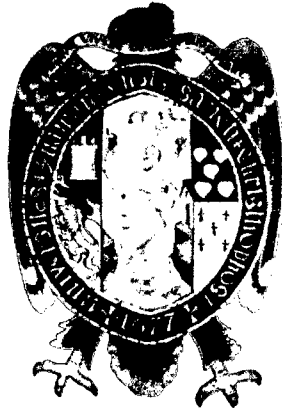


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“ MEJORAMIENTO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA EN
RAMPAS Y GALERIAS DE LA UNIDAD MINERA CHUNGAR CIA MINERA
VOLCAN S.A.A ”**

Presentado Por:

Bach. RIVEROS SULCA, Arturo

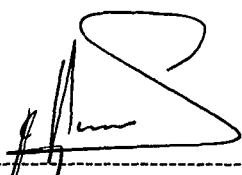
PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

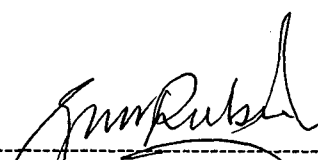
Ayacucho, Junio de 2017

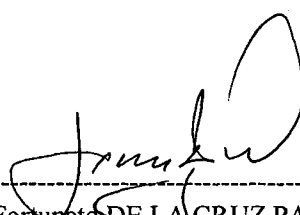
**“MEJORAMIENTO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN RAMPAS
Y GALERIAS DE LA UNIDAD MINERA CHUNGAR CIA MINERA VOLCAN S.A.A.”**

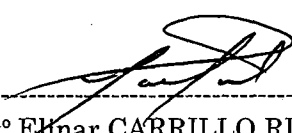
RECOMENDADO : 07 DE JUNIO DEL 2017

APROBADO : 23 DE JUNIO DEL 2017



MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
Presidente

Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro

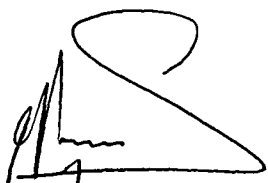
Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro

Ing° Elmar CARRILLO RIVEROS
Secretaria Docente

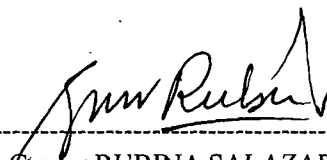
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantado el 23 de junio del 2017, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ingeniería de Minas Sr. Arturo RIVEROS SULCA, con la Tesis Titulado **“MEJORAMIENTO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN RAMPAS Y GALERIAS DE LA UNIDAD MINERA CHUNGAR CIA MINERA VOLCAN S.A.A.”**, fue calificado con la nota de **QUINCE (15)** por lo que se da la respectiva **APROBACIÓN**.

RECOMENDADO : 07 DE JUNIO DEL 2017

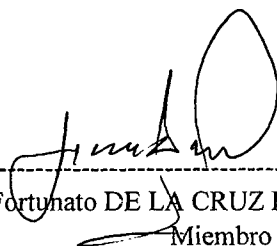
APROBADO : 23 DE JUNIO DEL 2017



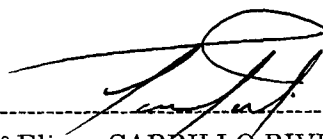
MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
Presidente



Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro



Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro



Ing° Elinar CARRILLO RIVEROS
Secretaria Docente

DEDICATORIA

Dedico esta Tesis a Mis padres y hermanos: José Leoncio Riveros Suarez, Filomena Sulca Rivera;

Walter, Elmer, Nora, Haydee, Vilma y Nelson por su confianza, sacrificio, inquebrantable apoyo y motivación permanente, que me inspiraron para alcanzar metas y objetivos concretos.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a todos los docentes de la Escuela profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, que aportaron sus conocimientos en mi bien formación académica y orientación que se constituyen en mi vida profesional.

Así mismo, mi gratitud a la Empresa Especializada SEMIGLO S.A.C. y CIA.VOLCAN S.A.A., por haberme dado la oportunidad de llevar a cabo las pruebas correspondientes para poder aplicar este proyecto de tesis dentro la unidad minera (Animón – Chungar), de la misma manera al residente Ing. Ricardo Carrión Galindo y todos los ingenieros y personal que forman parte del equipo de trabajo, me brindaron su apoyo desinteresado durante las pruebas que se llevaron a cabo y gracias a ellos he podido culminar este trabajo.

INDICE

Dedicatoria	2
Agradecimiento	3
Contenido	4
Resumen	9
Introducción	10

Capítulo I

Aspectos generales

1.1. Planteamiento del problema	11
1.1.1. Formulación de problema	11
1.2. Objetivo general y específico	12
1.3. Justificación del problema	12
1.4. Hipótesis	13
1.4.1. Hipótesis general	13
1.4.2. Hipótesis específico	13
1.5. Minería	14
1.5.1. Ubicación y accesibilidad	14
1.5.2. Clima y vegetación	17

1.6. Antecedentes de la mina	17
1.7. Recursos	18
1.7.1. Recursos naturales	18
1.8. Estructura organizacional	19
1.9. Geología	20
1.9.1. Geología regional	20
1.9.2. Geología estructural	23
1.9.2.1. Plegamiento	23
1.9.3. Geología local	25
1.10. Método de explotación	28
1.10.1. Corte y relleno ascendente mecanizado	28

CAPÍTULO II

Consideraciones técnicas para el mejoramiento de malla de perforación y voladura

2.1. Antecedentes de la investigación	31
2.1.1. Geomecánica aplicada en perforación y voladura	33
2.1.1.1. Caracterización geomecánica de Nv: 100; Rp: 100	33
2.1.1.2. Propiedades físicas y mecánicas de la roca	33
2.1.1.3. Estado de esfuerzos	35
2.1.1.3.2. Clasificación geomecánica de Bieniawski	37
2.1.1.3.2.2. Índice de la calidad de la roca – RQD.	39

2.1.1.3.2.3. Espaciamiento de juntas	40
2.1.1.3.3. Clasificación geomecánica de Barton	42
2.1.1.3.4. Clasificación de Hoek y Brown (GSI)	46
2.1.2. Caracterización geomecánica de los labores subterráneas	47
2.1.3. Evaluación geomecánica para fines de perforación y voladura	49
2.2. Marco teórico y conceptual	53
2.2.1. Marco teórico	53
2.2.2. Marco conceptual	55
2.2.1. Diseño de malla de perforación en rampas y túneles	55
2.2.1.1. Sistema de avance	55
2.2.1.2. Esquema de voladura	56
2.2.1.3. Tipos de arranque con los taladros paralelos	57
2.2.2.0. Calculo de voladuras	62
2.2.2.2. Variables de investigación	71
2.2.3.1. Análisis operacional de la constante de roca, índice y factores de voladura	78
2.3.1. Determinación de factor de seguridad en voladura subterránea	84
2.4. Análisis de fragmentación	85
El modelo Kuz – Ram	85
2.4. Análisis de costos	87
2.4.1. Rendimientos	87

2.4.1.1. Perforación	87
2.4.1.1.1. Labores de desarrollo	87
2.4.1.2. Voladura	90

TITULO III

Metodología de la investigación

3.1. Tipo de investigación	92
3.2. Diseño de investigación	92
3.3. Nivel de investigación	92
3.4. Método de investigación	93
3.5. Tamaño de muestra	94
3.6. Técnicas e instrumento para recolección de datos	94

TÍTULO IV

Análisis de resultados y discusión

4.1. Mejoramiento de perforación y voladura en la unidad minera Chungar	96
4.1.2. Análisis del problema de estudio	96
4.1.3. Aplicación del mejoramiento de la malla de perforación y voladura en la rampa (Rp: 100, Nv: 100 – profundización)	98
4.1.4. Resultados de los cálculos obtenidos	124
4.2. Situación después de la aplicación del algoritmo	125
4.2.1. Labores con una sección más controlada	125

4.2.2. Uso de guidores para controlar el paralelismo de los taladros	126
4.2.3. Implementación cojines de agua para controlar el contorno de la corona	127
4.2.4. Resultados de la voladura aplicando el algoritmo en la Rp 100	127
4.3. Resultados al aplicar el algoritmo	128
4.3.1. Análisis estadístico de minimización de fallas en voladura	128
4.3.2. Resultados obtenidos respecto a sobre/excavación	129
4.3.2. Vibraciones	130
4.3.3. Resultados sobre la seguridad	131
4.3.4. Resultados respecto al costo	132

Conclusiones

Recomendaciones

Referencia Bibliográfica

Anexos

RESUMEN

El presente trabajo titulado “Mejoramiento del Malla de Perforación y Voladura en Rampas y Galerías de la unidad Minera Chungar CIA Minera VOLCAN S.A.A”, tiene la finalidad de aplicación el algoritmo de Holmberg implicando la mayor cantidad de variables y condiciones geomecánicas.

En el diseño de voladura, las propiedades físicas, químicas y mecánicas de rocas, juegan un papel importante para determinar la geometría de la voladura, consumo específico y la regulación de tiempos de retardo en voladura.

La geología tiene incidencia en la perforación y voladura; las características físicas y mecánicas de las rocas que conforman el macizo rocoso; estratigrafía, rasgos estructurales (planos estratificación, diaclasas principales y secundarias).

En conclusión, el desarrollo del mejoramiento de malla de voladura permite mejorar el metro de avance, la seguridad, reduce la sobrerotura, disminuye los costos y optimiza la distribución de energía más precisión que de manera común.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo tiene como finalidad desarrollar el mejoramiento de la malla de perforación y voladura en la unidad Minera Chungar, año 2016. Por ello se considera que la voladura es importante dentro de la operación minera, el cual requiere mejorar cada vez más utilizando técnicas modernas de perforación y voladura.

El trabajo incide en la voladura aplicando el modelo matemático de Holmberg, por el uso de mayor numero de variables, con los cuales se determina con mayor precisión el número de taladros por áreas, menor error en la perforación como: emboquillado, desviación de taladro, cantidad de explosivos y la secuencia de la voladura.

Las variables más importantes que se considera en el algoritmo de Holmberg son: las características del macizo rocoso, geometría del disparo y tipo de explosivo a utilizar.

Con el presente se ha determinado las causas que originan el bajo rendimiento y altos costos de la operación minado y se propone las mejoras en cuanto a la perforación y voladura, logrando un mayor avance en los frentes, disminución de los costos, reducción de la sobrerotura y seguridad tanto para el trabajador y equipo.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La voladura siendo una de las principales actividades de operación minera, utiliza diferentes diseños basándose en distintos algoritmos matemáticos, donde hoy en día la falla de voladura debe ser superada.

En la unidad minera de Chungar, en la zona de profundización se registra lo siguiente: 16 tiros cortados, 6 anillado, 22 casos de taqueo y la sobrerotura en distintas labores.

Analizando el problema que genera la pérdida económica, se propone implementar nuevo diseño de malla, considerando mayor cantidad de variables para mejorar los resultados en la voladura.

1.1.1. FORMULACION DE PROBLEMA

Problema general

¿Se podrá mejorar el diseño de voladura aplicando uno de los modelos matemáticos en la unidad minera Chungar?

Problema específico

- ¿Cómo evaluar el manejo de accesorios y explosivos en área de voladura?
- ¿se tendrá en consideración las condiciones geomecánicas para el diseño de la voladura?
- ¿Qué tan importante es considerar variables para mejorar los resultados en voladura?

1.2. Objetivo general y específico

1.2.1. Objetivo general

Realizar análisis concreta y específico de diseño y aplicación de voladura en la unidad minera Chungar, de ello implementar un modelo matemático, con fin de distribución óptimo de energía en rocas basándonos en las característica geomecánicas del macizo rocoso.

1.2.2. Objetivos específicos

- Se realizar la evaluación del manejo de voladura en la unidad minera Chungar, a través de pruebas insitu del terreno.
- Demostrar que si se puede considerar las variables geomecánicas (RQD, GSI O RMR) en ecuaciones de diseño de voladura.
- Implementar, monitorear y supervisar el nuevo modelo de diseño.

1.3. Justificación del problema

A través de una evaluación podremos conocer las buenas y malas prácticas que se realizan en la unidad minera Chungar, de ello mejorar la situación actual.

La voladura es una de las actividades de operación minera, el cual apertura acceso hacia el yacimiento económico, posteriormente explotar el yacimiento. La finalidad de este trabajo es encontrar la mejora continua en la voladura.

En el diseño de voladura se debe considerar las características físicas químicas, mecánica de rocas, la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso, pues todo ello permite conocer la cantidad de energía necesaria para romper el macizo rocoso.

En la actualidad hay teorías o algoritmos matemáticos que enseñan a diseñar la malla de perforación en voladura subterránea el cual tiene limitaciones para su aplicación, como:

- El modelo matemático, para diseño de mallas en rampas.
- La teoría de conminación, para diseño de malla en rampas.
- Métodos empíricos, calculan de número de taladros.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis General

El desarrollo del mejoramiento de la malla de voladura, aplicando el algoritmo de Holmberg en la unidad minera Chungar. Implica en ejecución de la investigación considerando la cantidad máxima necesaria de variables y las condiciones geomecánicas.

1.4.2. Hipótesis Específico

- El cálculo de burden en el arranque y las demás secciones deben estar en función de tipo de roca, las condiciones geomecánicas que están cuantificada en base de (RQD, RMR O GSI), selección de explosivos según su potencia relativa por peso y densidad, también debe estar en

función de otras variables como: diámetro de taladro, dimensión de sección, se realizan de acuerdo al algoritmo matemático que se elija.

- La constante de roca, el consumo específico de explosivo, el factor de roca y el índice de volabilidad, son importantes para el diseño de voladura, siendo necesario encontrar ecuaciones que interrelacionan estas variables matemáticas. El análisis de mínimos cuadrados nos ayudara cumplir con los objetivos.

1.5. Minería

1.5.1. Ubicación y accesibilidad

Ubicación

La mina Animón es propiedad de Empresa Administradora de Chungar S.A.A. Está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, geomorfológicamente dentro de la superficie puna en un ambiente glaciar, la zona presenta un clima frígido y seco típico de puna, la vegetación son pastos conocidos como “ichu”, Políticamente se ubica en el distrito de Huayllay, provincia y departamento de Pasco, sus coordenadas geográficas son

Latitud Sur	11° 02' 30"
Longitud	76° 25' 20"
Cota	4600 m.s.n.m

Coordenadas UTM: N: 8780,728

E: 344,654

La latitud de la mina se encuentra en 4600 m.s.n.m., dentro de la hoja 23 - k - Ondores.

Accesibilidad

La mina Animón es accesible por tres rutas, vía terrestre:(Ver figura N°1)

CUADRO N° 01:

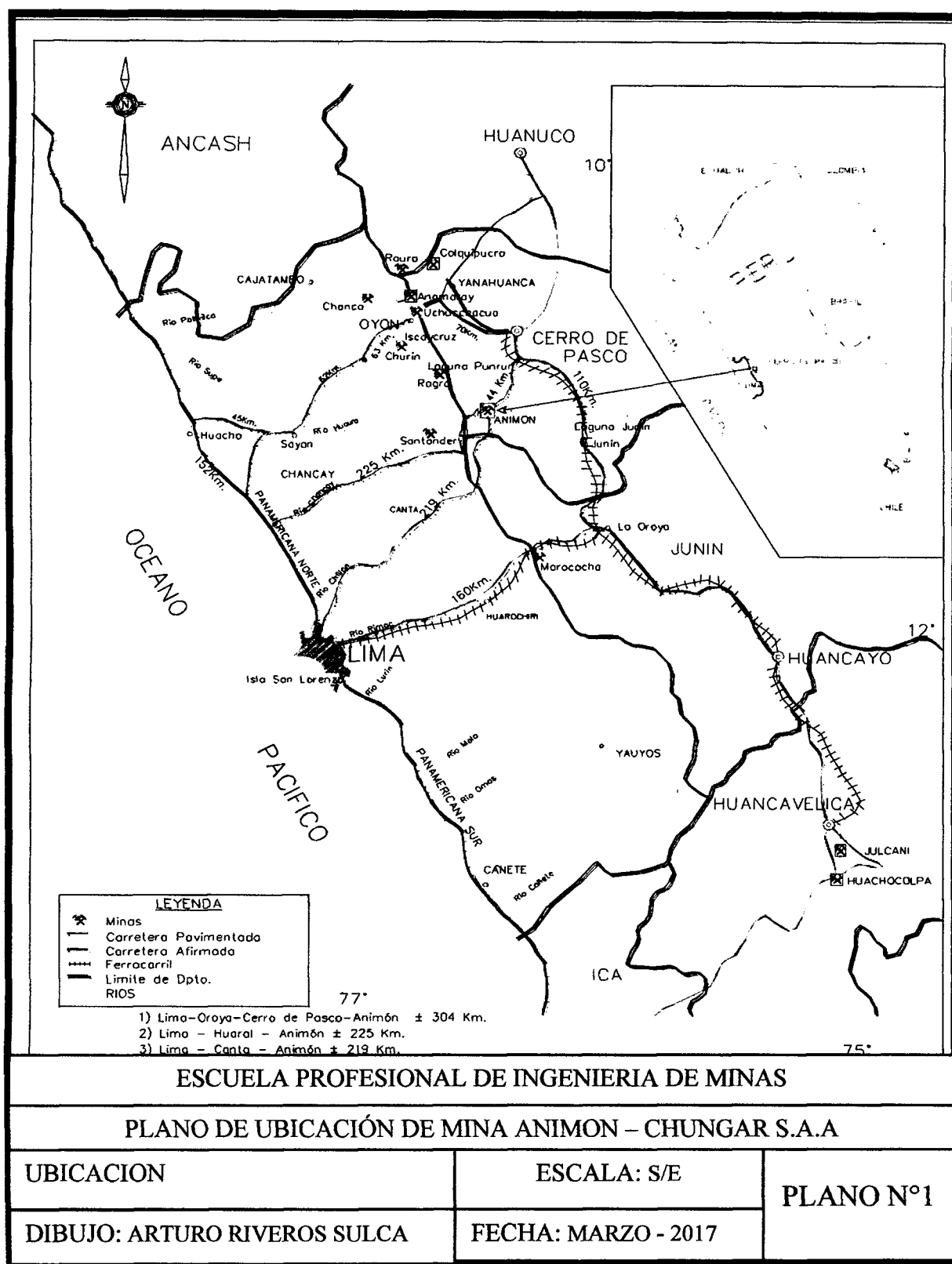
Vías principales de acceso a la unidad minera de ANIMÓN

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

Fuente: Elaboración propia

El acceso a la mina a través de la ruta N°1, es el principal acceso, carretera central Lima – Oroya – Cruze de Villa de Pasco – U.E.A Chungar, con un recorrido de 328km de carretera asfaltada, es la más transitada por diferentes motivos (comercio, turismo).

PLANO N° 01: UBICACIÓN MINA ANIMON



Fuente: elaboración propia

1.5.2. Clima y vegetación

La zona presenta un clima frígido y seco, típico de la puna, con temperatura de 3 – 4° bajo cero, entre los meses de Enero y Marzo se presentan precipitaciones pluviales y el resto del año es seco con presencia de heladas entre Abril – Junio.

La vegetación en la zona es muy escasa debido al clima frígido y por pocos lugares de materiales aluviales favorables para la vegetación.

La vegetación de la zona es típica de la región puna y cordillera, que consta de ichus y pastos.

1.5.3. Geomorfología

Se halla ubicada dentro de la superficie puna, en un ambiente glaciario, con superficies suaves y altitudes desde 4,200 m.s.n.m., la mina está a 4600 m.s.n.m.

1.6. Antecedentes de la mina

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

Por el año 1936 el Sr. Mateo inicia una labor de reconocimiento de 50 metros al este sobre la cota 4,610 m.s.n.m. sobre este afloramiento al que denomina como veta Principal. Desde el año 1939 a 1947 existieron límites limítrofes hacia el este con la concesión Restauradora propiedad de cía. Minera Huarón, durante ese lapso de Huarón sustrajo ilícitamente por sistema de “glory hole” aproximadamente 50,000 T.M.S. desde el Nv. 400 hasta el Nv. 605, en un tramo de 50 metros 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 se inicia un desarrollo intenso 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 en Huarón y Centromin en las concesiones de Bellavista, Demasia Elena, CPH18, CPH19 Y CPH58.

A partir de 1983 se dio mayor impulso al desarrollo, exploración, preparación y explotación de la veta Principal y otras estructuras menores.

La producción diaria de la mina antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS. A mediados del año 1997 se compraron las concesiones de Centromín C.P.H.18, 19,58 y Ranita, en septiembre del 2000 se compraron concesiones de Huarón que ha permitido aumentar el potencial y vida de Animón.

1.7. Recursos

1.7.1. Recursos naturales

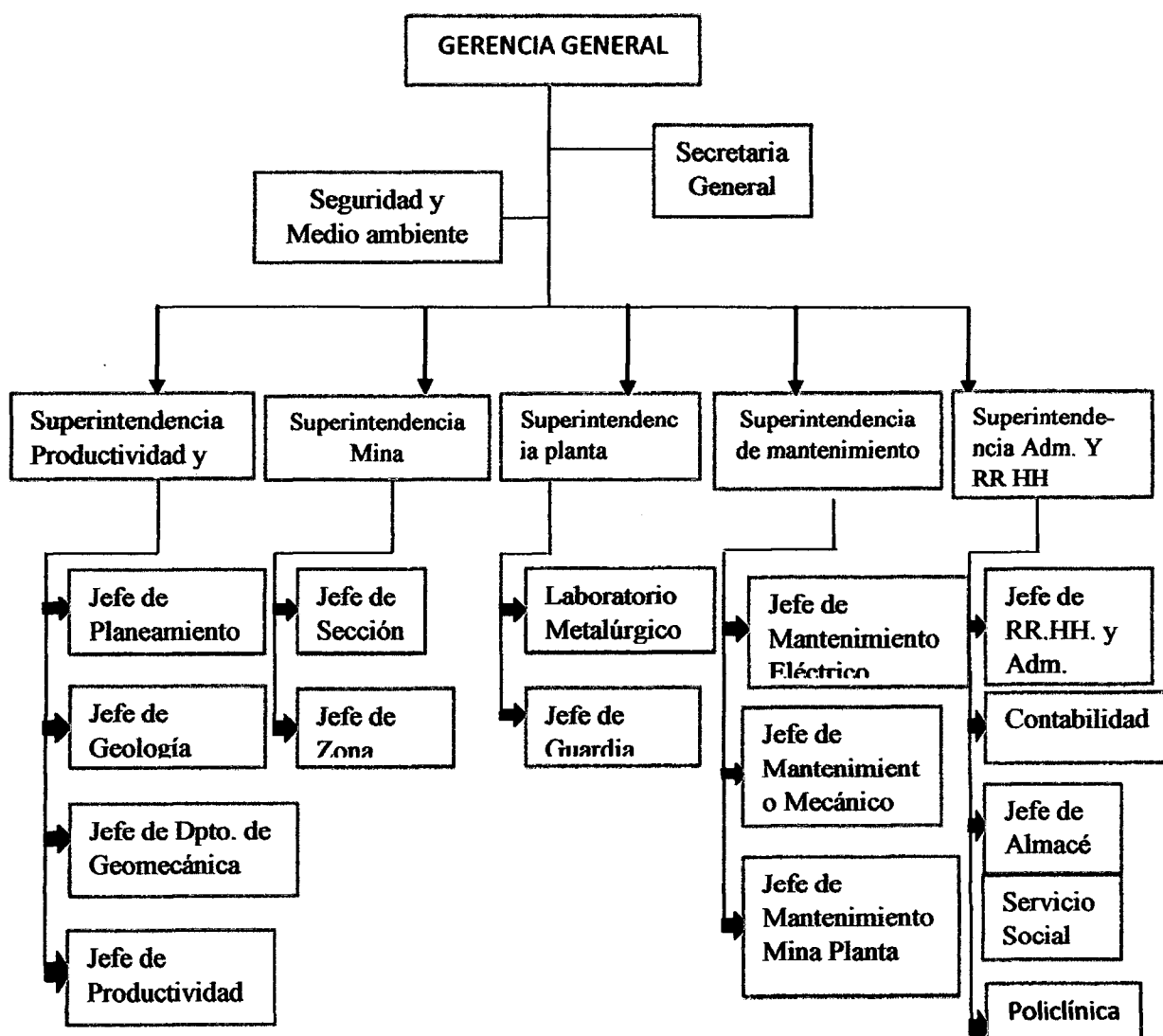
La zona cuenta con un recurso vital, como es el agua ya que se consume directamente de las lagunas: Llacsacocha, Naticocha y Huaroncocha; que nos sirve tanto para las actividades mineras como para el consumo doméstico.

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 otras ciudades colindantes, los cuales afortunadamente están unidos por carreteras y ferrocarril.

1.8. Estructura Organizacional

La unidad económica administrativa Chungar cuenta con un tipo de organización formal de sistema abierta el cual podemos observar en la figura.

LÁMINA N° 01



1.9. GEOLOGIA

1.9.1. Geología regional

Las unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón – Huarón están constituidos por sedimentos de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocido como “capas rojas”, rocas volcánicas andesitas 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 construido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima una potencia de 2,385m 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 constituidos 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 los colores variados de gris, verde y morado.

Localmente tiene 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. (Ver la figura 02).

Regionalmente ocurre una peneplanización de 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 Geologico-geomorfológico una posterior erosión glaciaria en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glaciaria la creación de grandes cantidades de lagunas.

1.9.1.1. Estratigrafía

Cuaternaria: pleistoceno reciente

Rocas intrusivas: tobas ingimbritas, riolitas y andesitas.

Rocas volcánicas: lavas andesíticas purpuras, riolitas dacitas.

1.9.1.2. Formación Superior (Serie Abigarrada)

Tiene una potencia de 800m, es la masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silicificada, se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es otro de los “metalotectos” importantes de la región conocida como “Conglomerados San Pedro” se tiene clastos grandes de cuarcita y caliza estos últimos son fácilmente reemplazados por sulfuros.

El Conglomerado San Pedro tiene una potencia de 20m a 50m, luego se tiene una alternancia de areniscas con detritos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, arenisca conglomeradas, areniscas y Niveles calcáreos chérticos de 30m y areniscas margosas. Esta “serie abigarrada” se encuentra mayormente en la zona de Quimacocha.

PLANO 02: COLUMNA ESTRATEGRAFICA

UNIDADES CRONOESTRATIGRAFICAS				UNIDADES LITO ESTRATIGRAFICAS							SUCCESO GEOLOGICO	MILLONES AÑOS	ROCCAS INTRUSIVAS
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD	GRUPO	FORMACION	UNIDAD	LITOLOGIA	SIMBOLO	GRUPO m/a	DESCRIPCION			
CENOZOICO	CUATERNARIO	REC. GENTE						O-Dep-R	10	Depósitos fluvio-glaciares Limo-arcilloso	EROSION GLACIAR		
		PLES. TOCENI						C-Pl-mc	20	Morenas clastos Angulosos subredondados matriz arenoso	ELEVACION ANDES 4,000	1	
	TERCIARIO	SUP	PLIO. CENO		TOYAT. LAY			Ts-Fm-H	200	Tobas ignimbritas Riolitas y andesitas	PLEGAMIENTO QUICHUAN	13	
		MEDIO	MO. CENO					Tm-Vca	1000	Lavas andesiticas purpuras, riolitas, dacitas	SUPERFICIE PUNA	25	VOLCANIC
		INFERIOR	EOCENO	CALIPUY	SUPERIOR			K-ca		Areniscas calcáreas Calizas cherticas Calizas arenosos	MINERALIZACION FRACTURA ANTONIO		
									800	Lodolitas, arenosos Areniscas y margas arcosicas	PLEGAMIENTO ANTICLINAL DE HUAYON		
						SUP			300	Areniscas y calizas conglomerados			
						TECHO			25	Chert calcáreo Gris violáceo		58	
						MEDIO			420	Arenisca y margas rojizas			
						BASE			40	Conglomerado Bernabé clastos de caliza		63	
		INFERIOR	PALEOCENO	CHAMBARA	INFERIOR			Jm-Pe	800	Areniscas y limolitas margas rojas	FRACTURA FORMACION DE LOS ANDES	90	
		MEDIO							550	Calizas de colores claros y oscuros masivas		185	
	JURASICO	SUPERIOR											
	CRETACEO												

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
PLANO GEOLOGICO REGIONAL DE MINA ANIMON		
COLUMNA ESTRATIGRAFICA	ESCALA: S/E	PLANO N°2
DIBUJO: HUGO GRONF	FECHA: MARZO - 2017	

Fuente: Dep. Geología

1.9.2. Geología Estructural

1.9.2.1. Plegamiento

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzo compresivo Este-Oeste, los sedimentos pre-terciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. la manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

- a) Es el 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 serie 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 20km a lo largo de la zona axial longitudinal y 6km a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova). A 3.5km al oeste del anticlinal de Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón.

1.9.2.2. Intrusivos

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 o 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 monzónica cuarcífera y se formaron los siguientes diques axiales longitudinales y transversales.

Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de seis diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4km y se orienta al N 25° W. esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3km al Norte y 5km hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicidad en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y premineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento.

Los diques axiales transversales intruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan tres diques orientados en dirección E-W y N 85° W distribuidos en una zona de 300m de ancho. Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350 – 400m 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. Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontales litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas encajonantes.

1.9.2.3. 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 central de 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 dos sistemas de fracturas que tienden a converger en profundidad.

El primer sistema buza 70°- 80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, presentan 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.

El segundo sistema buza 80° - 90° S y se localiza en la parte norte, presentan pocas fracturas, entre los que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas a Shiusha Norte, Mechita, Shiusha Sur, Pozo D y Patrick, en cambio hacia la parte Suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de fracturas inversas mineralizadas que buza 55°- 65°S como: Precaución, Cabrillas, Veta 15, Veta 16.

1.9.3. Geología local

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentos que reflejan un periodo de emersión y una intensa inundación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: el ciclo más antiguo es el más potente con 1400m a 1500m de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900m.

Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contiene 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.

1.9.3.1. Formación Inferior

La Formación Inferior está conformada por tres unidades.

A) Unidad Inferior

Está constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su potencia sobrepasa los 800m.

B) Unidad Media

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con una potencia de 484m, se distinguen los siguientes horizontes:

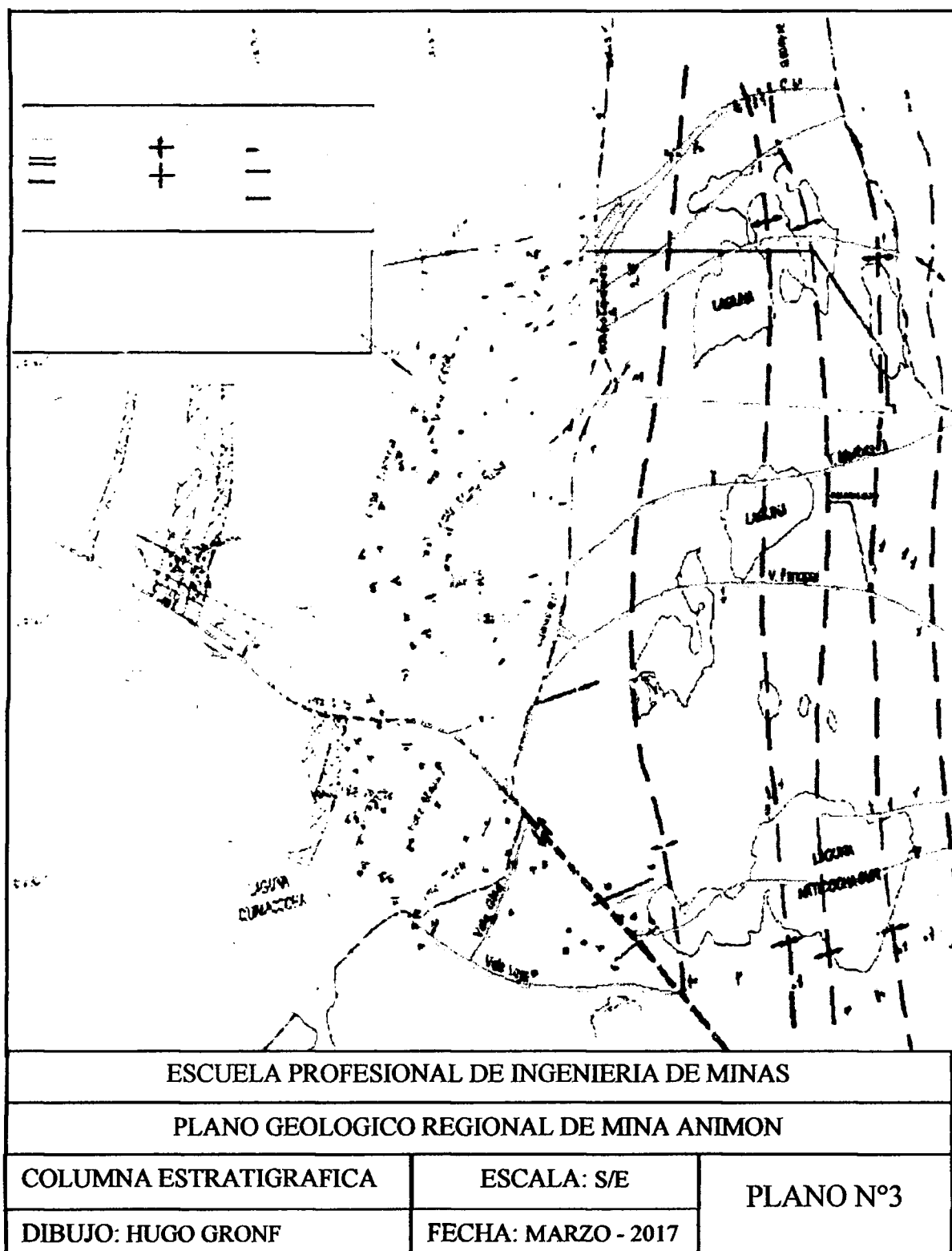
- a) Horizonte Base.- conformada por el conglomerado Bernabé que es un “metalotecto” importante de la región con un grosor de 40m y está constituido por clastos de cuarcita de 10cm de diámetro y matriz arenosa.
- b) Horizonte Central.- constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420m.
- c) Horizonte Techo.- “Metalotecto” calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lascustrino con una potencia de 25m.

C) Unidad Superior

En la base se tiene 5 Niveles de conglomerados que juntos alcanzan una potencia de 80m.

Sus sedimentos detríticos provienen de la erosión de la Unidad media, se tienen grandes bloques de chert “redepositados”, siguen una secuencia de areniscas moradas y Niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un grosor de 300m.

PLANO N° 03: PLANO GEOLOGICO



Fuente: Dep. Geología

hechos en material estéril, contruidos durante el desarrollo de rampas ubicados a 50m – 100m y la secunda contruidas durante la preparación para la explotación del block mineralizado, cumplen las funciones de acceso de las rampas a los echaderos y/o al depósito de mineral.

- **Echaderos y Chimeneas**

Llamado también desarrollos verticales o con pequeñas inclinaciones que tienen varios fines: paso de mineral, relleno, ventilación y otros servicios. Contruidas con perforadoras raise bore, con diámetros de 5 a 6 pies.

- **Ventanas**

Son labores de preparación para el tajeo del bolck mineralizado, se construye sobre el material estéril a fin de dar acceso al depósito mineral y ejecutar el arranque mineral.

- **Subniveles**

Son labores de preparación contruidas para la inmediata explotación, la construcción está en función del método de explotación, la sección está en función a la potencia del depósito del mineral y tamaño de los equipos.

- **Cámaras**

Son labores auxiliares que se construyen en roca o material estéril sumamente duro y competente, en caso contrario se da un buen sostenimiento con pernos, mallas, shotcrete.

Rampas

Son labores de desarrollo inclinados cuyo objetivo principal es ganar altura normalmente estas rampas se realizan fuera de las vetas con el fin de tener un buen sostenimiento y evitar pérdidas de mineral, el tipo de rampa de Animón es en zig-zag, es fácil acceso a los tajos adyacentes, tiene una gradiente de 12% y con sección de 4.5m*4m.

CAPÍTULO II

CONSIDERACIONES TECNICAS PARA EL MEJORAMIENTO DE MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

El diseño de las voladuras debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladura ideal, los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas de lugar. Para poder evaluar un plan de voladura, este debe tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse detenidamente. (Konya, 1990).

Dentro de las operaciones unitarias, la más importante es la perforación y voladura, en la cual actualmente se está poniendo mayor énfasis en todas las compañías mineras del país, debido a las fallas en los disparos estos generan grandes pérdidas y condiciones peligrosas, es por ello que con el modelo matemático de áreas de influencia se quiere lograr tener un buen resultado sin dañar demasiado el macizo rocoso (Ojeda, 2007).

La perforación y voladura en frentes y tajos, presentan problemas en lo respecta al avance obtenido (tanto en metros de avance obtenidos producto del disparo o en las toneladas rotas obtenidas producto también del disparo), debiendo este a la falta de control en el diseño de malla de perforación (delineamiento o marcado de los puntos donde se debe perforar cada taladro, en base al espaciamiento y burden establecido), perforación completa penetrando todo el barreno de perforación), control de la distribución de la carga explosiva en la mina y adecuada secuencia de salida explosiva en la voladura.

Otro grave problema generalizado en la mina está en el manipuleo de explosivos, es decir de la distribución de la carga explosiva en mina, la cual se debe a que los supervisores de operaciones piden una cantidad excesiva de explosivos (debido a la falta de capacitación y entrenamiento en temas de perforación y voladura) al polvorín y remanente a la mina no se interna nuevamente al polvorín, situación que además de generar un sobre costo de voladura por materiales, genera también una condición subestandar de la seguridad en mina (Oscar Alberto Jáuregui Aquino, 2009).

Las fallas frecuentes de voladura, se presentan por malas prácticas en diseño de perforación y voladura.

- **Tiro cortado:** Es un tiro que no sale por falla de cualquier de los elementos principales: Iniciador, Guía o Explosivo. Es peligro porque residuos de explosivo, el cual se debe eliminar para proceder con el trabajo.
- **Tiro soplado:** Es un tiro que sale sin fuerza, no hay rotura ni empuje adecuado del material. El explosivo es expulsado del taladro o simplemente deflagra sin llegar a detonar. Generalmente ocurre por la mala dosificación de la carga o mala selección del explosivo respecto a la dureza de la roca, mal confinamiento, falta de potencia del iniciador, falta del taco inerte.

- **Disparo anillado:** es cuando los taladros de producción por una mala perforación tienden a comunicarse o tienen un mal paralelismo lo cual produce que las cargas solo se concentren en el fondo triturado toda parte interna, sin afectar la parte externa del frente.
- **Taqueo:** disparo en el cual no se tiene el avance deseado dejando una longitud del taladro. Se produce generalmente por falta de carga explosiva o mala distribución de la energía.

2.1.1. GEOMECÁNICA APLICADA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA

2.1.1.1. Caracterización Geomecánica de Nv: 100; Rp: 100

Se ha realizado el mapeo geomecánico en la rampa 100, aplicando el método de levantamiento por línea de detalle, utilizándose como equipo: la brújula, winche, picota y el martillo de schimit, encontrándose numerosas fracturas y alteraciones de la roca, cuyos datos han servido para realizar la evaluación geomecánica correspondiente; además se ha obtenido muestras de roca para su análisis de laboratorio, de la PUCP.

2.1.1.2. Propiedades físicas y mecánicas de la roca

Las propiedades físicas son las que controlan las características resistentes y deformacionales de la matriz rocosa (composición mineralógica, densidad, estructura, porosidad, permeabilidad, alterabilidad, dureza, etc.), y son el resultado de la génesis, condiciones, procesos geológicos y tectónicos sufridos por las rocas a lo largo de su historia.

En las propiedades y en el comportamiento mecánico de los macizos rocosos competentes influye el grado de fracturación y de meteorización, la presencia de agua, la orientación y tipo de discontinuidades, el tamaño de los bloques.

a) Propiedades físicas de la roca

Cuadro N°02: Propiedades Físicas

RESULTADOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS			
ROCA	DENSIDAD (gr/cm ³)	ABSORCION (%)	POROSIDAD (%)
Marga gris	2.5	2.24	3.17

Fuente: PUCP

b) Propiedades mecánicas

- **Resistencia a la compresión simple:** Es llamada también resistencia uniaxial y se define como el esfuerzo máximo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, la cual determina a través de una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio.
- **Resistencia a la tracción:** el ensayo consiste en someter a una probeta cilíndrica (disco de roca y/o mineral) a una carga lineal compresiva actuando a lo largo de su diámetro. El resultado de este esfuerzo compresivo es una tensión horizontal y un esfuerzo compresivo variable. La probeta rocosa y/o mineral se suele romper en la mayoría de los casos separándose en dos mitades según el eje de carga diametral.
- **Deformabilidad:** es la propiedad que tiene la roca para alterar su forma como respuesta a la actuación de fuerzas. La deformabilidad de las rocas se expresa por su constante elásticas E y V; se obtienen con el ensayo de compresión simple.

El módulo de Young; E, define la relación lineal elástica entre los esfuerzos aplicados y la deformación producida en la dirección de aplicación del esfuerzo.

El módulo de elasticidad E en una roca varía entre 25000 a 30000 MPa o $(2.5 - 3.0) \cdot 10^5 \text{ kg/cm}^2$.

El coeficiente de poisson; V, define la deformación entre la deformación transversal y axial.

El coeficiente de poisson ν , en una roca varia por lo general entre 0.15 a 0.33.

Cuadro N°03: Propiedades Mecánicas

RESULTADO DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS						
ROCA	σ_c (kg/cm ²)	σ_T (kg/cm ²)	cohesión (c) (kg/cm ²)	Angulo de fricción (Ø)	Young (E) (kg/cm ²)	C. Poisson ν
Marga gris	363	32.71	1.3	27°	127,000	0.22

Fuente: PUCP

2.1.1.3. ESTADO DE ESFUERZOS

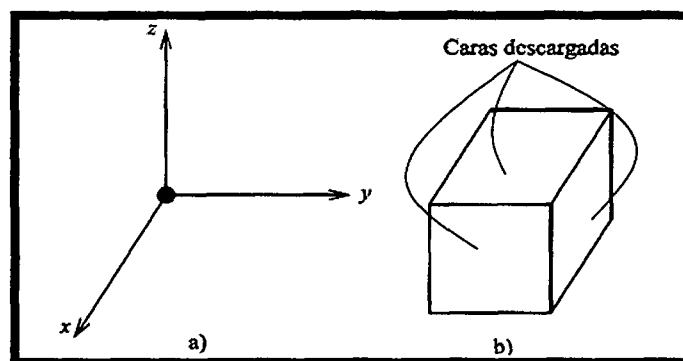
2.1.1.3.1. Tipos de estados de esfuerzos

- a) **Estado de esfuerzo nulo:** este estado de esfuerzo corresponde a un punto en un sólido en el que no existe acción de cargas, por lo que las invariantes de esfuerzos son nulas

$$I_1 = I_2 = I_3 = 0 \rightarrow \sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = 0$$

Graficando los esfuerzos principales en los ejes del sistema mostrado en la figura.

Figura N° 01: Estado de esfuerzo nulo



a) Elipsoide de lamé degenerada y b) estado de esfuerzos

b) **Estado uniaxial de esfuerzo:** este estado de esfuerzo corresponde a un punto en un sólido en el que solo se presenta la acción de cargas en una dirección, por lo que sus invariantes son:

$$I_1 \neq 0, I_2 = I_3 = 0$$

La ecuación característica queda como:

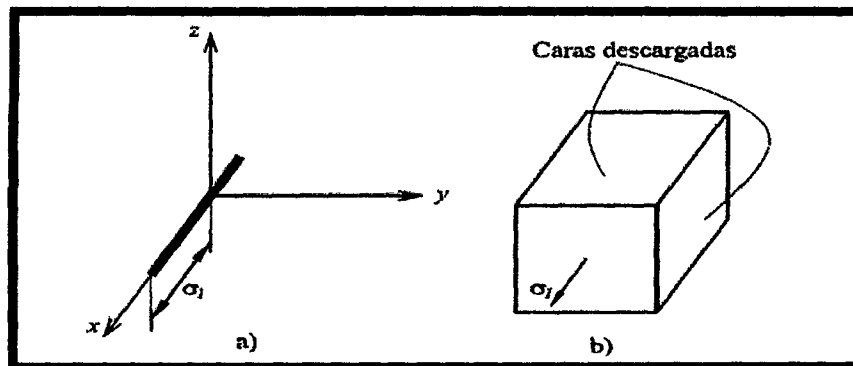
$$\sigma^3 - I_1 \sigma^2 = 0 \rightarrow \sigma^2(\sigma - I_1) = 0 \rightarrow (\sigma - 0)(\sigma - 0)(\sigma - I_1) = 0$$

Por consiguiente, los esfuerzos principales son:

$$\sigma_1 = I_1 ; \sigma_2 = \sigma_3 = 0$$

Gráficamente los esfuerzos principales:

Figura N° 02: Estado uniaxial de esfuerzos



a) Elipsoide de lamé degenerada, b) estado de esfuerzos

c) **Estado general de esfuerzos:** en este estado, existen esfuerzos en todas las direcciones del sistema de frecuencia, las invariables de esfuerzos son:

$$I_1 \neq 0, I_2 \neq 0, I_3 \neq 0$$

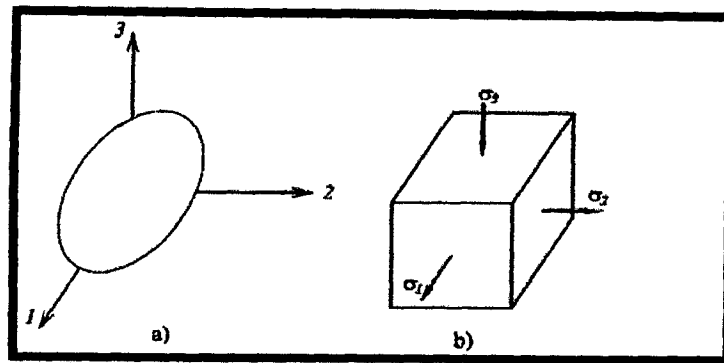
Por consiguiente los esfuerzos principales son:

$$\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$$

Este estado de esfuerzos principales se presenta como un elipsoide tridimensional.

El valor de esfuerzo en el Nv-100: $24.51625 \text{ KN/m}^3 * 650 \text{ m} = 15.936 \text{ Mpa}$

Figura N° 03: Estado general de esfuerzos



a) Elipsoide de lamé y b) estado general de esfuerzos

2.1.1.3.2. Clasificación Geomecánica de Bieniawski

Esta clasificación geomecánica se basa en el RMR “Rock Mass Rating”, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de la calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de juntas.
- Condiciones de juntas.
- Correcciones por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dicho parámetro, cuya suma, en cada caso nos da el índice de calidad de RMR que varía entre 0 – 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.

- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.

Cuadro N° 04

Clase	Calidad	RMR	Cohesión (KPa)	Angulo de fricción (°)
I	muy buena	81 – 100	> 400	> 45
II	Buena	61 – 80	300 – 400	35 – 45
III	Regular	41 – 60	200 – 300	25 – 35
IV	Mala	21 – 40	100 – 200	15 – 25
V	muy mala	0 – 20	< 100	< 15

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z.T.

Se clasifican las rocas en cinco categorías. En cada categoría se estiman los valores de la cohesión y el ángulo de fricción interna del macizo rocoso.

A continuación se definen y valoran cada uno de los factores que intervienen en la clasificación.

2.1.1.3.2.1. Resistencia compresiva de la roca.

La resistencia compresiva de una roca se puede determinar por tres procedimientos:

- **Primer procedimiento:**

Estimación de la resistencia compresiva mediante el martillo de Schmidt de dureza.

- **Segundo procedimiento:**

Determinación de la resistencia compresiva mediante el ensayo de carga puntual “Franklin”.

- **Tercer procedimiento:**

Determinación de la resistencia compresiva mediante el ensayo de compresión simple y/o uniaxial.

2.1.1.3.2.2. Índice de la calidad de la roca – RQD.

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y/o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo.

- **Primer Procedimiento:**

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigos mayores o iguales que 10cm en el intervalo de testigo de 1.5m.

$$RQD = \frac{\sum \text{Trozos} \geq 10\text{cm}}{1.5\text{m}}$$

- **Secundo Procedimiento:**

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinas al realizar el levantamiento litológico – estructural en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = 100 \times e^{-0.1\lambda} \times (0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fisuras}}{SPAN}$$

- **Tercer Procedimiento**

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cubico, determinadas al realizar el levantamiento litológico – estructural en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = 115 - 3.3(Jv)$$

Donde:

Jv = Numero de fisuras por metro cubico.

2.1.1.3.2.3. Espaciamiento de Juntas

Según Bieniawski, Z.T. (1989) se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso disminuye según va aumentando el número de juntas, donde el espacio de las juntas es el factor más influyente en la disminución de resistencia.

Un material rocoso de alta resistencia de 100 a 200 MPa, que este muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil. A continuación se presenta la clasificación de Deere de los macizos rocosos.

CUADRO N° 05

DESCRIPCION ESPACIAMIENTO	ESPACIO DE JUNTAS	TIPO MACIZO ROCOSO
Muy ancho	> 3 m	Solido
Ancho	1 - 3 m	Masivo
Moderadamente	0.3 - 1 m	En bloques
Cerrado	50 - 300mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Manchado

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z.T.

a. Condiciones de juntas.

En este apartado se tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- **Apertura:** La apertura de las juntas es un criterio para descripción cuantitativa de un macizo rocoso.

CUADRO N° 06

Descripción	Separación
Abierta	5 mm
Moderadamente abierta	1 - 5 mm
Cerrada	0.1 - 1 mm
Muy cerrada	0.1 mm

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z.T.

- **Tamaño:** El tamaño de las juntas influye en la importancia que el material rocoso y la separación de las juntas tienen en el comportamiento del macizo rocoso
- **Rugosidad:** En esta clasificación se establecen 5 categorías de rugosidad: muy rugosa, rugosa, ligeramente rugosa, suave y espejo de falla.
- **Dureza de los labios de la discontinuidad:** se consideran 3 categorías de dureza: dura, media y blanda.
- **Relleno:** se define por su espesor, tipo de material, consistencia y continuidad.

b. Presencia de agua

Existe una tabla propuesta por Bieniawski para determinar un valor de acuerdo a sus características.

c. Corrección por orientación

A la hora de considerar los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea y una labor minera superficial, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar.

CUADRO N° 07

Tabla de Bieniawski 89

Parámetros	ESCALA DE VALORES							
Resistencia de la roca intacta	Carga Puntual	80 kg/cm ²	40 - 80 kg/cm ²	20 - 40 kg/cm ²	10 - 20 kg/cm ²	10 kg/cm ²		
	A Compresión Simple	2000 kg/cm ²	1000 - 2000 kg/cm ²	500 - 1000 kg/cm ²	250 - 500 kg/cm ²	100 - 250 kg/cm ²	30 - 100 kg/cm ²	10 - 30 kg/cm ²
VALOR		15	12	7	4	2	1	0
RQD		90 - 100 %	75 - 90 %	50 - 75 %	25 - 50 %	25%		
VALOR		20	17	13	8	3		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50 - 300 mm	50 mm		
VALOR		30	25	20	10	5		
Condición de Juntas		Muy rugosa sin continuidad cerradas, Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. De separación Paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5 mm o abiertos 1-5mm Fisuras Continuas	Relleno blando de espesor < 5 mm o abiertas < 5 mm. Fisuras continuas		
VALOR		25	20	12	6	0		
Aguas Subterráneas	Cant. Infiltración 10 m. de túnel	Ninguna		25 litros/min.	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
	Presión de agua	Cero		0.0 - 0.2	0.2 - 0.5	0.5		
	Esfuerzo. Principal							
	Situación General	Totalmente seco		Solo húmedo aguas instert.	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
VALOR		10		7	4	0		

Fuente: área de geomecánica CIA VOLCAN

Bieniawski ha propuesto la siguiente clasificación:

2.1.1.3.3. Clasificación Geomecánica De Barton

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice de calidad “Q” denominado también índice de calidad tunelera, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD: Índice de la calidad de la roca

Jn : Índice de diaclasado que tiene en cuenta el número de familias.

Jr : Índice de rugosidad de las juntas

Ja : Índice de alteración de las juntas

Jw: factor de reducción por presencia de agua de las juntas.

SRF: factor de reducción por esfuerzos.

CUADRO N° 08

Tabla de Q de Barton

Índice de Calidad Q	
TIPO DE ROCA	VALOR DE Q
Excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Extremadamente mala	0.01 - 0.1
Muy mala	0.1 - 1.0
Mala	1.0 - 4.0
Media	4.0 - 10.0
Buena	10.0 - 40
Muy buena	40 - 100
Extremadamente Buena	100 - 400
Excepcionalmente Buena	400 - 1000

Fuente: área de geomecánica CIA VOLCAN

CUADRO N° 09

Número de Familias	Jn	Observaciones
A.- Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 – 1	1.- Para utilizar en túneles utilizar (3 x Jn). 2.- Para portales utilizar (2 x Jn)
B.- Una familia de juntas	2	
C.- Una familia y algunas juntas ocasionales	3	
D.- Dos familias de juntas	4	
E.- Dos familias y algunas juntas	6	
F.- Tres familias de juntas	9	
G.- Tres familias y algunas juntas	12	
H.- Cuatro familias o más, roca muy fracturada, terrones de azúcar	15	
I.- Roca triturada terrosa	20	

Fuentes: Barton, N., Lien, R.

CUADRO N° 10

Numero de rugosidad de las juntas	Jr	Observaciones
- contacto entre las dos caras de la junta - contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 cm.		1.- Se añade 1.0 si el Espaciamiento medio juntas es mayor de 3m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar para juntas de fricción planas y que tengan alineaciones orientadas para resistencia mínima.
A.- Juntas discontinuas	4	
B.- Juntas rugosa o irregular ondulada	3	
C.- Suave ondulada	2	
D.- Espejo de falla, ondulada	1.5	
E.- rugosa o irregulares plana	1.5	
F.- Suave plana	1	
G.- Espejo de falla o superficie de fricción plana	0.5	
- Sin contacto entre las dos caras de la junta desplazados lateralmente		
H.- Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficientemente gruesas para impedir el contacto entre las dos caras.	1	
I.- Zona arenosa de grava o roca triturada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.	1	

Fuentes: Barton, N., Lien, R.

CUADRO N° 11

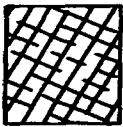
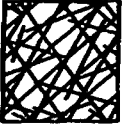
Numero de alteración de las juntas	Ja	Ør (aprox.)	Observación
- Contacto entre las dos caras de la junta			
A.- Junta sellada, dura, sin reblandamiento relleno impermeable, ejm. Cuarzo.	0.75		1.- Los valores de Ør el ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de la alteración si es que están presentes.
B.- Caras de la junta están únicamente manchadas.	1	25° - 35°	
C.- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25° - 30°	
D.- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible	3	20° - 25°	
E.- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, ejm. Coalinita, mica, clorita, talco y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos son discontinuos con espesores de 1 ó 2 mm.	4	8° - 16°	
- Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento lateral.			
F.- Partículas de área, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	25° - 30°	
G.- Fuertemente sobreconsolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor.	6	16° - 24°	
H.- Sobreconsolidación media a baja, reblandecimiento, relleno de mineral arcilloso. Los recubrimientos son continuos menores de 5mm de espesor.	8	8° - 16°	
I.- Relleno de arcillas expansivas ejm. Montmorillonita, de espesor continuo de 5mm. El valor (Ja) depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 - 12	6° - 12°	
- No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada.			
J.- Zonas o bandas de roca desintegrada o machacada y arcilla.	6 - 8 8 - 12	6° - 24°	
K.- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandamiento.	5	6° - 24°	
L.- Zonas o capas gruesas de arcilla	10 - 13 13 - 20	6° - 24°	

Fuentes: Barton, N., Lien, R.

2.1.1.3.4. Clasificación de GSI

Hoek et al, (1995) han propuesto un índice geológico de resistencia, GSI (geological strength index), que evalúa la calidad del macizo rocoso en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades.

FIGURA N° 04

CHUNGAR TABLA 04 SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (MODIFICADO)		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)			
LABOR PERMANENTE SECCION 4.0 A 6.0 m.					
A	PERNOS DE COMP. 7" SIST. 2.0 X 2.0 m.				
B	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 2.0 X 2.0 m. 6 MALLA + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 2.0 X 1.5 m.				
C	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 1.7 X 1.7 m.				
D	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 1.5 X 1.5 m.				
E	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + MALLA + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 1.3 X 1.3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1".				
F	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + MALLA + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 1.3 X 1.3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" O CIMBRAS 6" X 6" X 20".				
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADA TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90), esp. 0.6 a 2 m. (2 a 6 fracturas/m2).	BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) 90 (ABS) LE/B	REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) 80 (AVS) LF/R	POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) 70 (BS) P	DISC. LISAS (1), REL. BLANDO <5mm >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO >5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) (4) (Rc 2.5 A 50 MPa)
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 50 - 75), esp. 0.2 a 0.6 m. (6 a 12 fracturas/m2)	(A) F/B	(B) F/R	(B) P	DISC. LISAS (1), REL. BLANDO <5mm >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO >5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) (4) (Rc 2.5 A 50 MPa)
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) espaciados 0.06 a 0.2 m. (12 a 20 Fracturas/m2).	(B) MF/B	(B) MF	(D) P	MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), REL. BLANDO >5mm (0) DESCOMPUESTO (0), ABER >5mm (0), PERS. >20m (0) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) (0 a 2) (Rc 5 A 25 MPa)
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) espaciados 0.06 a 0 m. (Más de 20 Fracturas/m2).	(F) IF/B	(F) IF	(F) IF/P	POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) DISC. LISAS (1), REL. BLANDO <5mm >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO >5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) (4) (Rc 2.5 A 50 MPa)
	TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABAJA. MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD).	(F) T/B	(F) T	(F) T/P	POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) DISC. LISAS (1), REL. BLANDO <5mm >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO >5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) (4) (Rc 2.5 A 50 MPa)

2.1.2. Caracterización Geomecánica de los Labores Subterráneas

2.1.2.1. Descripción de las Estructuras Vetiformes Principales

a) Veta María Rosa

Es la estructura más importante de la mina, tiene una longitud de 1.5 km. con potencias de 0.30 a 7.0 metros y es una fractura tensional Este – Oeste con cambios de direcciones importantes y de inclinación, donde se forman “lazos cimoides” en fracturas tensionales rellenos de mineralización que le dan características de cuerpos, el buzamiento es variable en las partes bajas de 60° en la parte media 30° y el superior 45°.

La mineralización predominante es esfalerita con calcopirita subordinada accesorios pirita y galena, casi como trazos de marcasita pirolusita, tetraedrita – tennantita y boulangerita.

Características Geomecánicas

El comportamiento geomecánico de la Veta María Rosa se encuentra dentro de un índice GSI MF/RB en la misma estructura y en la caja varia de un MF/P-MP.

CUADRO N° 12

ESTRUCTURA	GSI	RMR	Q	ABERTURA	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P	35 – 45	0.4 – 1.0	4.00m.	8.0Hrs.	B1 – D – E
Caja Techo	MF/P-MP	30 - 40	0.3 – 0.7	3.00m.	8.0Hrs.	B1 – D – E
Veta	MF/P-R	40 – 50	0.7 – 2.5	4.50m.	10Hrs.	B1 – D

b) Veta Principal

Son productos de fracturas tensionales Este – Oeste, rellena con precipitados del tercer ciclo de mineralización, cuyo afloramiento alcanza 1.5 km. con potencias de 2 a 3 metros y buzamientos promedios de 77° a 81°, debido a la reapertura de las fracturas por efecto tectónico se presenta leyes cimoides.

