

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



***“APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA EN LA
EXCAVACION DE LABORES SUB TERRANEAS EN CONSORCIO
MINERO HORIZONTE S.A. – MINA PARCOY”***

TRABAJO PROFESIONAL PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

JUAN TOMAS HUANACHEA VENTURA

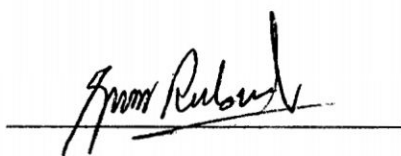
Ayacucho - - Perú

2007

**“APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA EN LA
EXCAVACION DE LABORES SUB TERRANEAS EN CONSORCIO
MINERO HORIZONTE S.A. – MINA PARCOY.”**

Recomendado : 09 de enero de 2008

Aprobado : 11 de enero de 2008



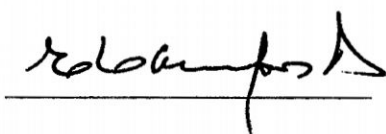
Ing. Grover Rubina Salazar

Miembro



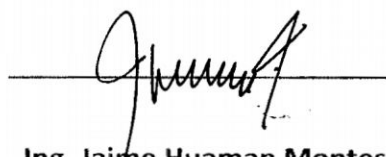
Ing. Hugo Gutiérrez Orozco

Miembro



Ing. Edmundo Campos Arzapalo

Miembro



Ing. Jaime Human Montes

Presidente



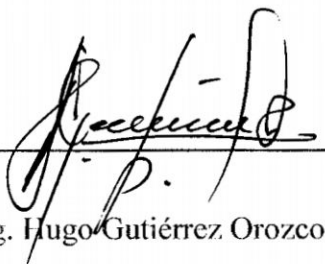
UNIVERSIDAD NACIONAL SAN
CRISTÓBAL DE HUAMANGA
Facultad de Minas, Geología y Civil
Lic. Eleodoro Arroyo Licas
SECRETARIO DOCENTE

Según el acuerdo constatado en el acta el 11 de enero de 2008, en la sustentación de Trabajo Profesional del Bachiller en Ingeniería de Minas, **Juan Tomas HUANACHEA VENTURA**, del trabajo de Investigación titulado **“APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA EN LA EXCAVACION DE LABORES SUBTERRANEAS EN CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. – MINA PARCOY”**, fue calificado con la nota 16 (Dieciséis) por lo que se da la respectiva aprobación.



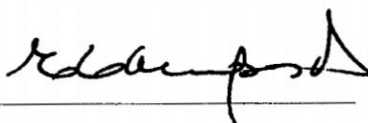
Ing. Grover Rubina Salazar

Miembro



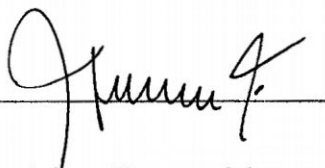
Ing. Hugo Gutiérrez Orozco

Miembro



Ing. Edmundo Campos Arzapalo

Miembro



Ing. Jaime Huaman Montes

Presidente

DEDICATORIA

A mis padres por el esfuerzo y cariño al otorgarme una carrera profesional.

A mis hijas e hijo por su comprensión y darme todo el cariño y apoyo.

AGRADECIMIENTO

El presente trabajo es un anhelo forjado de transmitir las bondades y beneficios de la aplicación de la voladura controlada en la excavación de labores subterráneas y controles en las operaciones mineras, inicialmente lo aplicamos un equipo de profesionales en la Compañía minera Poderosa, la experiencia obtenida del control de calidad en los procesos unitarios mina, al integrarme a la Compañía Consorcio minero Horizonte me llevó a aplicarlo con resultados óptimos.

El agradecimiento y reconocimiento al equipo minero humano de Consorcio minero Horizonte por el apoyo en todo momento para la elaboración y conclusión del presente trabajo.

INTRODUCCION

El Consorcio Minero Horizonte S.A. es una de las principales empresas mineras auríferas en la región de Patáz, que viene operando en el distrito de Parcoy, departamento de La Libertad, desde el año 1981, luego de adquirir las propiedades del Sindicato Minero de Parcoy.

En el área de operaciones de CMH, cuyo potencial minero está amparado con más de 35,300 hectáreas, denunciadas y amparadas y donde se encuentra el depósito mineralizado aurífero que se compone de un conjunto de vetas como: Lourdes, Candelaria, (Split I y Split II), Encanto, Sissy, Rosa Orquídea, Rosarito, Santa Rosa y Milagros; por esto la mina se divide en 3 zonas con sus respectivas secciones.

Consorcio Minero Horizonte, se encuentre en un proceso de crecimiento y mejoramiento continuo, caracterizándose por buscar en toda la actividad de explotación mayor eficiencia y eficacia, para ello tanto los directivos y trabajadores se hallan involucrados y comprometidos en lograr una alta productividad, seguridad y calidad.

Parte de este mejoramiento comprende los cambios a practicarse en las operaciones unitarias más importantes en el ciclo de minado como es perforación y voladura controlada y que constituye el objetivo de este trabajo profesional.

RESUMEN

El mejoramiento continuo de toda actividad minera, hoy en día es una necesidad, porque permite trabajar con eficiencia, seguridad y bajos costos, haciendo competitivo el minado con otras empresas que explotan el mismo mineral y en condiciones similares.

El presente trabajo constituye un mejoramiento tanto en el diseño de las mallas como voladura que se viene practicando en el CMH S.A, para lo cual el trabajo se encuentra dividido en cuatro capítulos adjuntándose en forma didáctica gráficos y cuadros relacionados con el tema para una mejor visualización.

En el primer Capítulo I.- Generalidades, se realiza la descripción de los aspectos generales del distrito minero de Parcoy.

El segundo capítulo Geología, describe la geología regional, estructural local y económico, haciendo ver el potencial mineralógico y sus posibilidades futuras del yacimiento.

El capítulo III.- Minería, hace referencia de los métodos de

explotación aplicados en la Mina Parcoy, así como de las diversas actividades relacionadas a las operaciones mineras.

El cuarto Capítulo denominado: "Aplicación de la voladura controlada en la excavación de las labores subterráneas", propone un mejoramiento de la perforación-voladura tomando en cuenta las características geomecánicas del macizo rocoso y de los explosivos, con los cuales se hace diseños de perforación voladura eficientes y seguras, además se ha logrado controlar el techo y paredes de las labores subterráneas en especial galerías y tajeos.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INTRODUCCION

RESUMEN

CAPITULO I	1
GENERALIDADES	1
1.1. UBICACIÓN Y ACCESO	1
1.2. ACCESIBILIDAD	2
1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.	2
1.4. TOPOGRAFIA.	3
1.5. RECURSOS.	3
1.5.1. HÍDRICO.	3
1.5.2 ENERGÉTICO.	3
1.5.3 HUMANOS	4
1.6. SÍNTESIS HISTÓRICA	4
1.7. OBJETIVO DEL TRABAJO.	7
1.8. ORGANIZACIÓN.	8
1.9. TOPOGRAFIA.	8
CAPITULO II	9
GEOLOGIA	9
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.	9

2.1.1	ALTERACIONES.	10
2.1.2.	ESTRATIGRAFÍA.	11
2.2.	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.	12
2.3.	GEOLOGÍA LOCAL.	13
2.3.1	AFLORAMIENTO DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.	14
2.4	GEOLOGÍA ECONÓMICA.	15
2.4.1	MINERALOGÍA.	15
2.4.2	CLASIFICACIÓN DE MINERALES.	16
2.4.3.	TIPO Y FORMA DEL YACIMIENTO.	17
2.4.4	CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO.	18
2.4.5	CONTROL MINERALÓGICO.	19
2.4.6	CLASIFICACIÓN DEL MINERAL	20
2.4.7.	RESERVAS MINERALES.	21
CAPITULO III		24
MINERIA		24
3.1	ZONAS DE OPERACION	24
3.2	SISTEMA DE MINADO.	25
3.3	MÉTODOS DE EXPLOTACION.	25
3.4.	METODO DEL CORTE Y RELLENO ASCEDENTE CONVENCIONAL.	26
3.4.1.	APLICABILIDAD.	26
3.4.2.	PREPARACIÓN.	27
3.4.2.1.	PREPARACIÓN DE CHIMENEAS LATERALES.	27
3.4.2.2.	PREPARACIÓN DE CHIMENEA CENTRAL.	28
3.4.2.3.	PREPARACIÓN DE SUBNIVELES.	28
3.4.3.	EXPLOTACION.	29

3.4.3.1. PERFORACION Y VOLADURA.	30
3.4.3.2. LIMPIEZA.	30
3.4.3.3. RELLENO.	30
3.4.3.4. SOSTENIMIENTO.	31
3.4.4. COSTO UNITARIO DE EXPLOTACION.	33
CAPITULO IV	34
APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA EN LA EXCAVACION DE LABORES SUBTERRANEAS	34
4.1. EVALUACION DE LOS FACTORES QUE AFECTAN EL RENDIMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA.	34
4.1.1. EFECTOS GEOLOGICOS Y GEOMECANICOS.	35
4.1.2. EVALUACION DE LOS ESFUERZOS EXISTENTES EN EL MACIZO ROCOSO.	36
4.1.3. PROCEDIMIENTOS DE PERFORACION.	37
4.1.4. LOS EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.	37
4.2 VOLADURA CONTROLADA.	38
4.2.1. DIFERENCIA ENTRE LA VOLADURA CONVENCIONAL Y LA VOLADURA CONTROLADA.	40
4.2.2. UTILIZACION DE LOS INDICES GEOMECANICOS EN LA PERFORACION Y VOLADURA.	41
4.3. DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA.	43
4.3.1 DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA EN GALERIA.	43
4.3.2. DISEÑO DE PERFORACION VOLADURA EN TAJEO.	59
4.4. EVALUACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA.	66
4.4.1. GRADO DE FRAGMENTACION.	66
4.4.2. FACTOR DE CARGA Y POTENCIA.	67
4.4.3. VIBRACIONES.	67
4.4.4. COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA POR LABORES.	69

