 m3						
Longitud Total perforada:	138.39 m						
Factor de carga:	2.05 kg/m3						

Esta malla se fue modificando según pruebas realizadas en el terreno, pero sirvió de base para plantear las mallas ESTÁNDAR.

CAPITULO VI

MALLAS ESTÁNDAR DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

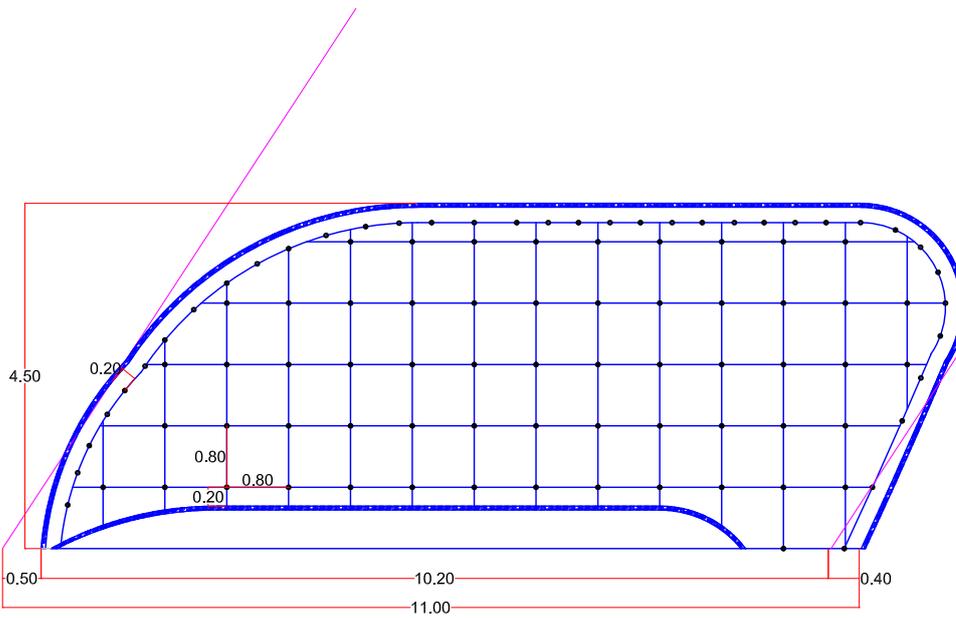
6.1.MALLAS ESTÁNDAR PARA TAJOS

Se tiene un total de 10 mallas estándar de perforación y voladura, en función a 5 secciones típicas para tajos explotados por el método de breasting:

Cuadro 24 – Resumen de mallas estándar (tajos)

Secciones	Factor de Potencia
Sección 3.5 m x 3.5 m	0.29 kg/t
Sección 5.0 m x 3.8 m	0.27 kg/t
Sección 7.5 m x 4.2 m	0.25 kg/t
Sección 9.5 m x 4.4 m	0.25 kg/t
Sección 11.0 m x 4.5 m	0.25 kg/t

MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 11.00 x 4.50



Tajo: 600 W
 Nivel: 355
 Veta: Ramal 85
 Buzamiento: 57°

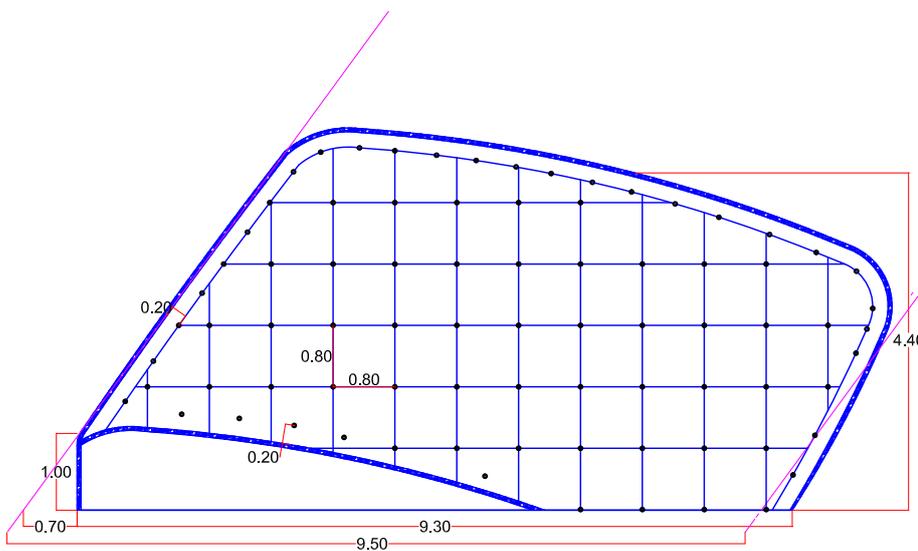
Distribución de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Producción (1ra salida)	1 tal.	9.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.88 Kg/Tal.
Tal. de Producción (2da salida)	3 tal.	9.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.88 Kg/Tal.
Tal. de Producción (3ra salida)	5 tal.	9.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.88 Kg/Tal.
Tal. de Producción (4ta salida)	7 tal.	9.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (5ta salida)	10 tal.	9.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (6ta salida)	11 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (7ma salida)	10 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (8va salida)	7 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (9na salida)	4 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (10ma salida)	3 tal.	7.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.48 Kg/Tal.
Tal. de Producción (11va salida)	2 tal.	7.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.48 Kg/Tal.
Contorno	17 tal.	2.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	0.42 Kg/Tal.
Tal. de Alivio	18 tal.	0.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	0.00 Kg/Tal.
Total:	96 tal.	115.9 Kg		
Factor de Carga x Tn		0.25 Kg/Tn		

Requerimiento de Explosivo:	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulzor 3000 1.14 x 12	0.272	0 cart.	301000731
Emulzor 3000 1.14 x 12	0.266	0 cart.	301000454
Siemexa 65% 1.18 x12	0.208	842 cart.	301000340
Famecorte P40	0.175	17 unid.	301000181
Cables 7		2 unid.	300000260
Condón deflante		50 m	300000056
Mecha rápida		6.2 m	300000263

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: SE
Nombre:	MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 11.00 x 4.50	Aprobó: 2008
Revisó:		Firmó: F
Aprobó:		

MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 9.50 x 4.40



Tajo: 400 W
 Nivel: 310
 Veta: Ramal 85
 Buzamiento: 54°

Distribución de Taladros

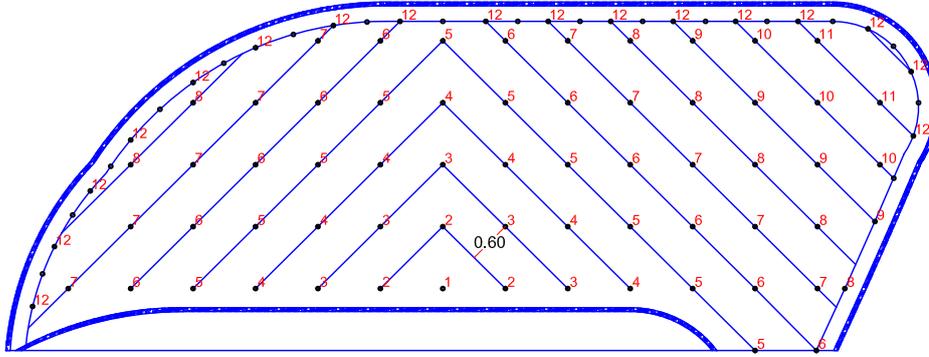
Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Producción (1ra salida)	1 tal.	9.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.88 Kg/Tal.
Tal. de Producción (2da salida)	4 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (3ra salida)	6 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (4ta salida)	8 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (5ta salida)	10 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (6ta salida)	10 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (7ma salida)	6 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (8va salida)	5 tal.	8.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.87 Kg/Tal.
Tal. de Producción (9na salida)	3 tal.	7.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.48 Kg/Tal.
Tal. de Producción (10ma salida)	2 tal.	7.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	1.48 Kg/Tal.
Contorno	13 tal.	2.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	0.42 Kg/Tal.
Tal. de Alivio	12 tal.	0.0 cart.	Siemexa 65% 1.18 x12	0.00 Kg/Tal.
Total:	80 tal.	98.5 Kg		
Factor de Carga x Tn		0.25 Kg/Tn		

Requerimiento de Explosivo:	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulzor 3000 1.14 x 12	0.272	0 cart.	301000731
Emulzor 3000 1.14 x 12	0.266	0 cart.	301000454
Siemexa 65% 1.18 x12	0.208	482 cart.	301000340
Famecorte P40	0.175	13 unid.	301000181
Cables 7		2 unid.	300000260
Condón deflante		45 m	300000056
Mecha rápida		6.2 m	300000263

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: SE
Nombre:	MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 9.50 x 4.40	Aprobó: 2008
Revisó:		Firmó: F
Aprobó:		

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS (SALIDA EN "V") SECCION 11.00 x 4.50

Tajo: 600 W
Nivel: 355
Veta: Ramal 85
Buzamiento: 57°



Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Producción (1ra salida)	1 tal	1 PC
Tal. de Producción (2da salida)	3 tal	2 PC
Tal. de Producción (3ra salida)	5 tal	3 PC
Tal. de Producción (4ta salida)	7 tal	4 PC
Tal. de Producción (5ta salida)	10 tal	5 PC
Tal. de Producción (6ta salida)	11 tal	6 PC
Tal. de Producción (7ma salida)	10 tal	7 PC
Tal. de Producción (8va salida)	7 tal	8 PC
Tal. de Producción (9na salida)	4 tal	9 PC
Tal. de Producción (10ma salida)	3 tal	10 PC
Tal. de Producción (11va salida)	2 tal	11 PC
Contorno	17 tal	12 PC
Tal. de Alivio	16 tal	
Total:	96 tal	

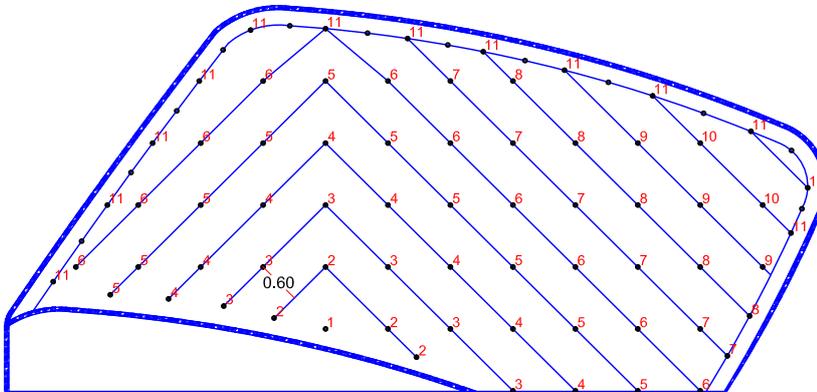
Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	80 Unid.	Código SAP	300000181
Periodo Largo (PL):	0 Unid.		300000221
Total Retardos:	80 Unid.		

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escal: S/E
Dibujó:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS SALIDA EN "V" SECCION 11,00 x 4,50	
Revisó:		
Aprobó:		
	Agosto - 2008	
	Plan: N°	

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS (SALIDA EN "V") SECCION 9.50 x 4.40

Tajo: 400 W
Nivel: 310
Veta: Ramal 85
Buzamiento: 54°



Secuenciamiento de Taladros

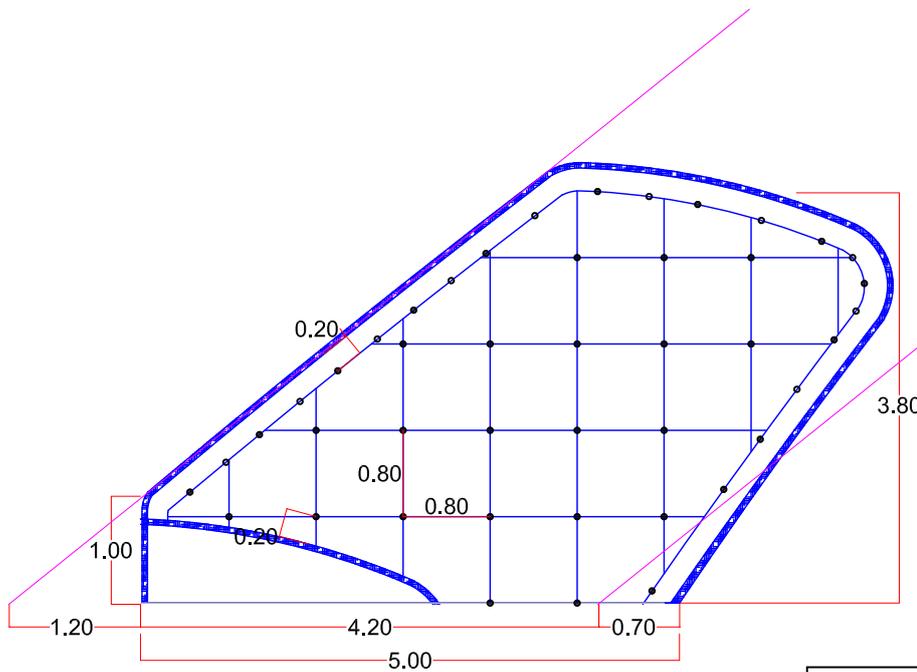
Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Producción (1ra salida)	1 tal	1 PC
Tal. de Producción (2da salida)	4 tal	2 PC
Tal. de Producción (3ra salida)	6 tal	3 PC
Tal. de Producción (4ta salida)	8 tal	4 PC
Tal. de Producción (5ta salida)	10 tal	5 PC
Tal. de Producción (6ta salida)	10 tal	6 PC
Tal. de Producción (7ma salida)	6 tal	7 PC
Tal. de Producción (8va salida)	5 tal	8 PC
Tal. de Producción (9na salida)	3 tal	9 PC
Tal. de Producción (10ma salida)	2 tal	10 PC
Contorno	13 tal	11 PC
Tal. de Alivio	12 tal	
Total:	80 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	68 Unid.	Código SAP	300000181
Periodo Largo (PL):	0 Unid.		300000221
Total Retardos:	68 Unid.		