La mineralización se presenta casi masiva, compuesta por esfalerita, pirita y galena subordinada y trazas de calcopirita, siendo el mineral más antiguo la pirita que se encuentra reemplazada por la esfalerita. Son tres sulfuros principales por lo general forman texturas muy gruesas que no presentan problemas de liberación al triturar la mena.

Características Geomecánicas

El Nv. De reconocimiento geomecánico de la Veta Principal es el Nv. 100 por lo que el comportamiento para la veta y las cajas se muestran en el siguiente cuadro.

CUADRO N° 13

ESTRUCTURA	GSi	RMR	Q	ABERTURA	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Caja Piso	MF/P	35 – 45	0.4 – 1.0	4.00m.	8.0Hrs.	B1 – E
Caja Techo	MF/R-P	40 - 50	0.7 – 2.5	4.50m.	8.0Hrs.	B1 - E
Veta	MF/R-B	50 – 60	2.5 – 7.5	8.00m.	144.0Hrs.	B

c) Descripción de la Rampa 100 de desarrollo

La rampa esta ubica en el nivel (Nv: 100), rampa (Rp: 100) próxima a la base de pique Jacob Timmer, el labor presenta, roca marga gris y roja, con una densidad de 2.5.

Características Geomecánicas

Por ser una estructura consolidada y cementada con carbonatos y mineralización se comporta como una roca competente y sólida cuya característica geomecánicas son:

CUADRO N° 14

ESTRUCTURA	GSi	RMR	Q	ABERTURAS	TIEMPO DE SOPORTE	TIPO DE SOPORTE
Conglomerado	MF/R-P	40-50	0.7-2.5	4.5 m.	10 Horas	Shotcrete 2” con fibra

2.1.3. Evaluación Geomecánica Para Fines de Perforación y Voladura

2.1.3.1. RMR (Rock Mass Rating)

Se determinó mediante mapeos geomecánicos a cada tramo de avance por voladura (mapeo de líneas por detalle) en una longitud de 100 m de avance, el valor comprende a un promedio a la longitud estimada.

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 \times IR \times \delta + 1.01)} \quad (\text{Ecu. 2.1})$$

Dónde:

IR: índice de rebote del martillo Schmidt (24.63, para nuestro caso)

δ : Peso específico de la roca (25.0 KN/m³ o 2.5 ton/m³).

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca.

Entonces reemplazando en la ecuación 2.1

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 \times 24.63 \times 25.0 + 1.01)}$$

$$\sigma_c = 35.63 \text{ MPa}$$

Valoración: 4

2.1.3.2. RQD (Rock Quality Designation)

Para el cálculo de RQD emplearemos la siguiente formula:

$$RQD = 100 \times e^{-0.1\lambda} \times (0.1\lambda + 1)$$

Dónde:

λ : N° de discontinuidades (1930 promedio de mapeo)

Longitud lineal: 100 m

Reemplazando en la ecuación

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fisuras}}{SPAN}$$

$$\lambda = \frac{1930}{100} = 19.3 \text{ disc. /m}$$

$$RQD = 100 \times e^{-0.1(19.3)} \times (0.1(19.3) + 1)$$

$$RQD = 42.5\%$$

Valoración: 8

2.1.3.3. Espaciamiento de Discontinuidades

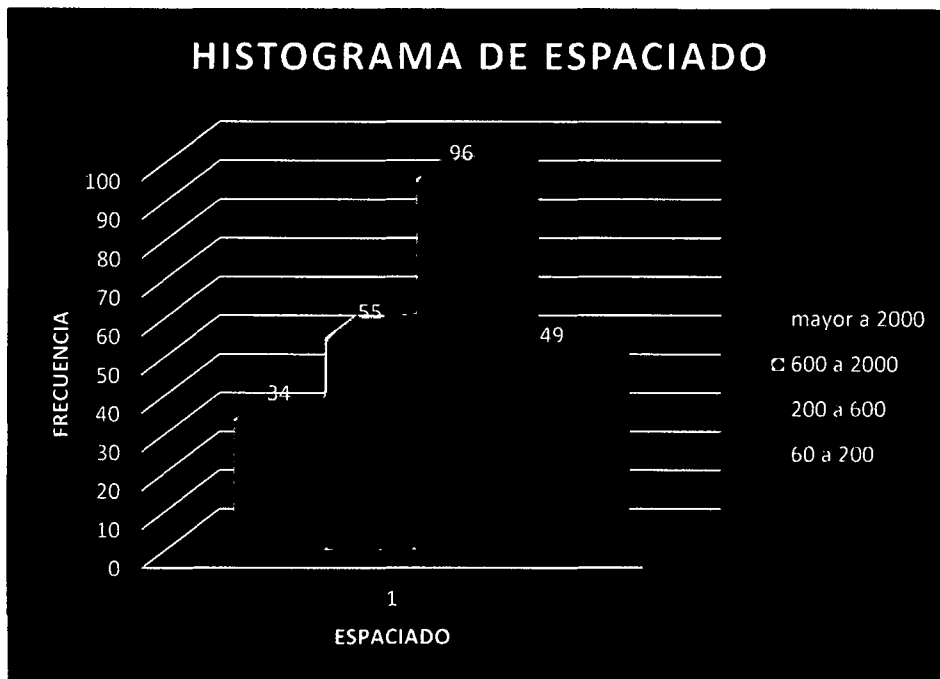
Se empleó un procedimiento estadístico para determinar el espaciamiento de mayor frecuencia (fig. 5) de un total de 234 datos (cuadro N° 15).

CUADRO N° 15

Espaciado (mm)	Espaciado	N° de datos
mayor a 2000	1	34
600 a 2000	1	55
200 a 600	1	96
60 a 200	1	49
TOTAL		234

Fuente: elaboración propia

FIGURA N° 05



Fuente: elaboracion propia

Espaciamiento 200 mm a 600 mm

Valoración: 10

2.1.3.4. Condición de Discontinuidades

La roca presenta en todo ese dominio estructural

- ❖ Ligeramente rugosa < 1 mm de separación
- ❖ Paredes de roca semi-dura

- ❖ Moderadamente intemperizado
- ❖ Con una persistencia de discontinuidades que varía de 3 a 10 m.

Valoración: 20

2.1.3.5. Aguas Subterráneas

La zona presenta goteo incesante en la mayoría de los tramos analizados.

Valoración: 4

Sumando los valores anteriores se tiene:

RMR: 46%

2.1.3.6 Índice de calidad de la roca, (Q)

Determinar el índice de calidad Q, para posterior determinar el GSI

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad (\text{Ecu. 2.2})$$

Dónde:

$$RQD = 42.5 \%$$

$$J_n: 15$$

$$J_r: 1.0$$

$$J_a: 4$$

Reemplazando en la ecuación N° 2.2

$$Q = 0.71$$

Este valor de Q puede ser utilizado para estimar el valor GSI a partir de:

$$\text{GSI} = 9\log Q + 44 \quad (\text{Ecu.2.3})$$

$$\text{GSI} = 42.6$$

2.1.3.7. Relación entre RMR y GSI

Las relaciones existentes entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizando, se detallan a continuación:

Para el caso de RMR₇₆

$$\text{RMR}_{76} > 18 \rightarrow \text{GSI} = \text{RMR}_{76}$$

$\text{RMR}_{76} < 18 \rightarrow$ No se puede utilizar el RMR_{76} para la obtención del GSI

Para el caso de RMR₈₉

$$\text{RMR}_{89} > 23 \rightarrow \text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5$$

$\text{RMR}_{76} < 23 \rightarrow$ No se puede utilizar el RMR_{89} para la obtención del GSI

Entonces:

$$\text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5 \quad (\text{Ecu. 2.4})$$

$$\text{GSI} = 41.0$$

2.2. Marco Teórico y Conceptual

2.2.1. Marco Teórico

- **Malla:** Es la forma de distribución geométrica de los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden, espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.

- **Perforación:** Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es de abrir huecos cilindros en la roca (denominado taladro), destinados a alojar explosivos y sus accesorios iniciadores.
- **Voladura:** De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, donde las presiones generadas por explosivo confinados dentro del taladro perforados en roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos, fragmentación y desplazamiento.
- **Subterráneo:** Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie.
- **Frente:** Superficie libre en una voladura.
- **Parámetros:** Es el valor de las características que nos interesan en el colectivo o universo. Este valor se refiere a partir de las estadísticas, es el valor estimado del parámetro.
- **Burden (Piedra):** Distancia entre el barreno y la cara libre más próxima. La dureza de la roca, fracturas, explosivos utilizados y la fragmentación determina la selección del burden.
- **Espaciamiento:** Distancia entre los barrenos, perpendicular al burden, normalmente fluctúa entre 1 y 1.8 por la distancia del burden, se obtiene de resultados óptimos de distribución de energía cuando el espaciamiento es equivalente a la dimensión del burden por 1.15 y el patrón es distribuido en una configuración inclinada el agrietamiento primario paralelo al cara libre puede permitir un espaciamiento mayor.

2.2.2. Marco Conceptual

2.2.1. Diseño de Malla de Perforación en Rampas y Túneles

2.2.1.1. Sistema de Avance

La forma según el cual se ataca la sección de un frente depende de diversos factores:

Equipo de perforación empleado.

Tiempo disponible para la ejecución.

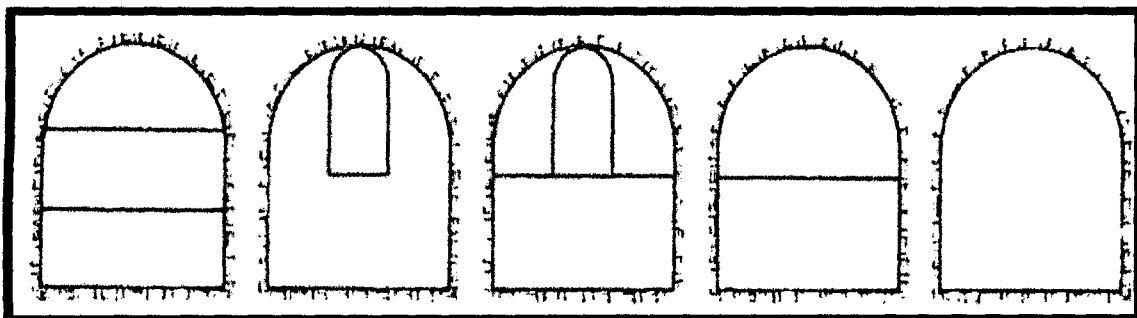
Tipo de roca.

Tipo de sostenimiento

Tipo de ventilación.

En rocas competentes las labores con secciones inferiores a 100 m² pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa, la excavación por sus faces se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permite la excavación a plena sección (ver figura siguiente)

FIGURA N° 06



Fuente: Manual P & V - López Jimeno

2.2.1.2. Esquema de Voladura

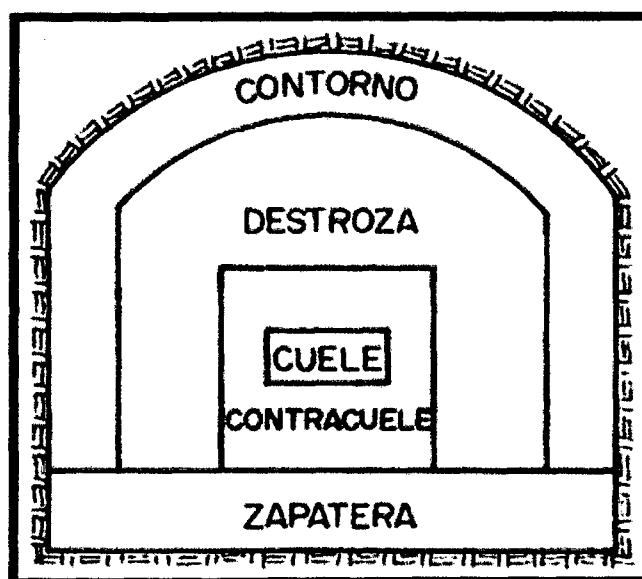
La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque.

El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente una superficie de 1 a 2 m². Aunque con diámetros de perforación grande se alcanza hasta los 4m². En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores en perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menos cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre.

FIGURA N° 07

Zonas de una voladura en un frente



Fuente: Manual P & V - López Jimeno

Los taladros de contorno son los que establecen en forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance.

En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombros, en la fragmentación y la también en el número de taladros. De las tres posiciones: centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya se evita la caída libre del material, el perfil de escombros es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (piñas, 2007).

2.2.1.3. Tipos de arranque con los taladros paralelos

Las voladuras subterráneas son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido que la única superficie libre es el propio frente de excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. Por otro lado, las dimensiones del burden en el arranque son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensible para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero poseer una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a los 3000 m/s, para evitar el efecto de canal en los explosivos encartuchados dentro de los taladros de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión empujan el aire alojado entre la columna de explosivo y la pared de taladro, comprimiendo los cartuchos por delante del frente de la onda de choque destruyendo así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

Debido a que cada día las minas se mecanizan más, se emplea equipos sofisticados en lo que es la perforación con (jumbos), y para ello perforar en ángulo sería algo complejo, por lo tanto la perforación con taladros paralelos es lo más adecuado, además de ser muchos más fáciles de perforar, ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las

deslizaderas, y los avances no están tan condicionados por la anchura de la labor como en el caso de los arranques en ángulo.

2.2.1.4. Arranque Cilíndrico

Actualmente es el tipo de arranque que se utiliza con más frecuencia en la excavación de labores subterráneas, con independencia de las dimensiones de estas. Se considera que es una evolución o perfeccionamiento de los arranque quemados que se comentaran más adelante. Consta de uno o dos taladros vacíos o de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los taladros cargados. Los taladros de gran diámetro (65 a 175 mm) se perforan con brocas escariadoras.

Todos los taladros dentro del arranque se sitúan muy próximos alineados y paralelos, por lo que es muy habitual usar jumbos dotados con paralelismo automático.

Tipo de arranque más empleado es el de cuatro secciones. Ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución, la metodología de cálculo de esquemas y cargas de este arranque y el resto de las zonas de un frente corresponde a las teorías suecas actualizadas recientemente por Roger Holmberg (1982) y simplificada por Oloffson (1990), y se estudian seguidamente. Por último, se indican otros tipos de arranques cilíndricos que se han utilizado con éxito y están bien experimentados.

2.2.1.5. Arranque propuesto por Hagan

Algunos problemas que se presentan en las voladuras con arranques con taladros paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilidad por pre-compresión dinámica. El primer fenómeno puede aparecer en un taladro adyacente al que este detonando. Cuando el explosivo que se encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad, como son todos aquellos que poseen en su composición nitroglicerina. Por el contrario la desensibilización por pre-compresión dinámica tiene lugar en muchos explosivos y

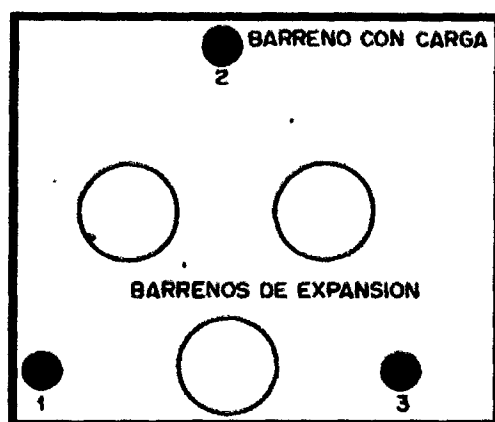
particularmente en el ANFO, pues la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la adyacente por encima de la densidad crítica o de muerte.

Los problemas de desensibilización pueden atenuarse con el correcto diseño de las secuencias de encendido, haciendo que la detonación sucesiva de cada taladro se realice con un retraso suficiente para que la onda de choque de la detonación anterior pase y que el explosivo recupere su densidad y grado de sensibilidad normales.

La propuesta de Hagan es para disminuir estos problemas mencionados, y consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga.

FIGURA N° 08

Arranque cilíndrico modificado por Hagan



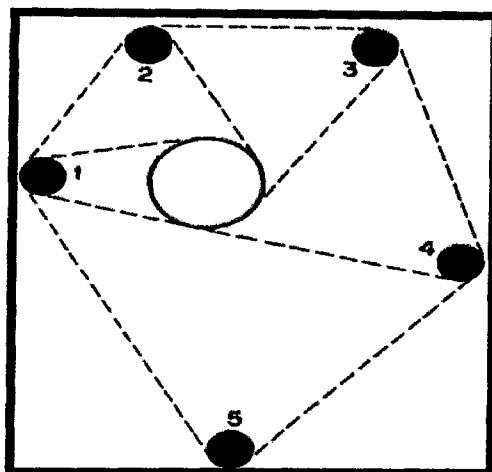
Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

Hagan también ha podido comprobar que las rocas de grano fino son más propicias a los fallos de los arranques que las de grano grueso, debido al mayor volumen del hueco de alivio que se precise para la salida del material.

Como en los arranques cilíndricos cada detonación sucesiva agranda el espacio disponible para la expansión de los taladros que aún no han salido, la dimensión del burden puede ir aumentando y por lo tanto colocarse las cargas en espiral.

FIGURA N° 09

Arranque cilíndrico en espiral

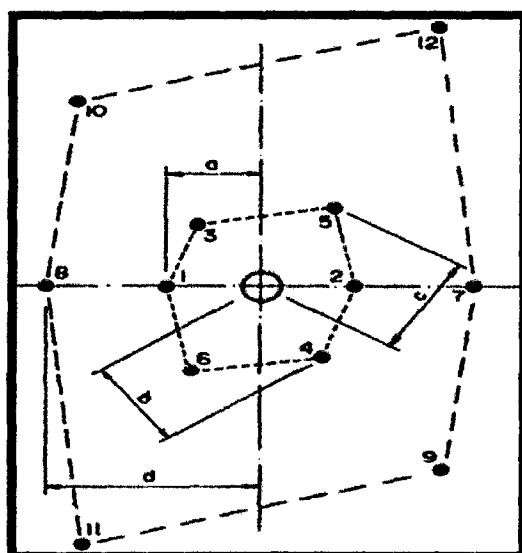


Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

2.2.1.6. Arranque cilíndrico de doble espiral

Se perfora un taladro central con un diámetro entre 75 a 200 mm que es circunvalado por los taladros más pequeños cargados y dispuestos en espiral. Los taladros 1-2, 3-4 y 5-6 se corresponden en cada una de sus espirales respectivas.

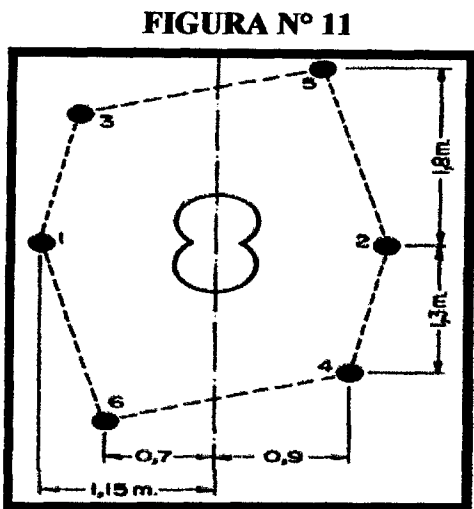
FIGURA N° 10



Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

2.2.1.7. Arranque Coromant

Consiste en la perforación de dos taladros secantes de igual diámetro (57 mm), que constituyen el hueco libre en forma de “8” para las primeras cargas.

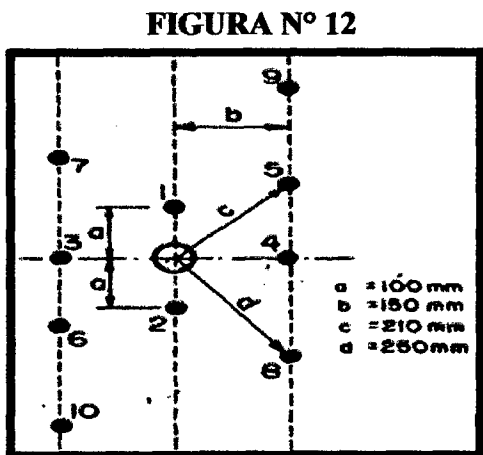


Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

2.2.1.8. Arranque Fagersta

Se perfora un taladro central de 64 o’ 76 mm de diámetro y el resto de los taladros cargados más pequeños se colocan según la figura N° 17.

Es un tipo de arranque mixto entre el de 4 secciones y el de doble espiral, siendo adecuado para las pequeñas secciones con perforación manual.



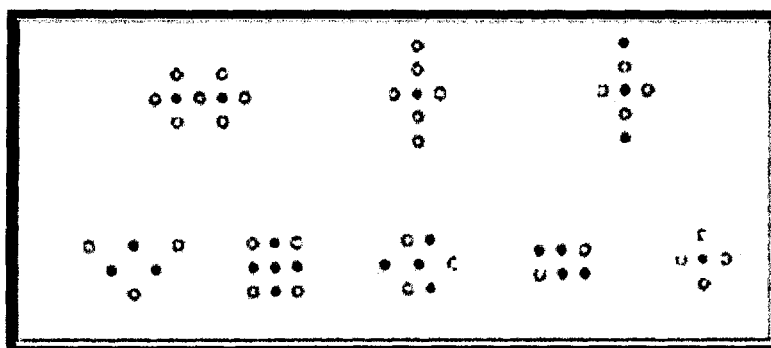
Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

2.2.1.9. Arranques quemados

En estos arranques todos los taladros se perforan paralelos y con el mismo diámetro, algunos se cargan con una gran cantidad de explosivo mientras que otros se dejan vacíos, al ser tan elevadas las concentraciones de carga, la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda del arranque, no dándose las condiciones óptimas para la salida del disparo como ocurre con los arranques cilíndricos. Los avances son reducidos y no van más allá de 2.5 m por disparo.

FIGURA N° 13

Arranque Fagersta



Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

2.2.2.0. Calculo de Voladuras

A. Avance por Disparo

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “x” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

$$X = 0.95 \cdot L \quad (\text{Ecu.2.4})$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$H = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2 \quad (\text{Ecu.2.5})$$

Donde: ϕ_2 = diámetro de taladro vacío (m).

Cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$\phi_2 = \phi_2 * \sqrt{NB} \quad (\text{Ecu. 2.6})$$

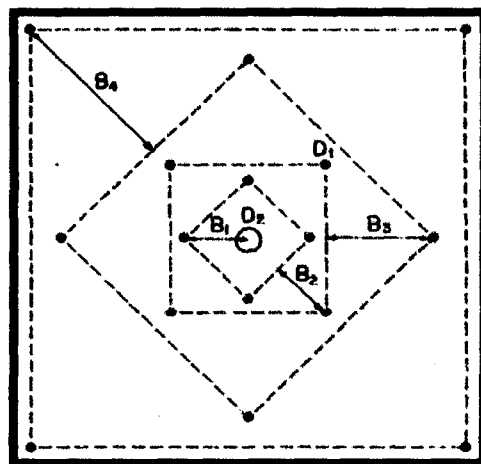
Dónde:

ϕ_2 = es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

B. Arranque de Cuatro Secciones

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros paralelos se indican en la figura 2.3. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no deben exceder de “1.7 ϕ_2 ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre taladro cargado y el vacío.

FIGURA N° 14
Arranque de cuatro secciones



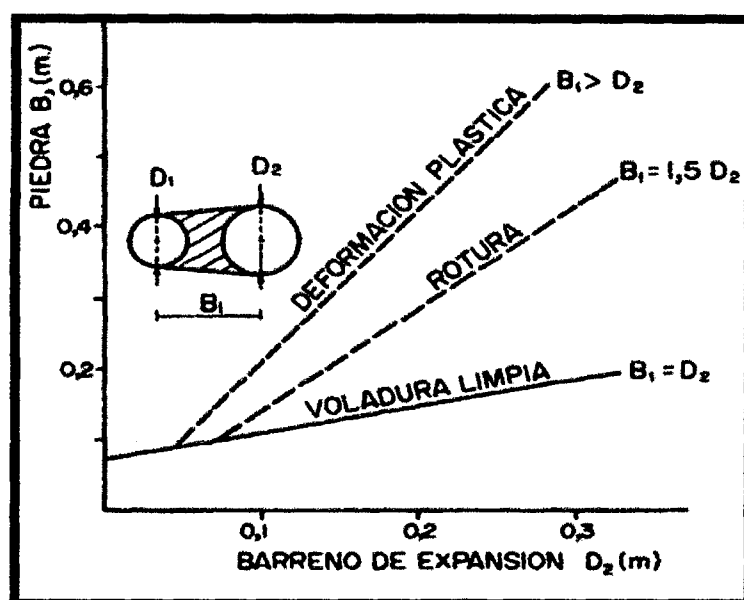
Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

Para los burden mayores " $2\phi_2$ " el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a " ϕ_2 ", pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sintonización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de:

$$B_1 = 1.5\phi_2 \quad (\text{Ecu. 2.7})$$

FIGURA N° 15

Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.



Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de:

$$B_1 = 1.7\phi_2 - E_p = 1.7\phi_2 - (\alpha \times L + e) \quad (\text{Ecu.2.8})$$

Donde:

E_p = error de perforación (m)

α = desviación angular (m/m)

L = profundidad de taladros (m)

e = error de emboquille (m)

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55 \varnothing_1 \left[\frac{B}{\varnothing_2} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{\varnothing_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.9})$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\varnothing_1$ = Diámetro de perforación (m)

$\varnothing_2$ = Diámetro de taladro vacío (m)

B = Burden

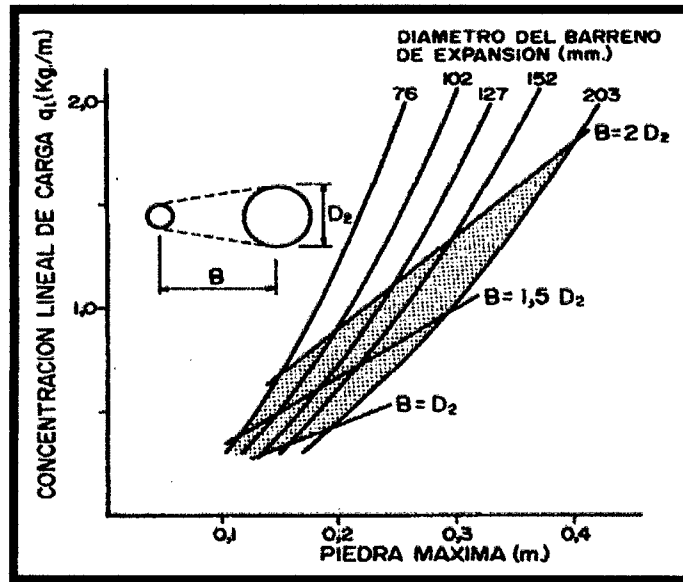
C = Constante de roca

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión del burden a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco complejo.

FIGURA N° 16

Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca



Fuente: Larsson y Clark

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “Ah” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “q1” el valor del burden se calculara a partir de:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times C}} \quad (\text{Ecu. 2.10})$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 25 la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “A’h” en la primera sección, por lo que:

$$Ah = \sqrt{2} (B_1 - Ep) \quad (\text{Ecu. 2.11})$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - Ep) \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times C}} \quad (\text{Ecu. 2.12})$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico.

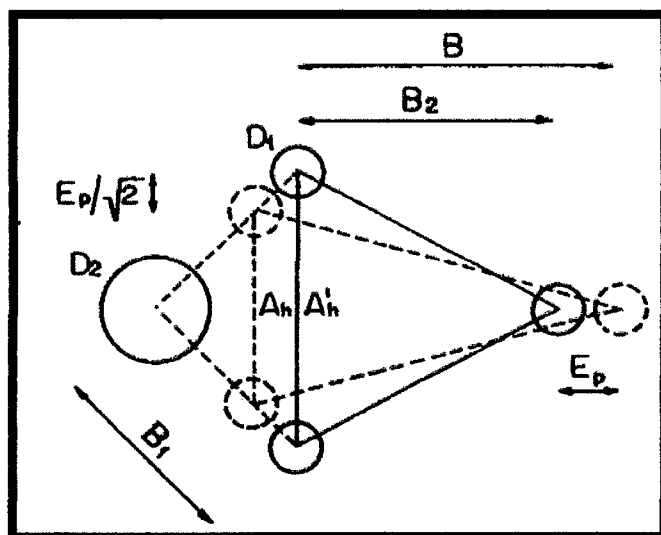
$$B_1 = B - E_p \quad (\text{Ecu. 2.13})$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “ B_2 ” ya que debe satisfacer.

$$B_2 \leq 2Ah$$

FIGURA N° 17

Influencia en la desviación de los taladros



Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificara la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q_1 = \frac{540 \times \theta_1 \times c \times Ah}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.14})$$

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación.

El ángulo de apertura debe ser menor de 1.6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque (función) de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B_2 > 0.5 Ah$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B_2 = 0.7 B \quad (\text{Ecu. 2.15})$$

Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del lado de la última sección “B” no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo de resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10\phi_1 \quad (\text{Ecu. 2.16})$$

2.2.2.1. Diseño de arrastres

Según Carlos López Jimeno/ Emilio López Jimeno, (2003), el burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{(q_1 \times RWS_{ANFO})}{C \times f \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (\text{Ecu. 2.17})$$

Donde:

f: factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B: relación entre el espaciamiento y el burden. Se puede tomar igual a 1.