CONCLUSIONES	70
RECOMENDACIONES	73
BIBLIOGRAFIA	74

Abreviaturas Utilizadas:

RQD	Índice de Calidad de Deere
GSI	Índice de Resistencia Geológica
RMR	Resistencia del Macizo Rocoso -Bieniawski
Q	Calidad de Roca - Barton
MPa	Megapascal – Unidad de Presión

CAPITULO I

GENERALIDADES

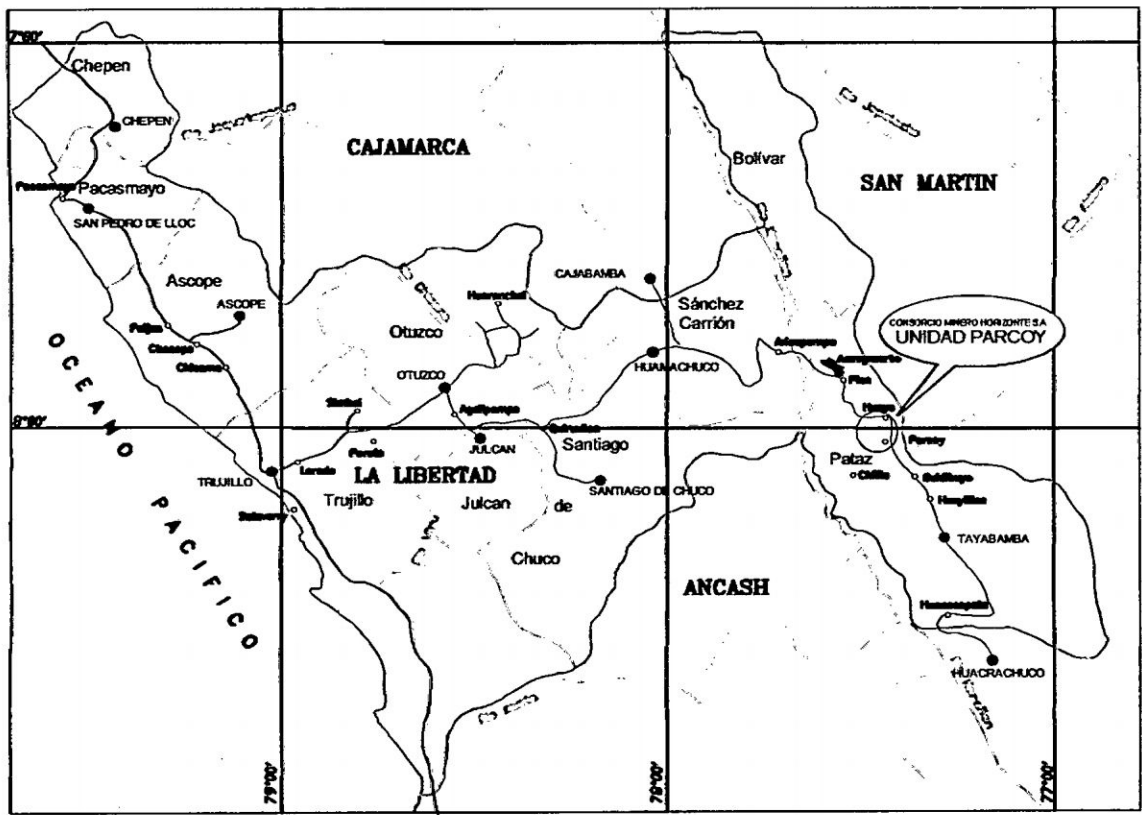
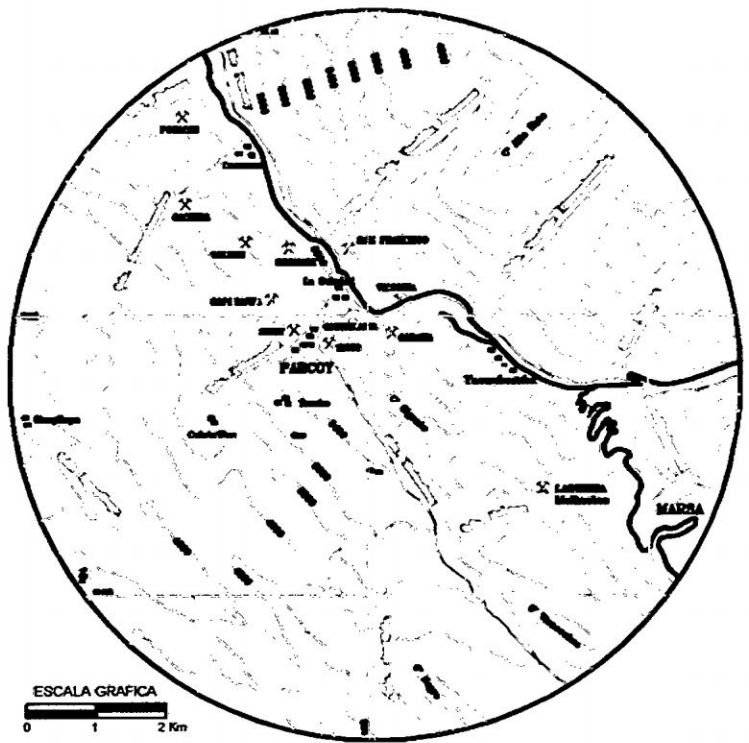
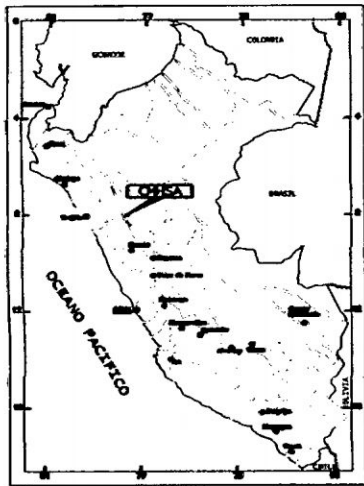
1.1. UBICACIÓN Y ACCESO

La Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra ubicada en el anexo de Retamas, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento La Libertad, (Ver Plano N° 1) a una altura promedio de 2,750 m.s.n.m y sus coordenadas geográficas son las siguientes:

Longitud 72° 28' 00" Oeste,

Latitud 08° 01' 00" Sur.

La mina aurífera está situada a 500 km al Norte de Lima sobre el Flanco Oriental de la Cordillera de los andes y pertenece a la Cuenca Hidrográfica del Marañón. De acuerdo a la Carta Geológica del Instituto Geológico; "Hoja de Tayabamba" (17-I). Las áreas de operación están cerca a los poblados de Retamas, La Soledad, Parcoy, Lúcumas y Llacuabamba.



LEYENDA

- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Límite Departamental
- - - Límite Provincial
- Carretera Pavimentada
- - - Carretera Afirmada
- ⊗ Unidad Minera

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

**PLANO DE UBICACION
 UNIDAD MINERA PARCOY**

DIB./CAD: Juan T. Huanachea V.	FECHA: Noviembre 2007	PLANO 01
REVISADO:	ESCALA: Indicada	

1.2. ACCESIBILIDAD

La accesibilidad a la mina puede ser por:

Por Vía Terrestre: El acceso por vía terrestre es el siguiente:

Ruta	Distancia km	Tiempo Horas
Lima ⇌ Trujillo	560	9
Trujillo ⇌ Chagual	440	19
Chagual ⇌ Retamas	40	3

Por Vía Aérea: El acceso por vía aérea en avioneta, se realiza hasta un aeródromo Ubicado en la playa de la laguna de Pías.

- Lima → Pías : 1 hora 20 minutos
- Pías → Trujillo : 45 Minutos
- Pías → Lima : 1 hora 20 minutos.

Después se continúa vía terrestre río arriba con destino Retamas aproximadamente 30 minutos.

1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima en esta región es templado y seco característico de la región Quechua, entre los meses abril y octubre, con fuerte calor durante el día llegando a los 22 °C y moderadamente frío durante la noche con 15 °C.

Debido a la fisiografía de la zona, la cubierta vegetal es muy escasa, siendo esta de arbustos y hierbas; ascendiendo la cuenca, la vegetación mejora, predominando la agricultura; la vegetación se intensifica en épocas de lluvia.

1.4. TOPOGRAFIA.

El relieve topográfico que presenta esta región es sumamente abrupto, pues el río Marañón ha formado un valle profundo en forma de “V” así mismo presenta esta forma sus tributarios por su margen derecha como es la quebrada El Molino, Lanchis, Talpito, que han formado valles también profundos con rumbos casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, que en este sector tiene un rumbo N-S y en el resto de su trayectoria tanto hacia el norte como hacia el sur su rumbo predominante es NO-SE paralelo al geoanticlinal andino. A 12 km al este del río Marañón discurre el río Parcoy que tiene rumbo SE-NO formando un valle interandino con taludes laterales que tienen pendientes fuertes desembocando en la laguna Pías.

1.5. RECURSOS.

1.5.1. HÍDRICO.

El agua es abundante en la zona, durante todo el año fluye en forma constante por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, con variaciones que en épocas de verano bajan su caudal y en invierno incrementan enormemente; cada río es parte del reboco de las lagunas que tienen regular dimensión, así mismo son recomendables para el consumo domestico principalmente de Castilla y Mishito.