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escal: S/E
Dibujó:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS SALIDA EN "V" SECCION 9,50 x 4,40	
Revisó:		
Aprobó:		
	Agosto - 2008	
	Plan: N°	

MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 5.00 x 3.80



Tajo: 500 W
 Nivel: 310
 Veta: Ramal 85
 Buzamiento: 39°

Distribución de Taladros

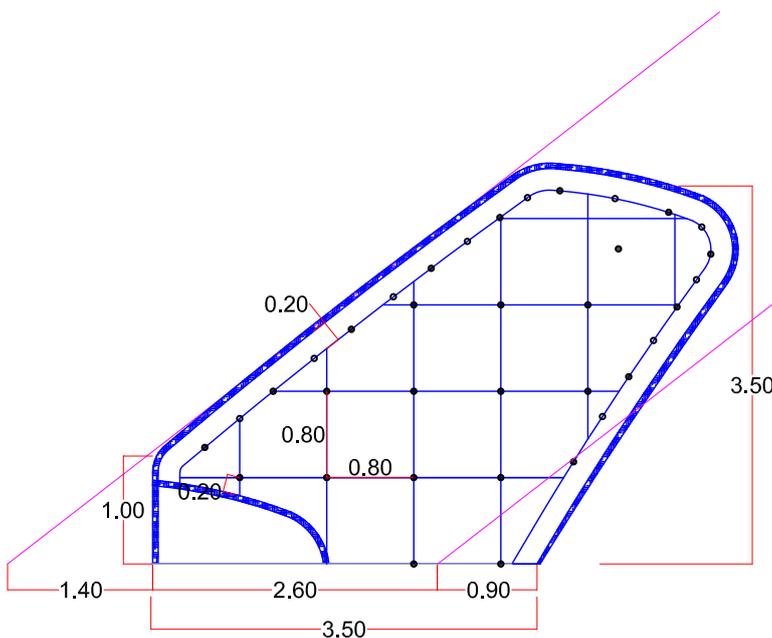
Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Producción (1ra salida)	2 tal.	9.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.88 Kg/Tal
Tal. de Producción (2da salida)	4 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (3ra salida)	6 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (4ta salida)	3 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (5ta salida)	3 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (6ta salida)	3 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (7ma salida)	2 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (8va salida)	2 tal.	7.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.46 Kg/Tal
Cortinas	8 tal.	2.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	0.42 Kg/Tal
Tal. de Alivio	10 tal.	0.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	0.00 Kg/Tal
Total:	44 tal.	47.0 Kg		

Factor de Carga x Tn **0.27 Kg/Tn**

Requerimiento de Explosivo:		Kg/cart.	Total cart.	Código SAP
Emulsió 3000 1 1/4 x 12	0.272	9 cart.	301000731	
Emulsió 1000 1 1/4 x 12	0.266	0 cart.	301000654	
Semexxa 65% 1 1/8 x12	0.208	218 cart.	301000340	
Fósforo P40	0.172	8 unid.	301001691	
Cables 7		2 unid.	300000260	
Cordón detonante		20 m	300000056	
Mecha rasada		0.2 m	300000263	

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: 6E
Eli-01:	MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 5.00 x 3.80	Agosto - 2008
Proyecto:		Plan: 01*
Fecha:		

MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 3.50 x 3.50



Tajo: 000 W
 Nivel: 270
 Veta: M. Rosa
 Buzamiento: 38°

Distribución de Taladros

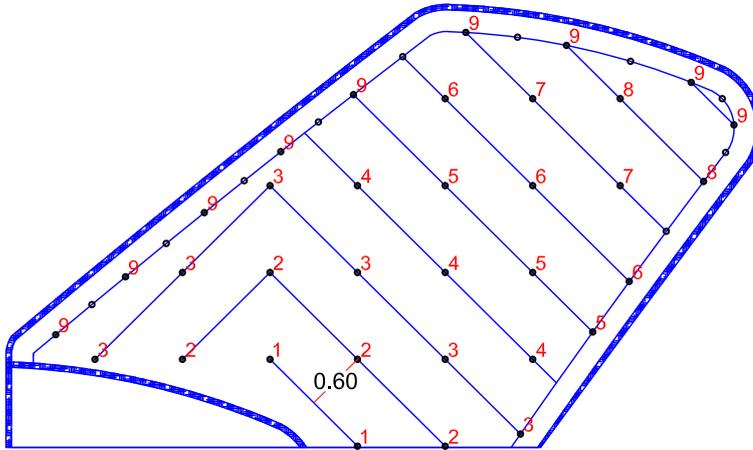
Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Producción (1ra salida)	2 tal.	9.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.88 Kg/Tal
Tal. de Producción (2da salida)	4 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (3ra salida)	2 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (4ta salida)	4 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (5ta salida)	2 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (6ta salida)	2 tal.	8.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.67 Kg/Tal
Tal. de Producción (7ma salida)	2 tal.	7.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	1.46 Kg/Tal
Tal. de Producción (8va salida)	2 tal.	2.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	0.42 Kg/Tal
Cortinas	8 tal.	0.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	0.00 Kg/Tal
Tal. de Alivio	10 tal.	0.0 cart.	Semexxa 65% 1 1/8 x12	0.00 Kg/Tal
Total:	38 tal.	33.1 Kg		

Factor de Carga x Tn **0.28 Kg/Tn**

Requerimiento de Explosivo:		Kg/cart.	Total cart.	Código SAP
Emulsió 3000 1 1/4 x 12	0.272	9 cart.	301000731	
Emulsió 1000 1 1/4 x 12	0.266	0 cart.	301000654	
Semexxa 65% 1 1/8 x12	0.208	152 cart.	301000340	
Fósforo P40	0.172	8 unid.	301001691	
Cables 7		2 unid.	300000260	
Cordón detonante		20 m	300000056	
Mecha rasada		0.2 m	300000263	

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: 6E
Eli-01:	MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS SECCION 3.50 x 3.50	Agosto - 2008
Proyecto:		Plan: 01*
Fecha:		

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS (SALIDA EN "V") SECCION 5.00 x 3.80



Tajo: 500 W
 Nivel: 310
 Veta: Ramal 85
 Buzamiento: 39°

Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Producción (1ra salida)	2 tal	1 PC
Tal. de Producción (2da salida)	4 tal	2 PC
Tal. de Producción (3ra salida)	6 tal	3 PC
Tal. de Producción (4ta salida)	3 tal	4 PC
Tal. de Producción (5ta salida)	3 tal	5 PC
Tal. de Producción (6ta salida)	3 tal	6 PC
Tal. de Producción (7ma salida)	2 tal	7 PC
Tal. de Producción (8va salida)	2 tal	8 PC
Contorno	9 tal	9 PC
Tal. de Alivio	10 tal	
Total:	44 tal	

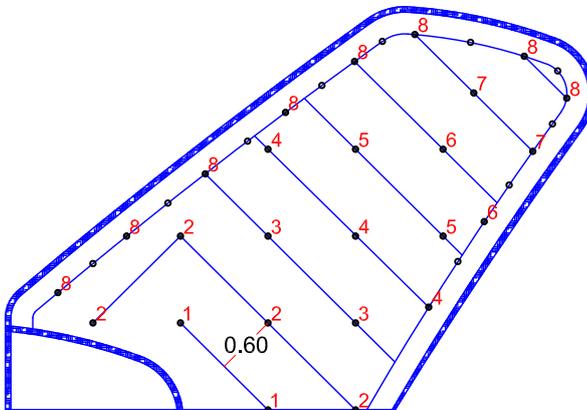
Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	34 Unid.	Código SAP
Periodo Largo (PL):	0 Unid.	30000181
Total Retardos:	34 Unid.	30000221

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: SE
Emitido:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS SALIDA EN "V" SECCION 5.00 x 3.80	Agosto - 2008
Revisado:		Plano N°
Aprobado:		

REG: 02 - 06

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS (SALIDA EN "V") SECCION 3.50 x 3.50



Tajo: 000 W
 Nivel: 270
 Veta: M. Rosa
 Buzamiento: 38°

Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Producción (1ra salida)	2 tal	1 PC
Tal. de Producción (2da salida)	4 tal	2 PC
Tal. de Producción (3ra salida)	2 tal	3 PC
Tal. de Producción (4ta salida)	3 tal	4 PC
Tal. de Producción (5ta salida)	2 tal	5 PC
Tal. de Producción (6ta salida)	2 tal	6 PC
Tal. de Producción (7ma salida)	2 tal	7 PC
Contorno	8 tal	8 PC
Tal. de Alivio	10 tal	
Total:	35 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	25 Unid.	Código SAP
Periodo Largo (PL):	0 Unid.	30000181
Total Retardos:	25 Unid.	30000221

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: SE
Emitido:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO PARA TAJOS SALIDA EN "V" SECCION 3.50 x 3.50	Agosto - 2008
Revisado:		Plano N°
Aprobado:		

6.2.MALLAS ESTÁNDAR PARA FRENTES DE AVANCE

Se tiene un total de 24 mallas estándar de perforación y voladura, en función a 3 secciones típicas, y 4 tipos de roca según geomecánica para labores de avance:

Cuadro 25 – Resumen de mallas estándar (avance)

Secciones	Tipo de Roca	F. Carga
Sección 3.0 m x 3.0 m	Regular	1.55 kg/m ³
Sección 3.0 m x 3.0 m	Mala	1.40 kg/m ³
Sección 3.0 m x 3.0 m	Muy mala	1.26 kg/m ³
Sección 3.0 m x 3.0 m	Extremadamente mala	1.02 kg/m ³
Sección 4.0 m x 4.0 m	Regular	1.55 kg/m ³
Sección 4.0 m x 4.0 m	Mala	1.40 kg/m ³
Sección 4.0 m x 4.0 m	Muy mala	1.25 kg/m ³
Sección 4.0 m x 4.0 m	Extremadamente mala	1.01 kg/m ³
Sección 4.5 m x 4.0 m	Regular	1.55 kg/m ³
Sección 4.5 m x 4.0 m	Mala	1.40 kg/m ³
Sección 4.5 m x 4.0 m	Muy mala	1.25 kg/m ³
Sección 4.5 m x 4.0 m	Extremadamente mala	1.01 kg/m ³

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 4.5 x 4

TIPO DE ROCA: "MUY MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris

RMR: 16 - 30

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros

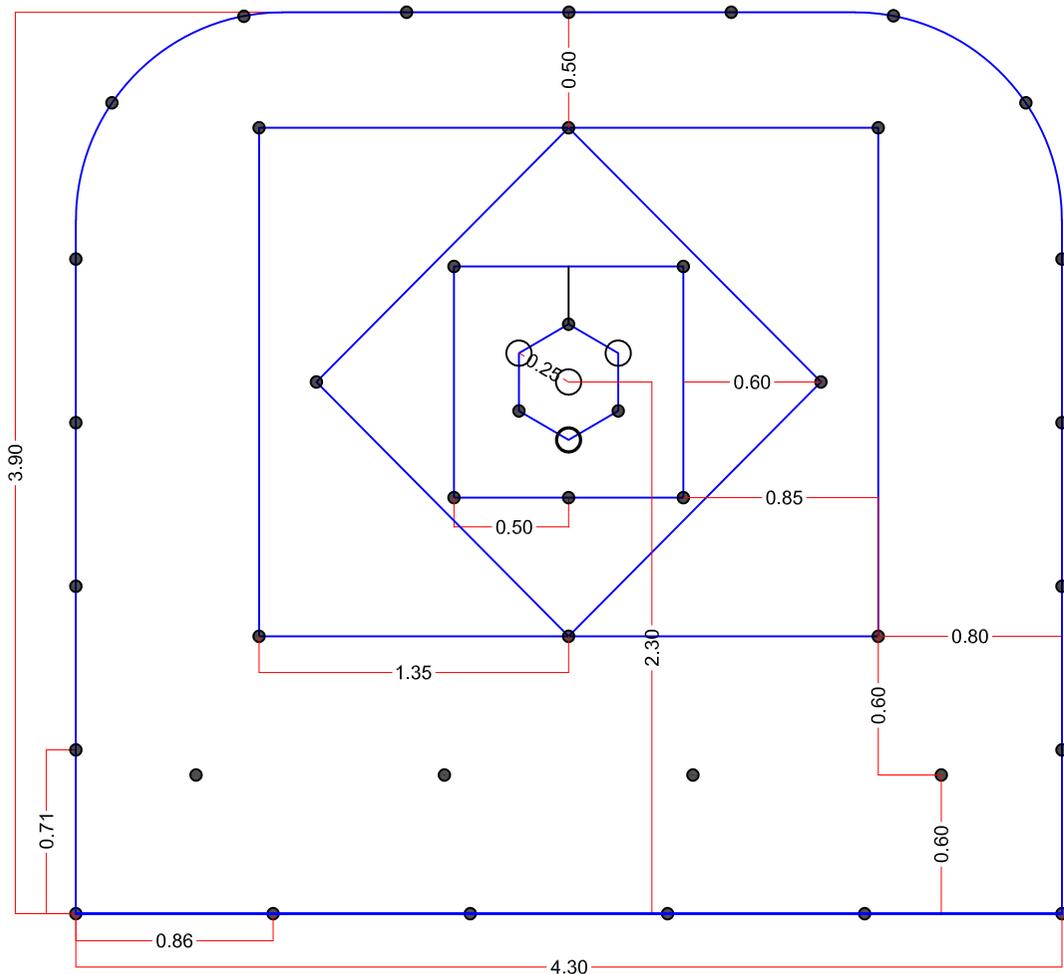
Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
Cuadradores	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal			0.00 Kg/Tal
Contorno	15 tal	1.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.27 Kg/Tal
Arrastres	6 tal	10.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.72 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total: 45 tal 65.5 Kg

Factor de Carga x m3 1.25 Kg/m3

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	60 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	175 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	15 unid	301000181
Carmex 7"		2 unid	300000260
Cordón detonante		25 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujo:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 4.5 x 4

TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA
 Tipo de Roca: Marga Gris muy alterada
 RMR: < 16