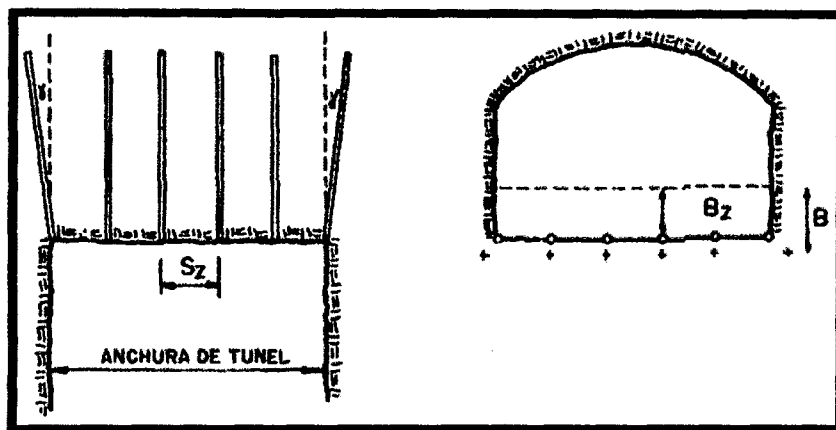
C: constante de roca corregida

C: $c + 0.05$ para $\text{burden} \geq 1.4 \text{ m}$

$C: c + 0.07/B$ para $\text{burden} < 1.4 \text{ m}$

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce " γ " o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de 3° , que equivale a 5cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

FIGURA N° 18
Geometría de los taladros de arrastre



Fuente: Manual de perforación y voladura – López Jimeno

El espaciamiento práctico para los taladros de rincón será:

$$S'_A = S_A - Lxsen\gamma \quad (\text{Ecu.2.18})$$

El burden práctico "BA" se obtiene a partir de:

$$B_A = B - Lxsen\gamma - E_p \quad (\text{Ecu.2.19})$$

En la práctica, generalmente se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición: $B \leq 0.6 L$

Diseño del Núcleo

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo, es similar al empleado de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación/burden (Cuadro 13).

CUADRO N° 16

Factor de fijación y relación

DIRECCIÓN DE SALIDA DE LOS TALADROS	FACTO DE FIJACIÓN "f"	RELACIÓN S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1,25
Hacia abajo	1.20	1.25

Fuente: Manuel P&V López Jimeno.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

Diseño de Contorno

En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastre con los siguientes valores:

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación S/B $S/B = 1.25$

Concentración de la carga de columna $q_c = 0,5 q_f$

Siendo:

q_f : Concentración de carga de fondo.

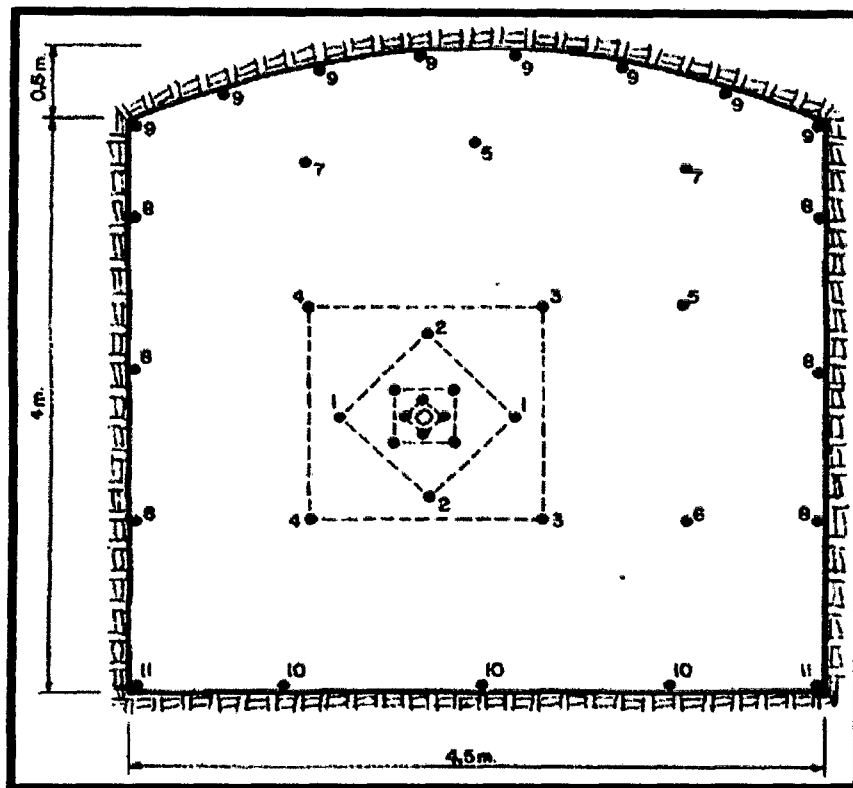
$$S_c = K\theta_1 \quad (\text{Ecu.2.20})$$

$$\mathbf{S}_c = \mathbf{K}\boldsymbol{\theta}_1 \quad (\text{Ecu.2.20})$$

K: constante [15,16]

$\emptyset_1$: Diámetro de taladros (m)

Diseño de malla de perforación & voladura por metodología sueca sección 4.5 * 4.5 m



Fuente: Manuel P&V López Jimeno.

En el diseño de malla de perforación y voladura se considera variables dependientes e independientes que determina parámetros de carga, explosivo y roca.

2.2.2.2.1. Variables Independientes

M = macizo rocoso.

Indicadores:

M₁ = resistencia a la compresión

M₂ = densidad de roca.

M₃ = calidad del macizo rocoso.

M₄ = constante de la roca “c”.

M₅ = discontinuidades.

M₆ = fallas.

M₇ = estructuras.

2.2.2.2.2. Variables Dependientes

G = geometría de perforación y tipo de explosivo a utilizar.

Indicadores:

G₁ = burden.

G₂ = espaciamiento.

G₃ = diámetro de taladro

G₄ = longitud de taladro.

G₅ = acoplamiento.

G₆ = longitud de carga.

G₇ = factor de carga y energía.

G₈ = índice de volabilidad.

G₉ = consumo específico de explosivo.

G₁₀ = elección adecuada de explosivo.

G₁₁ = velocidad de detonación.

G₁₂ = presión de detonación.

G₁₃ = densidad de explosivo.

G₁₄ = longitud de explosivo.

G₁₅ = diámetro de explosivo.

2.2.3. Análisis de Variables que Intervienen en el Diseño de Malla de Perforación

a.- Diámetro del taladro “Ø”

Es el diámetro de broca, puede seleccionar desde 2.5 cm a 45 cm, de acuerdo a su aplicación.

b.- Presión de detonación del explosivo “PoD”

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura, desde los 30 kbar a 202 kbar (EXSA, 2005).

$$\mathbf{PoD = 0.25 * 10^{-5} * \delta * VoD^2} \quad \text{(Ecu. 2.21)}$$

Dónde:

δ: densidad del explosivo (g/cc)

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

c.- Factor de carguío “Fc”

El factor de carguío está en función volumen de explosivo y volumen de taladro dentro del taladro, donde: $F_c \leq 1$

$$F_c = \frac{V_e}{V_{Tal}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{Cartuchos}}{\pi * \phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{Cartuchos}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.22})$$

d.- Acoplamiento del explosivo “Ae”

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo “ ϕ_e ” y diámetro del taladro “ ϕ_{tal} ”, donde: $A_e \leq 1$

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.23})$$

e.- Longitud de carga explosiva “Lc”

La longitud de carga está en función del diámetro del explosivo “e”, longitud del explosivo “Le”, numero de cartuchos por taladro “N°cart/tal”. Y el acoplamiento “Ae”, donde $L_c \leq \frac{3}{4} L_{tal}$.

El volumen del explosivo desacoplado dentro del taladro, se determina:

$$V_e = \frac{\pi * \phi_e^2}{4} * L_e * N^{\circ} \text{cart /tal} \quad (\text{Ecu. 2.24})$$

Dónde:

V_e : volumen de explosivo

ϕ_e : Diámetro del explosivo

N°cart /tal: Número de cartuchos por taladro

El volumen del explosivo acoplado dentro del taladro, se determina:

$$V_e = \frac{\pi * \emptyset^2 A_e}{4} * L_c \quad (\text{Ecu. 2.25})$$

Dónde: $\emptyset_{Ae} = A_e * \emptyset_{tal}$ (Ecu. 2.26)

$\emptyset_{Ae}$: Diámetro del acoplamiento del explosivo

$\emptyset_{tal}$: Diámetro del taladro

L_c : Longitud de carga

A_e : Acoplamiento del explosivo

Reemplazando las ecuaciones (2.25 y 2.26) en (2.24), se obtiene la longitud de carga “ L_c ”

$$\frac{\pi * \emptyset_{Ae}^2}{4} * L_c = \frac{\pi * \emptyset_e^2}{4} * L_e * N^{\circ} \text{cart} / \text{tal}$$

$$L_c = \frac{\emptyset_e^2}{\emptyset_{Ae}^2} * L_e * N^{\circ} \text{cart} / \text{tal}$$

$$L_c = \left(\frac{\emptyset_e}{A_e * \emptyset_{Tal}} \right)^2 * L_e * N^{\circ} \text{cart} / \text{tal} \quad (\text{Ecu. 2.27})$$

f.- Longitud del taladro “ L_{tal} ”

En perforación subterránea varía según la longitud del barreno “ L_b ” y la eficiencia de perforación “ E_p ”.

$$L_{tal} = L_b * E_p \quad (\text{Ecu. 2.28})$$

La perforación en frentes de minería subterránea, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s}$$

Dónde:

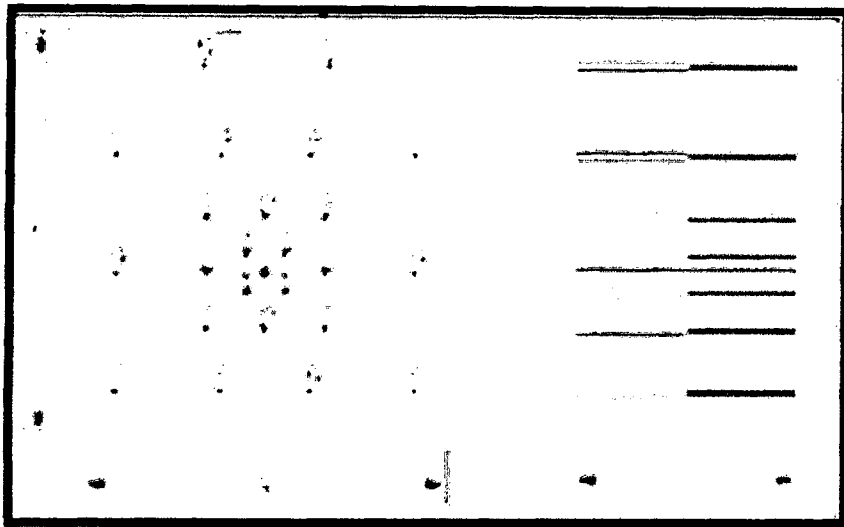
A_S = Área de la sección del frente.

g.- Presión de detonación del taladro “PoDtal”

Para determinar la presión detonación de taladro, se realizara con el análisis de la figura.

FIGURA N°20

Vista de frente y perfil de una malla de perforación



Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMT”

Longitud de carga “Lc”

$$L_c = L_{cc} * L_{cf} \quad (\text{Ecu. 2.29})$$

Dónde:

L_{cc} : Longitud de carguío de la carga de columna

L_{cf} : Longitud del carguío de fondo

Para determinar la presión de detonación en el taladro se utilizara la “ley de Dalton o de las presiones parciales” de la ecuación universal de los gases:

$$P_{oDtal} = P_{CC} * P_{Cf} \quad (\text{Ecu. 2.30})$$

Y la “ley de Boyle y Maririotte” para calcular las presiones parciales.

Dónde:

$$P_1 * V_1 = P_2 * V_2$$

$$P_{CC} * V_{tal} = P_0 D_{CC} * V_{CC}$$

$$P_{CC} = P_0 D_{CC} * \frac{V_{CC}}{V_{tal}}$$

$$P_{CC} = P_0 D_{CC} * F_{CC}$$

Y

$$P_{Cf} = P_0 D_{Cf} * F_{CC} \quad (\text{Ecu. 2.31})$$

F_{CC} : Factor de carguío de la carga de columna

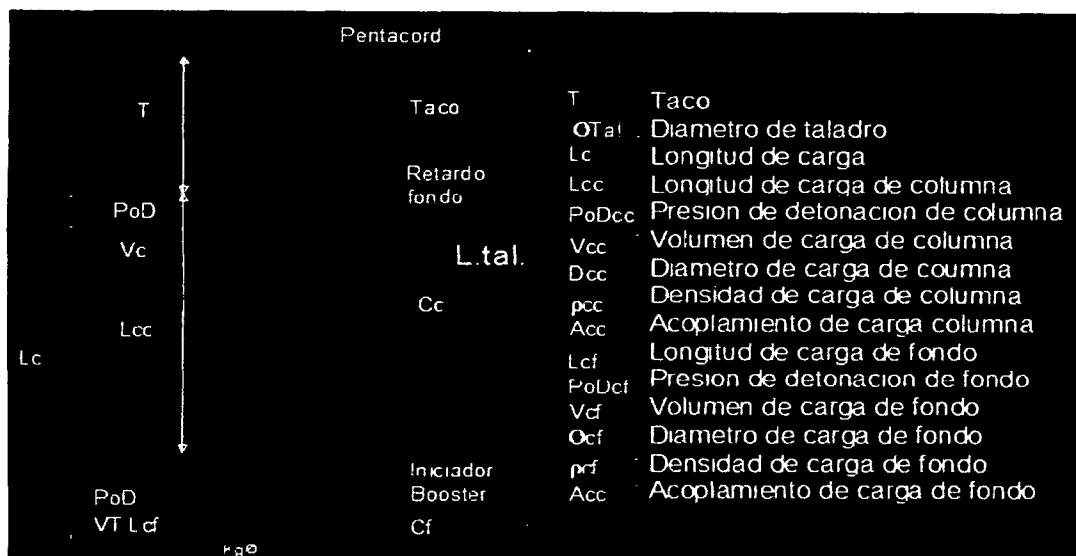
$$F_{CC} = \frac{V_{CC}}{V_{Tal}} = \frac{\phi e^2 * L_{CC} * N_{\text{Cartuchos}}}{\phi^2_{tal} * L_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.32})$$

F_{Cf} : Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{Cf} = \frac{V_{Cf}}{V_{Tal}} = \frac{\phi^2_{cf} * L_{Cf} * N_{\text{Cartuchos}}}{\phi^2_{tal} * L_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.33})$$

FIGURA N°21

Representación gráfica de un taladro con carga de fondo y columna



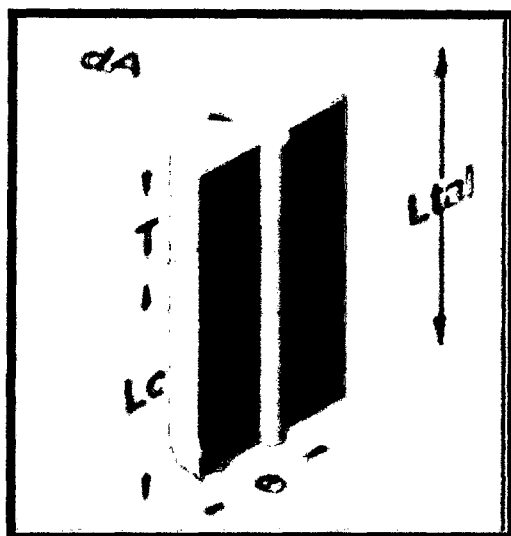
Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGENMT”

h.- Determinación del taco mínimo “Minh”

Para determinar el taco mínimo “Tmin”, se observa la figura 30, donde el taco está en función al espesor “e” de rotura por efecto de la voladura y un factor de seguridad “Fs.”

FIGURA N°22

Diagrama de cuerpo libre para determinar el taco



Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMT”

$$T_{mim} = \frac{e}{F_S}$$

Donde:

$$e = \frac{PoD_{tal} * \emptyset}{2 * \sigma_r * RQD}$$

$$T_{mim} = \frac{PoD_{tal} * \emptyset}{2 * F_S * \sigma_r * RQD} \quad \text{El “Tim” puede variar hasta que: } L_c + T_{min} \leq L_{tal}.$$

2.2.3.1. Análisis Operacional de la Constante de roca, Índice y Factores de Voladura

En un diseño de voladura podemos encontrar lo siguiente:

- Constante de roca “c” propuesto por Langefors (1978)
- Factor de roca “A” (rock factor)
- Factor de energía

- Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga (Technical poder factor).
- Índice de volabilidad (blastability index)

a.- Constante de roca “C” Propuesto por Langefors (1978)

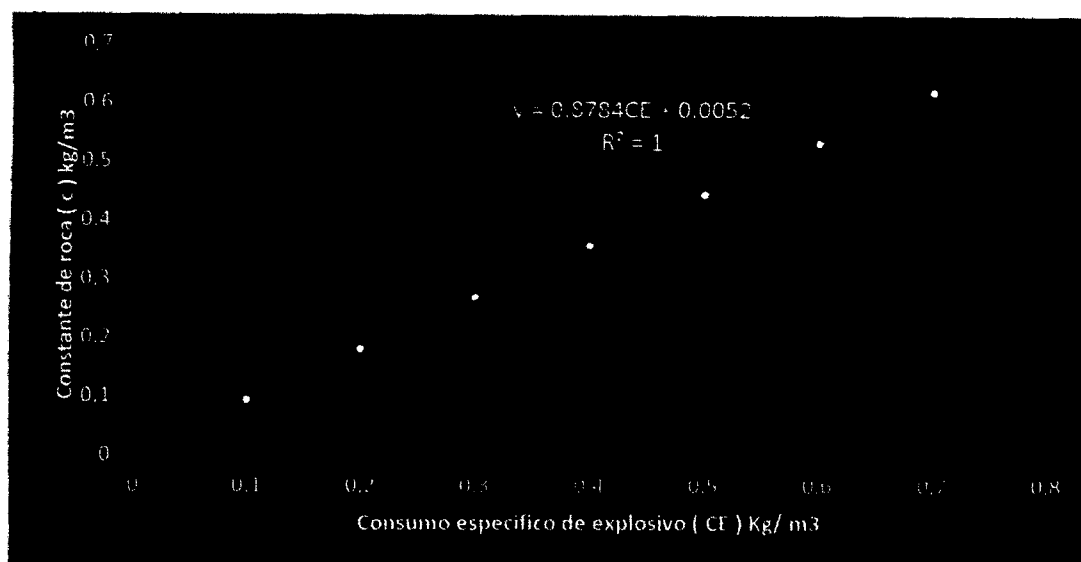
Langefors propone un factor para representar la influencia de la roca y lo definió por C_o , cuando se refiere a una carga de limite (zero throw condition). “C” indica el valor del factor incluyendo un margen técnico para una satisfactoria rotura y se da por $C = 1.2 \cdot C_o$. “ C_o ” tiene un valor de 0.17 kg/m^3 para un granito cristalino (que es el encuentro de una serie de pruebas de explosiones en granito cristalino frágil) y tiene un valor entre 0.18 a 0.35 kg/m^3 para otras rocas. Para los diseños de perforación y voladura se toma un valor de $C = 0.4 \text{ kg/m}^3$. Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de rock (0.4 kg/m^3) puede variar hasta un 25%.

De forma concreta el modelo de Holmberg solo permite constante de 0.2 a 0.4 y como lo especifica hace referencia a kg/m^3 , sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones. Así que solo puede tomar valores entre ese intervalo, por lo tanto tiene que buscar el valor que mejor represente a la roca a evaluar de acuerdo a la experiencia, es algo confuso porque en otros modelos se encuentra el mismo factor con otros valores, pero repitiendo con otros modelos, son valores que se tomaron en la elaboración de modelo.

Uno de los propósitos de esta investigación es encontrar una relación ajustada entre estos índices y para ello se hace un análisis de mínimos cuadrados (método gráfico), como se muestra en las figuras.

FIGURA N°23

Constante de roca vs. Consumo específico de explosivo



Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMT"

b.- Factor de roca "A" (Rock Factor)

El índice de volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) nos sirve para calcular el factor de roca, que también Cunningham en el año 1987 propone una modificación para calcular este factor, este factor es una variable para predecir la fragmentación.

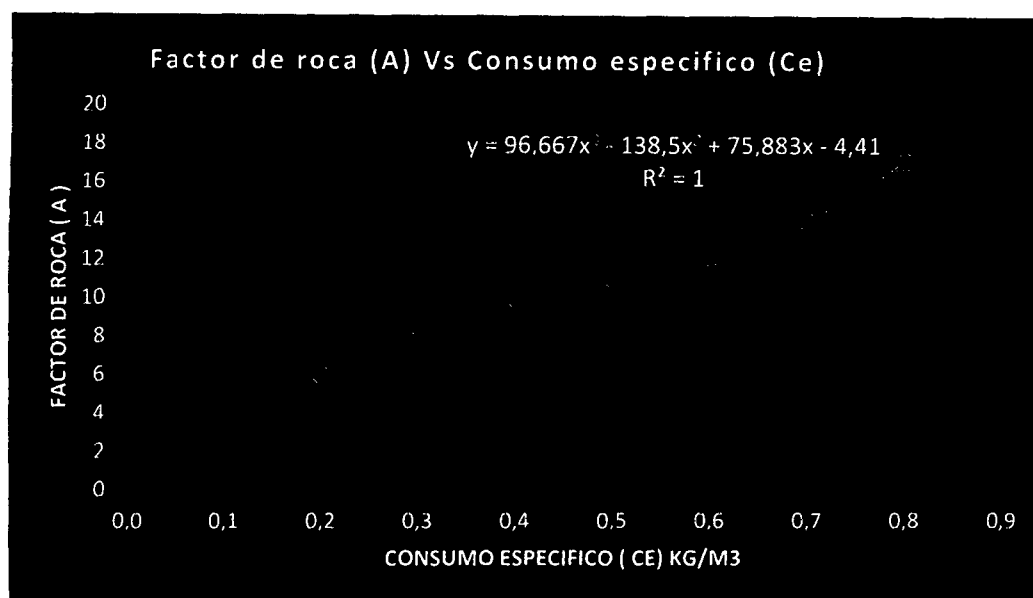
$$FR(A) = 0.12 * BI \quad (Ecu. 2.34)$$

BI: Índice de volabilidad

Es necesario resaltar que este valor debe tener una variación de entre 6 a 14, así como lo recomienda la investigación de Sanchidrián. Y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado con la constante de roca.

FIGURA N°24

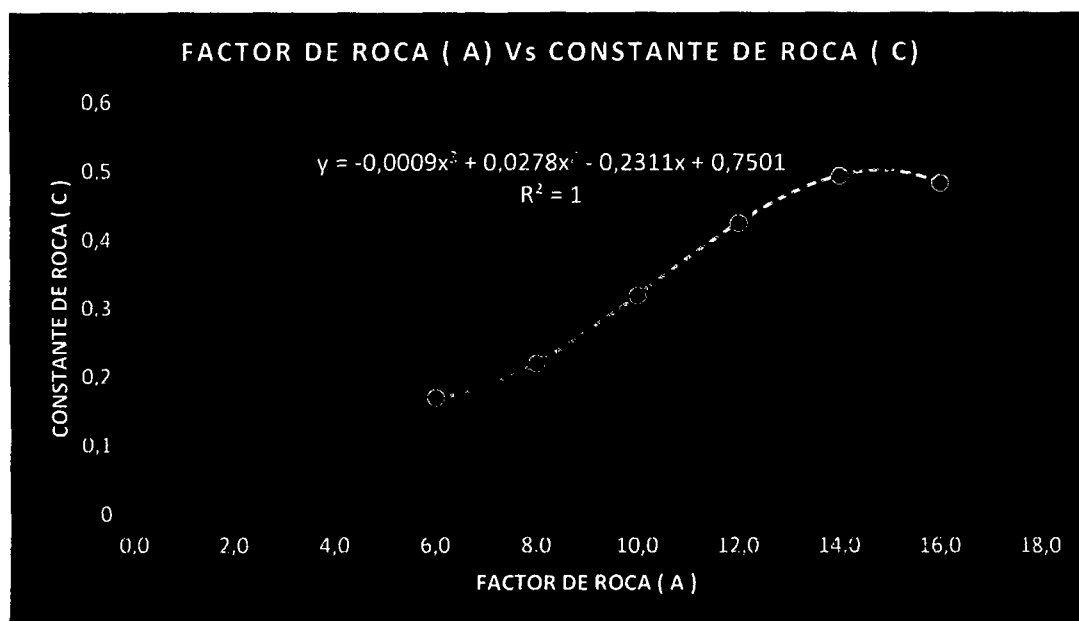
Factor de roca vs. Consumo específico de explosivo



Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “TV CONEINGEMMT”

FIGURA N°25

Constante de roca vs. Factor de roca



Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “TV CONEINGEMMT”

c.- Índice de volabilidad

Lilly (1986, 1992) definió el índice de volabilidad “BI” (Blastability Index) obtenido como suma de los 5 parámetros geomecánicos.

$$BI = 0.5 (GSI + JPO + SGI + RSI) \quad (\text{Ecu. 2.35})$$

CUADRO N°17

	Parámetros Geomecánicos	Calificación
	descripción del macizo rocoso (RMD)	
1.-	1.1 Friable poco consolidado	10
	1.2 Diaclasado en bloques	20
	1.3 Totalmente masivo	50
	Espaciamiento entre planos de las juntas JPS	
2.-	2.1 Pequeño (< 0.1 m)	10
	2.2 Intermedio (0.1 a 1 m)	20
	2.3 Grande (> 1)	50
	Orientación de los planos de juntas JPO	
3.-	3.1 horizontal	10
	3.2 Buzamiento Normal al frente	20
	3.3 Dirección normal al frente	30
	3.4 Buzamiento coincidente con el frente	40
	Influencia del peso específico GSI	
4.-	GSI = 25 GS* 50 Donde: GS = Peso específico ton/m ³	
	Influencia de resistencia	
5.-	RSI = 0.05 * RC Donde: RC = Resistencia a la compresión	

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “TV CONEINGEMMET”

Tomando la ecuación se puede obtener que:

$$C.E \text{ (kg ANFO/t)} = 0.004 * BI$$

$$BI = \frac{C.E}{0.004} \quad (\text{Ecu. 2.36})$$

Con esta ecuación se puede estimar el índice “BI” a partir del insumo específico de explosivo.

“C.E” de la ecuación de Ashby modificado.

d.- Factor de energía

Este factor indica la energía requerida por unidad de peso (MJ/t), se puede estimar del índice de volabilidad de Lilly.

$$FE \text{ (MJ/t)} = 0.015 * BI$$

Ahora se expresa esta ecuación en función de consumo específico de explosivo de la ecuación de Ashby.

$$\text{Reemplazando la ecuación se tiene: } FE = 0.12 * \frac{C.E}{0.004}$$

$$FE \text{ (MJ/t)} = 30 (C.E) \quad (\text{Ecu. 2.36})$$

2.3. Análisis de Factor de Seguridad “Fs”

Para determinar las constantes del factor de seguridad, se realizara pruebas de campo según su aplicación en voladura superficial y subterránea.

Si:

$$B_n = \emptyset * \left[\frac{P_0 D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right]$$

Despejando “Fs”

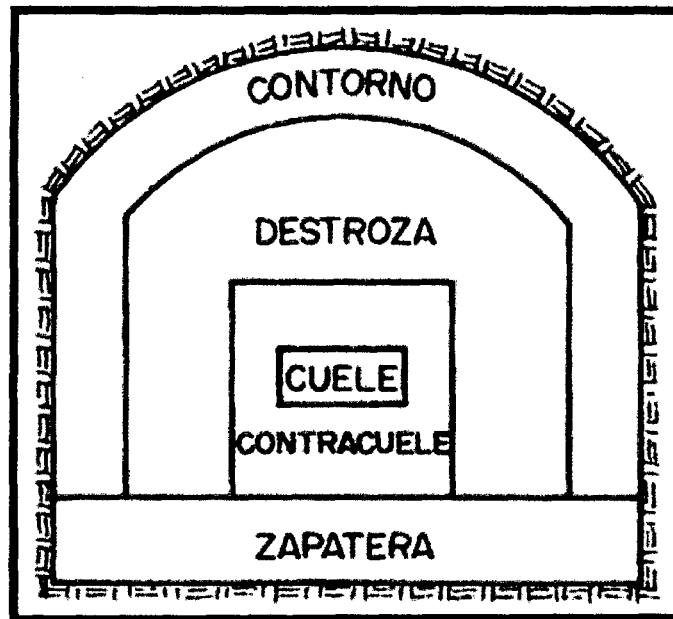
$$Fs = \frac{P_0 D_{tal}}{\left(\frac{B_n}{\emptyset} - 1 \right) * \sigma_r * RQD}$$

2.3.1. Determinación de Factor de Seguridad en Voladura Subterránea

Para la determinación de este factor es importante conocer los diferentes burden que se deben establecer en una malla de perforación.

FIGURA N°26

Esquema de malla de perforación y voladura



Fuente: LOPEZ JIMENO, Manual de perforación y voladura

De la malla de perforación se tiene:

- Burden de cuele y contracuele
- Burden de subayuda
- Burden de destroza
- Burden de contorno (pertenecen los barrenos de los hastiales y techo)
- Burden de zapatera

Los burden de subayuda, destroza, contorno, cuele y contracuele se exponen en la siguiente tabla.

CUADRO N°18

Factor de seguridad

D e c r e c i e n t e	Fs	Aplicación	C r e c i e n t e
	2	Destroza	
	3	Contorno	
	4	Subayuda	
	5	Contracuele	
	6	Cuele	

Fuente: Nueva teoría para calcular burden, "IV
CONEIMMET" en Huancayo 2003

2.4. Análisis de Fragmentación

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución de una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra, tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla (López, 2000).

El Modelo Kuz – Ram

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987). Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_o}{Q_T} \right)^{0.8} Q_T^{1/6} \quad (\text{Ecu.2.37})$$

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \quad (\text{Ecu.2.38})$$

Donde:

$\bar{X}$: Tamaño medio de los fragmentos, (cm).