1.5.2 ENERGÉTICO.

Consorcio Minero Horizonte cuenta con una casa fuerza propia en donde se tienen instalados 8 grupos electrógenos Diesel Caterpillar, con una capacidad de

5.270 kW de potencia efectiva la cual es distribuida a cada unidad y los campamentos, así mismo están ubicadas 5 compresoras con motores eléctricos con una capacidad instalada de 5,074 CFM, desde donde abastece a sus unidades de producción.

1.5.3 HUMANOS

En esta zona abunda la mano de obra no calificada, pues el poblador tiene cierta experiencia en trabajos mineros. La mano de obra calificada es llevada de otros lugares como: Trujillo, Cajamarca y Lima.

1.6. SÍNTESIS HISTÓRICA

La mineralización del Batolito de Pataz, se viene trabajando desde la época de los Incas, posiblemente el oro para el rescate de Atahualpa salió de las minas de Parcoy y de la región de Chinchipe, dada la cercanía a Cajamarca; la Corona Española, conocedora de la gran riqueza de la zona, nombra al corregidor Santisteban regente del lugar y se establecen los poblados de Pataz, Parcoy y Buldibuyo.

La fundación del pueblo de Parcoy ocurre en el siglo XVII, la explotación aurífera a lo largo de todo el batolito fue muy intensa durante la colonia, para evidenciar ello, se puede observar aún la gran cantidad de labores en media barreta y otros trabajos mineros propios de esa época, para la molienda del mineral se emplearon grandes ingenios y para la recuperación del oro el proceso de amalgamación.

Durante los últimos años de la colonia y principios de la República, el ritmo de la explotación de las vetas disminuye notablemente, ello debido indudablemente a que los minerales oxidados con oro libre se había agotado, por consiguiente las recuperaciones eran muy bajas, ello ocasiona que el oro contenido en las piritas frescas no pueda recuperarse por amalgamación.

A comienzos del siglo XX el polaco Mariano Tarnawiesky (1913 – 1929) realizó un intenso trabajo exploratorio en toda la provincia de Pataz, desde el cerro el Gigante al Sur hasta Pataz hacia el Norte, determinando una serie de estructuras.

La firma inglesa Pataz & Parcoy Gold Syndicate Ltd. se establece en la zona y en el año 1918 Mariano Tarnawiesky instala la primera planta de cianuración en Retamas, esto le dio buenos resultados económicos, desde entonces hasta la actualidad ha sido el centro de tratamiento de mineral, con sucesivas ampliaciones y modificaciones.

El señor Eulogio Fernandini en el año 1934, funda el Sindicato Minero Parcoy S.A., el cual inicia sus actividades al año siguiente.

La Compañía Aurífera Anglo – Peruana S.A., en 1938 explora las vetas Sissy, Chinchiles y Elisa al Oeste de la zona, aparentemente no llegan a procesar mineral; la Compañía, se disolvió y sus concesiones fueron adquiridas por el SIMPAR; es así que el Sindicato Minero Parcoy desarrolla en el área la mina subterránea más grande del País.

Durante los veinticinco años, que el Sindicato Minero Parcoy desarrolla sus operaciones trabaja varias vetas, entre las cuales cabe mencionar: Esperanza, Carlos Bernabé, Carmencita - Mishahuara, San Francisco, Encanto, Mishencanto

y Cabana en los alrededores de Retamas, Lastenia y Porvenir en la parte alta del cerro el Gigante; se llega a trabajar gran parte del batolito. El cierre de esta empresa se debió a la estabilidad del precio del oro en 35 dólares/onza.

El Sindicato minero Parcoy S.A., en los años 1934 - 1960, explotó mineral por un tonelaje aproximado de 1'200,000 TM y con una ley promedio de 10.84 g Au/TM.

En 1978, Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga fundan Consorcio Minero Horizonte S.A. y deciden procesar los relaves del área dejados por la operación de SIMPAR, que ascendían aproximadamente a 200,000 toneladas con una ley 3.5 gr. Au/TM en promedio, para la realización de su proyecto se adquieren los derechos mineros que correspondían al Sindicato Minero Parcoy S.A.

Después de cuatro años de intentar procesar los relaves no se obtuvo resultados positivos. Al ver que el proyecto de procesamiento y recuperación de valores de los relaves no se lograba, los directivos de Consorcio Minero Horizonte deciden trabajar la mina. Ya en 1985 realizó exploraciones trabajando la cortada Fernandini, donde se determinó la veta Rosa Orquídea.

El crecimiento de la empresa empieza con el descubrimiento y desarrollo del clavo "Rosa - Orquídea " el más importante de Parcoy, con leyes promedio de 10 onzas por tonelada.

Luego se descubren los clavos Dolores y Teresa los cuales dan muy buenos resultados. Después de varias dificultades, en 1986 se produce la primera barra de oro la cual pesa 700 gramos. Debido a los ingresos obtenidos que genera la operación minera y el aporte de los socios se repotencia la planta y se adquieren

nuevos equipos para la mina.

Pronto la situación económica de la empresa mejora y secuencialmente se apertura nuevos niveles superiores de exploración y desarrollo, ello permite incrementar la producción a 20; 30 ; 50 y 90 TM/día , en el año 1988 la producción es sostenida en 100 TM/día .

Para el año 1989, la producción se establece en 150 TM / día. A partir del año 1990 la producción de mina se va incrementando paulatinamente a 250; 350; 450 600; 700; 800; 900; 1000 TM / día.

Actualmente Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando la veta Milagros en la Zona Norte, Veta Rosa – Orquídea, Lourdes y Vannya en la Zona Cento y Candelaria, Santa Rosa, Split I y II en la Zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 1200 TM/día, con una ley del orden de 12.4 g Au /TM.

La empresa viene desarrollando un exhaustivo programa de exploraciones y el proyecto RNG, con el objetivo de lograr un mayor nivel de reservas probado - probables por debajo del nivel 2600 ello permitirá la profundización de las labores de explotación y el incremento de la producción diaria a 1,300 TM/día, en el mediano plazo y posteriormente a 1,500 TM/día.

1.7. OBJETIVO DEL TRABAJO.

OBJETIVO GENERAL:

El objetivo general es explotar el yacimiento de Parcoy, en profundidad donde se tiene reservas apreciables de mineral de oro.

OBJETIVO ESPECIFICO:

El objetivo específico es la ejecución de la rampa negativa, que permitirá poder explotar el mineral existente debajo del Nivel 2600.

Control del macizo rocoso en el proceso de minado para mayor seguridad del personal.

El otro objetivo es servir al suscrito como tema para optar el título Profesional de Ingeniero de Minas.

1.8. ORGANIZACIÓN.

Consorcio Minero Horizonte S.A, para su operación en la Unidad Parcoy está organizado conforme se muestra en el organigrama (Lámina N° 1).

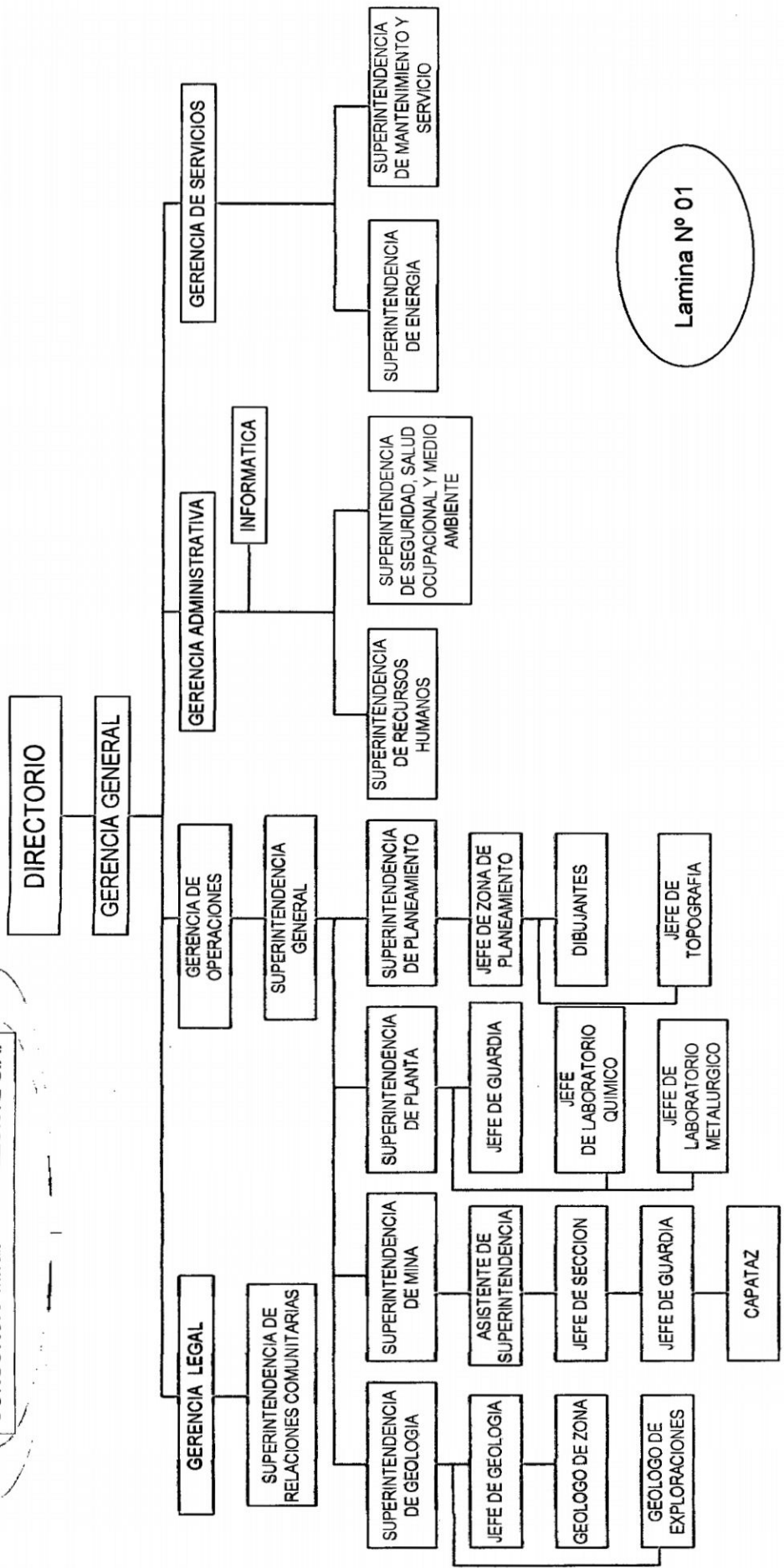
1.9. TOPOGRAFIA.