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros

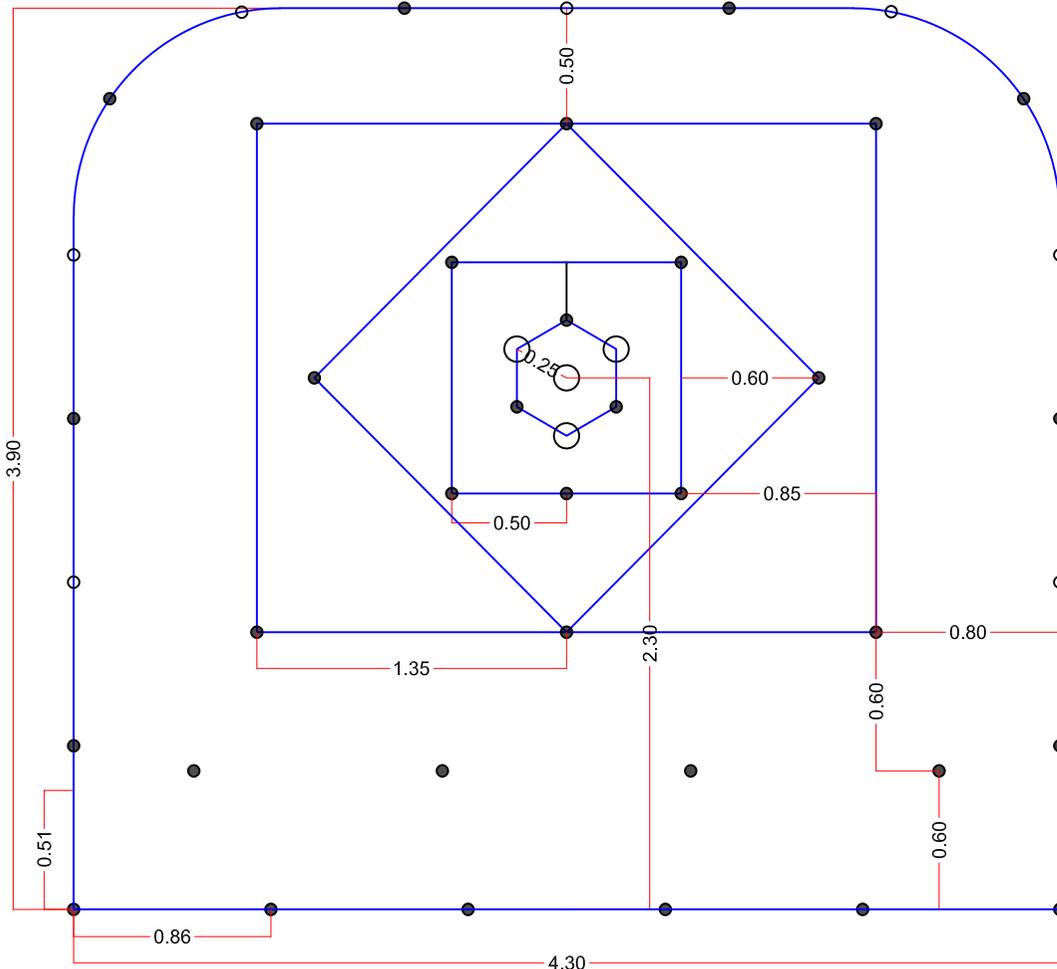
Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	6.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.73 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	6.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.60 Kg/Tal
Cuadradores	4 tal	6.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.60 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal			0.00 Kg/Tal
Contorno	8 tal	0.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.13 Kg/Tal
Arrastres	6 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
Tal. de Alivio	7 tal			

Total:	45 tal	52.5 Kg
Factor de Carga x m3	1.01 Kg/m3	

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	0 cart
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	192 cart
Semexsa 65% 1 1/8 x 12	0.208	0 cart
Famecorte P40	0.175	8 unid
Carmex 7"		2 unid
Cordón detonante		25 m
Mecha rápida		0.2 m

Código SAP
 301000731
 301000654
 301000340
 301000181
 300000260
 300000056
 300000263



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujo:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4,5 x 4 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA
 Tipo de Roca: Marga Gris muy alterada
 RMR: < 16

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

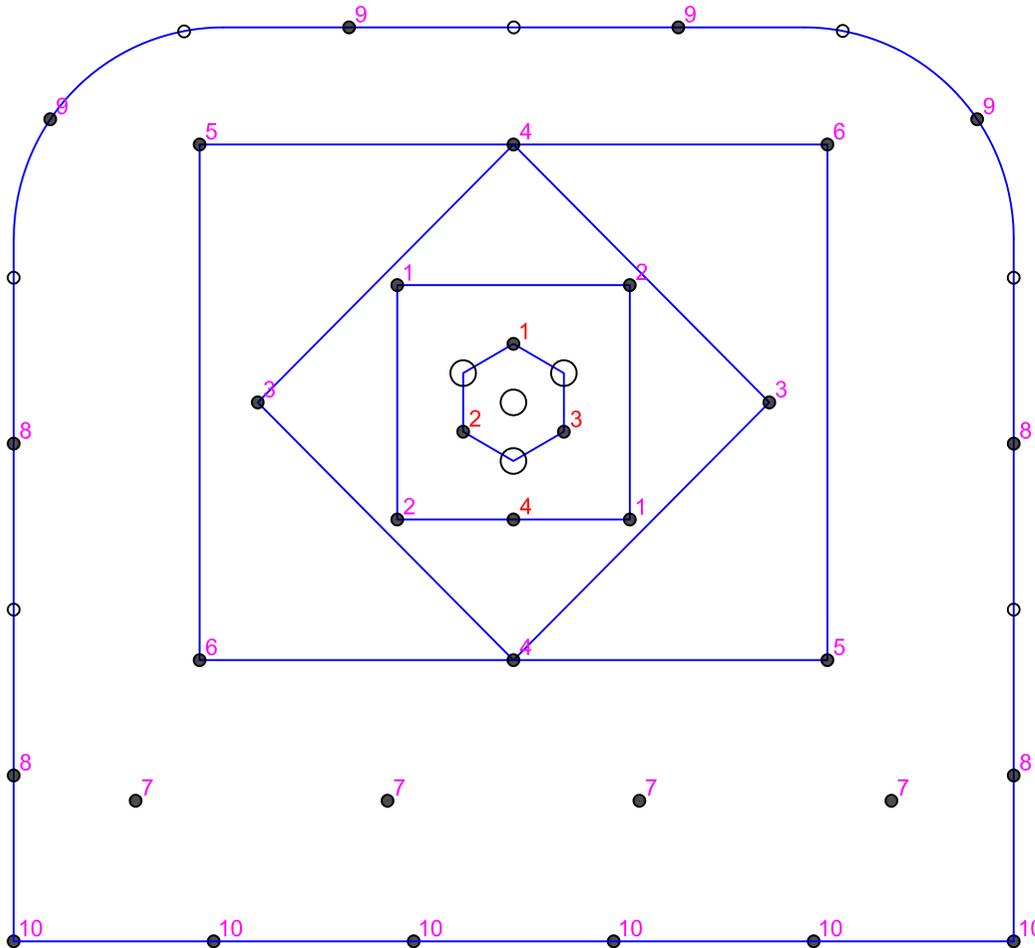
Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	4 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	7 PL
Contorno	8 tal	8 PL, 9 PL
Arrastres	6 tal	10 PL
Tal. de Alivio	7 tal	

Total: 45 tal

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	4 Unid.	Código SAP 300000181
Periodo Largo (PL):	30 Unid.	300000221
Total Retardos:	34 Unid.	



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: S/E
	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"		Agosto - 2008
			Plano: N°
Dibujo:			
Revisado:			
Aprobado:			

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 4 x 4

TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris muy alterada

RMR: < 16

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	7.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.99 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Cuadradores	0 tal			0.00 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal			0.00 Kg/Tal
Contorno	8 tal	0.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.13 Kg/Tal
Arrastres	5 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
Tal. de Alivio	7 tal			

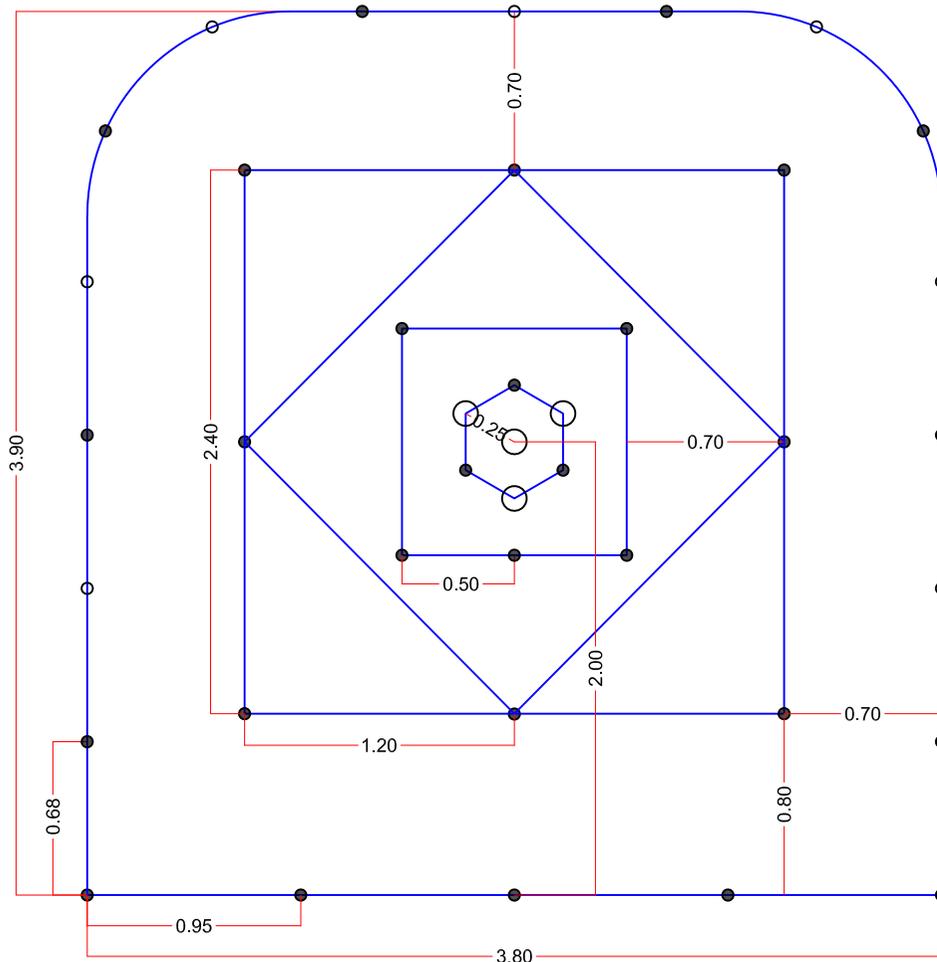
Total: 40 tal 46.9 Kg

Factor de Carga x m3 1.01 Kg/m3

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	0 cart
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	171 cart
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart
Famecorte P40	0.175	8 unid
Carmex 7'		2 unid
Cordón detonante		22 m
Mecha rápida		0.2 m

Código SAP
 301000731
 301000654
 301000340
 301000181
 300000260
 300000056
 300000263



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujó:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 4 x 4 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris muy alterada

RMR: < 16

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

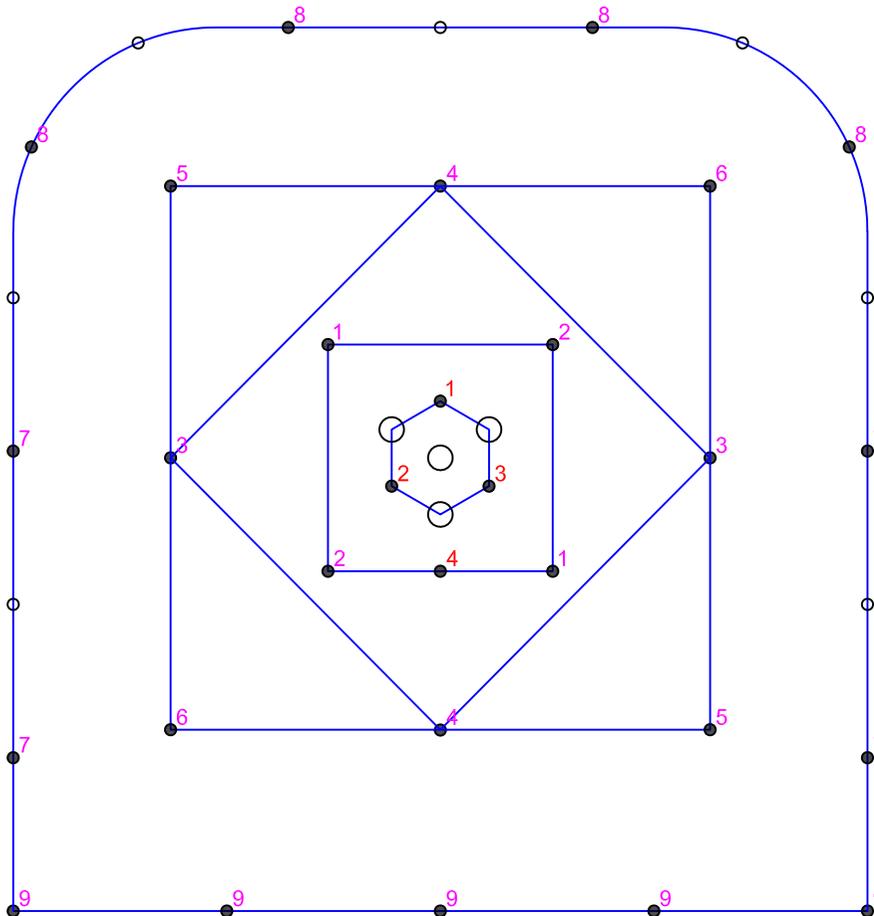
Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	0 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	
Contorno	8 tal	7 PL, 8 PL
Arrastres	5 tal	9 PL
Tal. de Alivio	7 tal	
Total:	40 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC): 4 Unid.
 Periodo Largo (PL): 25 Unid.
Total Retardos: 29 Unid.