A: factor de roca (Índice de Volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

V_0 : Volumen de roca (m^3) a romper = Burden (B) *Espaciamiento (S)*Longitud de tal.

Q_e : Masa del explosivo utilizado (kg)

RWS_{ANFO} : Fuerza relativa por peso del explosivo ANFO (ANFO = 100).

Q_T : Masa (Kg) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

Si se sabe que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K} \quad (\text{Ecu. 2.39})$$

Dónde:

K = factor triturante (consumo específico de explosivo) (kg/m^3)

Generalizando tenemos:

$$\bar{X} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30} \quad (\text{Ecu.2.40})$$

También:

$$K = \left[\frac{A}{\bar{X}} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30} \right]^{1.25} \quad (\text{Ecu.2.41})$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es $A=8$ y el límite superior es $A=12$.

2.4. Análisis de costos

Diagnóstico de los procesos operativos

Se presenta el diagnóstico obtenido de las operaciones de perforación y voladura en sus diversas aplicaciones operativas.

2.4.1. RENDIMIENTOS

2.4.1.1. Perforación

2.4.1.1.1. Labores de desarrollo

“la perforación es el inicio de las operaciones unitarias y de la cual depende el éxito de las demás operaciones unitarias”

La malla de perforación aplicada en el campo, sin considerar mayor cantidad de variables de resultados inadecuados, quedando una superficie no uniforme luego de la voladura en lo que se refiere a corona y hastiales, además el avance era menor al 70%.

Al perforar con barra de 12 pies, en roca de tipo II y III se puede tener una longitud efectiva de perforación de 3.47 m. mínimo y obtener un avance de 3.30 m. que sería el 95% de eficiencia. Siempre y cuando se considera mayor cantidad de variables para un buen diseño de malla, una buena distribución de taladros (lo cual se logra con el trazado de la malla de perforación y un buen control del paralelismo entre taladros) y una buena distribución de carga explosiva.

Finalmente, en lo que respecta al tiempo de perforación se puede observar que existen demoras por concepto de maniobras entre taladro y taladro, esto se debe a que la

superficie del frente no es uniforme producto de un mal avance. Por otro lado la velocidad de perforación no es la óptima, debido a la antigüedad propia de la máquina, y a la falta de paralelismo. Con un buen paralelismo se puede llegar a una velocidad de 70 mp/h.

CUADRO N°19

Rendimiento en Perforación Antes y Actual en Labores de Desarrollo.

OPERACIÓN	ANTES	ACTUAL	VARIACION		
LABOR SECCION	FRENTE 4.5m *4 m	FRENTE 4.5m *4 m	Δ	UNIDAD	$\Delta\%$
Tipo de roca	II-III	II-III			
Longitud de barra	3.7	3.7	0.00	m	0.00
Longitud efectiva de perforación	3.33	3.47	0.14	m	4.03
Avance	2.89	3.30	0.41	m	12.42
Rendimiento en avance	86.79	95.0	8.21	%	8.64
Volumen a romper por disparo	49.99	57.09	7.1	m3/disparo	12.44
Tonelaje obtenido por disparo	112.48	142.73	30.25	t/disparo	21.19
Diámetro de la broca	45	45	0	mm	0
Espaciamiento	0.56	0.68	0.12	m	17.65
Burden	0.55	0.66	0.11	m	16.6
Numero de taladros	53	45	-8	taladros	-17.78
RENDIMIENTO					
Metros perforados totales	176.49	156.15	-20.34	mp	-13.02
Rendimiento de perforación	68	73	5	mp/h	6.85
Taladros perforados por hora	20.46	21.13	-0.67	taladros/h	-3.17

tiempo efectivo de perforación	2.03	1.45	-0.58	h	-40.00
Tiempo de maniobras por total taladros	0.23	0.28	0.05	h	21.74
Tiempo de posicionamiento total	0.33	0.4	0.07	h	21.21
Tiempo total de perforación	2.59	2.13	-0.46	h	-21.60
toneladas rotas por taladro	2.12	3.17	1.05	ton/taladro	33.12

Fuente: elaboración propia

CUADRO N°20

Rendimiento en Perforación Antes y Actual en Labores de Desarrollo.

OPERACIÓN	ANTES	ACTUAL	VARIACION	
Frente 4.5m*4.0m	(US\$/m)	(US\$/m)	Δ	$\Delta\%$
PERFORACION	166.2	156.78	- 9.42	- 6.00
MANO DE OBRA	40.2	38.22	-1.98	-4.93
Operador de Jumbo	14.46	13.75	-0.71	-4.91
Ayudante Operador Jumbo	12.31	11.71	-0.6	-4.87
Capataz	13.43	12.76	-0.67	-4.99
INSUMOS	32.44	24.44	-6.0	- 24.55
ACEROS DE PERFORACION	16.19	13.25	- 2.94	- 22.19
Barra de extensión	3.68	2.64	- 1.04	- 39.39
Broca de 45 mm.	5.74	4.62	- 1.12	- 24.24
Shank adapter	1.23	0.99	- 0.24	- 24.24
Coupling	1.23	0.99	- 0.24	- 24.24
Broca escariadora de 3.5"	1.37	1.35	- 0.02	- 1.48
Adaptador piloto	1.36	1.3	- 0.06	- 4.41
Copas de afilado	0.82	0.65	- 0.17	-26.15
Aguzadora de copas	0.82	0.65	- 0.17	- 26.15
MATERIALES	23.66	24.22	0.56	2.31
Manga de ventilación de 30"	10.3	10.84	0.54	-4.98
Alcayata de 3 cuerpos	6.75	7.1	0.35	-4.93
Tubos de PVC 11/2*3	6.61	6.28	-0.33	-4.99
EQUIPOS	69.9	69.9	0.00	0.00
Jumbo de 1 brazo	69.9	69.9	0.00	0.00

Fuente: elaboración propia

2.4.1.2. Voladura

“el éxito de una voladura depende que tan buena sea la malla de perforación, y de la cantidad optima de explosivo por taladro”.

La voladura resultada adecuada según la distribución de carga explosiva, el cual depende de la geometría de perforación, tipo de roca y explosivo, se puede observar que se necesita 62.68 kg de explosivo para realizar una voladura en un frente de 4.5*4m. Con un factor de carga de 1.10 kg/m³. Donde sin considerar variables para el diseño de malla se utiliza 80.47 kg de explosivo con un factor de 1.61 kg/m³.

CUADRO N°21

Costo de voladura antes y actual en labores de desarrollo.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS EN VOLADURA					
OPERACIÓN	ANTES	ACTUAL	VARIACION		
SECCION	4.5*4m	4.5*4m	Δ	UNIDAD	Δ%
VOLADURA					
Emulsiones explosivas					
Emulnor3000 1 1/2"X 12	21.54	18.52	-3.02	kg	-16.31
Emulnor 1000 1 1/2"X 12	53.13	39.36	-13.77	kg	-34.43
Emulnor 45% 7/8"x 12" (Corona)	5.8	4.8	-1	kg	-20.83
Total de explosivos (kg)	80.47	62.68	-17.79	kg	-28.38
Factor de avance	27.94	18.99	-8.95	kg/m	-47.13
Factor de Potencia	0.72	0.44	-0.28	kg/t	-63.64
Factor de carga	1.61	1.10	-0.51	kg/m ³	-46.36
Tiempo de cebado y carguío/tal.	1.00	0.50	-0.10	min	-20.0
Tiempo total de carguío	0.57	0.47	-0.10	h	-21.28

Fuente: Elaboración propia

CUADRO N°22**Costo de voladura antes y actual en labores de desarrollo.**

OPERACIÓN	ANTES (US\$/m)	ACTUAL (US\$/m)	VARIACION	
			Δ	$\Delta\%$
Frente 4.5m*4m				
VOLADURA	121.20	87.82	-33.38	-38.0
MANO DE OBRA	23.97	22.8	-1.17	-4.88
Cargador – Desatador	11.03	10.49	-0.54	-4.9
Capataz	12.94	12.31	-0.63	-4.87
INSUMOS	97.227	65.02	-32.21	-47.44
Explosivos	79.097	49.9	-29.20	-49.5
Emulnor 3000 1 1/2"x 12"	56.64	29.79	-26.85	-90.13
Emulnor 1000 1 1/2"x 12"	13.17	11.34	-1.83	-16.1
Emulnor 45% 7/8"x 7" (Corona)	3.997	3.74	-0.257	-6.87
Cordón detonante 3P	5.29	5.03	-2.33	-44.05
Accesorios de voladura	18.13	15.12	-3.01	-19.91
Fanel de 4.0m periodo corto	5.04	4.79	-0.37	-8.37
Fanel de 4.0m periodo largo	12.26	9.54	-2.72	-28.51
Carmex de 2.10 m	0.65	0.62	-0.03	-4.62
Mecha rápida	0.18	0.17	-0.01	-5.56

Fuente: elaboración propia

TITULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación

- ❖ Aplicada, de acuerdo a la clasificación que siguen, Ander – Eggy Bunge.
- ❖ El tipo de ensayo que se realizara será de una estrategia experimental, de Causa – Efecto, la causa básica será la formulación de la malla de perforación que se busca como efecto una voladura efectiva que minimice las fallas.

3.2. Diseño de investigación

Para efectos de la contrastación de la hipótesis se utilizó el diseño:

- ❖ Experimental
- ❖ Descriptiva
- ❖ Correlación

3.3. Nivel de investigación

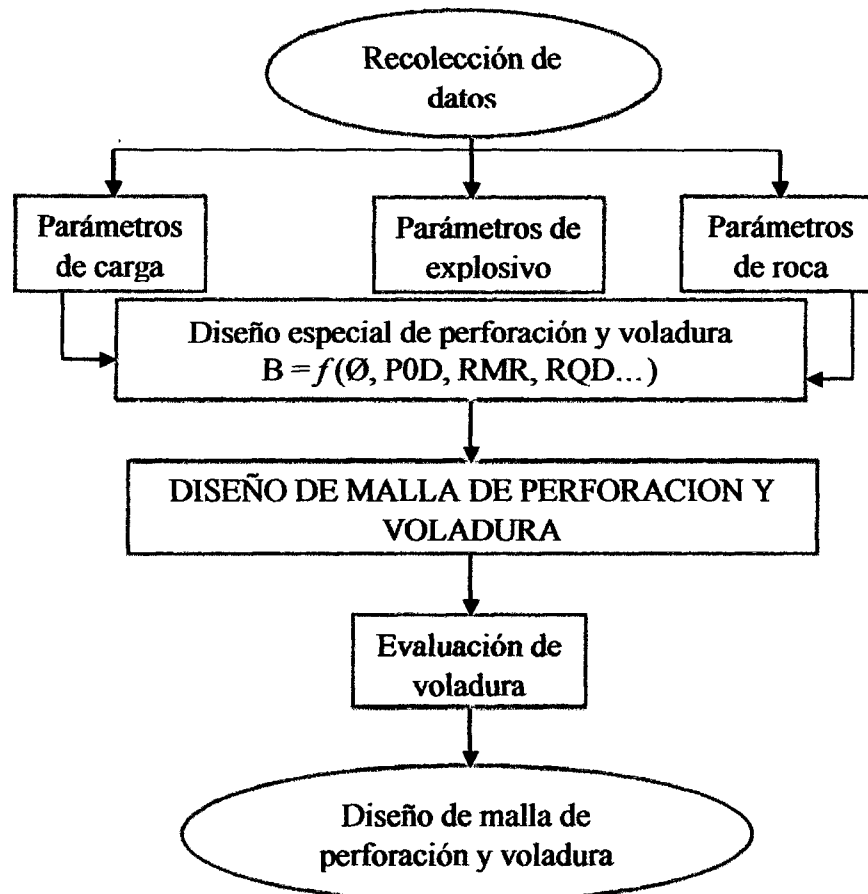
El presente trabajo de investigación ha considerado, el grado de profundidad con que se realizado el estudio: con el cual se va realizar el trabajo de investigación.

- ❖ Descriptiva, porque describe las características del macizo rocoso en una circunstancial y geográfica determinada.
- ❖ Correlacional, porque explica el comportamiento de una variable en función de otra por ser estudios de causa-efecto.
- ❖ Explicativa, porque busca especificar las propiedades importantes de los fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o campo.

3.4. Método de investigación

El método experimental manipulara variables de estudio, para controlar el aumento o disminución de las variables y su efecto en las conductas observables, donde se expresa desde el inicio al fin de la investigación para demostrar la hipótesis.

LAMINA N° 03
Diagrama de flujo para el diseño de malla de perforación y voladura



Fuente: tesis, Diseño de mallas de Perforación y Voladura Subterránea en frentes en la Mina San Rafael.

3.5. Tamaño de muestra

Las labores inspeccionadas son 36, de ellas se ha considerado dos como muestra dos labores pilotos representativas, donde se va a verificar los resultados obtenidos después de aplicar el diseño de voladura.

3.6. Técnicas e Instrumento para recolección de datos

3.6.1. Técnicas

Las técnicas usadas en la investigación se basaran en los informes geomecánicos de la mina, mapeos de labores, observación y medición por parte de geología de la empresa.

Según Oseda, Dulio (2008:127) la encuesta “es una técnica destinada a obtener datos de varias personas cuyas opiniones impersonales interesan al investigador” (36).

3.6.2. Los instrumentos

Los instrumentos usados en la investigación serán las tablas geomecánicas y ábacos de las clasificaciones geomecánicas, utilizando programas como: Excel, Visual Studio y Autocad, datos tomados por la empresa, bibliografías y otros.

CUADRO N°23

DATOS DEL DISEÑO	
N° de taladros	
Longitud del Taladro	
Longitud de Carga	
Avance por disparo	
Volumen roto	
Ton. Rotas	
Peso del explosivo	
total del Explosivo	
Factor de carga	
Diámetro de Alivio Máximo	
Diámetro de Alivio Mínimo	

Fuente: Elaboración Propia

CUADRO N°24 DE RECOLECCION DE DATOS

LABOR	DESCRIPCION DEL LUGAR	
	DISEÑO	
	LUGAR	
	Ancho de labor	
	Alto de labor	
	Distancia de la zona crítica	
DATOS DEL CAMPO	PARAMETROS DE ROCA	
	RMR	
	GSI	
	RQD	
	Resistencia a la compresión	
	Densidad de la roca	
	PARAMETROS DE LA PERFORACION	
	Diámetro de la broca	
	Diámetro de la rimadora	
	Longitud de barrenos	
DATOS DEL EXPLOSIVO	Eficiencia de la perforación	
	Porcentaje de acoplamiento	
	Angulo de los taladros de contorno	
	Desviación angular	
	Error de embocquille	
	TIPO DE EXPLOSIVO Mulsion 65%	
	Dimensiones	
	Densidad	
	VOD	
	Presión detonación	
	RWS Anfo	
	Resistencia al agua	

FUENTE: Elaboración Propia

TÍTULO IV

ANALISIS DE RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. Mejoramiento de Perforación y Voladura en la Unidad Minera Chungar

4.1.1. Revisión de Algunos Modelos Matemáticos para Determinar los Parámetros de Diseño de un Disparo Primario

Para el diseño de perforación y voladura en minería subterránea, están basados en la teoría sueca de cueles y cálculo de voladuras actualizadas y simplificadas, con adaptación al tipo de roca de CHUNGAR.

a.- Avance por disparo: $L = 0.15 + 34.1\varnothing_e - 39.4\varnothing_e^2$

Dónde:

$\varnothing_e$: Diámetro de alivio equivalente (m).

L: Longitud de taladro (m)

b.- Burden:

$$B1 = 1.5 * \varnothing_e ; \text{Roca (RMR: 61 – 80)}$$

$$B1 = 1.75 * \varnothing_e ; \text{Roca (RMR: 41 – 60)}$$

$$B1 = 2.00 * \varnothing_e ; \text{Roca (RMR: 21 – 40)}$$

b.- Error de perforación:

$$E_p = ((a * L) + e')$$

a: Desviación angular (mm/m)

L: Profundidad del barreno (m)

e': Error de emboquille (m)

Los cuadradores están basados de acuerdo a la teoría de Holmberg simplificada por Olofsson de acuerdo al siguiente cuadro:

CUADRO N° 25

SECCION DEL CORTE	VALOR DE BURDEN
PRIMERA	$B1 = 1.5 * D2$
SEGUNDA	$B2 = B1 * \sqrt{2}$
TERCERA	$B3 = 1.5 * B2 * \sqrt{2}$
CUARTA	$B4 = 1.5 * B3 * \sqrt{2}$

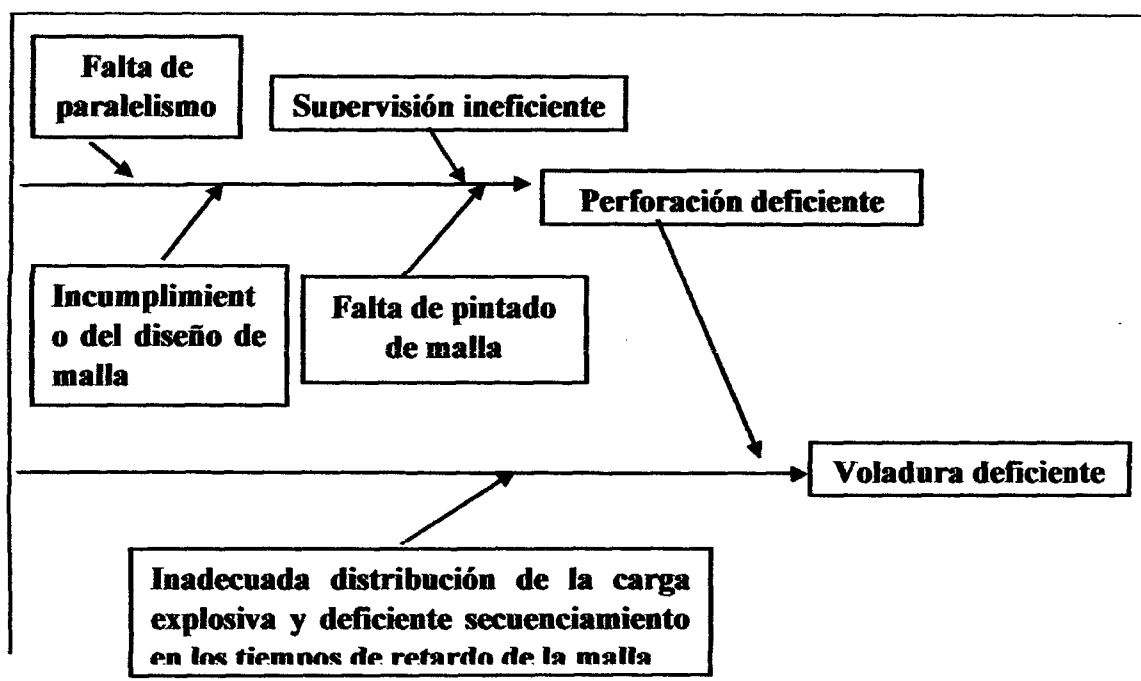
Fuente: López Jimeno

4.1.2. Análisis del Problema de Estudio

En la mina Chungar la falla de voladura en su mayoría se presenta en los frentes subterráneos, más resaltantes son: rampas, galerías, subniveles, cruceros y otros en menor prioridad.

El mejoramiento de diseño consiste principalmente enfocarse en geomecánica, con el objetivo de conocer la condición y situación natural de la roca, luego se elige el explosivo, el siguiente paso será el cálculo de los índices y factores de voladura y finalmente se hace el diseño de voladura, calculando el burden y espaciamiento haciendo una distribución de los taladros según la metodología sueca de Roger Holmberg.

LAMINA N° 04
DIAGRAMA CAUSA – EFECTO



Fuente: elaboración propia

4.1.3. Aplicación del Mejoramiento de la Malla de Perforación y Voladura en la Rampa (Rp: 100, NV: 100 – profundización)

a-. Descripción de la Rampa (Rp: 100, NV: 100 – profundización)

Está ubicado en el nivel 100, zona profundización, donde se realiza trabajos con equipos mecanizada, la limpieza con Scoop de 6yds³.

b.- Especificaciones técnicas

- $GSI = 41.0$
- $RQD = 42.5\%$
- Resistencia a la compresión = 35.63 MPa
- Densidad de la roca = 2.5 kg/cm³
- Diámetro de broca ($\emptyset_1$) = 45 mm
- % de acoplamiento = 80%
- Eficiencia de perforación = 95%
- Longitud de barrenos (LB) = 12'
- Ancho de labor = 4.5 m
- Alto de labor = 4.00 m
- Distancia a una zona crítica = 200 m
- Diámetro de broca rimadora ($\emptyset'_2$) = 3.5" = 89 mm
- Angulo de los taladros de contorno ("γ") = 3°
- Desviación angular "α" = 10 mm/m
- Error de emboquille "e" = 20 mm
- Especificaciones técnicas de los explosivos a usar:

CUADRO N°26

Explosivo	Dimensiones (diam x long)	Densidad (gr/cm³)	Peso/Unid (kg)
Emulex (3000)	1 1/4" x 12" = 31 x 304.8mm	1.14	0.260
Emulex (1000)	1" x 8" = 25.4 x 203.2mm	1.12	0.110
Emulex 500	1 1/8" x 12" = 28.6 x 304 mm	0.90	0.91

Fuente: Manual práctico de voladura – EXSA

CUADRO N°27

DESCRIPCIÓN	EMULNO R 500	EMULNO R 1000	EMULNO R 3000	EMULNO R 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	0.9	1.12	1.14	1.16
Velocidad de detonación * (m/s) confinado	4400	5000	5000	5500
Velocidad de detonación * (m/s) sin confinar	3500	4500	4400	4200
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	93	1010
Volumen normal de gases (L/gr)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso ** (%)	63	85	100	105
Potencia relativa en volumen ** (%)	75	129	145	155
Resistencia al agua	excelente	excelente	excelente	excelente
Categoría de humos	primera	primera	primera	primera
Sensibilidad al fulminante	n° 8	n° 8	n° 8	n° 8

Fuente: Manual práctico de voladura – EXSA

c.- Diseño de arranque

Se utilizara la metodología sueca de Holmberg con algunas modificaciones para mejorar el diseño de la malla de perforación.

Paso 1: Avance por disparo según el diámetro de broca y longitud de barra.

El arranque se realizara de cuatro secciones, y la profundidad se estimara con la siguiente ecuación:

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2$$

Dónde:

$$L = (\text{Long. Barra}) * (\text{eficiencia. Perforación}) = (12 \text{ pies} * 0.95) = 3.47 \text{ m}$$

Con una broca de 45 mm, con el cual obtendremos la profundidad.

$$L = 0.15 + 34.1 (0.045) - 39.4 (0.045)^2 = 1.60 \text{ m}$$

El cual nos da conocer que un solo taladro de alivio de 45 mm, solo se podría alcanzar a 1.60 m de avance.

Como el avance requerido es 3.47 m, entonces se tomara dos opciones; perforar taladros equivalentes según la ecuación y otra es usar broca rimadora. Por ello se opta por la broca rimadora de (3.5" = 88.9 mm) y se tiene:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.0889) - 39.4 (0.0889)^2 = 2.87 \text{ m}$$

Donde usando un taladro, la broca rimadora no es suficiente, por ello es necesario perforar más taladros vacíos; donde:

$$\phi_2 = \phi'_2 * \sqrt{NT}$$

Dónde: ϕ'_2 = diámetro de broca rimadora (3.5" = 0.0889 m)

ϕ_2 : Diámetro vacío equivalente

NT: Numero de taladros a perforar

Reemplazando se tiene:

$$\phi_2 = 0.089 * \sqrt{2} = 0.126 \text{ m}$$

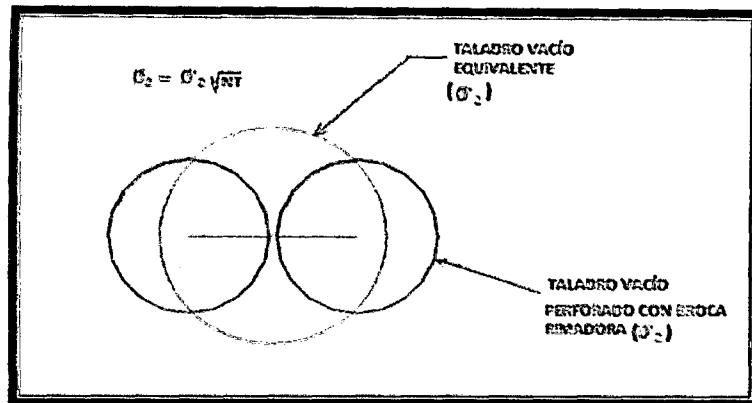
Se tiene:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.126) - 39.4 (0.126)^2 = 3.82 \text{ m}$$

Con dos taladros de alivio alcanza 3.82 m de avance con una eficiencia de disparo al 100%. Se sabe que es aceptable hasta un 95% lo cual es 3.63 m.

FIGURA N°27

Ilustración del taladro vacío equivalente



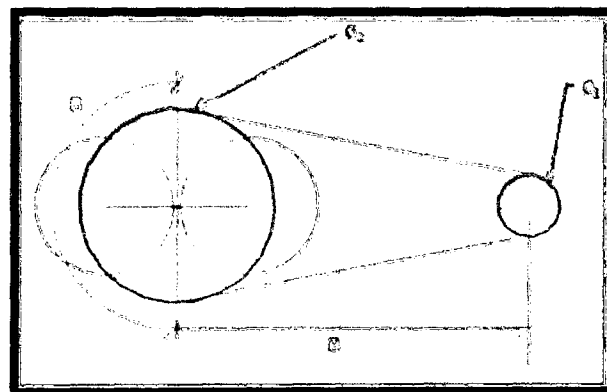
Fuente: Manuel de Exsa.

Paso 2. Calculo del burden en el arranque

El cálculo según la teoría de áreas de influencia.

FIGURA N°28

Taladro vacío equivalente



Fuente: Manuel de Exsa.

Por el principio de longitud de arco, se determina:

$$B = \frac{\pi * \phi_2}{2} = 1.57 \phi_2$$

Por tanto en el diseño se tiene:

$$B = 1.57 \phi_2 = 1.57 (0.126) = 0.20 \text{ m}$$

Por lo tanto el burden práctico (B1)

$$B_p = B - E_p$$

Dónde:

E_p : Error de perforación (m)

$$E_p = (\alpha * L + e) = (0.01 * (3.47) + 0.02) = 0.05 \text{ m}$$

α = desviación angular (m/m) = 0.01 m

L = profundidad de taladros (m)

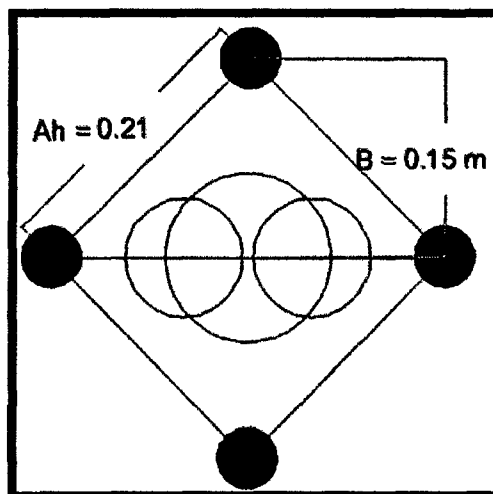
$$L = (\text{Long. Barra}) * (\text{eficiencia de Perforación}) = (12 \text{ pies} * 0.95) = 3.47 \text{ m}$$

e = error de emboquille (m) = 0.02 m

El burden práctico es: $B_p = B - E_p = 0.1978 - 0.05 = 0.15 \text{ m}$

Donde este valor no reemplaza al burden “B” para calcular la concentración lineal “q1”

FIGURA N° 29



Fuente: Elaboración propia

Paso 3: Calculo de la constante de roca “C” y otros factores

Para determinar la constante de la roca, primero se calcula el consumo específico de explosivo con la fórmula modificada de Ashby.

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}}$$

Dónde; C.E: consumo específico de explosivo

GSI: 41.0

RQD: 42.5 %

ρ_r : 2.5 t/m³

Reemplazando los datos:

$$C.E = \frac{0.56*2.5 * \tan\left(\frac{41.0+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-42.5}{3.3}}} = 0.266 \text{ kg/m}^3$$

Por lo tanto se calcula la constante de roca sueca “c”, según la ecuación:

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

$$C = 0.8784 (0.266) + 0.0052 = 0.240 \text{ kg/m}^3$$

Para predecir la fragmentación de roca es necesario conocer el factor de roca “A”, por ello se aplica la ecuación:

$$A = 96.667 (CE)^3 - 138.5 (CE)^2 + 75.883 (CE) - 4.41$$

$$A = 8 \text{ kg/m}^3.$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para “A” incluso en tipos de roca muy débiles es $A = 8$ y el límite superior es $A = 12$.

Donde tiene razón, el cual se puede decir que geomecánicamente es incompetente.

Otros factores:

Índice de volabilidad de Lilly (BI)

$$BI = \frac{CE}{0.004} = 0.266/0.004 = 67$$

Factor de energía (FE)

$$FE = 30 * CE = 8.0 \text{ MJ/ton.}$$

Paso 4: Calculo de la concentración de carga lineal de explosivo (q_1)

El cálculo se hará según la ecuación:

$$q_1 = 55 X \phi_1 \left[\frac{B}{\phi_2} \right]^{1.5} X \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] X \left[\frac{C}{0.4} \right] X \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m) = 0.045

ϕ_2 = Diámetro de taladro vacío (m) = 0.126

B = Burden (m) = 0.20

C = Constante de roca = 0.240

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

En este caso se usara como explosivo el EMULSION 65% (**RWSANFO = 100% =1.0**)

Reemplazando se tiene:

$$q_1 = 55 * (0.045) \left[\frac{0.20}{0.126} \right]^{1.5} \times \left[0.20 - \frac{0.126}{2} \right] \times \left[\frac{0.240}{0.4} \right] \times \frac{1}{1.0} = 0.410 \text{ kg/m}$$

Donde la longitud de carga (Lc) es:

Lc = (profundidad del taladro – longitud de taco)

Longitud de taco = 10 ϕ_1 = 10 (0.045) = 0.45 m

Por lo tanto: **Lc = (3.47 – 0.45) = 3.02 m**

El número de cartuchos por taladro (N°cart.)

$$N^{\circ}\text{cart.} = \frac{Lc \times q_1}{\text{peso del cartucho (emulsion 65%)}}$$

N°cart. = 3.02 x 0.410/0.110 = 11 cartuchos/tal.