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central. La región corresponde a la unidad de valles interandinos, se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glaciar y fluvial, las que están en proceso de estabilización.

El drenaje principal está conformado por el río Parcoy, que drena hacia el Noreste pasando por la laguna de Pías, para luego desembocar en el río Marañón el que finalmente llega al río Amazonas, drenaje dendrítico.

El clima de la zona es cálido a templado, hasta los 3000 m.s.n.m., por encima de ésta altitud el clima se torna frío. Es seco en verano (abril a octubre) y lluvioso en invierno (noviembre a marzo).

CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.



Lamina Nº 01

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

La geología de la zona de Pataz está compuesta por diferentes series de basamento, con metamorfismo de bajo grado del Proterozoico y Paleozoico inferior a terciario inferior con rocas vulcano - clásticas casi sin deformar el terciario superior. (Ver Plano N° 2).

Este basamento está incluido dentro del Batolito de Pataz a lo largo de toda la zona fracturada. La formación del Batolito se encuentra en la Era Paleozoica: Carbonífero Superior (300 M.A). La fractura que dio lugar a estas pulsaciones magmáticas fue del tipo inverso, producto de esfuerzos de compresión de la tectónica de placas (entre la placa Oceánica y la continental), la inyección del magma que fue rellenando a esta falla con rumbo Norte-Sur fue predominante en

calco alcalino (granodiorita).

Se ha podido detectar con la ayuda de los mapas geológicos, 80 km de Batolito, teniendo una forma lenticular en sus extremos Sur y Norte, con un ancho variable que va de 3 a 8 km.

El Batolito de Pataz contiene vetas de cuarzo-pirita, donde se encuentra normalmente el oro, asociado a la pirita y en pequeñas proporciones asociado a la galena, esfalerita y arsenopirita, se ha encontrado mineralización en rocas precámbricas y paleozoicas debido a la intrusión del Batolito en estas rocas en su formación, pero acentuándose más esta mineralización en las calizas Pucará en los contactos con el intrusivo y así formando disseminaciones de oro.

El Batolito está controlado por dos grandes fallas regionales una al Nor - Este que la pone en contacto con el complejo Marañón, formadas por pizarras que corresponden a la formación Contaya, metamorfismo con presencia de pirita fina, se observa también Filitas siendo las rocas más antiguas que presentan cierto metamorfismo de contacto, la otra falla regional se ubica al Sur-Oeste pone al contacto con rocas del Paleozoico y Mesozoico de la formación Chota.

Dicho Batolito tiene una dirección de N 30° W, controlado con cizallas marginales y cabalgamiento de geometría lítrica. La localización de oro a escala local y regional se atribuye a zonas de dilatación de orientación predominantes NW - SE.

2.1.1 ALTERACIONES.

Se puede observar las alteraciones notablemente en las cajas de cada

estructura, identificando las siguientes:

La Sericitización, que se ha reconocido en las diferentes vetas que se están trabajando actualmente, son de un color blanquecino, untuoso al tacto y que generalmente se observa en los niveles superiores de las vetas, cuando se tiene este tipo de alteraciones dentro de la veta se han encontrado en muchos casos valores de oro de altas leyes, considerándose un control mineralógico muy importante.

La Propilitización, este tipo alteración es muy común encontrarla en este tipo de yacimiento, ligada a los clavos mineralizados. La propilita es verdosa, tiene pirita en buena cantidad, arsenopirita y calcita diseminada y en vetillas, la propilitización es de menor temperatura y generalmente se encuentra junto a la veta o dentro de esta.

La Silicificación, que es puntual y muy rara, dentro de las vetas en las rocas se halla como un dato y no es un control litológico importante.

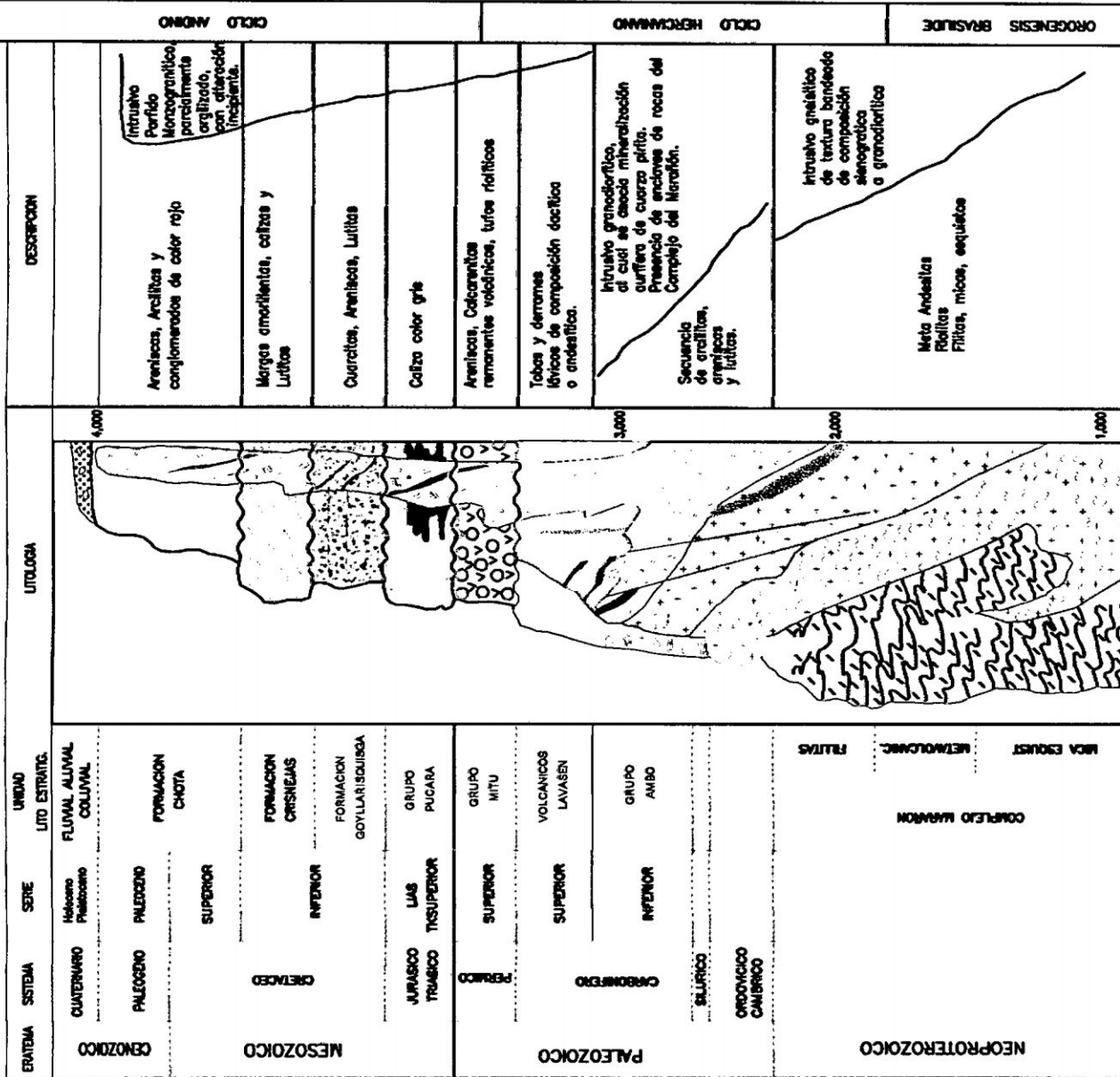
2.1.2. ESTRATIGRAFÍA.

En el distrito de Parcoy afloran rocas de edades Precámbricas Paleozoicas, Mesozoicas, Cenozoicas, Columna estratigráfico está conformado por: (Ver Lámina N° 2).

Formación Contaya, formados por intercalaciones de clavos volcánicos, pizarras negras y con lutitas oscuras amarillentas.

Formación Mitu, constituida desde su base hasta su horizonte superior por rocas volcánicas intercaladas con lutitas, areniscas, los volcánicos con pórfidos riolíticos, pórfidos traquíticos, brecha andesíticas y aglomerados riolítico.