Código SAP
 300000181
 300000221



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujó: Revisado: Aprobado:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"	Agosto - 2008 Plano: N°

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 3 x 3

TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"

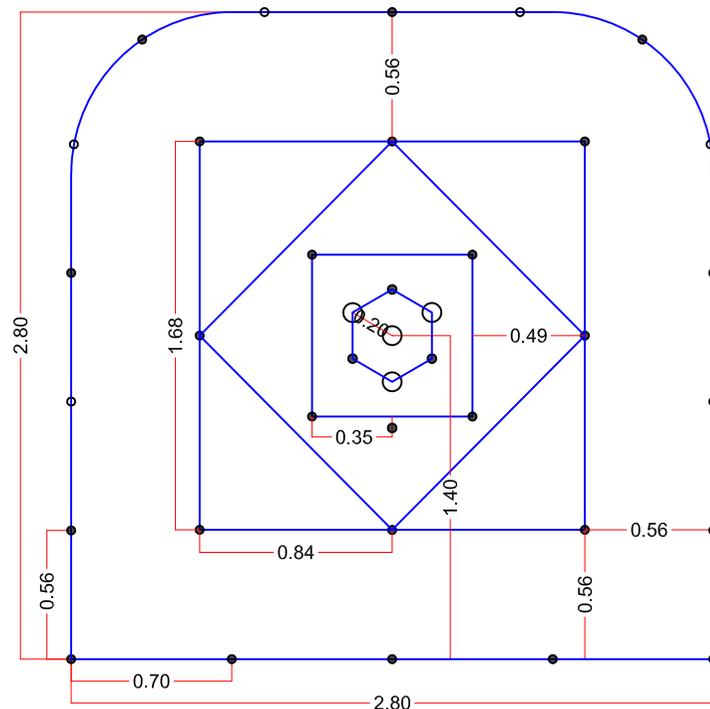
CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris muy alterada

RMR: < 16

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros



Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	5.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.33 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	4.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.06 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	4.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.06 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	4.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.06 Kg/Tal
Cuadradores	0 tal			0.00 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal			0.00 Kg/Tal
Contorno	7 tal	0.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.13 Kg/Tal
Arrastres	4 tal	6.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.60 Kg/Tal
Tal. de Alivio	6 tal			

Total: 37 tal 26.6 Kg

Factor de Carga x m3 1.02 Kg/m3

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	0 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	96 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	7 unid	301000181
Carmex 7'		2 unid	300000260
Cordón detonante		18 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: S/E
Dibujó:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 3 x 3 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"

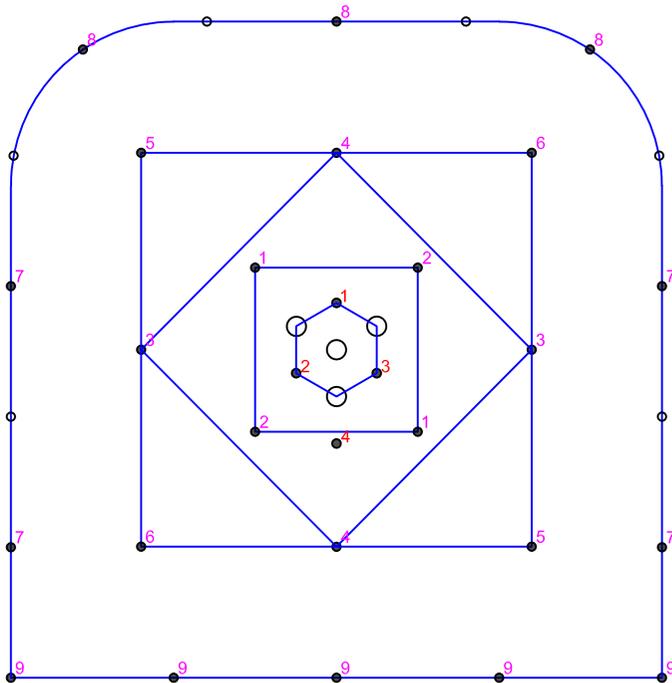
CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris muy alterada

RMR: < 16

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Secuenciamiento de Taladros



Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	0 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	
Contorno	7 tal	7 PL, 8 PL
Arrastres	4 tal	9 PL
Tal. de Alivio	6 tal	
Total:	37 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	4 Unid.	Código SAP 300000181
Periodo Largo (PL):	23 Unid.	300000221
Total Retardos:	27 Unid.	

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: S/E
Dibujo:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "EXTREMADAMENTE MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 4.5 x 4

TIPO DE ROCA: "MUY MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris

RMR: 16 - 30

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros

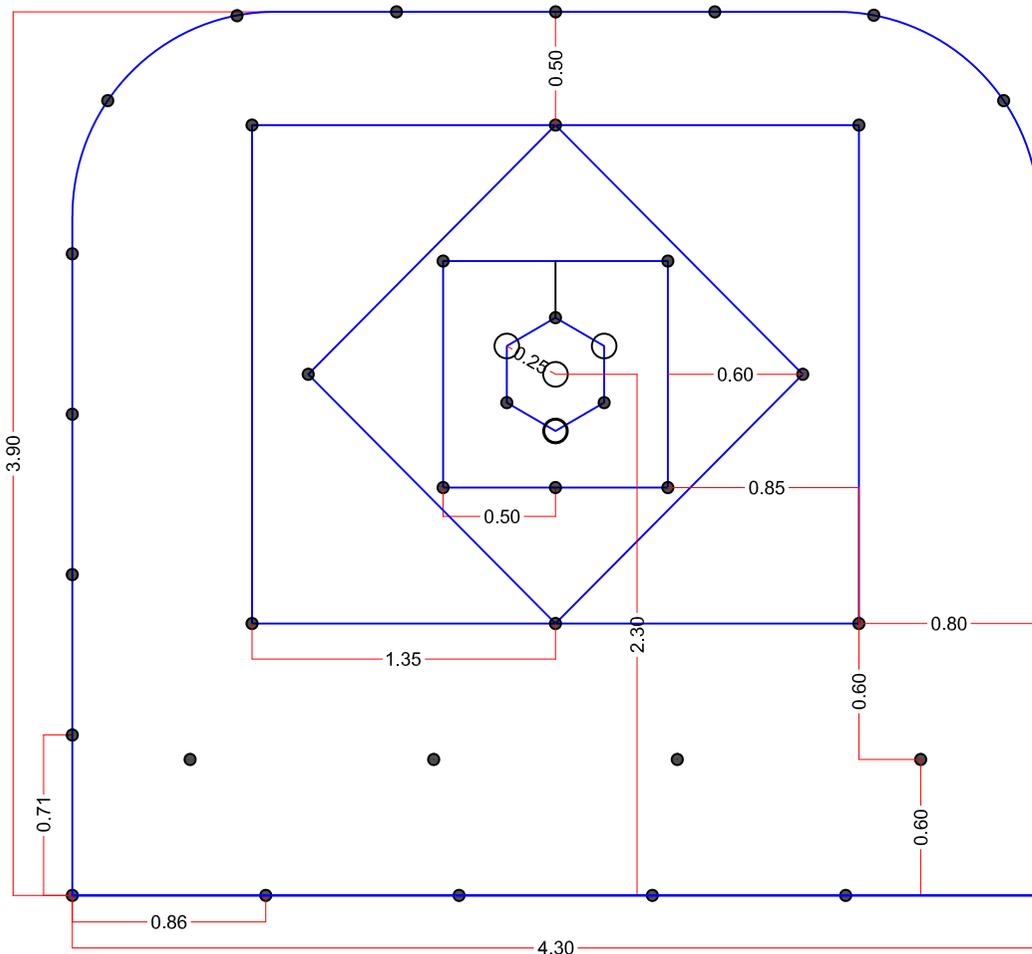
Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.13 Kg/Tal
Cuadradores	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal			0.00 Kg/Tal
Contorno	15 tal	1.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.27 Kg/Tal
Arrastres	6 tal	10.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.72 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total: 45 tal 65.5 Kg

Factor de Carga x m3 1.25 Kg/m3

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	60 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	175 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	15 unid	301000181
Carmex 7'		2 unid	300000260
Cordón detonante		25 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujó:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris

RMR: 16 - 30

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

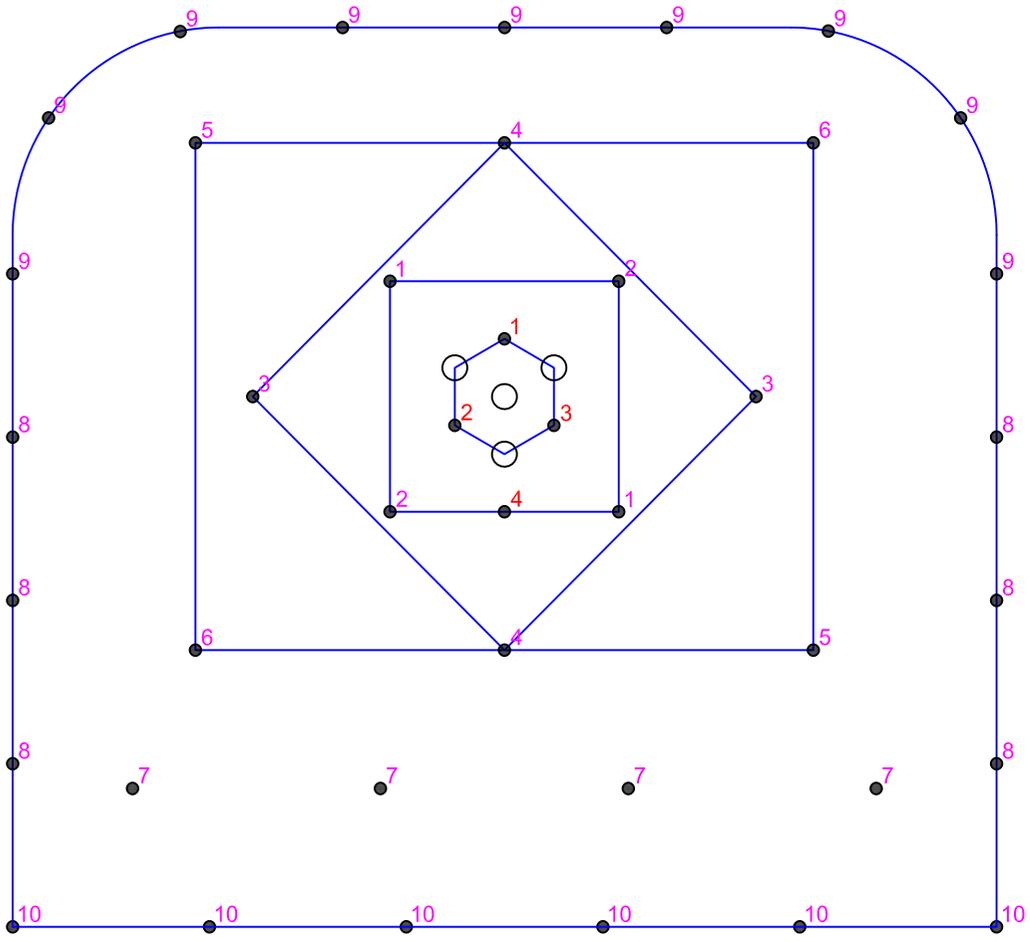
Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	4 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	7 PL
Contorno	15 tal	8 PL, 9 PL
Arrastres	6 tal	10 PL
Tal. de Alivio	0 tal	

Total: 45 tal

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	4 Unid.	<i>Código SAP</i> 300000181
Periodo Largo (PL):	37 Unid.	300000221
Total Retardos:	41 Unid.	



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: S/E	
	Dibujo: Revisado: Aprobado:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"		Agosto -2008
				Plano: N°

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 4 x 4

TIPO DE ROCA: "MUY MALA"

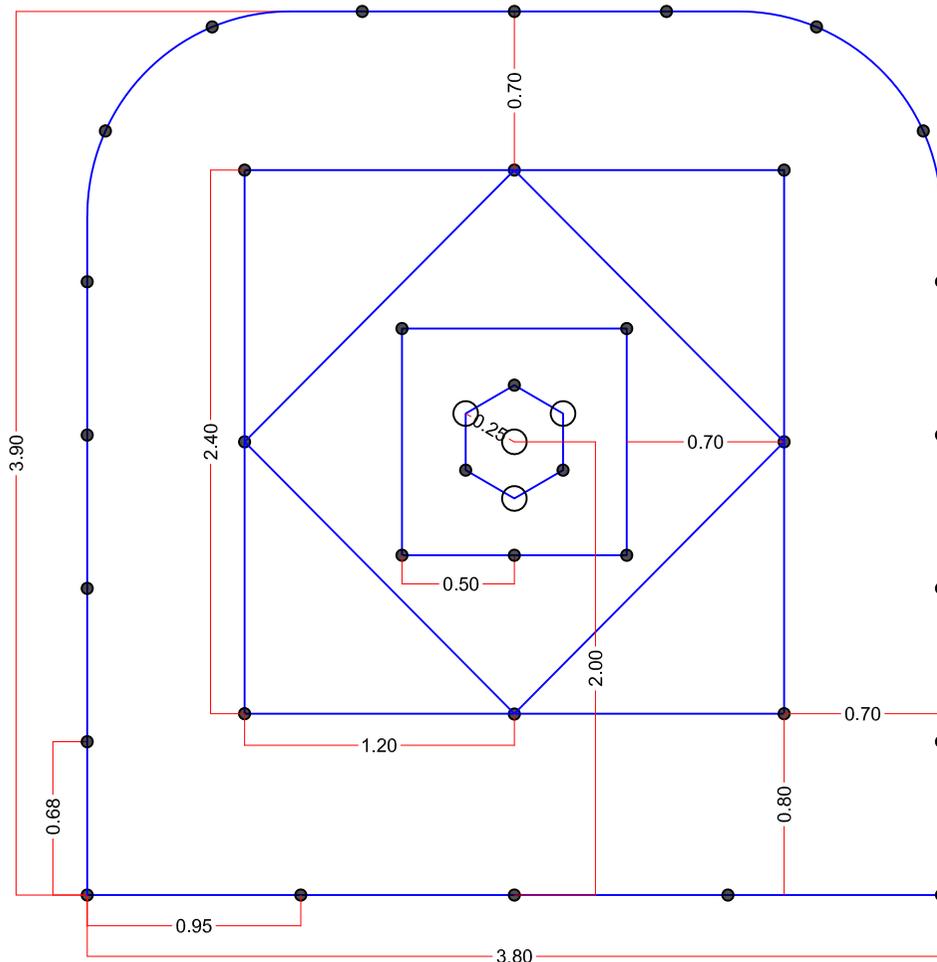
CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris

RMR: 16 - 30

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros



Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	8.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.26 Kg/Tal
Cuadradores	0 tal			0.00 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal			0.00 Kg/Tal
Contorno	15 tal	1.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.27 Kg/Tal
Arrastres	5 tal	10.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.72 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total: 40 tal, 58.0 Kg

Factor de Carga x m3: 1.25 Kg/m3

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	50 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	157 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	15 unid	301000181
Carmex 7'		2 unid	300000260
Cordón detonante		22 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263

 <p>EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina</p>	<p>Escala: S/E</p>	
<p>Dibujó:</p> <p>Revisado:</p> <p>Aprobado:</p>	<p>MALLA DE PERFORACION SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"</p>	<p>Agosto - 2008</p> <p>Plano: N°</p>

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 4 x 4 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris

RMR: 16 - 30

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	0 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	
Contorno	15 tal	7 PL, 8 PL
Arrastres	5 tal	9 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	40 tal	

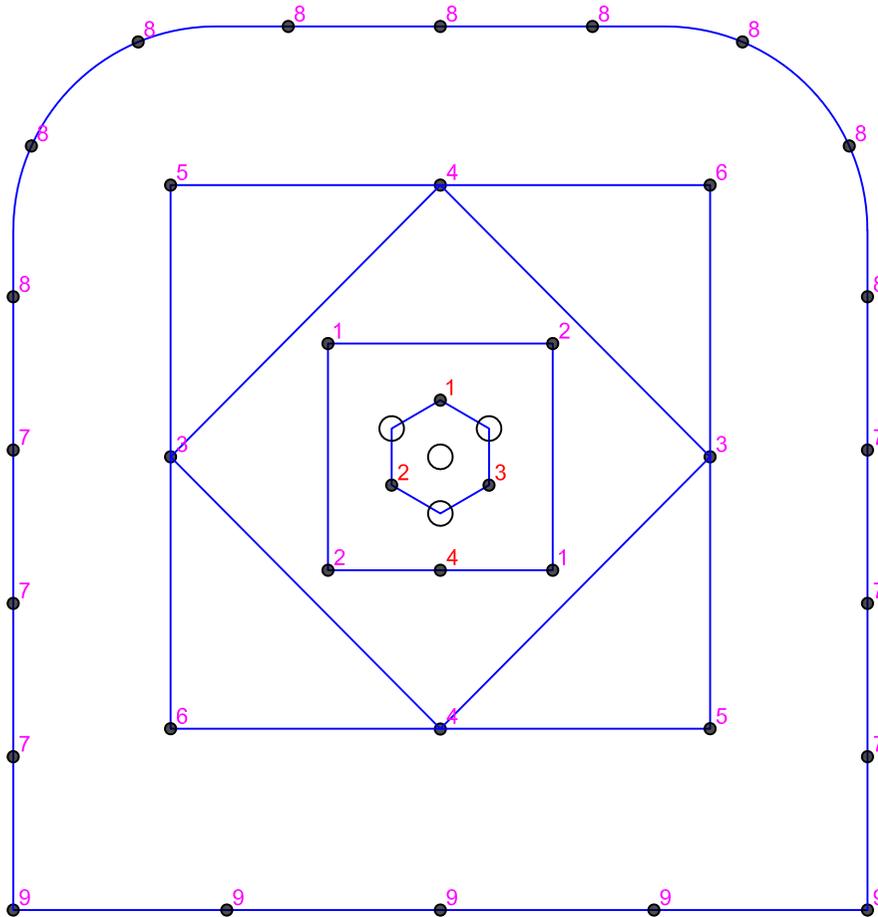
Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC): 4 Unid.
 Periodo Largo (PL): 32 Unid.
Total Retardos: 36 Unid.

Código SAP

300000181

300000221



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujó:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 3 x 3

TIPO DE ROCA: "MUY MALA"

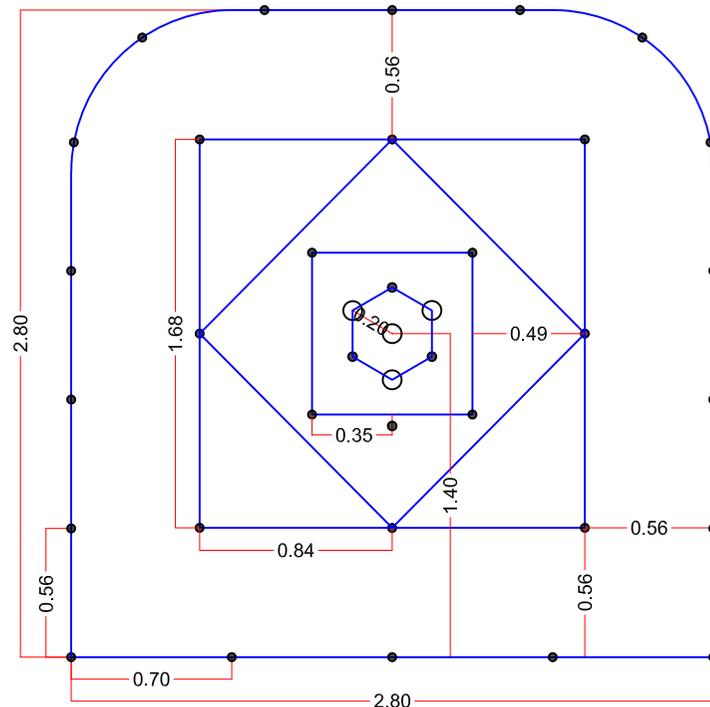
CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris

RMR: 16 - 30

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros



Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	6.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.60 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	5.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.33 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	4.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.20 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	4.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.06 Kg/Tal
Cuadradores	0 tal			0.00 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal			0.00 Kg/Tal
Contorno	13 tal	1.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.27 Kg/Tal
Arrastres	4 tal	6.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.63 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total: 37 tal, 33.0 Kg

Factor de Carga x m3: 1.26 Kg/m3

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	24 cart
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	91 cart
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart
Famecorte P40	0.175	13 unid
Carmex 7'		2 unid
Cordón detonante		18 m
Mecha rápida		0.2 m

Código SAP

301000731
301000654
301000340
301000181
300000260
300000056
300000263

	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujó:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 3 x 3 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Gris

RMR: 16 - 30

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

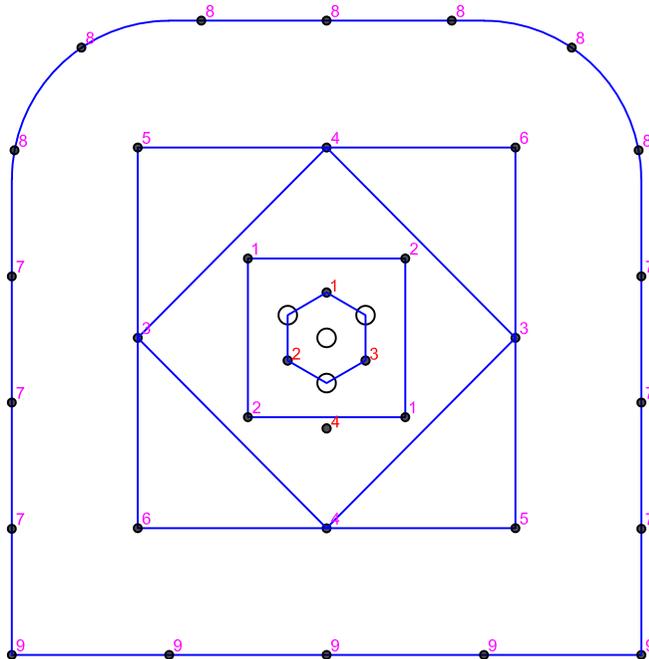
Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	0 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	
Contorno	13 tal	7 PL, 8 PL
Arrastres	4 tal	9 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	37 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC): 4 Unid.
 Periodo Largo (PL): 29 Unid.
Total Retardos: 33 Unid.

Código SAP
 300000181
 300000221



	EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina	Escala: S/E
Dibujó:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "MUY MALA"	Agosto - 2008
Revisado:		Plano: N°
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 4.5 x 4

TIPO DE ROCA: "MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Roja

RMR: 30 - 40

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

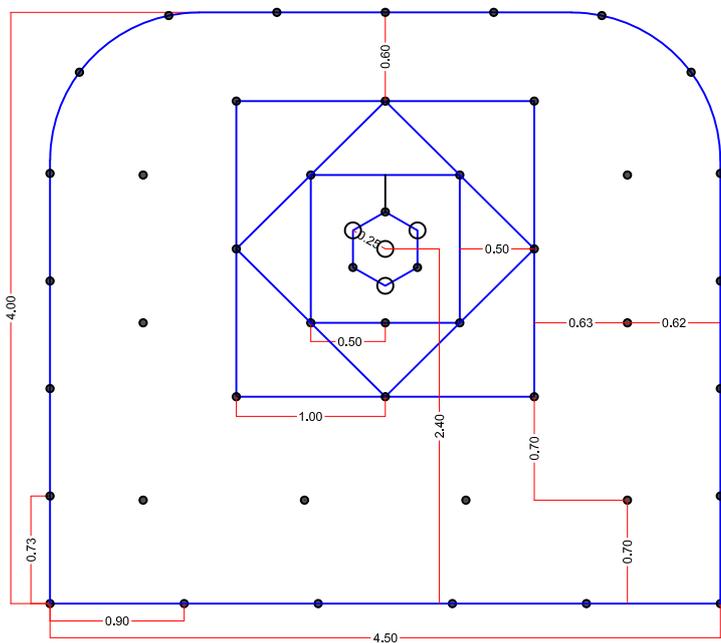
Distribución de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.17 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	8.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.26 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Cuadradores	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Ay. Arrastres	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Contorno	15 tal	1.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.40 Kg/Tal
Arrastres	6 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total:	49 tal	73.1 Kg
Factor de Carga x m3	1.40 Kg/m3	

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	122 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	141 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	15 unid	301000181
Carmex 7"		2 unid	300000260
Cordón detonante		25 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263



 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 5:1
Escala:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MALA"	Año: 2008
Fecha:		Página: 1

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 4.5 x 4

TIPO DE ROCA: "REGULAR"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Arenisca, Conglomerado

RMR: 40 - 50

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

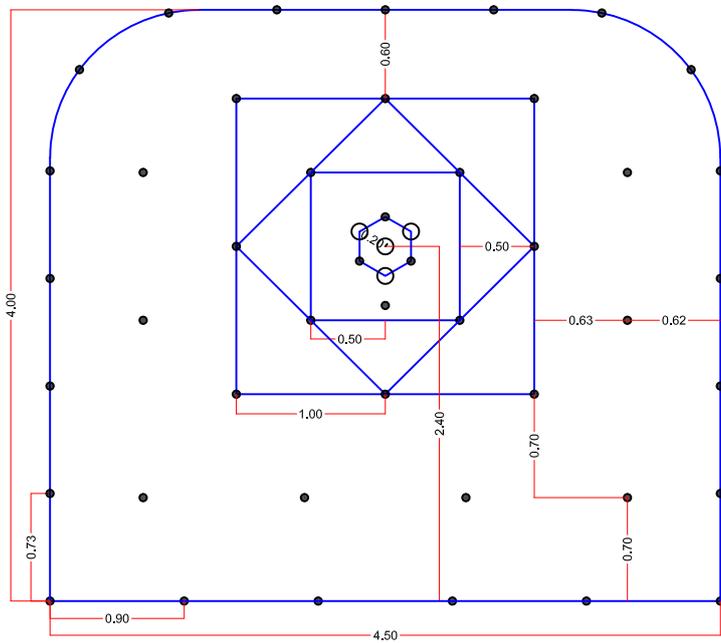
Distribución de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	10.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.72 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	8.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.17 Kg/Tal
Cuadradores	4 tal	8.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.17 Kg/Tal
Ay. Arrastres	4 tal	7.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.90 Kg/Tal
Contorno	15 tal	2.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.53 Kg/Tal
Arrastres	6 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total:	49 tal	80.7 Kg
Factor de Carga x m3	1.55 Kg/m3	

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	258 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	30 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	15 unid	301000181
Carmex 7"		2 unid	300000260
Cordón detonante		25 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263



 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 5:1
Escala:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "REGULAR"	Año: 2008
Fecha:		Página: 1

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Roja

RMR: 30 - 40

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

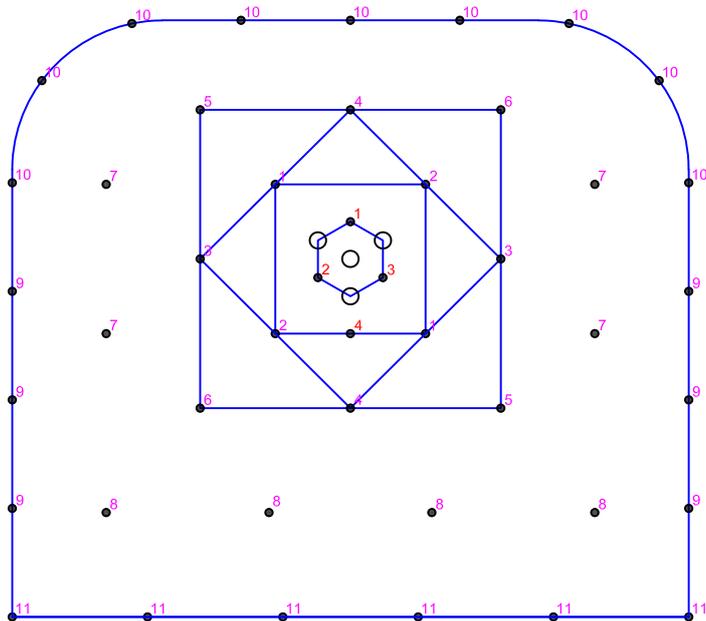
Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	4 tal	7 PL
Ay. Arrastres	4 tal	8 PL
Contorno	15 tal	9 PL, 10 PL
Arrastres	6 tal	11 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	49 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	4 Unid.	Código SAP 300000181
Periodo Largo (PL):	41 Unid.	300000221
Total Retardos:	45 Unid.	