Paso 5: Predicción de la fragmentación

El modelo Kuz – Ram, donde la ecuación es:

$$\bar{X} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

$\bar{X}$: Tamaño medio de los fragmentos, cm = 8" = 20 cm

A: Factor de roca = 8.0

Q_e : Masa del explosivo utilizado / taladro (kg)

$$Q_e = (q_1 * Lc) = 0.410 * 3.02 = 1.24 \text{ kg}$$

RWSANFO = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO (EMULSION 65%) = 100

K: factor triturante (consumo específico de explosivo) $\text{kg/m}^3 = C.E = 0.266$

Donde:

$$\bar{X} = 8.0(0.266)^{0.8} 1.24^{1/6} \left(\frac{115}{100}\right)^{19/30} = 3.14 \text{ cm}$$

El resultado nos demuestra que no habrá problema de banco, donde resulta menor del tamaño promedio de 20 cm (8") de la parrilla de los echaderos.

Donde podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 3.14 cm.

d.- Diseño de cuatro secciones del arranque o corte

Paso 1. En este diseño se calcularán las tres restantes secciones.

Para ello considerar el hueco rectangular existente de anchura "Ah", las concentraciones lineales de carga "q1", el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times C}}$$

Cuando existe error de perforación tal como se muestra en la figura 25, la superficie "Ah" difiere de la distancia "A'h" en la primera sección, por lo que:

$$Ah = \sqrt{2} (B - E_p) = \sqrt{2} (0.20 - 0.05) = 0.21 \text{ m}$$

- Por lo tanto el burden nuevo para segundo cuadrante será:

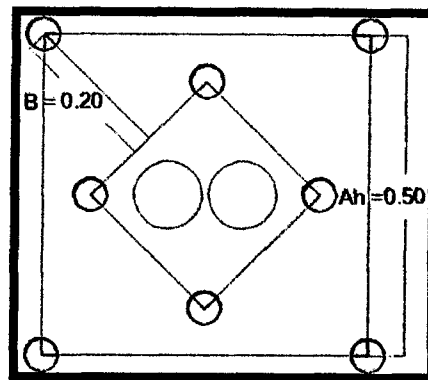
$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.21 \times 0.410 \times 1.0}{0.045 \times 0.240}} = 0.25 \text{ m}$$

Donde el burden practico será:

$$B_2 = B - E_p = 0.25 - 0.05 = 0.20 \text{ m}$$

El nuevo: $Ah = \sqrt{2} (Ah/2 + B_2) = \sqrt{2} (0.21/2 + 0.25) = 0.50 \text{ m}$

FIGURA N°30
Taladro el segundo cuadrante



Fuente: elaboración propia

Ahora, con el mismo criterio se calcula el tercer y cuarto cuadrante:

- **Tercer cuadrante:**

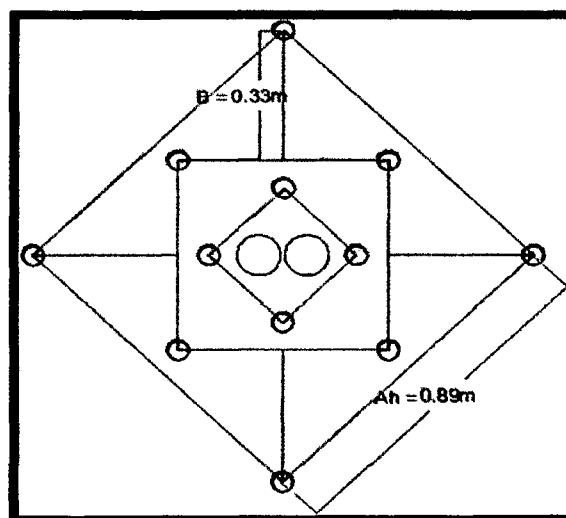
$$B_3 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.50 \times 0.410 \times 1.0}{0.045 \times 0.240}} = 0.38 \text{ m}$$

Donde el burden practico será:

$$B_3 = 0.38 - E_p = 0.38 - 0.05 = \boxed{0.33 \text{ m}}$$

$$\text{El nuevo: } A_h = \sqrt{2} (0.50/2 + B_3) = \sqrt{2} (0.50/2 + 0.38) = \boxed{0.89 \text{ m}}$$

FIGURA N°31
Taladro el tercer cuadrante



Fuente: elaboración propia

- **Cuarto cuadrante:**

$$B_4 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.89 \times 0.410 \times 1.0}{0.045 \times 0.240}} = 0.51 \text{ m}$$

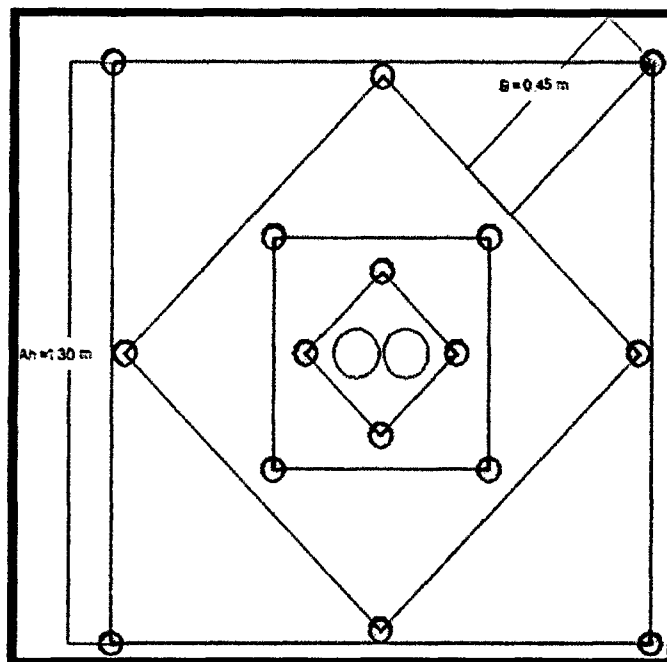
Donde el burden practico será:

$$B_4 = 0.51 - E_p = 0.51 - 0.05 = \boxed{0.46\text{m}}$$

$$\text{El nuevo: } Ah = \sqrt{2} (0.89/2 + B_4) = \sqrt{2} (0.89/2 + 0.51) = \boxed{1.35\text{m}}$$

FIGURA N°32

Taladro el cuarto cuadrante



Fuente: elaboración propia

e.- Diseño de arrastre

Se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{(q_1 \times RWS_{ANFO})}{\bar{C} \times f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Dónde:

f: factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B: relación entre el espaciamiento y el burden. Se puede tomar igual a 1.

$\bar{C}$: Constante de roca corregida

$$C = \bar{C} + 0.05 \text{ para burden} \geq 1.4 \text{ m}$$

$$C = \bar{C} + 0.07 \text{ para burden} < 1.4 \text{ m}; \bar{C} = 0.173 \text{ m}$$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{(0.410 \times 0.85)}{0.173 \times 1.45(1)}} = 1.06 \text{ m}$$

Numero de taladros en el arrastre será:

El espaciamiento práctico para los taladros de rincón será:

$$NT = \text{NUMERO ENTERO DE} \left(\frac{AT + 2L \cdot \text{Sen} \gamma}{B} + 2 \right)$$

$$NT = \left(\frac{4.5 + 2(3.47) \cdot \text{Sen} 3^\circ}{1.06} + 2 \right) = 6$$

El número de taladros en el arrastre es igual = 6

El espaciamiento "SA" es:

$$SA = \left(\frac{4.5 + 2(3.47) \cdot \text{Sen} 3^\circ}{6 - 1} \right) = 0.97 \text{ m}$$

Dónde: AT = Anchura de la labor (m) = 4.5

Hallando el espaciamiento practico " S'_A " para los taladros del rincón

$$S'_A = S_A - L * \text{sen} \gamma = 0.97 - (3.47) * \text{sen} 3^\circ = 0.78 \text{ m}$$

En la práctica, generalmente se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero

lo que si debe cumplirse es la condición: $B \leq 0.6 L$

El burden práctico se obtiene " B_A " se obtiene a partir de:

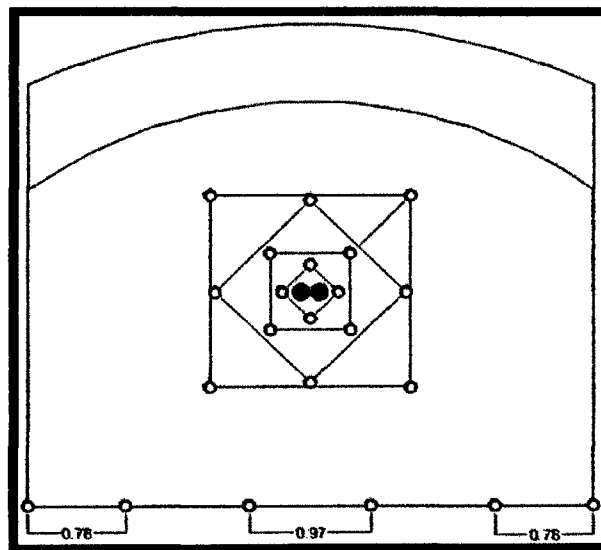
$$B_A = B - L * \text{sen} \gamma - E_p = 1.06 - (3.47) * \text{sen} 3^\circ - 0.05 = 0.82 \text{ m}$$

$$q_c = 0.7 \times (0.95) = 0.742$$

$$Q_e = 2.24 \text{ kg}$$

FIGURA N°33

Taladros de arrastre



Fuente: elaboración propia

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce " γ " o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m, un ángulo de 3° que equivale a 5 cm/ m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

f.- Diseño de los taladros en el contorno de techo o corona

Son los taladros donde se usa emulex de 45% de 25 mm de diámetro y con una densidad de 0.9 kg/cm^3 y pesa 0.091 kg/ unid.

Paso 1: se calcula la concentración mínima de carga " q_{1c} " a partir de la ecuación.

$$q_{1c} = 90 (\phi_1^2) = 90 (0.045)^2 = 0.182 \text{ kg/m}$$

Q_e : Masa del explosivo utilizado / taladro (kg)

$$Q_e = (q_1 * L_c) = 0.182 * 3.02 = 0.55 \text{ kg}$$

Se sabe que la longitud de carga " L_c " es: 3.02 m

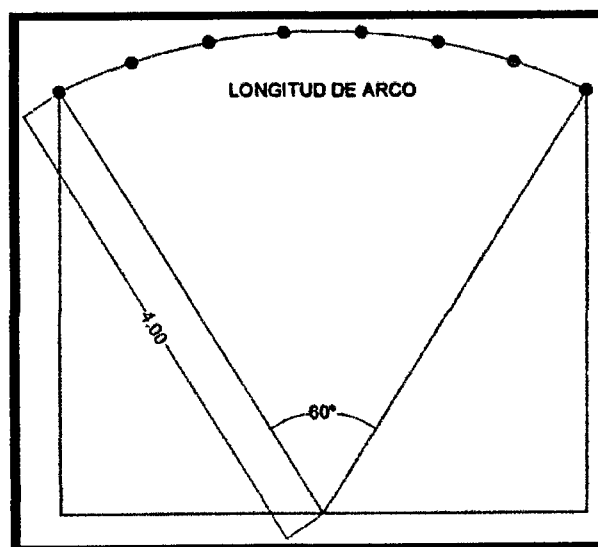
Paso 2: espaciamiento contorno entre taladros

$$S_c = K \phi_1 = 15 (0.045) = 0.68 \text{ m}$$

Por lo tanto es necesario calcular la longitud de arco de contorno para distribuir los taladros.

FIGURA N°34

Diseño de taladros de contorno de techo



Fuente: elaboración propia

$$\text{Longitud de arco} = \frac{\pi}{3} * 4.0 = 4.20 \text{ m}$$

Numero de taladros en contorno:

$$\text{NUMERO ENTERO DE } \left(\frac{4.20 + 2(3.47) * \text{Sen}3^\circ}{0.68} + 2 \right) = 8 \text{ taladros de contorno}$$

Numero de cartuchos de emulex 45% por taladro:

$$N^\circ \text{ cart.} = (3.02 * 0.182) / 0.091 = 7 \text{ cartuchos por taladro.}$$

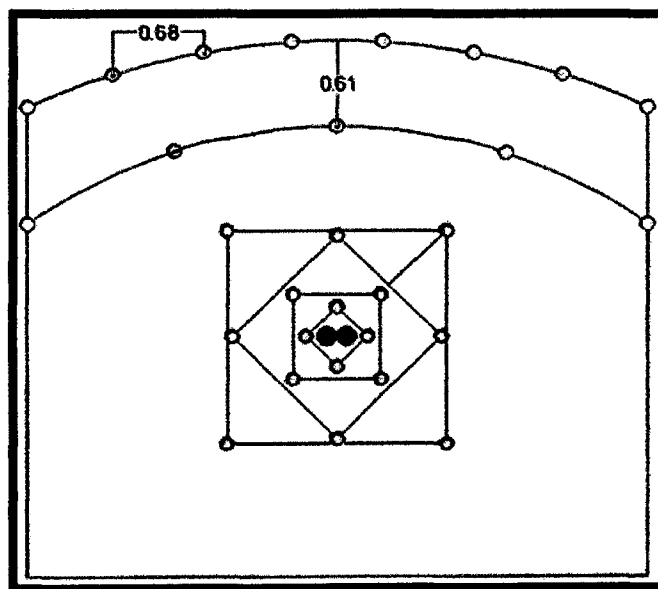
Para la mejor distribución de carga y bajar la presión de detonación, se realizara carguío de cartuchos desacoplados con cañas o tubería, donde los resultados son satisfactorias.

Paso 2: Cálculo de burden practico en la corona (relación S/B = 0.8)

$$B_c = \frac{S_c}{0.8} - L * \text{sen} \gamma - E_p = \frac{0.68}{0.8} - (3.47) * \text{sen}3^\circ - 0.05 = 0.61 \text{ m}$$

FIGURA N°35

Diseño de taladros de contorno de techo



Fuente: elaboración propia

g.- Diseño del núcleo o tajeo

Para calcular los taladros de tajeo, el criterio es el mismo que para los de arrastre.

CUADRO N°28

Factor de fijación y relación

DIRECCIÓN DE SALIDA DE LOS TALADROS	FACTO DE FIJACIÓN "f"	RELACIÓN S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
Hacia abajo	1,20	1,25

Fuente: Manuel P&V López Jimeno.

Paso 1. Se calcula burden de los hastiales:

$$B_H = 0.9 \sqrt{\frac{0.410 \times 0.85}{0.173 \times 1.45(1.25)}} = 0.95 \text{ m}$$

Burden práctico será:

$$B_{Ph} = B_H - L * \text{sen} \gamma - E_p = 0.95 - (3.47) * \text{sen} 3^\circ - 0.05 = 0.71 \text{ m}$$

Paso 2. Se calcula espaciamiento en los hastiales.

El espacio libre es para determinar el espaciamiento = 3.5– (Bp arrastre + Bp corona)

$$E_L : \text{espacio libre} = 2.07 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{tal.} = (E_L / (B * 1.25) + 2) = (1.98 / (1.03 * 1.25) + 2) = 3 \text{ taladros}$$

$$\text{Por lo tanto: } S = 2.07 / 2 = 1.04 \text{ m}$$

Paso 3. Se calcula el espaciamiento de los taladros de alza o (barrenos superiores).

$$\text{Burden} = 0.95 - 0.05 = 0.90 \text{ m}$$

$$\text{Por tanto: } S = 0.90 * 1.25 = 1.12 \text{ m}$$

$$N_{\text{tal.}} = 3$$

Paso 4. Se calcula burden de destroza

Espacio que queda disponible para la anchura del túnel (AT)

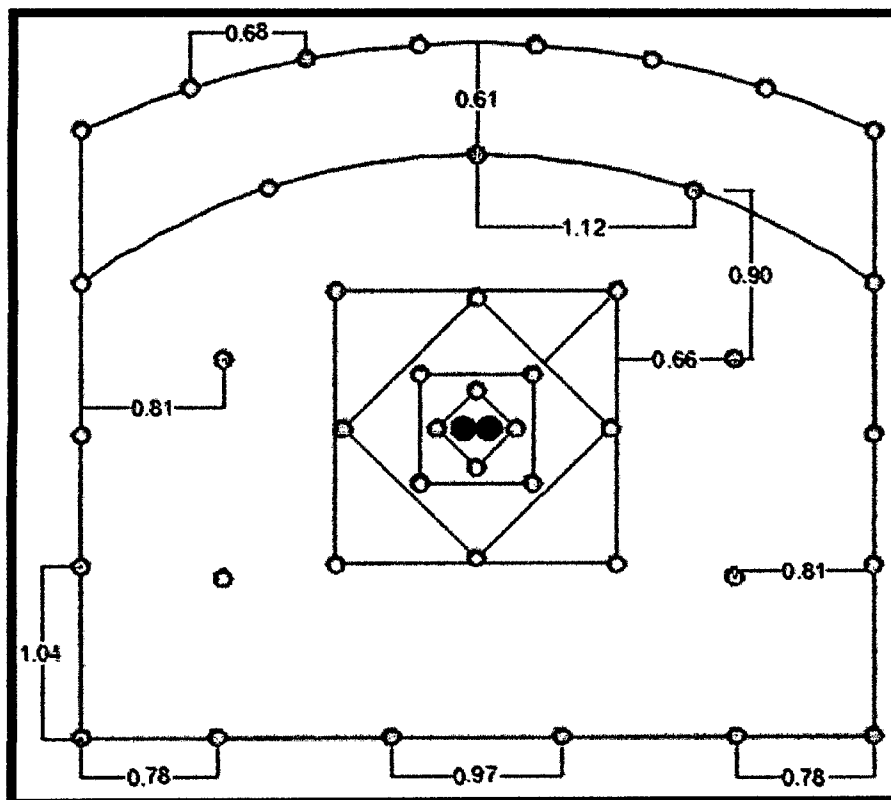
$$AT - (A'h4 + (Bph*2)) = 4.5 - (1.35 + (0.71*2)) = 1.73 \text{ m}$$

$$Bd = 0.9 \sqrt{\frac{(0.410 \times 0.85)}{0.173 \times 1.20(1.25)}} = 1.04 \text{ m}$$

$$B_{pd} = B_d - L * \text{seny} - E_p = 1.05 - (3.47) * \text{sen}3^\circ - 0.05 = 0.81 \text{ m}$$

Sin embargo se utilizara B=1.72 m, debido a las dimensiones horizontales del túnel.

FIGURA N°36
Malla de perforación



Fuente: elaboración propia

CUADRO N° 29

Tipo de taladro	# de Taladro	# de Cartucho	Explosivo	kg/Taladro
Tal. De salida	2 tal			
Arranque	4 tal	11 cart.	emulmor 65% 1 ¼ x 12	1.24 kg/tal
1 Ay. De arranque	4 tal	10 cart.	emulmor 65% 1 ¼ x 12	1.13 kg/tal
2 Ay. De arranque	4 tal	10 cart.	emulmor 65% 1 ¼ x 12	1.13 kg/tal
3 Ay. De arranque	4 tal	10 cart.	emulmor 65% 1 ¼ x 12	1.13 kg/tal
Cuadradores	4 tal	8 cart.	emulmor 65% 1 ¼ x 12	1.92 kg/tal
tajeo	3 tal.	8 cart.	emulmor 65% 1 ¼ x 12	1.92kg/tal
Corona	8 tal.	7 cart.	emulmor 45% 1 x 8	0.60 kg/tal
Hastiales	6 tal.	5 cart.	emulnor 65% 1 1/4x 12	1.92 kg/ tal
Arrastre	6 tal.	10 cart.	emulnor 65% 1 1/4x 12	2.4 kg/tal

Total Taladros cargados	43 tal.	62.68 kg
Factor de carga x m3		1.10 kg/m3

Requerimiento de explosivos	Kg/cart.
emulnor de 3000 1 1/4 x 12	0.260
emulnor de 1000 1 1/4 x 12	0.250
emulnor de 1000 1 1/8 x 12	0.215
emulnor de 500 1 x 8	0.91

H. Calculo, análisis del factor de seguridad y su interpretación en voladura

Para el análisis del factor de seguridad en el frente se considera el siguiente cuadro.

Cuadro de factor de seguridad

D E C R E C I E N T E	Fs	Aplicación	C R E C I E N T E
	2	Destroza	
	3	Contorno	
	4	Subayuda	
	5	Contracuele	
	6	Cuele	

Paso1. Área de influencia y factor de seguridad en el arranque.

$$F_s = \frac{P_O D * F_C * A_e}{\left(\frac{B_n}{\phi_1} - 1\right) * \sigma_c * RQD}$$

Dónde:

B_n : Burden nominal = $2B = 2(0.20) = 0.40$ m

ϕ_1 : Diámetro del taladro con carga = 0.045 m

RQD: índice de calidad de la roca = $42.5\% = 0.425$

σ_c : Resistencia a la compresión de la roca o mineral = 35.63 MPa = 35630 kpa

F_s = factor de seguridad

F_C : Factor de carguío de la carga explosiva

$$F_C = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{\text{Cartuchos}}}{\phi_1^2 \text{ tal} * L_{\text{tal}}} = \frac{(0.025)^2 * 0.203 * 11}{(0.045)^2 * 3.47} = 0.20$$

ϕ_e : Diámetro del explosivo = 0.025 m

L_e : Longitud del explosivo = 0.203 m

ϕ_1 : Diámetro de taladro = 0.045 m

L_{tal} : Profundidad de taladro = 3.47 m

N_{Tal} : Número de cartuchos por taladro = 11

A_e : Acoplamiento del explosivo:

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_1} = \frac{0.025}{0.045} = 0.55$$

P_0D : Presión de detonación en el taladro (KPa)

$$P_0D = \frac{\rho_e * (V_0D)^2}{4} = \frac{1.14 * (5000)^2}{4} = 7125000 \text{ Kpa}$$

ρ_e : Densidad del explosivo (gelatinoso 65%) = 1.14 g/cm³

V_0D : Velocidad de detonación (gelatina 65%) = 5000 m/s

Reemplazando en la ecuación:

$$F_s = \frac{P_0D * F_c * A_e}{\left(\frac{B_n}{\phi_1} - 1\right) * \sigma_c * RQD} = \frac{7125000 * 0.20 * 0.55}{\left(\frac{0.40}{0.045} - 1\right) * 35630 * 0.425} = 6.6$$

Interpretación: Este factor nos indica que con un área de influencia (burden nominal) de 0.40 m se tendrá un factor de seguridad de “6.6”, pero este factor normalmente en el arranque toma el valor de “6”, entonces se ajusta.

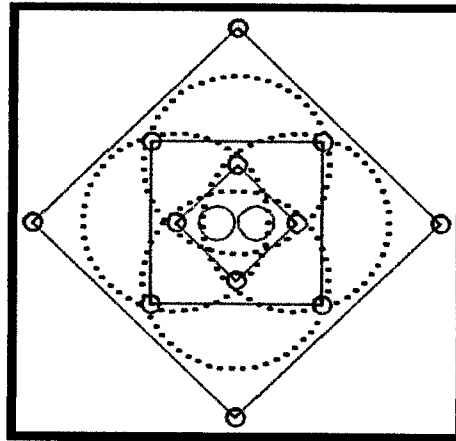
$$B_n = \phi_1 * \left(\frac{P_0D * F_c * A_e}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1\right) = 0.43 \text{ m}$$

Esto quiere decir que con $F_s = 6$, se tendrá una área de influencia de 0.43 m.

El cual nos da conocer que con todas las condiciones dadas los primeros cuatro taladros tendrán una gran fuerza para romper, influyendo de alguna manera hasta casi el tercer cuadrángulo del diseño.

FIGURA N°37

Área de influencia



Fuente: elaboración propia

Paso 2. Áreas de influencia Factor de seguridad en las cuatro secciones del arranque (corte).

Este factor en área de influencia de cada taladro se estima de la misma forma que en el arranque, pero tomando $F_s = 5$

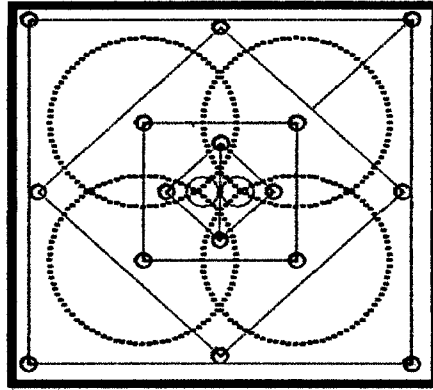
El segundo cuadrante ($B = 0.25$)

$$F_s = \frac{7125000 * 0.20 * 0.55}{\left(\frac{0.50}{0.045} - 1\right) * 35630 * 0.425} = 5.12$$

El factor de seguridad se aproxima más, pero aun así se ajustara la ecuación para $F_s = 5$.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_{OD} * F_c * A_e}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1 \right) = 0.51 \text{ m}$$

FIGURA N°38
Área de influencia



Fuente: elaboración propia

El tercer cuadrángulo ($B = 0.38$)

$$F_s = 4.26$$

$$B_n = 0.63 \text{ m}$$

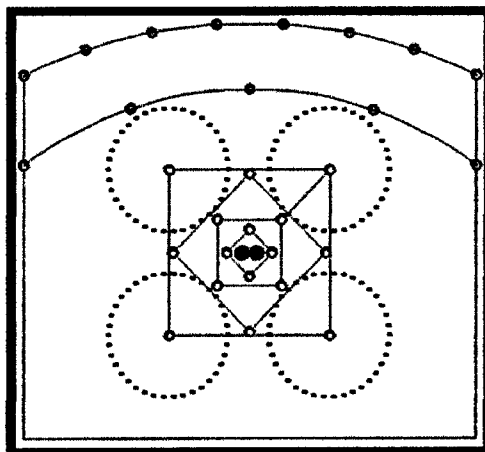
Como se puede ver el factor de seguridad va disminuyendo a medida que el burden va creciendo.

El cuarto cuadrángulo ($B = 0.51$)

$$F_s = 3.44$$

$$B_n = 0.63 \text{ m}$$

FIGURA N°39
Área de influencia



Fuente: elaboración propia

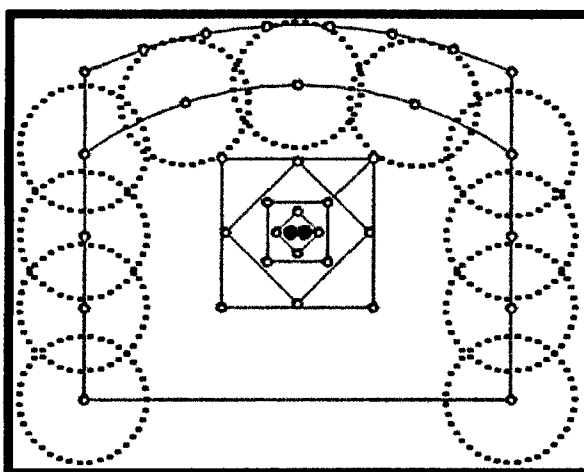
Paso 3: Área de influencia y factor de seguridad en las zonas de tajo

$$F_s = \frac{7000000 * 0.20 * 0.71}{\left(\frac{1.80}{0.045} - 1\right) * 35630 * 0.425} = 1.60$$

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_{OD} * F_c * A_g}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1\right) = 1.85 \text{ m}$$

Aquí el factor de seguridad se ajusta con más presión para generar un área de influencia de 1.85 m.

FIGURA N°40
Área de influencia



Fuente: elaboración propia

Paso 4 Área de influencia y factor de seguridad en la corona.

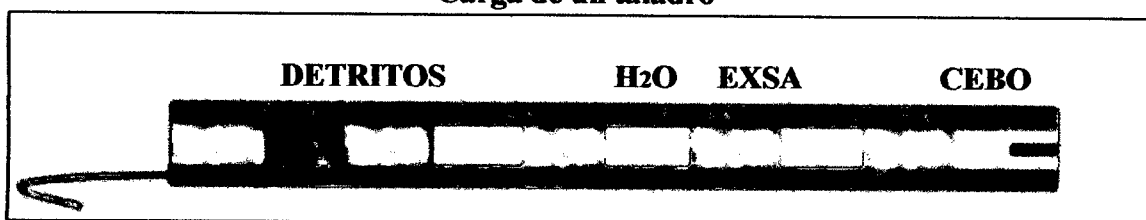
Explosivo de cebo = emulsión 65%

Explosivo de carga de columna = emulex 45%

$$B = 0.85 \text{ m}$$

La carga será espaciada y desacoplada para bajar la presión de detonación en el taladro.

FIGURA N°41
Carga de un taladro



Ahora se usara la ecuación:

$$F_s = \frac{PoD_{TAL.}}{\left(\frac{B_n}{\phi_1} - 1\right) * \sigma_c * RQD}$$

Sabiendo que:

$$PoD_{TAL} = P_{CC} + P_{CF}$$

$$P_{CC} = PoD_{CC} + F_{CC}$$

$$P_{CF} = PoD_{CF} + F_{CF}$$

Factor de carguío de la carga de columna (F_{CC})

$$F_{CC} = \frac{\phi e^2 * L_e * N_{Cartuchos}}{\phi_1^2 tal * L_{CC}} = \frac{(0.025)^2 * 0.178 * 6}{(0.045)^2 * 2.84} = 0.12$$

Factor de carguío de la carga de fondo (F_{CF})

$$F_{CF} = \frac{\phi e^2 * L_e * N_{Cartuchos}}{\phi_1^2 tal * L_{CF}} = \frac{(0.025)^2 * 0.178 * 1}{(0.045)^2 * 0.178} = 0.31$$

Presión de detonación de carga de columna (PoD_{CC})

Con cartuchos de emulex45% ($\rho = 0.9$)

$$PoD_{TAL} = \frac{\rho_e * VoD^2}{4} * F_{CF} = \frac{0.9 * (3500)^2}{4} * 0.12 = 330750 \text{ KPa}$$

La velocidad de detonación “VoD” se toma de carga sin confinar.