COLUMNA LITO - ESTRATIGRAFICA - AREA PARCOY - PATAZ



INTRUSIVOS

- GNEIS DIORITICO - GABROIDE
- GRANODIORITA, DIORITA, BATOLITO PATAZ
- DIQUES ANDESITICOS
- PORFIDO Qz - Mz

MINERALIZACION

- FILONES AURIFEROS (POLMETALICOS)
- REEMPLAZAMIENTO DE CARBONATOS (SKARN)
- STOCK WORK

LEYENDA

- Faja
- Mamposte
- Volcanes Lavas
- Volcanes de Merial
- Granodiorita
- Conchazo
- Ocho
- Gravo
- Faja Andina
- Intersección Filas Inclinadas
- A-Jamba
- Faja

Foja 1 - Filamento MW - SE ONAW, SSE 07 E
 Foja 2 - Filamento EN OSE - NWAV 07
 V = Vías Cuero - 00 enclaves en lava
 de Dirección N-S y buzamiento a E.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

COLUMNA ESTRATIGRAFICA UNIDAD MINERA PARCOY

Formación Chota, conformada por calizas grisáceas, en su base hay intercalaciones con lutitas amarillentas, capas rojas formadas por lutitas calcáreas, horizontes de cantos rodados, las areniscas son de color amarillo o rojo. También se encontraron ocurrencias del horizonte volcánico más joven de la edad terciaria.

2.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

En el Batolito de Pataz los rasgos más importantes son los fallamientos y en este distrito hay tres etapas estructurales que están bien definidos:

La primera etapa pre - mineral.

La segunda etapa coetánea con la mineralización.

La tercera etapa post – mineral.

Como resultado del primer periodo se formarían las fallas, que se mineralizaron posteriormente con rumbos N 10° W a N 35° W, con buzamientos 45 – 69° NE predominantemente y que son formados a partir de fallas más antiguas y complejas, estos son fallas de tipo inversas sinestrales con aberturas hasta de 15 m (Falla Candelaria).

Las fallas pre - minerales son importantes porque cerca a ellos se emplazan los clavos mineralizados y controlan la posición de los yacimientos.

Las fallas coetáneas a la mineralización probablemente fueron reactivadas hasta 4 veces, donde presentan mayor mineralización.

Las fallas post-minerales son aquellas que desplazaron la estructura ya mineralizada, estas son predominantemente normales y destrales, mientras que las sinestrales son las que tuvieron mayor desplazamiento, los rumbos están

comprendidos a EW, con buzamientos mayores a 70° al Sur, y 60° al Norte las destrales.

Las principales estructuras (vetas) de cuarzo -- pirita, son:

Veta Candelaria

Veta Sissy

Veta Lourdes

Veta Esperanza

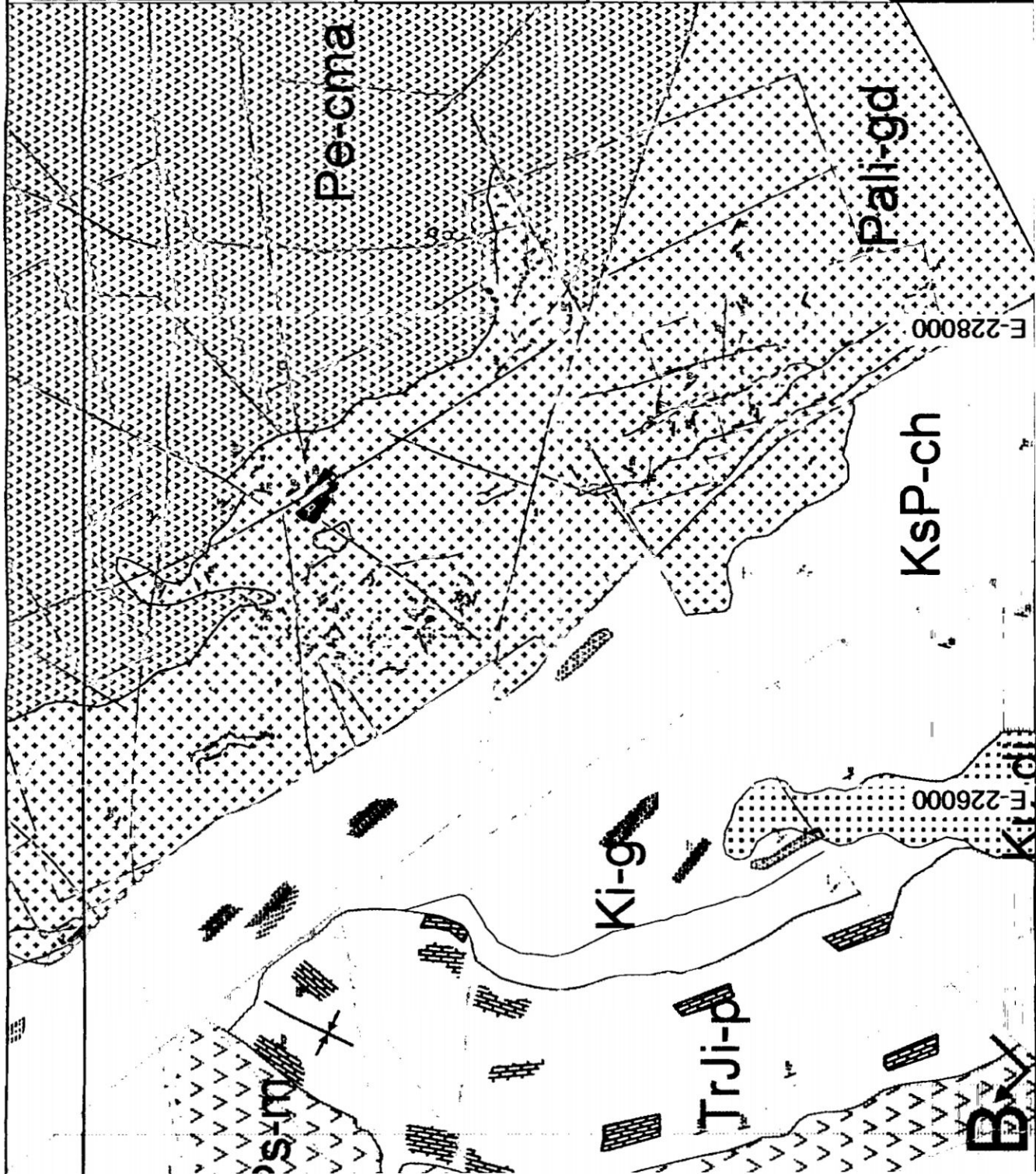
Veta Orquídea

Veta Milagros

2.3. GEOLOGÍA LOCAL.

Es muy común determinar las áreas de colapso a partir de las dos grandes fallas regionales producto de que este Batolito ha estado sujeto a esfuerzos de compresión, por eso la formación de fracturas de cizalla y luego una relajación dio lugar a fracturas de tensión. Las fracturas pre-existentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas Norte-Sur con buzamiento variable al Nor-Este, en algunos casos presentando inflexiones a uno y otro lado, la mineralización a rellenado estas fracturas con cuarzo y pirita que posteriormente fueron afectados por fallas diagonales de alto ángulo, esto dio origen a que las vetas presenten un modelo en “Rosario”, también es muy común ver duplicidad de vetas o falsas cajas que muchas veces llevan a la confusión en la explotación y exploración.

Con el mapeo geológico, (Ver Plano N° 3) se ha podido determinar que el tectonismo que dio origen a las fracturas pre-existentes, presenta la forma de un



LEYENDA

ERATMA	ESTRATA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATA	LITOLOGIA	DESCRIPCION	ROCA METAFUSIL
MESOZOICO	CRETACEO	Maestrazgo	Deposito Cuaternario		arena, arena	
		El Estero	Fin Chica	Fin Chica	arenas, arenas, areniscas	
		El Estero	Fin Grande	Fin Grande	arenas, arenas, arenas	
MESOZOICO	CRETACEO	El Estero	Opq. Qm. Involucro	Opq. Qm. Involucro	arenas, arenas, arenas	
		El Estero	Grupo Pucara	Opq. Qm. Involucro	arenas, arenas, arenas	
		El Estero	Grupo Mu	Opq. Qm. Involucro	arenas, arenas, arenas	
		El Estero	Grupo Mu	Opq. Qm. Involucro	arenas, arenas, arenas	
PALEOZOICO	PERMIANO	El Estero	Volcanes Llanos	Volcanes Llanos	arenas, arenas, arenas	
		El Estero	Grupo Andes	Grupo Andes	arenas, arenas, arenas	
		El Estero	Grupo Andes	Grupo Andes	arenas, arenas, arenas	
		El Estero	Grupo Andes	Grupo Andes	arenas, arenas, arenas	
PRE-CAMBRICO			Cuencas Marañon	Cuencas Marañon	arenas, arenas, arenas	

SIMBOLOGIA

- 45°: NUBIDO Y SUJAMIENTO DE ESTIMOS
- U/V: SOBRESURCUMIENTO
- EJE DE ANTICLINAL: FALLA NORMAL
- EJE DE SINCLINAL: PUEBLADOS
- BRINCHA MANTO
- LINEA DE SECCION
- CONTACTO GEOLOGICO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

**PLANO GEOLOGICO LOCAL
 UNIDAD MINERA PARCOY**

DIB./CAD: Juan T. Huanachea V. | FECHA: Noviembre 2007 | PLANO 03
 REVISADO: | ESCALA: 1 / 40.000

“huso”, como en el caso de la veta Candelaria que realizando su proyección vertical, tiende a unirse a otras vetas en la superficie, presentando una zona de óxidos muy importante. De la misma forma en el mapeo geológico subterráneo las estructuras a medida que profundizan se van verticalizando, este fenómeno ha determinado que donde hay mejores condiciones de mineralización económica es cuando las vetas tienen bajo ángulo y van perdiendo valores cuando se hacen más verticales.