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 0/0
Título:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "MALA"	Aprobó: 2008
Revisó:		Ejecutó:
Aprobó:		Ejecutó:



AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "REGULAR"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Arenisca, Conglomerado

RMR: 40 - 50

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

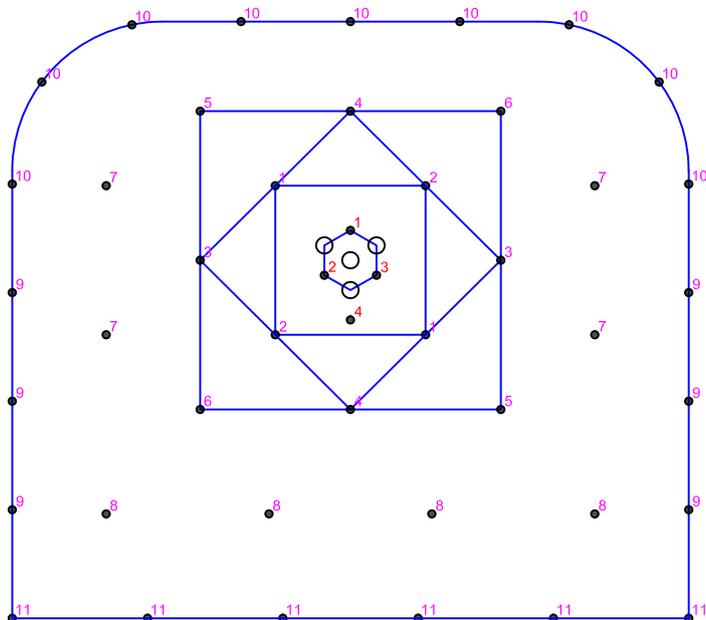
Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	4 tal	7 PL
Ay. Arrastres	4 tal	8 PL
Contorno	15 tal	9 PL, 10 PL
Arrastres	6 tal	11 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	49 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	4 Unid.	Código SAP 300000181
Periodo Largo (PL):	41 Unid.	300000221
Total Retardos:	45 Unid.	

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 0/0
Título:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4.5 x 4 TIPO DE ROCA: "REGULAR"	Aprobó: 2008
Revisó:		Ejecutó:
Aprobó:		Ejecutó:



AVANCE LINEAL

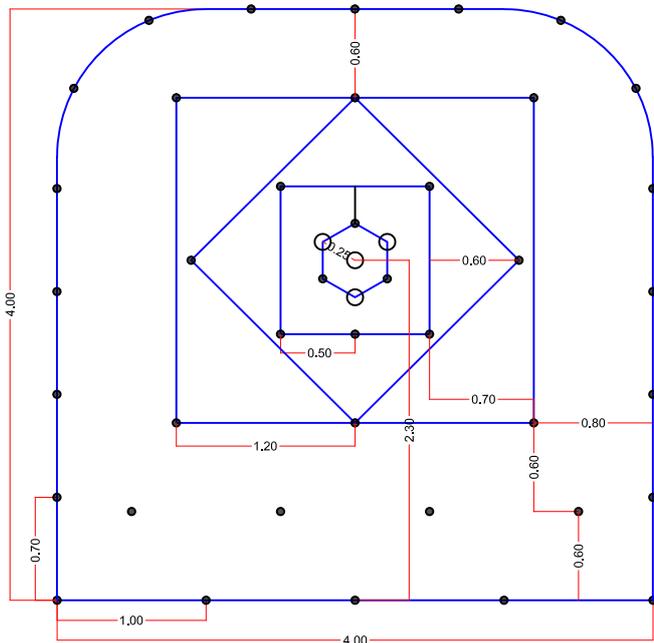
MALLA DE PERFORACION SECCION 4 x 4

TIPO DE ROCA: "MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA
 Tipo de Roca: Marga Roja
 RMR: 30 - 40

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros



Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	9.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	2.39 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Cuadradores	0 tal			0.00 Kg/Tal
Ay. Arrastres	4 tal	7.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.86 Kg/Tal
Contorno	15 tal	1.5 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.40 Kg/Tal
Arrastres	5 tal	9.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.45 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total:	44 tal	64.9 Kg
Factor de Carga x m3	1.40 Kg/m3	

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	117 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	115 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	15 unid	301000181
Carmex 7"		2 unid	300000260
Cordón detonante		22 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 5:1
Edición: Revisión: Aprobación:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "MALA"	Agosto - 2008 Página 11

AVANCE LINEAL

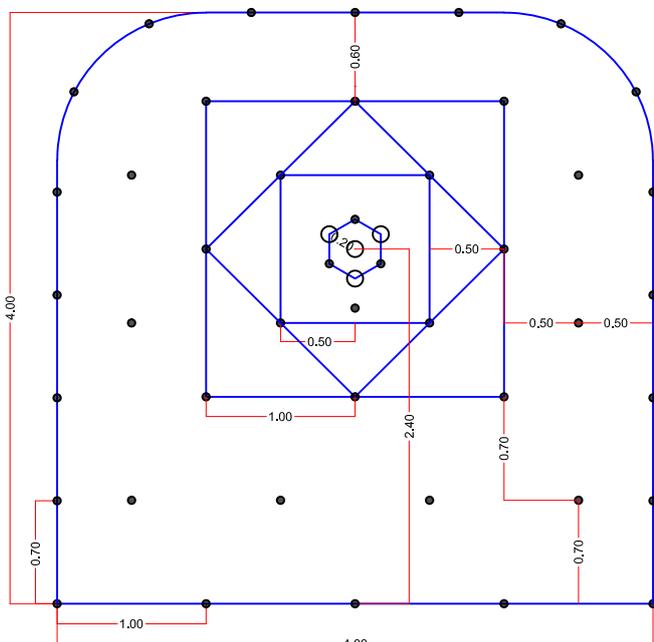
MALLA DE PERFORACION SECCION 4 x 4

TIPO DE ROCA: "REGULAR"

CLASIFICACION GEOMECANICA
 Tipo de Roca: Arenisca, Conglomerado
 RMR: 40 - 50

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso

Distribución de Taladros



Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal			
Arranque	4 tal	9.5 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.58 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal	7.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.90 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal	7.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.90 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal	7.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.90 Kg/Tal
Cuadradores	4 tal	7.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.90 Kg/Tal
Ay. Arrastres	4 tal	6.5 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.77 Kg/Tal
Contorno	15 tal	2.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.53 Kg/Tal
Arrastres	5 tal	10.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.72 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal			

Total:	48 tal	72.0 Kg
Factor de Carga x m3	1.55 Kg/m3	

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	226 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	30 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	15 unid	301000181
Carmex 7"		2 unid	300000260
Cordón detonante		22 m	300000056
Mecha rápida		0.2 m	300000263

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 5:1
Edición: Revisión: Aprobación:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "REGULAR"	Agosto - 2008 Página 11

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

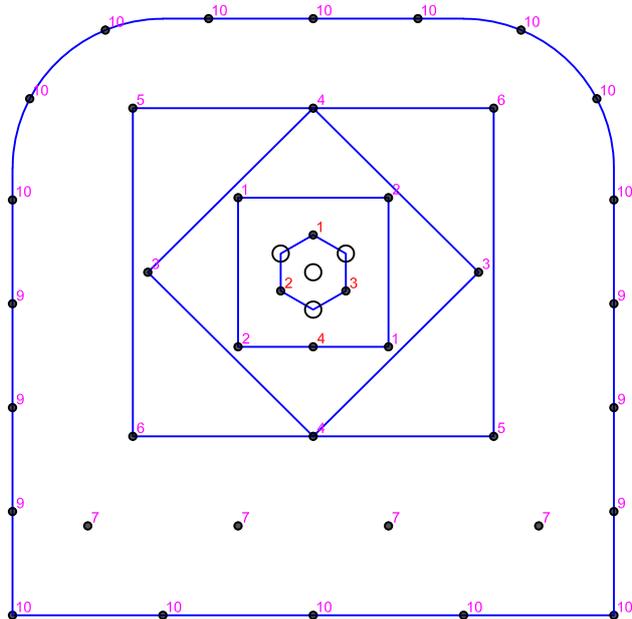
SECCION 4 x 4 TIPO DE ROCA: "MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Roja

RMR: 30 - 40

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso



Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	0 tal	
Ay. Arrastres	4 tal	7 PL
Contorno	15 tal	8 PL, 9 PL
Arrastres	5 tal	10 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	44 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC): 4 Unid.
 Periodo Largo (PL): 36 Unid.
 Total Retardos: **40 Unid.**

Código SAP
 300000181
 300000221

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 0/0
Título:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "MALA"	Aprobó: 2008
Revisó:		Ejecutó:
Aprobó:		Ejecutó:

AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

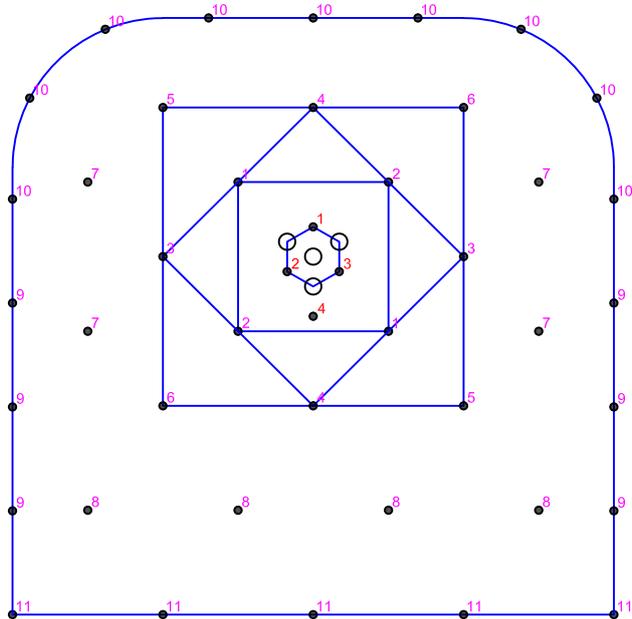
SECCION 4 x 4 TIPO DE ROCA: "REGULAR"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Arenisca, Conglomerado

RMR: 40 - 50

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso



Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	4 tal	7 PL
Ay. Arrastres	4 tal	8 PL
Contorno	15 tal	9 PL, 10 PL
Arrastres	5 tal	11 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	48 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC): 4 Unid.
 Periodo Largo (PL): 40 Unid.
 Total Retardos: **44 Unid.**

Código SAP
 300000181
 300000221

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 0/0
Título:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 4 x 4 TIPO DE ROCA: "REGULAR"	Aprobó: 2008
Revisó:		Ejecutó:
Aprobó:		Ejecutó:

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 3 x 3

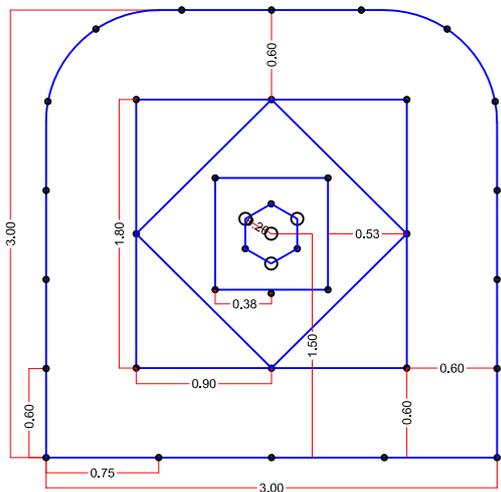
TIPO DE ROCA: "MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Marga Roja

RMR: 30 - 40

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso



Distribución de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal.			
Arranque	4 tal.	6.5 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.77 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal.	5.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.36 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal.	5.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.33 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal.	5.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	1.33 Kg/Tal
Cuadradores	0 tal.			0.00 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal.			0.00 Kg/Tal
Contorno	13 tal.	1.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.27 Kg/Tal
Arrastres	4 tal.	7.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.90 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal.			
Total:	37 tal.	36.5 Kg		

Factor de Carga x m3 **1.40 Kg/m3**

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	74 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	53 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	13 unid	301000181
Carmex 7"		2 unid	300000260
Cordón detonante		18 m	300000556
Mecha rápida		0.2 m	300000263

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: 0/1
Título:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "MALA"	Aprobó: 2008
Revisado:		Plano: 1/1
Aprobado:		

AVANCE LINEAL

MALLA DE PERFORACION SECCION 3 x 3

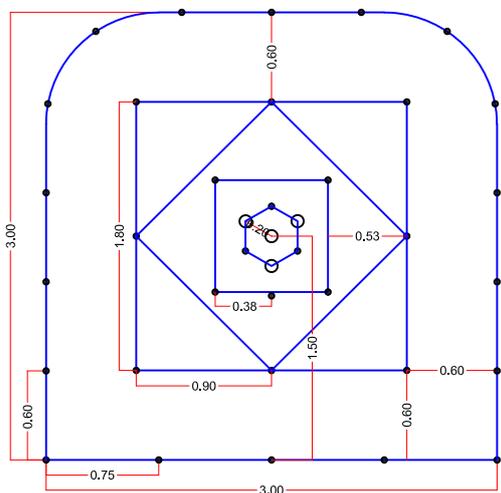
TIPO DE ROCA: "REGULAR"

CLASIFICACION GEOMECANICA

Tipo de Roca: Arenisca, Conglomerado

RMR: 40 - 50

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso



Distribución de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	# Cart.	Explosivo	Kg/Taladro
Tal. de Salida	4 tal.			
Arranque	4 tal.	8.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.17 Kg/Tal
1 Ay. Arranque	4 tal.	6.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.63 Kg/Tal
2 Ay. Arranque	4 tal.	5.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.36 Kg/Tal
3 Ay. Arranque	4 tal.	5.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	1.36 Kg/Tal
Cuadradores	0 tal.			0.00 Kg/Tal
Ay. Arrastres	0 tal.			0.00 Kg/Tal
Contorno	13 tal.	1.0 cart	Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.27 Kg/Tal
Arrastres	4 tal.	8.0 cart	Emulnor 3000 1 1/4 x 12	2.17 Kg/Tal
Tal. de Alivio	0 tal.			
Total:	37 tal.	40.5 Kg		

Factor de Carga x m3 **1.55 Kg/m3**

Requerimiento de Explosivo:

	Kg/cart	Total cart.	Código SAP
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	0.272	128 cart	301000731
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	0.266	13 cart	301000654
Semexsa 65% 1 1/8 x12	0.208	0 cart	301000340
Famecorte P40	0.175	13 unid	301000181
Carmex 7"		2 unid	300000260
Cordón detonante		18 m	300000556
Mecha rápida		0.2 m	300000263

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala: 0/1
Título:	MALLA DE PERFORACION SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "REGULAR"	Aprobó: 2008
Revisado:		Plano: 1/1
Aprobado:		

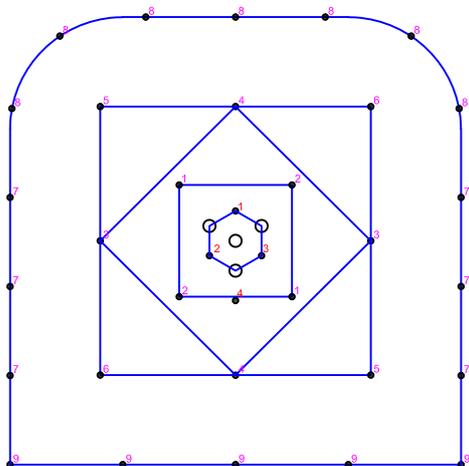
AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 3 x 3 TIPO DE ROCA: "MALA"

CLASIFICACION GEOMECANICA
 Tipo de Roca: Marga Roja
 RMR: 30 - 40

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso



Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	0 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	
Contorno	13 tal	7 PL, 8 PL
Arrastres	4 tal	9 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	37 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	4 Unid.	Código SAP 300000181
Periodo Largo (PL):	29 Unid.	300000221
Total Retardos:	33 Unid.	