Presión de detonación de carga de fondo (PoD_{CF})

$$PoD_{CF} = \frac{\rho_e \cdot VoD^2}{4} * F_{CC} = \frac{0.9 \cdot (3500)^2}{4} * 0.31 = 854437.5 \text{ kPa}$$

Tener presente que la velocidad de detonación “VD” se toma de carga sin confinar.

Ahora, se reemplaza en la ecuación:

$$PoD_{TAL} = P_{CC} + P_{CF} = 330750 + 854437.5 = 1185187.5 \text{ KPa}$$

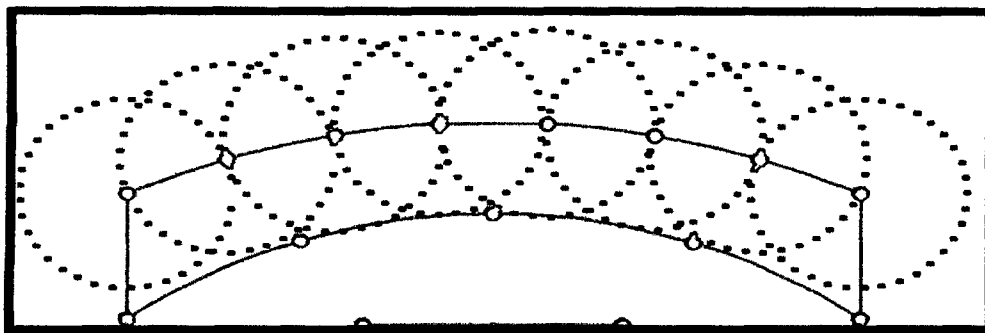
Finalmente, se reemplaza en la ecuación:

$$F_s = \frac{1185187.5}{\left(\frac{1.70}{0.045} - 1\right) * 35630 * 0.425} = 2.13$$

Se sabe que el factor de seguridad en el contorno debe ser un promedio de tres. Pues es menor, esto garantiza que el diseño tendrá éxito en su aplicación.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{PoD_{TAL}}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1 \right) = 0.045 * \left(\frac{1681110}{3 * 35630 * 0.425} + 1 \right) = 1.20 \text{ m}$$

FIGURA N°42



Fuente: elaboración propia

Como se observa en la figura 44 el radio de influencia es suficiente para romper el burden diseñado, pero mucho como para dañar la corona. Estos problemas se corrigen aplicando el criterio Smooth blasting.

RESULTADOS DE LOS CALCULOS OBTENIDOS
CUADRO N°30

LABOR	DESCRIPCION DEL LUGAR	
	DISEÑO	
	LUGAR	Rp: 100,Nv:100
	Ancho de labor	4.5 m
	Alto de labor	4.0 m
	Distancia de la zona crítica	250 m
DATOS DEL CAMPO	PARAMETROS DE ROCA	
	RMR	46
	GSI	41
	RQD	42.5
	Resistencia a la compresión	35.63 MPa
	Densidad de la roca	2.5 kg/cm ³
	PARAMETROS DE LA PERFORACIÓN	
	Diámetro de la broca	45 mm
	Diámetro de la rimadora	88.9 mm
	Longitud de barrenos	3.47
	Eficiencia de la perforación	95%
	Porcentaje de acoplamiento	80%
	Angulo de los taladros de contorno	3°
	Desviación angular	10 mm/m
	Error de emboguille	20 mm
DATOS DEL EXPLOSIVO	TIPO DE EXPLOSIVO EMULSION 65%	
	Dimensiones	25mm * 178 mm
	Densidad	1.12 gr/cm ³
	VOD	5000 m/s
	Presión detonación	70 kbar
	RWS Anfo	100%
	Resistencia al agua	7h

FUENTE: Elaboración Propia

CUADRO N°31

DATOS DEL DISEÑO	
N° de taladros	45.000
longitud del taladro	3.47 m
longitud de la carga	3.02 m
avance por disparo	3.30 m
volumen roto	57.09 m ³
tonelada rotas	142.73 ton.
peso del explosivo	0.091 - 0.260 kg
total del explosivo	62.68 kg
Factor de carga (Fc)	1.10 kg/m ³
Diámetro de alivio máx.	88.9 mm
Diámetro de alivio min.	45 mm
factor de avance	21.43 kg/ m
constante de roca "C"	0.240
consumo específico de explosivo (kg ANFO/m ³)	0.266
índice de volabilidad	67.000
factor de roca	8.00
factor de energía (MJ/ton	8.98 MJ/ton

Fuente: elaboración propia

4.2. Situación Después de la Aplicación del algoritmo

Una vez obtenidos todos los resultados geomecánicos y de condiciones geológica de la Rp 100 se procedió al mejoramiento de la malla de perforación para luego ser llevada al campo donde se obtuvieron los siguientes resultados los cuales nos benefician en nuestra operación.

4.2.1. Labores con una Sección más controlada

Para plasmar en el frente de trabajo la malla de perforación, el supervisor del área debe pintar la malla y hacer el seguimiento correspondiente para que este sea llevado con la máxima precisión posible, por ende todos los supervisores deben tener de conocimiento del marcado de la malla de perforación. Como se observa en la figura 53 las secciones están delimitadas ya sea por pintura blanca o roja que delimitan las secciones de la labor, luego se procederá al marcado de los taladros de producción y alivio.

FIGURA N°43

Pintado de malla en los frentes de trabajo

Fuente: elaboración propia

4.2.2. Uso de Guiadores para Controlar el Paralelismo de los Taladros

Se implementa guiadores en todas las labores (cruceos, galerías, subniveles y tajos) para que los taladros de perforación tengan un buen paralelismo evitando así las fallas en la perforación que podrían repercutir en una voladura deficiente. En la figura 54 se puede apreciar que existen casos que cuando el perforista no usa los guiadores estos taladros no tienen un buen paralelismo, es por ello que el supervisor es el encargado de que los guiadores sean utilizados correctamente para evitar este tipo de errores en la perforación.

FIGURA N°44 Uso de guiadores

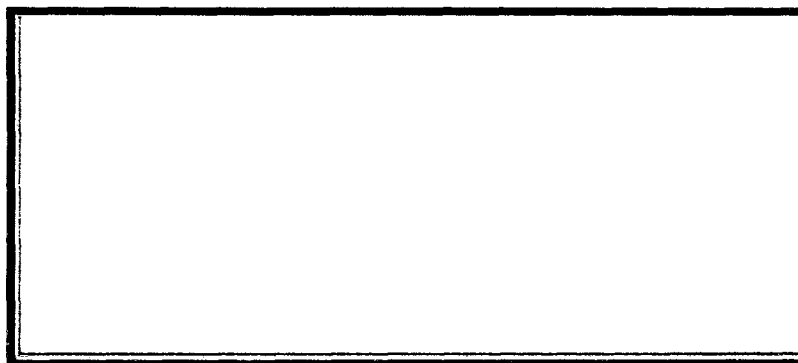


Fuente: elaboración propia

4.2.3. Implementación Cojines de agua para Controlar el Contorno de la Corona

Para el control del techo de la labor, es necesaria la utilización del explosivo de menor densidad como el exadit 45%, espaciadas con cojines de agua para bajar la velocidad de detonación del explosivo y disminuir el radio de influencia.

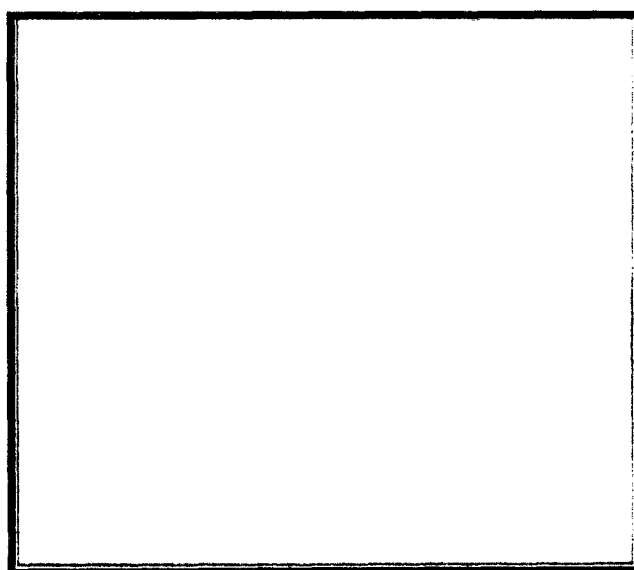
FIGURA N°45
Uso de cojines de agua



Fuente: elaboración propia

4.2.4. Resultados de la Voladura Aplicando el algoritmo en la Rp 100

FIGURA N°46



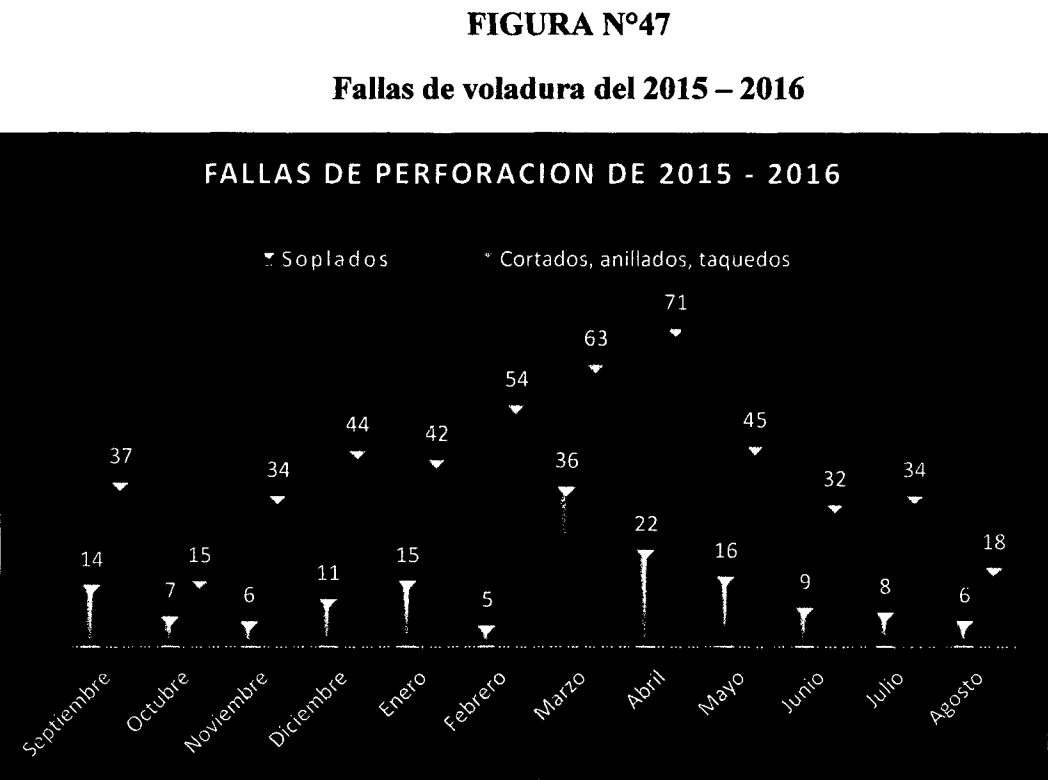
Fuente: Elaboración propia

En este resultado se puede observar una labor con una sección controlada, una fragmentación óptima, y un desplazamiento de carga aceptable. Pues este resultado ratifica el éxito de este método, que consiste en diseñar la malla de perforación y voladura según a las condiciones del macizo rocoso.

4.3. Resultados al Aplicar el Algoritmo

4.3.1. Análisis Estadístico de Minimización de Fallas en Voladura

En la figura 4.25. Se muestra las fallas de voladura que se tenía del 2015 – 2016, según el tipo de fallas por mes.

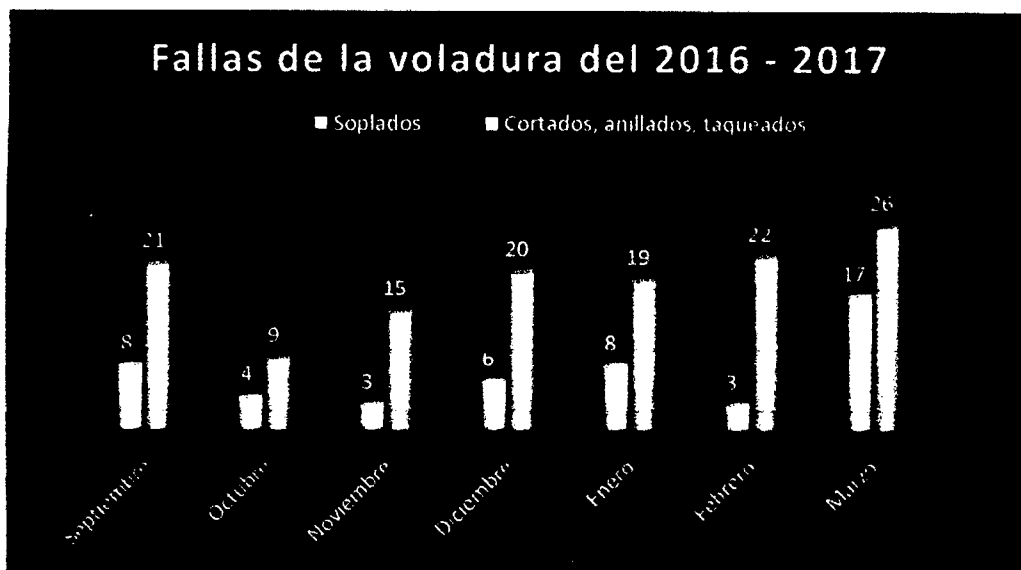


Fuente: Elaboración propia

Luego de aplicar el método matemático implicando mayor cantidad de variables se puede ver que hay una disminución en las fallas de voladura, sobre todo en el caso de tiros cortados, anillados y taqueos que son los más comunes.

FIGURA N°48

Fallas de voladura del 2016 – 2017



Fuente: Elaboración propia

4.3.2. Resultados Obtenidos Respecto a Sobre/excavación

Un diseño tan justificado como el que se presenta en esta investigación ha reducido notablemente la sobre/excavación en las labores de prueba, en el cuadro 29, se muestra los resultados en la Rp 100.

CUADRO N°32

Resultados obtenidos

	ANTES	DESPUES
Avance por disparo (m)	2.89	3.30
Sección de la labor teórico (m)	4.5 * 4.0	4.7 * 4.20
Factor de energía (MJ/ton)	11.6	10.8
para un GSI = 45.5		
Densidad de roca 2.5		
Ancho y alto de la labor practico (m)	4.78	4.2
Sobre/excavación (m)	0.28	0.2
% sobre/excavación	8	5.71
Sobre/excav. Sobrante (m)	0.13	0.05
Sobre/excav. Sobrante (m3)	4.78	1.89
Sobre/excav. Sobrante (ton)	13.38	5.29

Fuente: elaboración propia

- Por disparo se estaría reduciendo un costo de \$ 42.8 en el siguiente cuadro se muestra el ahorro en función al tiempo.

CUADRO N°33

Ahorro en función al tiempo

Tiempo	Ahorro por minimizar sobre/rotura (\$/.)
Por Disparo	42.8
Por Día	85.6
Por Semana	599.2
Por Mes	2568
Por Año	30816

Fuente: Elaboración propia

- El monto resulta solo de un labor, si se considera todo los labores de avance el monto será mayor, por ende el trabajo se justifica por el mejoramiento de costos.

4.3.2. VIBRACIONES

Variables de diseño modificado:

- Se reducir la carga operante
- Se redujo número barrenos con igual número de detonadores
- Se reajusto el tiempo de retardo y secuencia de encendido
- Se Controló el diseño geométrico de voladura

Estimación de vibración:

$$A = K * \frac{\sqrt{Q}}{DS}$$

Donde:

A: Amplitud máxima de partícula (mm)

Q: Peso de la carga de explosivo (kg)

DS: distancia desde la voladura al punto de registro (m)

K: constante característica del lugar que varía desde 0.57, para rocas duras competentes, hasta 3.40 para suelos no consolidados.

$$A = K * \frac{\sqrt{Q}}{DS} = 0.60 * \frac{8.0}{200} = 0.024 \text{ mm.}$$

Significa grietas insignificantes conforme a la tabla.

CUADRO N°34

DAÑO EN EL MACIZO ROCOSO SEGÚN LANGEFORDS				
VELOCIDAD PARTICULA (VP) (m/s)		4500 – 6000	RESPUESTA	E mm/m
	b	C		
Velocidad partícula pico (vpp)	35	70	grietas interceptibles	0.014
Velocidad partícula pico (vpp)	55	100	grietas insignificantes	0.02
Velocidad partícula pico (vpp)	80	150	agrietamiento	0.03
Velocidad partícula pico (vpp)	115	225	agrietamiento severo	0.046

Fuente: Teoría de Langefords

b: rocas semiduras: pizarra, caliza blanda

c: rocas duras (caliza, cuarcita, granito)

4.3.3. RESULTADOS SOBRE LA SEGURIDAD

De acuerdo a los resultados de la voladura de taladros de contorno y de producción se ha logrado una buena estabilización de la labor, obteniéndose una periferia uniforme y escaso daño de la roca circundante a la rampa, a su vez se ha disminuido el uso de materiales de sostenimiento, tales como: pernos, mallas, shotcrete que en conjunto ha disminuido la ocurrencia de incidentes sobre accidentes de la caída de roca.

4.3.4. RESULTADOS RESPECTO AL COSTO

En una sección de 4.5 * 4.0 m de perforación se tiene la siguiente comparación.

CUADRO N°35

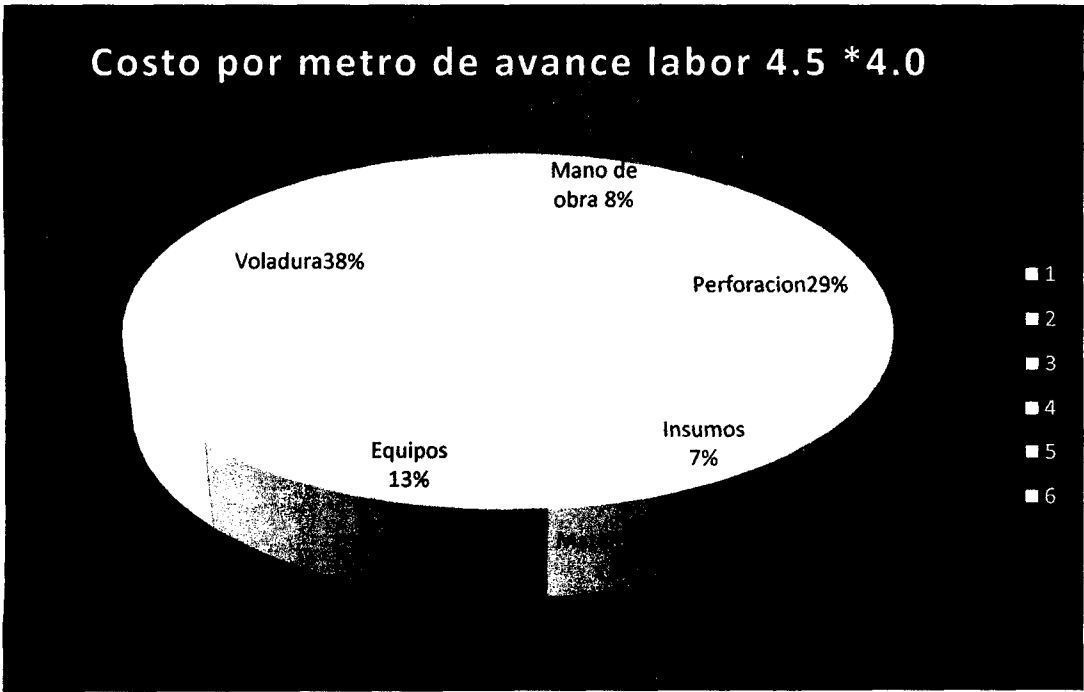
Descripción	Costo (\$/./m)	
	Antes	Después
Labor de 4.5 * 4.0 m	287.4	244.6

Fuente: Elaboración propia

- En la Rp 100 se tiene el siguiente análisis de costo.

FIGURA N°49

Costo por metro de avance (Labor: 4.5 * 4 m)



Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

- 1. Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos.**
- 2. Las mediciones geomecánicas realizadas para este tipo de roca son: GSI= 41.0 y RQD = 42.5%.**
- 3. El ángulo de fricción interna varía entre 25° y 45°.**
- 4. El factor de seguridad es de 1.52**
- 5. Se perfora 45 taladros (43 de producción y 02 de alivio) para este tipo de roca (regular – B). donde se realiza los trabajos de perforación y voladura.**
- 6. El factor de energía es de 7.98 MJ/ ton.**
- 7. El factor de carga 1.10 kg/ m³**
- 8. El avance del disparo se mejoró en un 95%.**
- 9. Se demuestra que mejorando la malla de perforación se reduce la cantidad de fallas de la voladura en un 20% a comparación de los años de 2015 – 2016.**

RECOMENDACIONES

- 1. Para evaluar las discontinuidades se debe aplicar celdas y líneas de detalle geotécnicas.**
- 2. El cálculo de la voladura se debe realizar según el modelo matemático de áreas de influencia.**
- 3. El personal debe ser capacitado y entrenado para las mejoras que produce este modelo matemático de áreas de influencia.**
- 4. La perforación debe ser paralela usando los guidores adecuados de 1.80 m y por cada labor debe haber cuatro guidores como mínimo.**
- 5. Se aplicara voladura controlada en la corona utilizando emulex 45%.**
- 6. Para tener una eficiente perforación el personal debe ser indicado y la maquinaria que se va a utilizar debe estar en buenas condiciones.**

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

1. Cruzate Perez,carlos (2004) “ tesis de voladura controlada en tajeos de potencia de 3 y a 4 metros en roca de tipo IIIA de la compañía minera poderosa”, tesis para optar el título de ingeniero de minas, lima-Perú, Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería de Minas, Metalurgia y Geología (2004).
2. Cumins, Arthur B, “Manual de Ingeniería Minera de la Sociedad de Ingenieros Mineros, SME” 2da edición, New York - Estados Unidos Society of. Mining Engineers, pág. 237 – 250.
3. Agreda C. (1996) “Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas, copias UNL. Pág. 10-20 y 80-90.
4. Cruzate R. Fredy (2002) “Informe de la Voladura Controlada de la Empresa de Explosivos FAMESA S.A.”
5. EXSA, (2005) “Manual Práctico de Voladura”, Lima – Perú, 4ta edición. Capítulo 10, 12,14.
6. Gustafsson, rune. (1993) “Técnica Sueca de Voladura”. 3era edición, editorial SPL, Gothenburg, Suecia, pág. 122- 150.
7. Alfredo Camac Torres, “Voladura de Rocas”, pág. 115.
8. Konya C. y Albarrán E. (1998), “Diseño de Voladuras”, Ediciones Cuicatli, México, pág. 30-60.
9. Carlos López Jimeno, “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”, Madrid 1994, pág. 541.
10. Langefors U., B Kihlstrom, (1984), “Voladura de Roca”, 4ta edición, Editorial Quórum Books, Westport, Nen York – Estados Unidos pág. 385 – 400.
11. Livingston Clifton, (1998), “Principio de las Causas de la Rotura de Rocas”, 3^{ra} Edición, Editorial Publicación trimestral del colorado School of Mines, Volumen 51 N°03 Golden.

ANEXOS

LÁMINA Nº 01

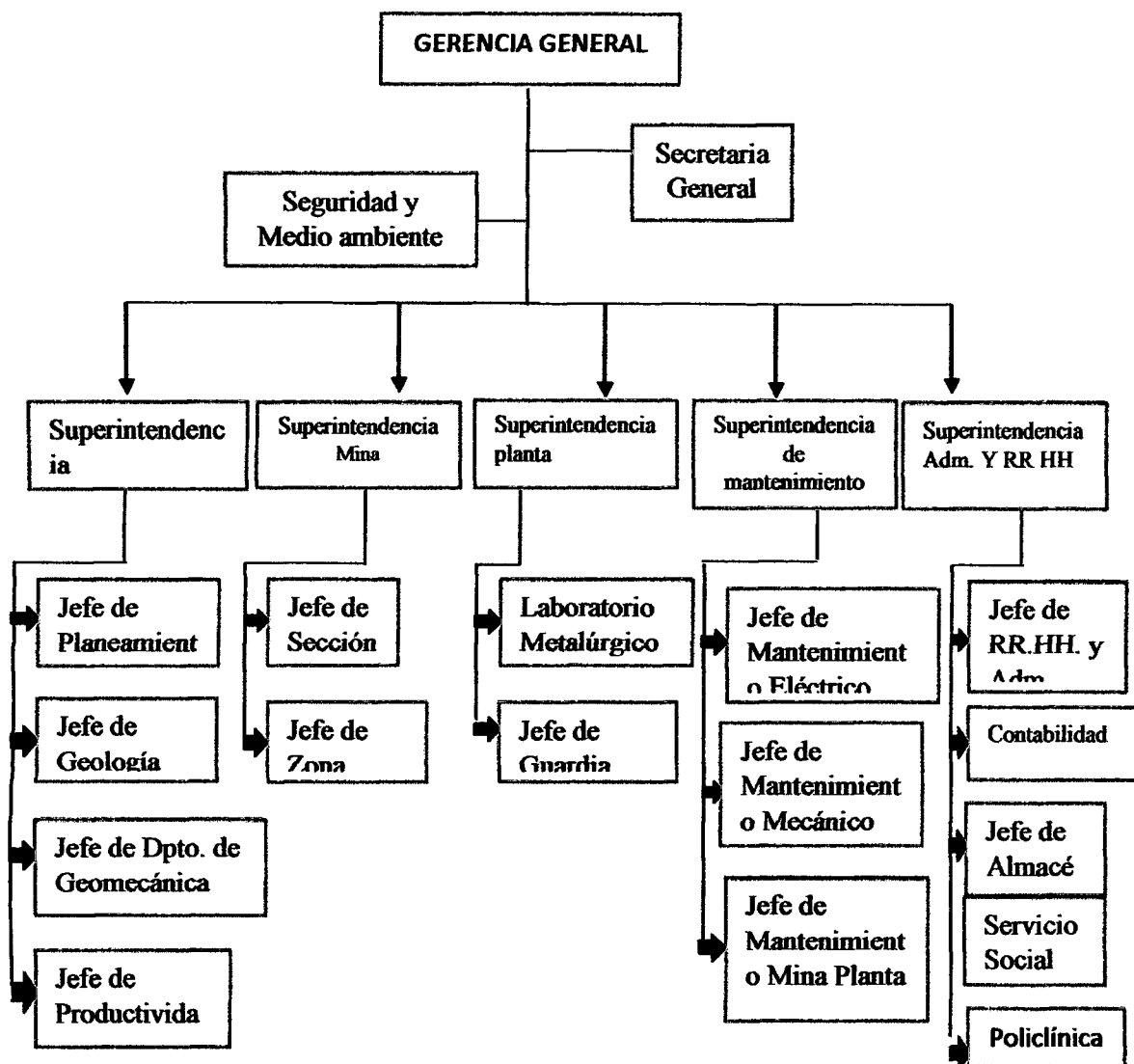
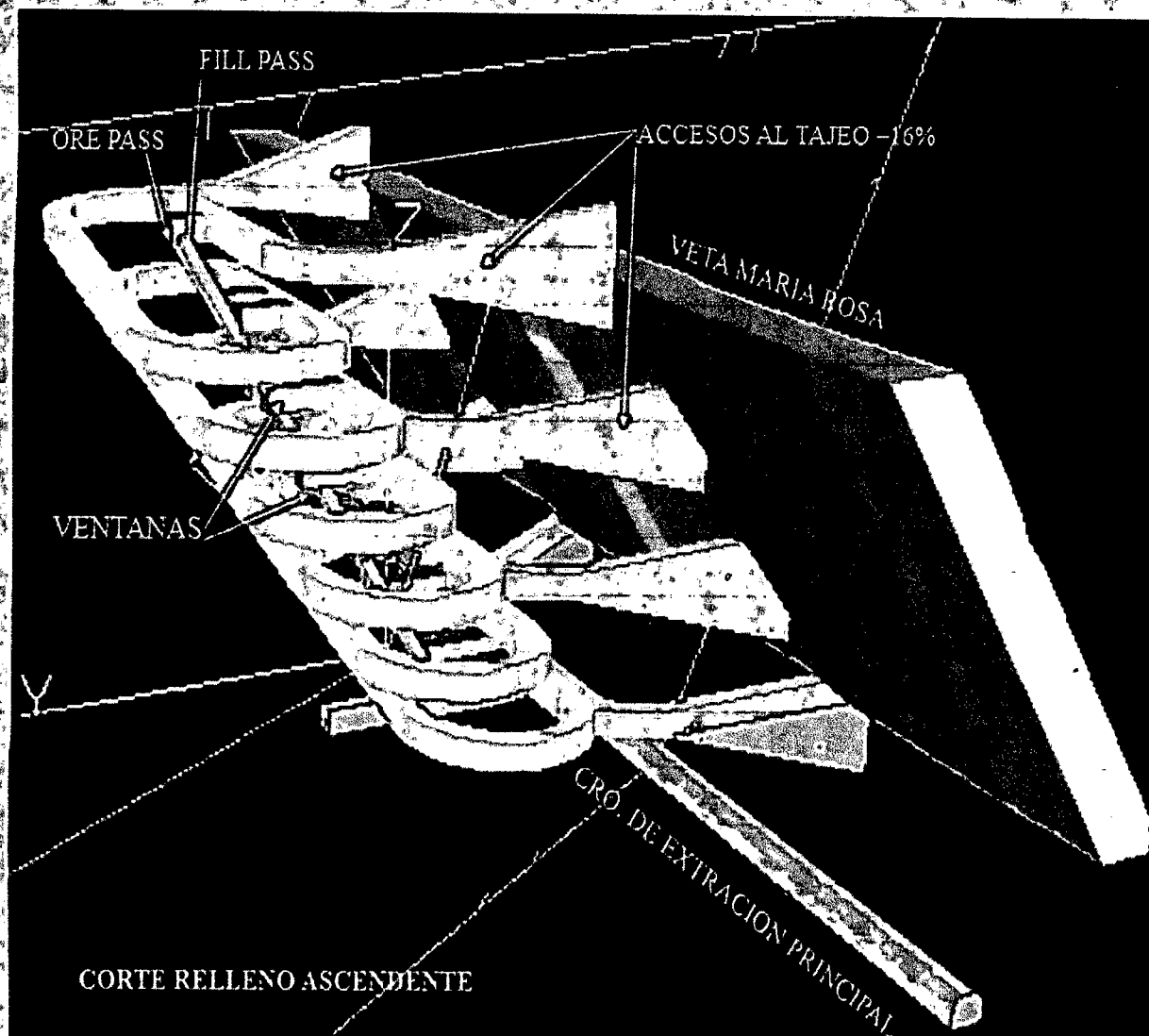
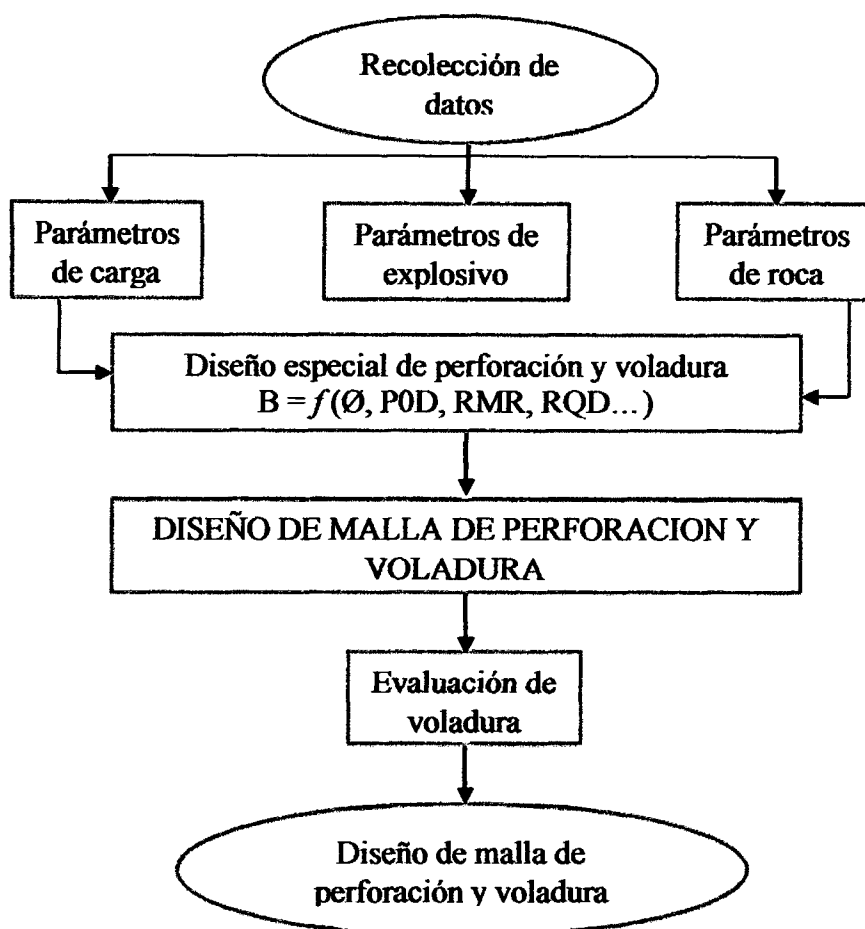