2.3.1 AFLORAMIENTO DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

Los afloramientos de las estructuras mineralizadas en el yacimiento de Consorcio Minero Horizonte S.A. no son muy nítidos por la fuerte alteración hipogénica de sus cajas y el fracturamiento superior de la formación de la veta, que permitieron una erosión, las cuales hacen imposible la observación de rasgos geológicos; describiremos una de las vetas más importantes:

VETA SISSY: Esta veta aflora aproximadamente a unos 3270 m.s.n.m. con buzamiento vertical, con dos brazos cimoides de 1.8 m ó 0.7 m con cuarzo, limonita, y calcita.

En la cota 3175 m.s.n.m. aflora con 81° NE de buzamiento, 100 m. de ancho con cuarzo y limonita.

En el extremo SE. del afloramiento se halló por proyección de las labores subterráneas, esta veta tiene aproximadamente 400 m de longitud.

2.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA.

La mineralogía aurífera asociada al Batolito de Pataz, ocurre con mayor incidencia en la zona central del Batolito, esto como ya se mencionó es producto del fuerte tectonismo que sufrió esta zona en lo que se refiere a fallamientos, fracturamientos y las buenas condiciones físicas químicas favorables para una mineralización como sucede con las vetas Rosa Orquídea, Candelaria, Santa Rosa, Sissy, Milagros, en cada una de estas vetas se ha observado que en los niveles superiores las vetas son angostas y a medida que profundizan incrementan su potencia llegando en ciertos lugares hasta 20 m. Así mismo las leyes de oro que presentan estas vetas y el ancho de sus potencias no han sido las mismas desde sus orígenes puesto que estas vetas se han ido ensanchando y enriqueciendo con los flujos mineralizantes que han ocurrido en diferentes eventos geológicos. Quizás esto explique porque las rocas más antiguas tienen mejores leyes que las rocas más modernas.

En las diferentes vetas se han realizado estudios microscópicos de la mineralización, teniendo como mineral principal Pirita con gran contenido de oro, galena, esfalerita también con presencia de oro y calcopirita en menor proporción.

2.4.1 MINERALOGÍA.

La mineralogía de las Vetas de Consorcio Mincro Horizonte S.A. se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y microtonalitas del Batolito de Pataz, al que se considera responsable de esta mineralización.

Las soluciones mineralizantes circularon a través de las fracturas pre-

existentes y se depositaron a lo largo de estas; la reacción con las rocas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional El Contenido de mineral en las vetas de Retamas es relativamente simple; Cuarzo con Pirita acompañado con pequeñas cantidades galena y otros sulfuros. De estudios mineralógicos realizados anteriormente se tiene los siguientes resultados:

Minerales Nativos	:	Oro
Minerales Sulfuros	:	Pirita, arsenopirita, pirrotita, esfalerita, calcopirita, galena, bornita y covelita.
Minerales Óxidos	:	Limonita
Minerales no Metálicos:		Sericita, cuarzo, calcita y cerusita.

Asimismo de este estudio mineralógico realizado por Departamento de Geología, podemos deducir que gran parte del oro se encuentra libre y que por su tamaño requiere molienda fina para optimizar su recuperación.

2.4.2 CLASIFICACIÓN DE MINERALES.

En Consorcio Minero Horizonte se puede clasificar a los minerales de acuerdo a su importancia económica, necesaria para los costos de su explotación y que genere utilidades rentables para la empresa, clasificándolo en:

- a) **Minerales de mena:** Son todos aquellos minerales que con su extracción dan un beneficio económico.

Oro (Au)

Electrum (Au, Ag.)

- b) **Minerales de ganga:** Son aquellos minerales que no presentan cierto beneficio económico pero que están asociados a los minerales de mena y son:

Cuarzo (Si O₂)

Pirita (S₂ Fe)

Esfalerita (ZnS)

Galena (PbS)

Arsenopirita (S As Fe)

Calcopirita (Cu FeS₂)

Pirrotina (Si'c)

Jamesonita (S₁₄ Sb₆ Pb₄ Fe)

Las potencias de las vetas son muy variables, abarcan desde pocos centímetros hasta más de 20 m formando las vetas tipo Rosario (Veta Orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son lazos cimoides (Veta Candelaria). En algunas partes de la Veta Candelaria se observa fuerte propilitización con presencia de pirita que contiene altos valores de oro.

2.4.3. TIPO Y FORMA DEL YACIMIENTO.

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos

algunas veces se dan como afloramientos ciegos, las principales vetas de Parcoy están en el cuerpo granodiorítico.

Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30 m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación que alcanza por las leyes observadas en las secciones longitudinales; las rocas de las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas; algunos de ellos muestran signos de reavivamiento.

La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como en el vertical.

Es primario, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.

Es hipógeno, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática.

Es hipogénico, porque las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.

Es mesotermal a epitermal, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

2.4.4 CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO.

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo.

pirita y en menor proporción arsenopirita. Las estructuras se encuentran afectadas por fallas diagonales de alto ángulo, generando el modelo “Rosario” con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de 0.5 m a 10 m, existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, también hay fallas transversales de corto desplazamiento.

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de baja ley.

2.4.5 CONTROL MINERALÓGICO.

Los valores económicos auríferos presentan una relación directa con los diferentes tipos texturales los mismos que están asociados a los diferentes eventos mineralógicos y tectónicos, así se ha podido establecer.

- **Como Cuarzo I**, lechoso masivo sin pirita y pobre en oro.
- **Cuarzo II con Pirita I**, color latón cristalizado, pirita diseminada a manera de puntos con pequeña presencia de oro.
- **Cuarzo III con Pirita II**, de grano medio friable, relacionado al craquelamiento del cuarzo II con valores económicos de oro.
- **Cuarzo IV con Pirita III**, de grano fino friable y masivo relacionado a fallas paralelas son las más ricas, la galena y la esfalerita, son favorables a la formación del oro.

La calcita se ha cristalizado posterior a todos los minerales, esto indica un ambiente de baja temperatura, la calcita es un control negativo, en profundidad la calcita tiende a disminuir por el aumento de temperatura y aumenta el oro.

2.4.6 CLASIFICACIÓN DEL MINERAL

- a) Por su valor, se considera rangos para la clasificación, siendo estas:
- | | | |
|-----------------------|---|----------------------|
| Mineral Económico | : | ≥ 10 g/TM de Au |
| Mineral Marginal | : | 10 – 8 g/TM de Au |
| Mineral Sub. Marginal | : | 8 – 5 g/TM de Au |
- b) Por su certeza, esta clasificación implica las posibilidades de continuidad de la mineralización como mineral probado – probable, cuyo coeficiente de certeza es 2 a 1. El mineral prospectivo y potencial no se considera para la cubicación.
- c) Por sus leyes, esta clasificación determina que mineral es explotable y rentable para ser tratado en la planta de beneficio de acuerdo al contenido de oro, y se clasifican en:
- | | | |
|-----------------------------|---|-----------------------|
| Baja Ley | : | 0 – 5 g/ TM de Au. |
| Mineral de Evaluación | : | 5 – 8 g/ TM de Au. |
| Mineral Económico | : | 8 – 12 g/ TM de Au. |
| Mineral Económico Rentable: | : | ≥ 12 g/TM de Au. |

2.4.7. RESERVAS MINERALES.

De acuerdo a la cubicación realizada al 29 de setiembre del 2007, se cuenta con la siguiente reserva mineral.

CUADRO 2.4.7.a

RESERVAS DE MINERAL CONSORCIO MINERO HORIZONTE – MINA

PARCOY

29 DE SETIEMBRE DEL 2007

CATEGORIA	ZONA	VETA	POTENCIA	TONELAJE	LEY
			M	TMS	g Au/TM
Mineral Probado	Norte	Lourdes	1.50	9,200	9.43
		Milagros	1.45	73,172	10.04
		Split Lourdes	1.35	22,233	11.27
Total Norte			1.43	104,605	10.25
Mineral Probado	Centro	Rosa			
		Orquidia	1.80	14,085	17.04
		Sissy	2.20	7,323	7.20
		Vannya	2.80	45,341	10.22
Total Centro			2.52	66,749	11.33
Mineral Probado	RNG	Encanto	4.00	8,418	8.31
		Orquidea	1.80	21,866	10.20
		Rosa	1.55	34,698	13.61
		Rosarito	1.45	28,540	13.12
Total RNG			1.80	93,522	12.19
Mineral Probado	Sur	Candelaria	1.50	30,050	9.18
		Encanto	1.20	12,430	9.18
		Santa Rosa	1.25	23,260	10.76
		Split I	0.85	5,460	9.00
		Split II	1.20	15,640	13.00
Total Sur			1.30	86,840	10.28
Min. Probado	PEC	Milagros-Pec	1.45	17,191	12.49
Total PEC			1.45	17,191	12.49

RESUMEN RESERVAS

CATEGORIA	ZONA	POTENCIA	TONELAJE	LEY
		m	TMS	gAu/TM
Mineral Probado	Norte	1.43	104,605	10.25
	Centro	2.52	66,749	11.33
	RNG	1.80	93,522	12.19
	Sur	1.30	86,840	10.28
	Pcc	1.45	17,191	12.49
Total			368,907	
Promedio		1.69		11.05