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 0/0
Título:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "MALA"	Aprobó: 2008
Revisó:		Plano: 0/0
Aprobó:		

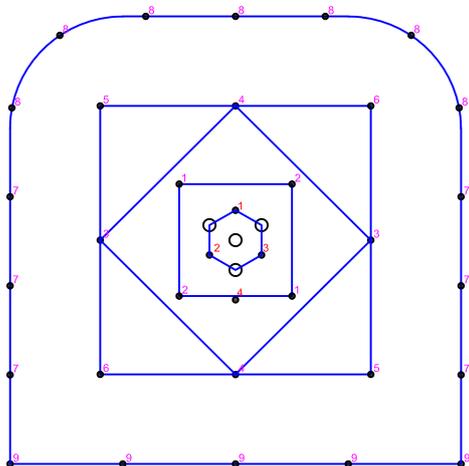
AVANCE LINEAL

MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO

SECCION 3 x 3 TIPO DE ROCA: "REGULAR"

CLASIFICACION GEOMECANICA
 Tipo de Roca: Arenisca, Conglomerado
 RMR: 40 - 50

Tipo de labor: Rampa, Galería, Crucero, Acceso



Secuenciamiento de Taladros

Tipo de taladro	# de Tal.	Secuencia de Salida
Tal. de Salida	4 tal	
Arranque	4 tal	1 PC, 2 PC, 3 PC, 4 PC
1 Ay. Arranque	4 tal	1 PL, 2 PL
2 Ay. Arranque	4 tal	3 PL, 4 PL
3 Ay. Arranque	4 tal	5 PL, 6 PL
Cuadradores	0 tal	
Ay. Arrastres	0 tal	
Contorno	13 tal	7 PL, 8 PL
Arrastres	4 tal	9 PL
Tal. de Alivio	0 tal	
Total:	37 tal	

Requerimiento de Retardos:

Periodo Corto (PC):	4 Unid.	Código SAP 300000181
Periodo Largo (PL):	29 Unid.	300000221
Total Retardos:	33 Unid.	

 EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. UNIDAD ANIMON Departamento de Mina		Escala 0/0
Título:	MALLA DE SECUENCIA DEL DISPARO SECCION: 3 x 3 TIPO DE ROCA: "REGULAR"	Aprobó: 2008
Revisó:		Plano: 0/0
Aprobó:		

CAPITULO VII

ANÁLISIS DE COSTOS

El objetivo principal de este escrito es finalmente la reducción de COSTOS en la actividad de perforación y voladura, que por consecuencia repercute notablemente en las demás actividades como; TRANSPORTE, SOSTENIMIENTO y la SOBREDILUCION.

Actualmente se manejan los siguientes costos:

- El costo perforación está en promedio en: 3.31 \$/t
- El costo de voladura está en promedio en: 2.65 \$/t
- El costo total de perforación y voladura suman: 5.96 \$/t
- Que representan el 17 % del costo de MINA (35.21 \$/t), y el 11% del costo total de la Unidad (54.58 \$/t).

Para efectos de cálculos de los costos que vamos a ver a continuación, hacemos las siguientes consideraciones:

- Producción de mineral mensual: 100,000 t.
- Avance de labores lineales mensual: 1,300 m

Cuadro 26 – Costos Chungar 2008 (\$/t)

		Ene-08	Feb-08	Mar-08	Abr-08	May-08	Jun-08	Jul-08	Ago-08	Sep-08	Oct-08	Nov-08	Dic-08	PROM
Mina	1. Perforación	3.22	2.86	2.99	3.20	3.39	3.33	3.16	3.42	3.51	3.07	4.27	3.27	3.31
	2. Voladura	2.49	2.51	2.16	2.33	2.25	2.52	2.72	3.26	2.88	2.66	3.03	3.02	2.65
	3. Acarreo	6.62	6.88	7.72	6.67	7.41	7.88	6.64	6.73	7.02	6.69	7.17	6.47	6.99
	4. Sostenimiento	12.15	11.79	12.07	10.38	11.06	12.22	9.87	9.52	10.40	10.30	12.45	9.41	10.97
	5. Relleno	1.78	1.59	1.73	1.22	1.67	1.25	1.49	1.29	1.51	1.82	2.34	1.49	1.60
	6. Servicios Mina	6.65	7.16	9.45	7.59	7.12	7.14	6.71	6.03	7.54	7.23	7.87	6.93	7.29
	7. Transporte Mina	2.13	2.02	2.41	2.00	2.02	2.52	2.19	2.91	3.11	2.40	2.76	2.43	2.41
TOTAL Mina		35.04	34.82	38.55	33.39	34.92	36.87	32.78	33.16	35.96	34.17	39.88	33.02	35.21
Planta Concentradora	1. Recep. y Chancado	0.70	0.70	1.07	1.13	1.13	0.29	0.54	0.37	0.68	0.86	0.76	0.57	0.73
	2. Molienda	0.59	0.61	1.11	0.89	1.24	1.33	0.78	0.86	0.92	1.41	1.99	1.02	1.06
	3. Flotación	0.95	1.03	1.75	1.23	2.62	1.45	1.26	0.97	1.73	1.53	1.60	1.14	1.44
	4. Espesamiento	0.06	0.18	0.15	0.12	0.12	0.04	0.16	0.26	0.12	0.15	0.15	0.18	0.14
	5. Filtrado	0.04	0.10	0.10	0.06	0.08	0.06	0.07	0.06	0.07	0.07	0.06	0.10	0.07
	6. Carguío y Despacho	0.03	0.03	0.05	0.05	0.04	0.04	0.04	0.04	0.03	0.03	0.90	0.05	0.07
	7. Servicios Planta	0.55	0.70	0.81	1.07	0.51	0.77	0.92	1.03	0.70	0.94	0.80	0.85	0.80
TOTAL Planta Concentradora		2.91	3.36	5.04	4.56	5.73	3.99	3.77	3.60	4.27	5.84	5.40	3.93	4.37
Energia	1. Generación & Compra	4.03	3.67	4.00	4.16	3.94	4.46	5.12	4.51	5.12	3.01	3.22	1.91	3.93
	2. CC HH Baños	0.01	0.03	0.03	0.09	0.06	0.08	0.06	0.07	0.04	0.05	0.16	0.10	0.07
	3. CC HH Chicrin	0.01	0.01	0.01	0.01	0.18	0.23	0.11	0.51	0.05	0.06	0.08	0.03	0.11
	4. CC HH San José	0.27	0.11	0.11	0.17	0.07	0.08	0.06	0.11	0.14	0.13	0.06	0.02	0.11
TOTAL Energia		4.31	3.83	4.16	4.44	4.25	4.85	5.36	5.20	5.34	3.25	3.52	2.06	4.21
Taller	1. Taller Mecánico	1.88	2.04	2.67	2.50	1.89	1.91	2.03	1.93	1.94	2.25	2.09	1.80	2.08
	2. Taller Eléctrico	0.36	0.49	0.60	0.63	0.46	0.44	0.51	0.53	0.49	0.48	0.44	0.56	0.50
	3. Supervisión	0.18	0.32	0.38	0.36	0.30	0.31	0.30	0.27	0.27	0.27	0.25	0.21	0.28
TOTAL Taller		2.43	2.85	3.64	3.49	2.65	2.66	2.83	2.74	2.71	3.01	2.77	2.56	2.86
Administración	1. Plan / Proy / Geomec / Geolog	1.55	1.93	2.09	2.13	1.79	1.68	1.60	1.49	1.40	1.51	1.47	1.45	1.67
	2. Superintendencia General	2.05	2.92	8.01	5.38	3.46	3.11	2.70	2.61	2.35	2.57	2.70	1.96	3.32
	3. Seguridad / Medio Ambiente	0.56	1.01	1.22	1.11	2.06	1.67	1.62	1.45	1.35	1.49	1.51	1.65	1.39
	4. Recursos Humanos	0.73	1.31	1.64	1.55	1.53	0.93	1.00	1.37	1.38	1.48	2.68	2.95	1.55
TOTAL Administración		4.89	7.17	12.96	10.16	8.84	7.39	6.92	6.92	6.48	7.05	8.35	8.01	7.93
TOTAL EACH		49.57	52.02	64.34	56.04	56.40	55.75	51.66	51.63	54.76	53.32	59.93	49.59	54.58

7.1.VOLADURA

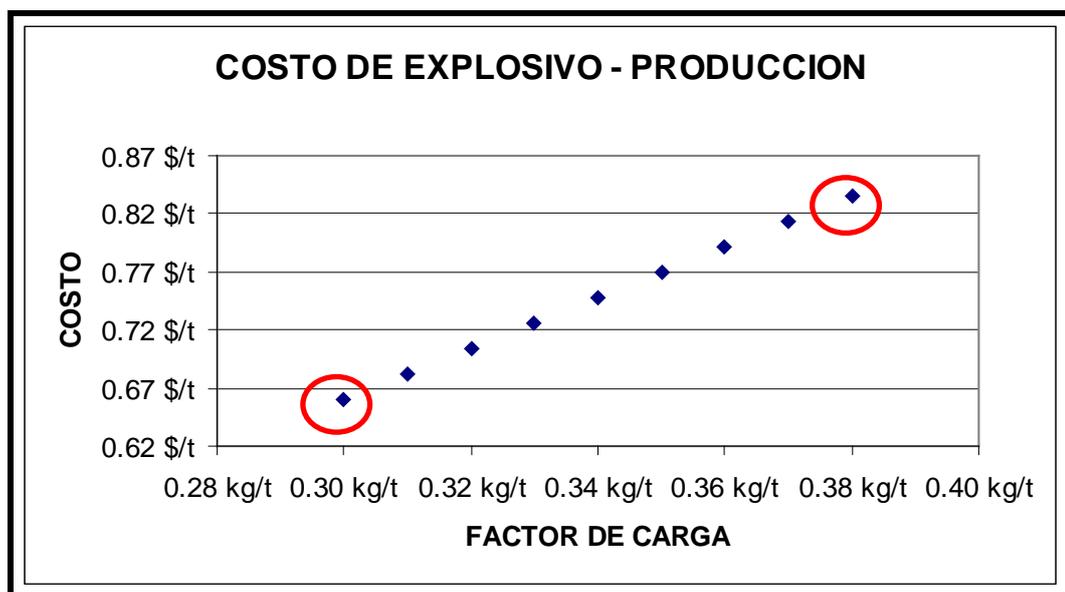
El costo de explosivo en la Producción de Mineral presenta un ahorro debido a la variación del factor de carga, llevado de 0.38 kg/t (actualmente) a 0.30 kg/t (estandarización).

Conseguimos un ahorro de 0.18 \$/t.

**Tabla 11: Factor de carga vs Costo
(voladura - producción)**

F. Carga	Costo
0.30 kg/t	0.66 \$/t
0.31 kg/t	0.68 \$/t
0.32 kg/t	0.70 \$/t
0.33 kg/t	0.73 \$/t
0.34 kg/t	0.75 \$/t
0.35 kg/t	0.77 \$/t
0.36 kg/t	0.79 \$/t
0.37 kg/t	0.81 \$/t
0.38 kg/t	0.84 \$/t

**Grafico 2: Factor de carga vs Costo
(voladura - producción)**



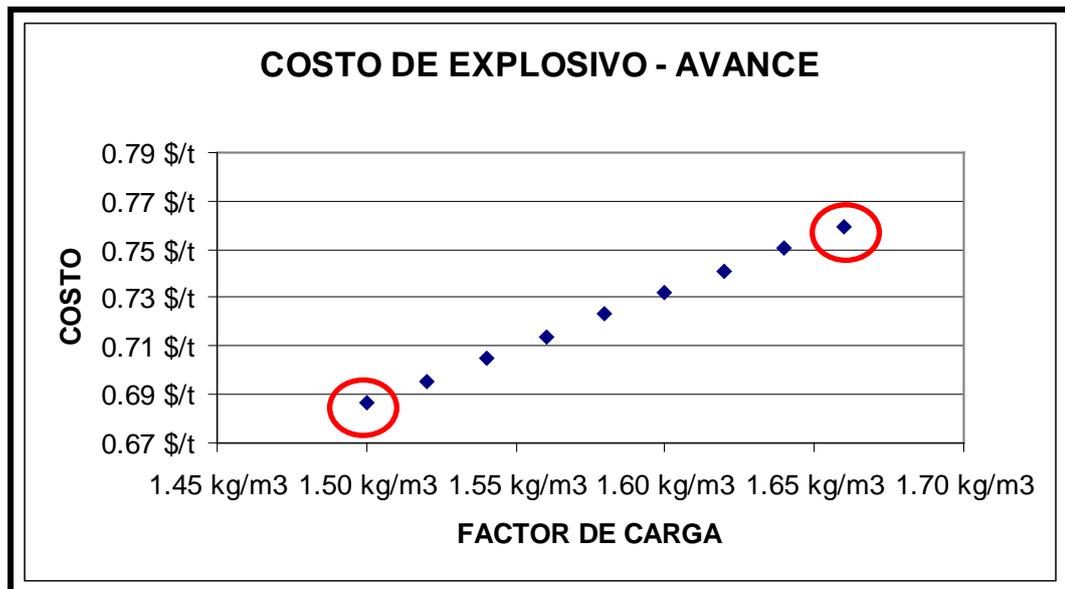
El costo de explosivo en el Avance de labores lineares presenta un ahorro debido a la variación del factor de carga, llevado de 1.66 kg/m³ (actualmente) a 1.50 kg/m³ (estandarización).