LÁMINA N° 02: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

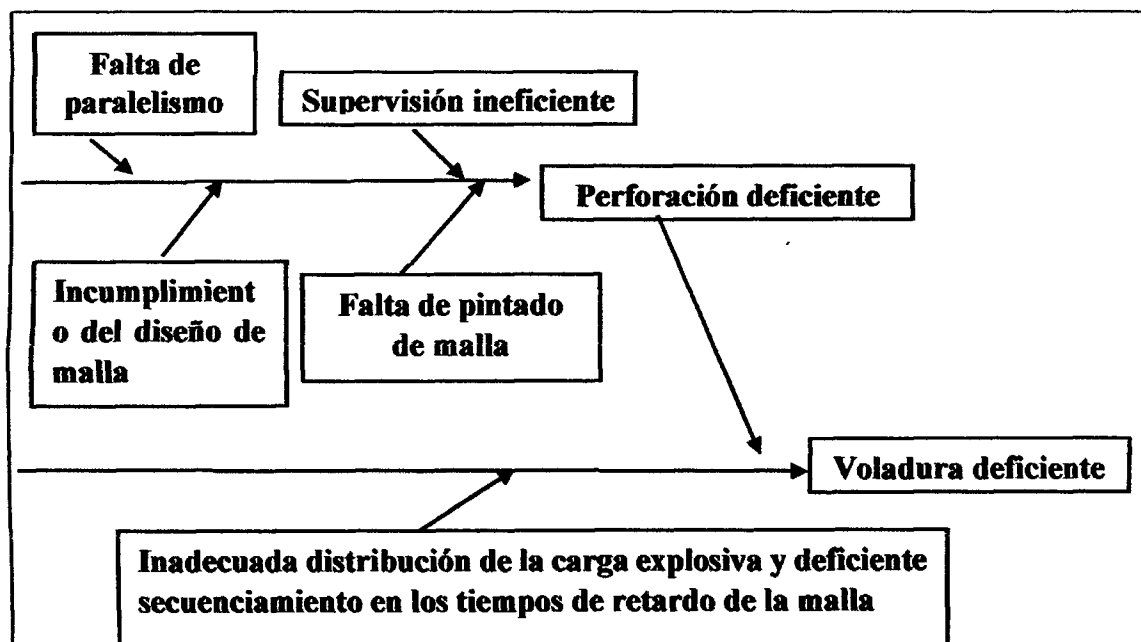


Fuente: Dep. Planeamiento de Mina

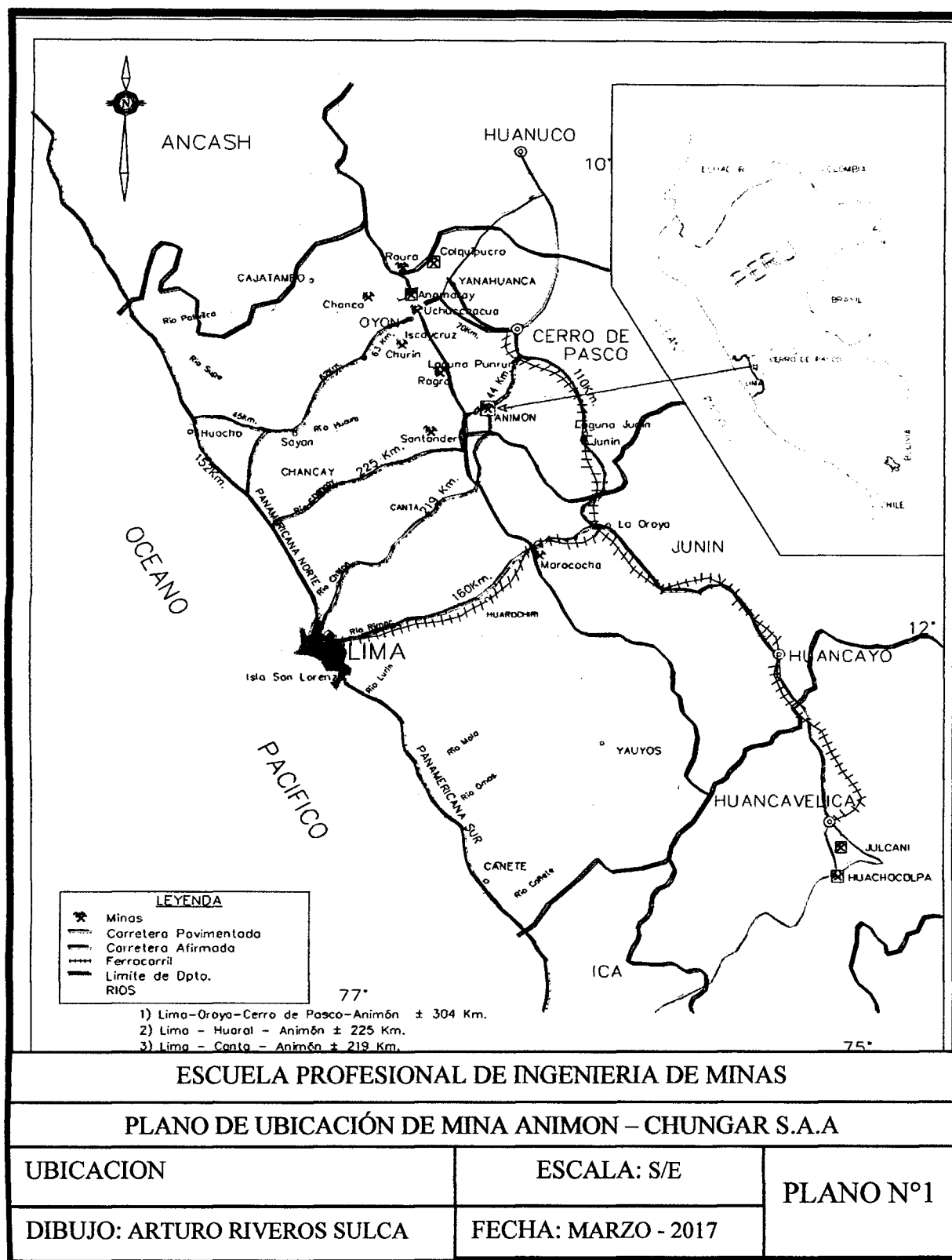
LAMINA N°03: Diagrama de flujo para el diseño de malla de perforación y voladura



LAMINA N° 04 DIAGRAMA CAUSA – EFECTO



PLANO N° 01: UBICACIÓN MINA ANIMON



Fuente: elaboración propia

The figure is a geological map of the Mina Animon region. It includes a legend in the top left corner with symbols for different geological units. The map itself shows various geological features, including faults, folds, and mineral deposits. A title block at the bottom contains the following information:

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
PLANO GEOLOGICO REGIONAL DE MINA ANIMON		
COLUMNA ESTRATIGRAFICA	ESCALA: S/E	PLANO N°2
DIBUJO: HUGO GRONF	FECHA: MARZO - 2017	

Fuente: Dep. Geología

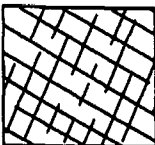
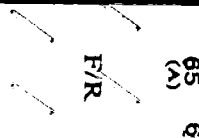
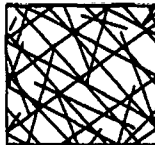
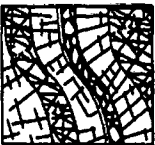
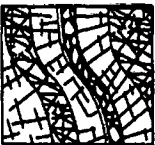
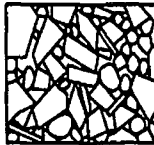
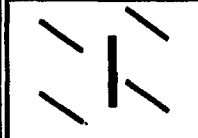
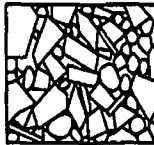
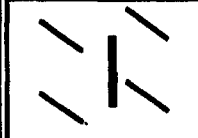
CHUNGAR TABLA 01

SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (MODIFICADO)

LABOR TEMPORAL SECCION 3,5 A 6,0 mts.

A	PERNO DE FRICCION 7' OCASIONALES O SIST. 2,5 X 2,5 m.
	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1,5' + PERNOS DE FRICCION 7' SIST. 2,0 X 2,0 m. O MALLA + PERNOS DE FRICCION. 7' SIST. 2,0 X 1,5 m.
	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERNOS DE COMP. 7' SIST. 2,0 X 2,0 m. O MALLA + PERNOS DE COMP. 7' SIST. 2,0 X 1,5m.
D	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERNOS DE COMP. 7' SIST. 1,7 X 1,7 m.
E	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERNOS DE COMP. 7' SIST. 1,3 X 1,3 m.
F	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + MALLA + PERNOS DE COMP. 7' SIST. 1,3 X 1,3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL. 1'.

ESTRUCTURA

CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)			
	MODERADAMENTE FRACTURADA.		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) (Rc 50 A 100 MPa)
	MUY FRACTURADA.		POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) DISC. LISAS (1), REL. BLANDO <5mm ó DURO >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO 1a5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SEPERFICIALMENTE) (4) (Rc 25 A 50 MPa)
	MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25 - 50), espaciados 0.06 a 0.2m. (12 a 20 Fracturas/m2).		MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), REL. BLANDO >5mm (0) DESCOMPUESTO (0), ABER >5mm (0), PERS. >20m (0) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) (0 a 2) (Rc 5 A 25 MPa)
	INTENSAMENTE FRACTURADA.		
	PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25), espaciados 0.06 a 0 m. (Mas de 20 Fracturas/m2).		
	TRITURADA O BRECHADA.		
	LIGERAMENTE TRABAJA. MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y REDONDEADOS (SIN ROD)		

SOSTENIMIENTO SEGUN GSI (MODIFICADO)

LABOR TEMPORAL SECCION 6.0 A 10.0 m.

A	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1.5' + PERNOS DE FRICC. 7 SIST. 2.0 X 2.0 m. O MALLA + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 2.0 X 1.5 m.
B	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 2.0 X 2.0 m. O MALLA + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 2.0 X 1.5 m.
C	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.7 X 1.7 m.
D	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.3 X 1.3 m.
E	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.3 X 1.3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1'.
F	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + MALLA + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.3 X 1.3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2'.

ESTRUCTURA

CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)

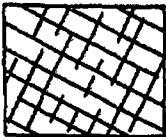
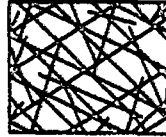
CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)	
REGULAR (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTER.) DISC. LIG. RUGOSAS (3), RELLENO DURO >5mm (2) MOD. ALT. (3), ABIERTA 0.01a1mm (4), PERS. 3a10m (2) (SE ROMPE CON 1 ó 2 GOLPES DE BARRETILLA) (7) (Rc 50 A 100 MPa)		POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) DISC. LISAS (1), REL. BLANDO <5mm ó DURO >5mm (2) MOD. ALT. (1), ABIERTO 1a5mm (1), PERS. 10a20m (1) (SE INDENTA SEPERFICIALMENTE) (4) (Rc 25 A 50 MPa)		MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), REL. BLANDO >5mm (0) DESCOMPUESTO (0), ABER >5mm (0), PERS. >20m (0) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) (0 a 2) (Rc 5 A 25 MPa)	
	MODERADAMENTE FRACTURADA.	(3)	(3)	(3)	(3)
	MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 50 - 75), espac. 0.2 a 0.6m. (6 a 12 fracturas/m2).	F/R	(3)	F/P	(3)
	MUY FRACTURADA.	(B)	(B)	(B)	(B)
	MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25 - 50), espaciados 0.06 a 0.2 m. (12 a 20 Fracturas/m2).	M/R	(B)	M/P	(B)
	INTENSAMENTE FRACTURADA.	(B)	(B)	(B)	(B)
	PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) espaciados 0.06 a 0 m (Más de 20 Fracturas/m2).	IF	(B)	IF	(B)
	TRITURADA O BRECHADA.	IF	(B)	IF	(B)
	LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS (SIN ROD).	IF	(B)	IF	(B)
		IF	(B)	IF	(B)

TABLA 03

SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (MODIFICADO)

LABOR TEMPORAL SECCION 10.03 20.0 m.

SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1.5" + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 2.0 X 2.0 m. 6 MALLA + PERNOS DE COMP. 7" SIST. 2.0 X 1.5 m.

SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7' SIST. 1.7X 1.7 m.

SMOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7 SIST.
1.3 X 1.3 m.

SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2' + PERROS DE COMP. 7 SIST.
1.3 X 1.3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1'.

SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + MALLA + PERNOS DE COMP. 7
SIST. 1,3 X 1,3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2".

SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + MALLA + PERROS DE COMP. 7"
SIST. 1.10 X 1.10 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2".

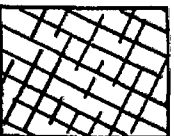
ESTRUCTURA

CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)

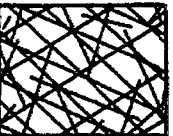
REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.)
 DISC. LIG. RUGOSAS (3), RELLENO DURO >5mm (2)
 MOD. ALT. (3), ABIERTA 0.01 a 1mm (4), PERS. 3 a 10m (2)
 (SE ROMPE CON 1 ó 2 GOLPES DE BARRETILLA) (7) (Rc 50 A 100 MPa)

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) (Rc 25 A 50 MPa)

MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA)
SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), REL. BLANDO >5mm (0)
DESCOMPUESTO (0), ABER >5mm (0), PERS. >20m (0)
(SE INDENTA MAS DE 5 mm.) (0 a 2) (Rc 5 A 25 MPa)



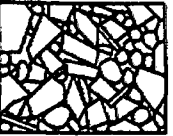
MODERADAMENTE FRACTURADA.
MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA,
BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR
TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES
(RAD 50 - 75), esp. 0,2 a 0,6 m
(6 a 12 fracturas/m²).



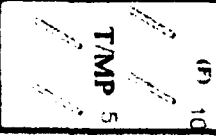
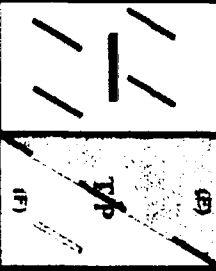
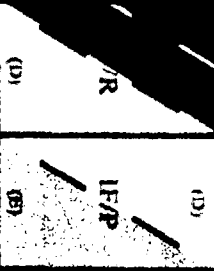
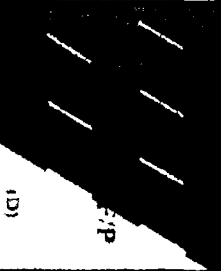
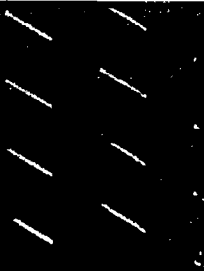
MUY FRACTURADA.
MODERADAMENTE TRABADA,
PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES
ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO
O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES
(ROD 25 - 50), espaciados 0,06 a 0,2 m.
(12 a 20 Fracturas/m2).



INTENSAMENTE FRACTURADA.
PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON
MUCHAS DISCONTINUIDADES
INTERSEPTADAS, FORMANDO
BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES,
(Rd 0 - 25), espaciados 0,06 a 0 m.
(Mas de 20 Fracturas/m²).



**TRITURADA O BRECHADA.
LIGERAMENTE TRABAJA. MASA
ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON
UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS
FACILMENTE DISGREGABLES,
ANGULOSOS Y REDONDEADOS
(SIN RAD)**



CHUNGAR

TABLA 04

SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (MODIFICADO)

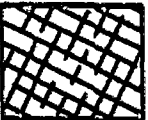
LABOR PERMANENTE SECCION 4.0 A 6.0 m.

A	PERNOS DE COMP. 7 SIST. 2.0 X 2.0 m.
B	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 2.0 X 2.0 m. 6 MALLA + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 2.0 X 1.5 m.
C	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.7 X 1.7 m.
D	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.6 X 1.5 m.
E	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + MALLA + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.3 X 1.3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 1".
F	SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" + MALLA + PERNOS DE COMP. 7 SIST. 1.3 X 1.3 m. + SHOTCRETE ESTRUCTURAL 2" 6 CHARRAS 6" X 6" X 20".

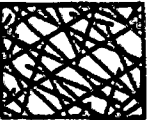
ESTRUCTURA



LEVEMENTE FRACTURADA
TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI.
(ROD 75 - 90), espcc. 0.6 a 2 m.
(2 a 6 fracturas/m2).



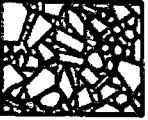
MODERADAMENTE FRACTURADA
MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES.
(ROD 50 - 75), espcc. 0.2 a 0.6 m.
(6 a 12 fracturas/m2).



MUY FRACTURADA
MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES
(ROD 25 - 50) espaciados 0.06 a 0.2 m.
(12 a 20 Fracturas/m2).



INTENSAMENTE FRACTURADA
PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES.
(ROD 0 - 25) espaciados 0.06 a 0 m.
(Más de 20 Fracturas/m2).

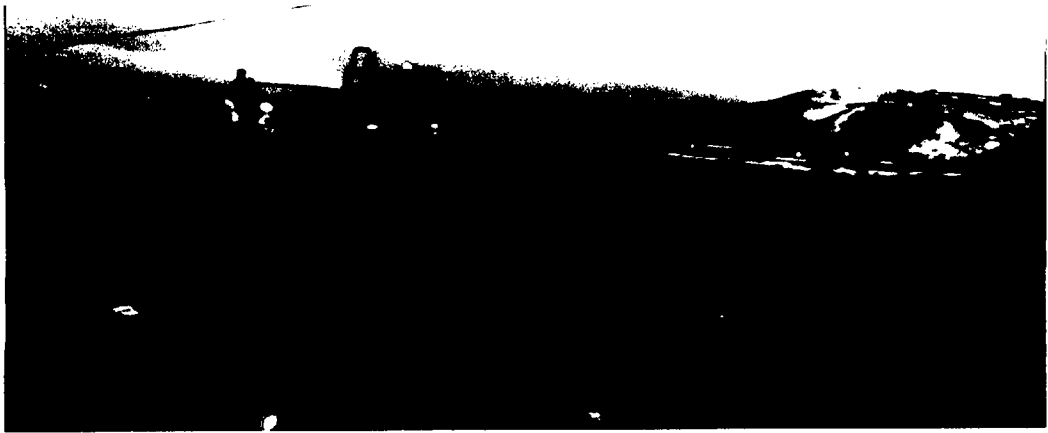


TRITURADA O BRECHADA
LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS.
(SIN ROD).

CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)

BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)		REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.)		POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)		MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA)	
DISC. RUGOSAS (5), RELLENO DURO < 5mm (4)	LEV. ALT. (5), ABIERTA < 0.01 mm (5), PERS. 1 a 3m (4)	DISC. LIG. RUGOSAS (3), RELLENO DURO > 5mm (2)	MOD. ALT. (3), ABIERTA 0.01 a 1mm (4), PERS. 3 a 10m (2)	DISC. LISAS (1), REL. BLANDO < 5mm ó DURO > 5mm (2)	MOD. ALT. (1), ABIERTO 1 a 5mm (1), PERS. 10 a 20m (1)	SUPERFICIE PULIDA, FALLA (0), REL. BLANDO > 5mm (0)	DESCOMPUESTO (0), ABER > 5mm (0), PERS. > 20m (0)
(SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE BARRETILLA) (12) (Rc 100 A 250 MPa)		(SE ROMPE CON 1 ó 2 GOLPES DE BARRETILLA) (7) (Rc 50 A 100 MPa)		(SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE) (4) (Rc 25 A 50 MPa)		(SE IDENTIFICA MAS DE 5 mm.) (0 a 2) (Rc 5 A 25 MPa)	
LF/B	LF/R	LF/B	LF/R	LF/B	LF/R	LF/B	LF/R
MF/B	MF/R	MF/B	MF/R	MF/B	MF/R	MF/B	MF/R
IF/B	IF/R	IF/B	IF/R	IF/B	IF/R	IF/B	IF/R
TF/B	TF/R	TF/B	TF/R	TF/B	TF/R	TF/B	TF/R
MP	MP	MP	MP	MP	MP	MP	MP
1	1	1	1	1	1	1	1
2	2	2	2	2	2	2	2
3	3	3	3	3	3	3	3
4	4	4	4	4	4	4	4
5	5	5	5	5	5	5	5

TRATAMIENTO DE AGUAS RESIDUALES



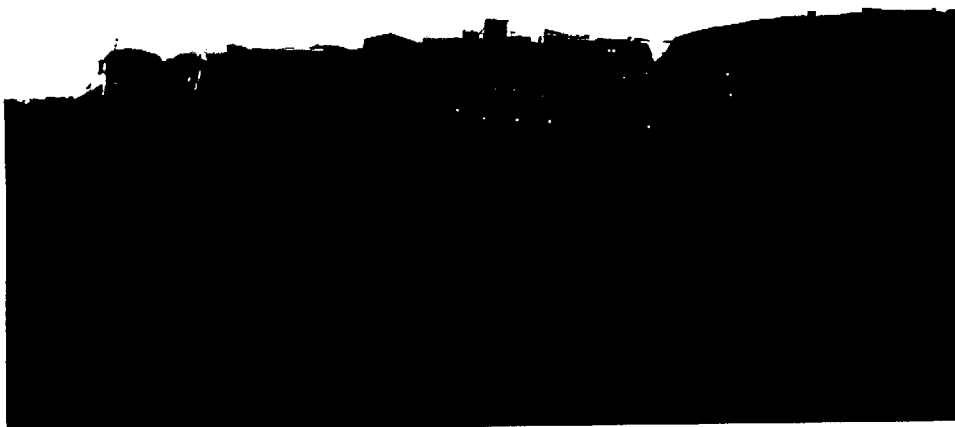
LAGUNA NATICOCHA

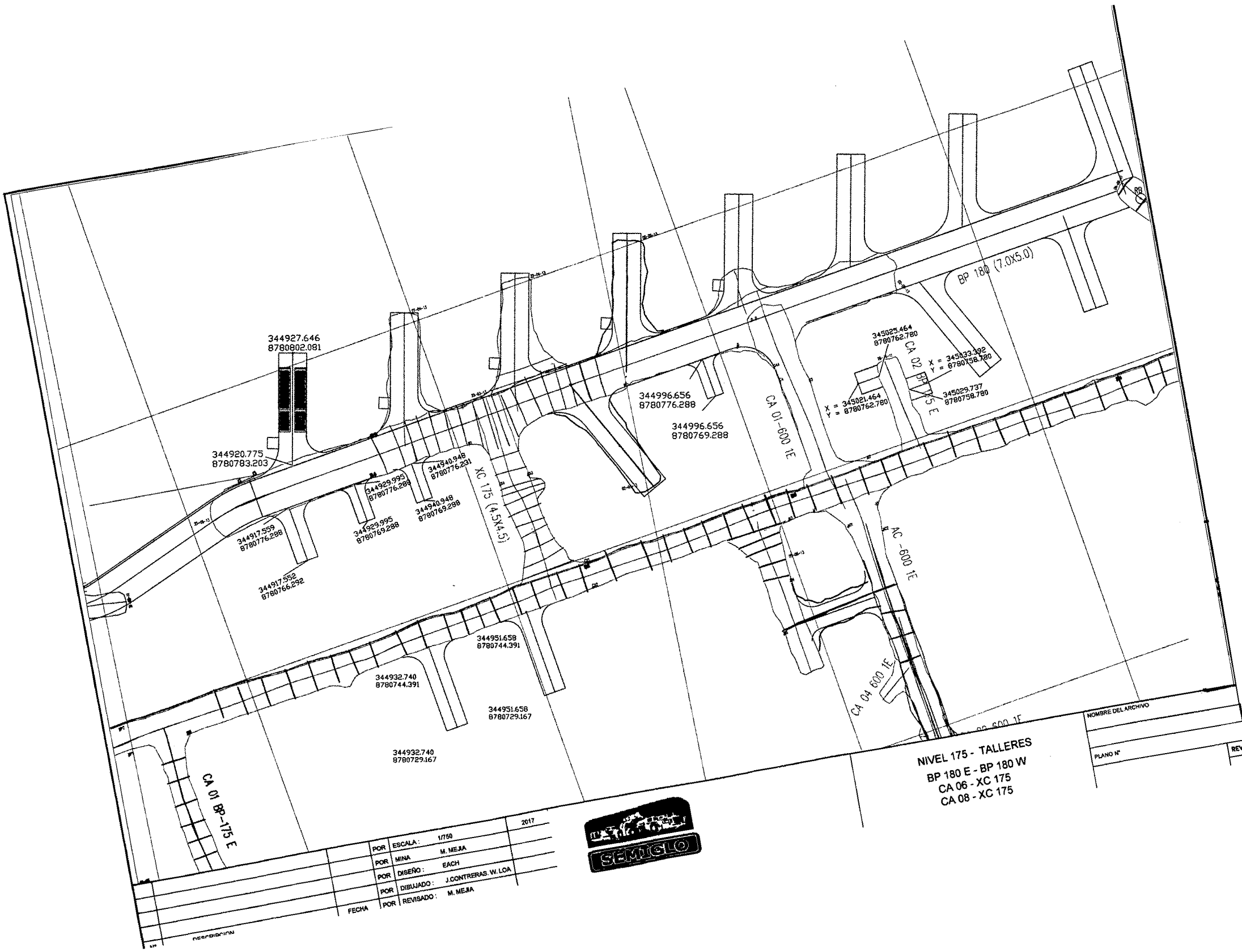


PIQUE ESPERANZA



CONCENTRADORA DE ANIMON





NIVEL 175 - TALLERES
BP 180 E - BP 180 W
CA 06 - XC 175
CA 08 - XC 175

NOMBRE DEL ARCHIVO	
PLANO Nº	
REV.	

FECHA	POR	ESCALA:	1/750	2017
	POR	MINA	M. MEJA	
	POR	DISEÑO:	EACH	
	POR	DIBUJADO:	J. CONTRERAS, W. LOA	
	POR	REVISADO:	M. MEJA	