CUADRO 2.4.7.b

RESERVAS MINERAL CONSORCIO MINERO HORIZONTE – MINA PARCOY

29 DE SETIEMBRE DEL 2007

CATEGORIA	ZONA	VETA	POTENCIA	TONELAJE	LEY
			m.	TMS	g Au/TM
Mineral Probable	Norte	Lourdes	1.49	6,400	9.42
		Milagros	1.42	36,598	10.00
		Split Lourdes	1.30	8,890	11.10
Total Norte			1.41	51,888	10.12
Mineral Probable	Centro	Rosa	1.75	7,200	16.80
		Orquidia	2.20	3,540	7.20
		Vannya	2.72	20,670	10.10
Total Centro			2.44	31,410	11.31
Mineral Probable	RNG	Encanto	3.80	4,120	8.30
		Orquidea	1.78	10,215	10.15
		Rosa	1.50	15,140	13.51
		Rosarito	1.44	13,830	13.00
Total RNG			1.77	43,305	12.06
Mineral Probable	Sur	Candelaria	1.45	10,530	9.10
		Encanto	1.20	6,120	9.00
		Santa Rosa	1.22	9,810	10.25
		Split I	0.85	1,270	9.00
		Split II	1.19	7,345	12.90
Total Sur			1.27	35,075	10.20
Min. Probable	PEC	Milagros-Pec	1.40	8,378	12.20
Total PEC			1.40	9,378	12.20

RESUMEN RESERVAS

CATEGORIA	ZONA	POTENCIA m.	TONELAJE TMS	LEY g Au/TM
Mineral Probable	Norte	1.41	51,888	10.12
	Centro	2.44	31,410	11.31
	RNG	1.77	43,305	12.06
	Sur	1.27	35,075	10.28
	Pec	1.40	9,378	12.20
Total			171,056	
Promedio		1.66		10.98

RESUMEN GENERAL DE RESERVAS**AL 29 - 09 - 07 CMHSA**

CATEGORIA	POTENCIA	TONELAJE TMS	LEY gr.Au/TM
Min. Probado	1.69	368,907	11.05
Min. Probable	1.66	171,056	10.98
Total		539,963	
Promedio	1.68		11.03

CAPITULO III

MINERIA

3.1 ZONAS DE OPERACION

La Unidad Minera se encuentra distribuida en tres zonas: Norte, Centro y Sur. Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas:

↻ Zona Norte:

- Mina Golden
- Mina Potacas
- Mina Milagros

↻ Zona Centro

- Mina Sissy
- Mina Rumpuy
- Mina Lourdes

☞ Zona Sur:

- Mina Bernabé
- Mina Candelaria
- Mina Cabana

3.2 SISTEMA DE MINADO.

Los sistemas de minado que se viene aplicando son el convencional y el semimecanizado el primero se emplea en la zona norte de la mina y el semimecanizado en la zona sur.

3.3 MÉTODOS DE EXPLOTACION.

El método que se aplica en la Unidad Minera Parcoy, es principalmente el método de “Corte y Relleno Ascendente” con relleno hidráulico o detrítico este método puede ser en forma convencional y en algunos tajeos en forma mecanizada usando equipos de bajo perfil según la dimensión del tajeo. Otro método aplicado en menor escala es el Corte y Relleno Descendente. También se está trabajando con un nuevo método que se usa paralelamente al corte y relleno llamado tajeo en “Lonjas Verticales” iniciado y desarrollado por Consorcio Minero Horizonte en donde el tajeo se realiza en forma inclinada y se avanza a través de una chimenea. Esta variante ha permitido ser más selectivo y productivo.

En zonas donde la explotación es semi - mecanizada se utiliza el mismo método que aporta más productividad por tajeo, pero presenta limitaciones por la potencia de las estructuras. Con este método de corte y relleno semi-mecanizado se ingresa a los tajeos por medio de rampas que empiezan en forma negativa con 15%

de gradiente y con una longitud de 40 metros de la rampa principal de acceso y avanzan hacia los pisos superiores hasta alcanzar una gradiente máxima de 15%, la rampa inicial es rebatida después de concluir el corte horizontal del tajeo y que posteriormente para brindarle la estabilidad necesaria es rellenada con relleno hidráulico y detrítico.

En mina Parcoy, se presentan condiciones geológicas y geomecánicas no tan apropiadas para poder aplicar este método, pero si nos brinda ventajas de adaptabilidad del método de Corte y Relleno a las condiciones de este yacimiento dando como resultado uno de los métodos con menor costo y de mayor seguridad.

También se aplica en zonas donde las condiciones geológicas y geomecánicas lo permitan el método de Cámaras y Pilares como es en la Zona Sur en la mina Candelaria pero a menor escala.

Los métodos están relacionados y son aplicados en relación directa con la forma de la mineralización y la calidad de roca, variables que en el tiempo se han ido conociendo con mayor detalle, permitiendo esto una mejor selección del método y mejor explotación para una mayor productividad de la producción y recuperación de las reservas cubicadas (ahora 70%).

3.4. METODO DEL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.

3.4.1. APLICABILIDAD.

- Geológicamente en las vetas de esta Unidad es característico aplicar

este Método de Corte y Relleno Ascendente por los siguientes factores:

- **Potencia.-** La potencia varia de 0.5 a 2.0 m., es decir es de tipo Rosario presentándose un adelgazamiento y ensanchamiento.
- **Buzamiento.-** Las estructuras en los niveles superiores presentan un buzamiento promedio de 40° y en los niveles inferiores tiende a 69°
- **Comportamiento de Cajas.-** Estructuralmente las cajas son alteradas y por eso son muy inestables, principalmente en la caja techo.
- **Regularidad.-** La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en vertical como en horizontal.

3.4.2. PREPARACIÓN.

3.4.2.1. PREPARACIÓN DE CHIMENEAS LATERALES.

La etapa de preparación de un bloque se inicia mediante la construcción de dos chimeneas sobre veta distanciadas con un promedio de 40 metros, las que son comunicadas del nivel inferior al nivel superior, esto cuando se trate sobre galerías.

Las chimeneas deben tener una sección de 4' x 8', su inclinación según la veta y guiando con caja piso, el sostenimiento es generalmente con cuadros de madera para chimenea, ya que la mineralización y las cajas son inestables y muy alteradas.

3.4.2.2. PREPARACIÓN DE CHIMENEA CENTRAL.

La preparación de la chimenea de triple compartimiento (Chute-Izaje-Camino), es completamente enmaderada. La chimenea normalmente se ubica a la mitad de entre las chimeneas laterales, estas chimeneas deben tener una sección de 10' x 5' siguiendo su inclinación también respecto a la veta y guiándose con caja piso.

El enmaderado es con cuadros de avance instalados en dos partes; primero se avanza con el camino e izaje, luego se prosigue con el cuadro del chute. Después de haber avanzado unos metros se inicia con el armado de una tolva con una caída de 45° para facilitar la caída del material.

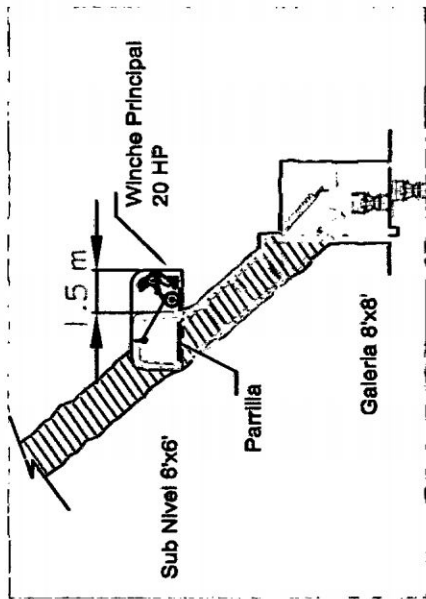
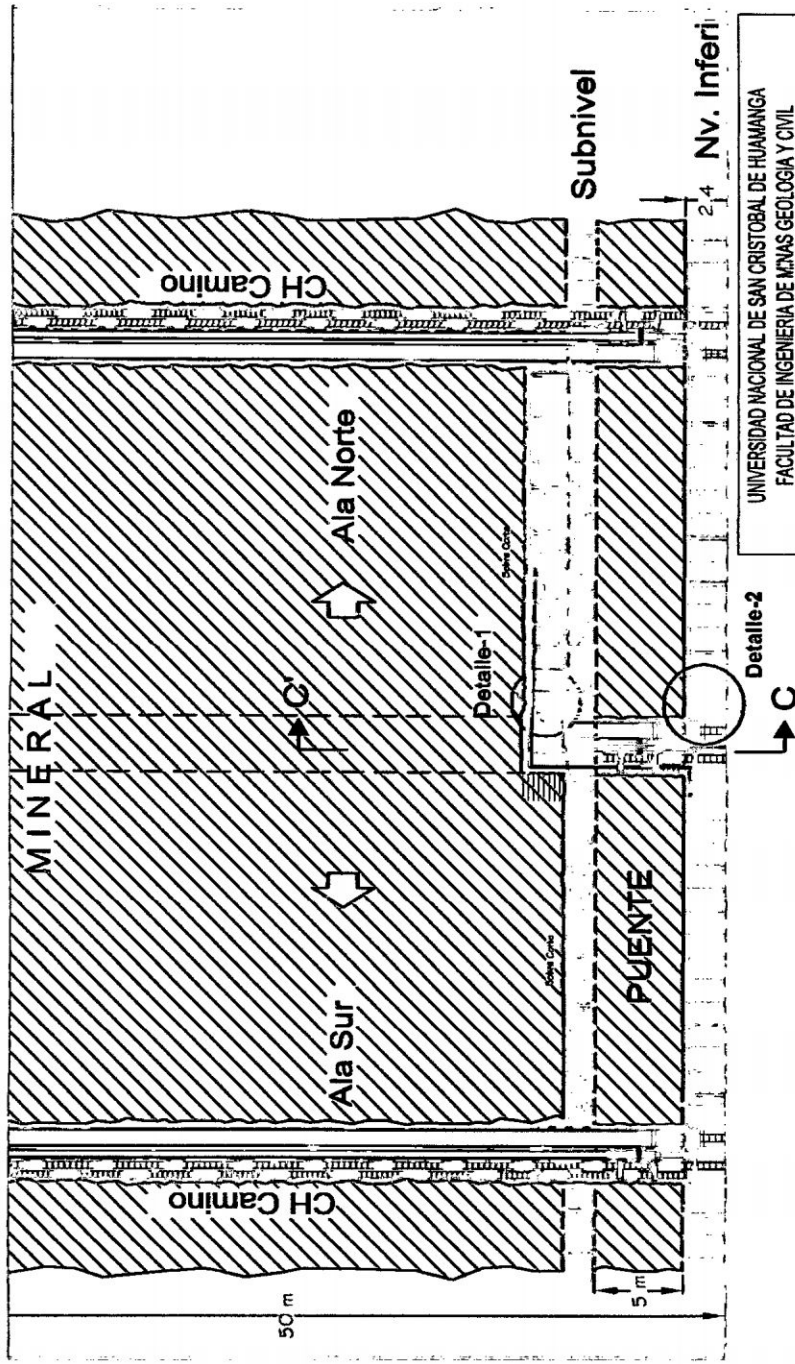
3.4.2.3. PREPARACIÓN DE SUBNIVELES.