Conseguimos un ahorro de 0.07 \$/t.

Tabla 12: Factor de carga vs Costo (voladura - avances)

F. Carga	Costo
1.50 kg/m ³	0.69 \$/t
1.52 kg/m ³	0.70 \$/t
1.54 kg/m ³	0.70 \$/t
1.56 kg/m ³	0.71 \$/t
1.58 kg/m ³	0.72 \$/t
1.60 kg/m ³	0.73 \$/t
1.62 kg/m ³	0.74 \$/t
1.64 kg/m ³	0.75 \$/t
1.66 kg/m ³	0.76 \$/t

Grafico 3: Factor de carga vs Costo (voladura - avances)



7.2. ACARREO Y TRANSPORTE

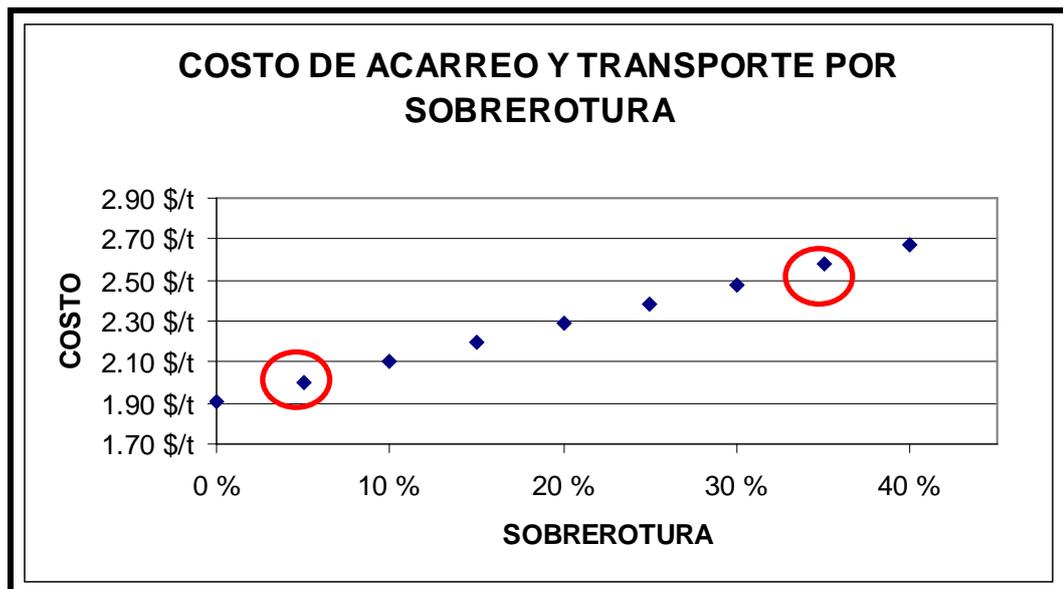
El costo de Acarreo y Transporte de desmote presenta un ahorro debido a la variación de la sobrerotura, llevado de 35 % (actualmente) a 5 % (estandarización).

Conseguimos un ahorro de 0.57 \$/t.

Tabla 13: Sobrerotura vs Costo (acarreo y transporte)

Sobrerotura	Costo
0 %	1.91 \$/t
5 %	2.00 \$/t
10 %	2.10 \$/t
15 %	2.19 \$/t
20 %	2.29 \$/t
25 %	2.39 \$/t
30 %	2.48 \$/t
35 %	2.58 \$/t
40 %	2.67 \$/t

Grafico 4: Sobrerotura vs Costo (acarreo y transporte)



7.3.SOSTENIMIENTO

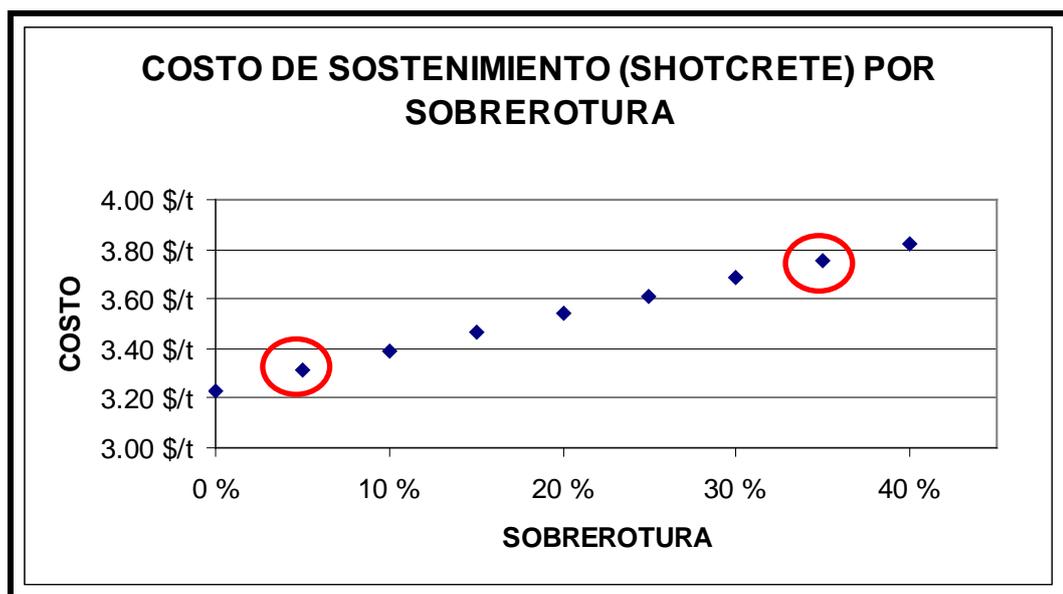
El costo de Sostenimiento en shotcrete por sobrerotura en labores lineales presenta un ahorro debido a la variación de la sobrerotura, llevado de 35 % (actualmente) a 5 % (estandarización).

Conseguimos un ahorro de 0.44 \$/t.

Tabla 14: Sobrerotura vs Costo (sostenimiento)

Sobrerotura	Costo
0 %	3.23 \$/t
5 %	3.31 \$/t
10 %	3.39 \$/t
15 %	3.47 \$/t
20 %	3.54 \$/t
25 %	3.61 \$/t
30 %	3.69 \$/t
35 %	3.76 \$/t
40 %	3.82 \$/t

Grafico 5: Sobrerotura vs Costo (acarreo y transporte)



7.4. SOBREDILUCIÓN

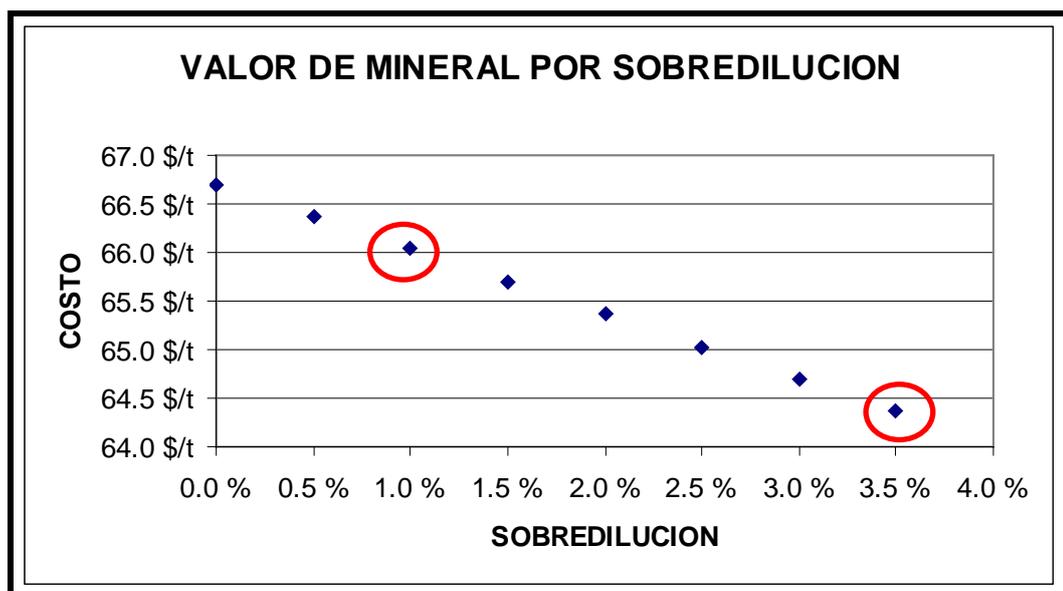
El Valor de Mineral en los tajos de producción presenta un incremento debido a la variación de la sobredilución, llevado de 3.5 % (actualmente) a 1.0 % (estandarización).

Incrementamos el valor de mineral en 1.67 \$/t.

Tabla 15: Sobredilución vs Costo

Sobredilución	Verdadero VM
0.0 %	66.7 \$/t
0.5 %	66.4 \$/t
1.0 %	66.0 \$/t
1.5 %	65.7 \$/t
2.0 %	65.4 \$/t
2.5 %	65.0 \$/t
3.0 %	64.7 \$/t
3.5 %	64.4 \$/t

Grafico 6: Sobredilución vs Costo



CAPITULO VIII

IMPLEMENTACIÓN DE MALLAS ESTANDAR DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

La implementación de las mallas de perforación y voladura se llevo al cabo en un tiempo aproximado de 10 meses, donde se utilizaron diversas maneras de llegar al personal, que entiendan el cambio de la forma en que ellos trabajaban y los beneficios que traería la estandarización del proceso de perforación y voladura.

Se aplicó lo siguiente metodología para implementar la estandarización:

- Capacitaciones constantes y progresivas sobre el cambio del proceso de la perforación y voladura a todos los trabajadores involucrados directamente.

- Estas capacitaciones se difundieron en todo nivel (superintendencia de mina, jefes de zona, jefes de guardia, residentes de empresas especializadas, el área de planeamiento, el área de geomecánica, el área de geología).
- Entrega de cartillas de información, especificando los detalles de las mallas estándar.
- Seguimiento in situ en el cumplimiento de los estándares.
- El compromiso de la Compañía y las Empresas Especializadas es muy importante para dar lugar al cambio.

CONCLUSIONES

1. Se mejoran los factores de carga en:
 - En producción: de 0.38 kg/t a 0.30 kg/t
 - En avances: de 1.66 kg/m³ a 1.50 kg/m³
2. Se disminuye la sobrerotura de 35 % a 5 %.
3. Se disminuye la sobredilución de 3.5 % a 1.0 %.
4. Los ahorros generados por implementar los estándares de perforación y voladura son:
 - El ahorro en voladura de producción es de 0.18 \$/t.
 - El ahorro en voladura de avances es de 0.07 \$/t.
 - El ahorro en acarreo y transporte es de 0.57 \$/t.

- El ahorro en sostenimiento es de 0.44 \$/t.

Esto hace una suma en ahorro de 1.26 \$/t, y se traduce en 126,000 \$ mensuales de ahorro.

Y a su vez se produce un incremento de 1.67\$/t en el valor del mineral por la disminución de sobredilución. Que se traducen 167,000 \$ de beneficio mensual para la Empresa.

5. El ahorro en el costo directo en la actividad de perforación y voladura es de 0.25 \$/t, pero tenemos que el mayor impacto se reflejan en las demás actividades como acarreo, transporte, sostenimiento y el control de la sobredilución (2.68 \$/t).

6. Según las mallas estándar los factores deberían ser los siguientes:

- Para breasting: 0.26 kg/t
- Para Frentes:
 - Roca regular: 1.55 kg/m³
 - Roca mala: 1.40 kg/m³
 - Roca muy mala: 1.25 kg/m³
 - Roca extremadamente mala: 1.01 kg/m³

7. La estandarización de la mallas de perforación y voladura hacen que los operadores de los jumbos electrohidráulicos sigan patrones de perforación y los cargadores obtengan el explosivo y los

accesorios exactos para cada frente de perforación, eliminando así las improvisaciones que se observaban.

8. Se concluye que la estandarización de mallas de perforación y voladura es una muy buena alternativa de mejora para minimizar los costos para Chungar.

RECOMENDACIONES

1. Limpiar bien el piso y descubrir la cara libre según sea el caso para los frentes de perforación.
2. Pintar la gradiente/razante y dirección de los frentes a perforar.
3. Se deben pintar la malla de perforación ubicando cada uno de los taladros antes que ingrese el jumbo electrohidráulico.
4. Para controlar el paralelismo de los taladros todas las labores deben de contar con 6 guidores como mínimo.
5. Todos los jumbos sin excepción deben de tener sistema de barrido para mejorar la limpieza de los taladros.
6. Instalar los tubos de PVC para los taladros donde se observa inestabilidad de los mismos.

7. Logística debe abastecer a tiempo la cantidad y variedad de explosivos y accesorios de voladura.
8. Otra alternativa y muy importante para reducir el factor de potencia es utilizar los tacos de arcilla.
9. El compromiso y la disposición para el cambio por parte de la Compañía y las Empresas Especializadas juega un papel importante para lograr los estándares en Chungar.

BIBLIOGRAFÍA

1. Carlos Agreda, Curso de Modelización Matemática de la Voladura de Rocas.- UNI, 1993.
2. C. López Jimeno.-Manual de Perforación y Voladura.- Graficas Arias Montano S.A. Madrid.- 2003.
3. C. López Jimeno.- Manual de Túneles y Obras Subterráneas.-Gráficas Arias Montano S.A. Madrid.- 1996.
4. Sc. E. Hoek, Ph. D. E. T. Brown. Excavaciones Subterráneas en Roca. London University Profesor of Rock Mechanics.
5. EXSA.- Manual de Voladura.- Edición especial.- 2003