El subnivel se inicia a partir de la chimenea central hacia ambos lados. Este subnivel se sella dejando un puente de mineral de 3.00 m de altura desde el techo de la galería al piso del subnivel.

La sección del subnivel es de 6' x 6' y con una inclinación respecto a la horizontal de 0°, este desarrollo del subnivel siempre se ejecuta pegado a la caja piso siguiendo el rumbo de la veta.

Los subniveles llevan enmaderado en toda su longitud usando redondos de 7" de diámetro por 8' de de largo, la luz promedio de cuadro a cuadro es de 1.2 m.

La limpieza se inicia a pulso hasta avanzar unos metros, posteriormente se instala winches eléctricos para mayor eficiencia en la producción. (Ver Lámina N° 03).



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA	
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL	
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS	
METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE. PREPARACION CONVENCIONAL	
UNIDAD MINERA PARCOY	
DIBICAD: Juan T. Huancha V.	ESCALA: S/E
REVISADO:	FECHA: NOV/2007
	LAMINA N°
	03

3.4.3. EXPLOTACION.

La metodología para la aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente, consiste en iniciar con la explotación del mineral existente hacia la caja techo, quedando la chimenea de preparación como canal principal para acarreo de mineral abatido, tanto del lateral como del piso superior inmediato.

La perforación se inicia de la chimenea central, se realiza horizontalmente con salida hacia la chimenea lateral libre, haciendo rebanadas de corte libre horizontales.

Terminada la limpieza inmediatamente se realiza el sostenimiento con cuadros, que algunas veces pueden ser cuadros cojos debido al buzamiento menor de veta, que son empalmados al cuadro del subnivel inferior quedando prácticamente cuadros de tipo SQUARE SET.

Cuando se termina la explotación total de un determinado piso del bloque, se realiza una limpieza general y luego se procede con la preparación para el relleno hidráulico, consistente en la colocación de la tela porosa (poliyute) y bloqueando las entradas de las chimeneas laterales para evitar la fuga del relleno. Paralelamente se inicia otro piso con la continuación de la chimenea central (si no se ha concluido antes) con sus respectivos cuadros y su levante del winche al piso superior.

Una vez concluido el relleno, se inicia con la explotación del nuevo Corte Horizontal y así sucesivamente hasta concluir con el bloque.

3.4.3.1. PERFORACION Y VOLADURA.

La perforación de los taladros es realizado mediante las perforadoras tipo Jack Leg, que perfora taladros de diámetro de 40 mm y longitud de 6 pies con una inclinación de 70° si es “Upper y horizontales si es “breasting”.

Para la voladura se utiliza como explosivo la dinamita Exa de 65% x 7” x 7/8”, como accesorio el carmex y mecha rápida.

3.4.3.2. LIMPIEZA.

La limpieza del mineral roto se realizada mediante rastrillo de 24” y winche eléctrico de 15 HP de doble tambora, empleando cable de 3/8”. El recorrido máximo del rastrillo es de 30 m. El rendimiento del winche es de 3.5 m³/hora

3.4.3.3. RELLENO.

Desde el año 1997 se viene aplicando el relave como relleno en los tajeos de C.M.H. S.A. y para ello se construyo una moderna planta de R/H y se instaló una bomba de 200 HP de potencia marca Feluna, obteniéndose resultados esperados como el método de explotación más eficiente, justificándose por las siguientes razones:

- **Eficiencia en la producción.**- Incrementando su producción en un inicio a 400 TMH. para lo cual se alargó la longitud de las alas del tajeo de 20 m a 30 m. se inicia el uso de los winches eléctricos de 15 HP y se reduce el tiempo de relleno.

- **Se reduce la pérdida de finos.-** Con el uso de relleno hidráulico los tajeos son rellenados en forma compacta y se reduce enormemente la existencia de vacíos hacia la caja techo y hacia el techo del mismo tajeo, donde anteriormente se perdía los finos en el relleno detrítico.

- **Facilidad en el relleno.-** Para rellenar un ala en el tajeo, anteriormente se tenía una eficiencia de 2.7 m³/hr, actualmente se tiene 16.68 m³/hr.

- **Mayor seguridad.-** Como quiera que el relleno es rápido, se evita el tiempo que podría estar expuesto a la presión de todo el área del tajeo creándose una condición insegura.

- **Menor volumen enviado a cancha de relaves.-** Con el uso de este método de Corte y Relleno con relleno hidráulico, solo se envía el 43% de todo el relave a la cancha de relaves en Chilcapampa ahorrándose así un 57% de los relaves que son bombeados a los tajeos en las diferentes labores de la mina.

- **Material de relave disponible y gratuito.-** El relave que sale de planta es cicloneado y enviado a la mina por medio de tuberías con una bomba y no requiere de más gastos.

3.4.3.4. SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento es una de las operaciones unitarias más importantes, ya que de ésta depende la seguridad de las personas y de los equipos que trabajan en las diferentes labores subterráneas.

Consiste en brindar a la masa rocosa un soporte igual o superior a las

presiones que esta ejerce sobre la labor aperturada, esto es debido a la tendencia constante de ordenamiento y acomodo de la masa rocosa con los movimientos suscitados a través del tiempo.

En consorcio minero horizonte se presentan en las estructuras diferentes tipos de roca razón por la cual se está utilizando diferentes tipos de sostenimiento.

El sostenimiento se aplica de acuerdo al tipo de roca y para ello el Departamento de geomecánica ha elaborado una cartilla para lograr una mejor identificación de la roca y en ella clasifica la roca desde la muy mala (tipo V) hasta la muy buena (tipo I) como se muestra en la tabla siguiente. (Ver tabla N° 1)

Sostenimiento Convencional: Se opta este tipo de sostenimiento de acuerdo a las características del terreno, esta forma de sostenimiento se realizan en labores de Desarrollo, Preparación y principalmente en Explotación; donde el terreno se presenta muy deleznable por las mismas características de las estructuras que presentan una serie de fallas y alteraciones hacia la caja techo, por lo que; como sostenimiento inmediato se utiliza cuadros de madera, utilizando redondos de 8" x 10' y tablas de 2" x 6" x 10'

Las dimensiones de redondos mencionados son usados en labores de desarrollo, preparación y explotación propiamente dicha.

TABLA N° 1: CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	M.R.	ALGUNAS CARACTERISTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACION
BUENA	II	VERDE	61-80	Roca dura con muy pocas fracturas y ligera alteración, húmeda en algunos casos.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos.
REGULAR-A	III - A	VERDE CLARO	51-60	Roca medianamente dura, con regular cantidad se fracturas, ligeramente alterada, húmeda.	Pernos esporádico, espaciados a 1.50 m c/u.
REGULAR-B	III - B	AMARILLO	41-50	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas, y con presencia se algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, húmedo - mojado.	Pernos sistematicos 6' de longitud (cementados o con resina), espaciado cada 1.5 m, si el terreno lo requiere se puede utilizar malla electrosoldada, alternativamente una capa de shotcrete 1.5".
MALA-A	IV - A	ANARANJADO	31-40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas panizadas, de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas.	Pernos sistematicos 6' de longitud (cementados o con resina), espaciado de 1 a 1.5 m, con malla de refuerzo y una capa de shotcrete de 2" de espesor.
MALA-B	IV - B	ROJO	21-30	Roca suave muy fracturada, con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo constante de agua.	Pernos sistematicos de 6' a 8' de longitud (cementados o con resina), espaciados cada 1 m, con malla de refuerzo y una capa de 2" de shotcrete
MUY MALA	V	MARRON	0-20	Roca muy suave intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.	Cimbras metálicas, espaciadas a 1 m con vigas reticuladas y marchavantes si es requerido.

3.4.4. COSTO UNITARIO DE EXPLOTACION.

COSTO DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO CONVENCIONAL

DESCRIPCION	UND	Cantidad	Precio Uni, US \$	Parcial US \$	Total US \$
1.- MANO DE OBRA:					
Maestro perforista	H.H	8.00	1.80	14.40	
Ayudante perforista	H.H	8.00	1.40	11.20	
Operarios	H.H	16.00	1.00	16.00	
Capataz	H.H	4.00	2.00	8.00	
Leyes sociales (80%)				39.68	89.28
2.- EXPLOSIVOS Y MECHAS					
Dinamita	kg	7.00	2.00	14.00	
Carmex	U	9.00	0.48	4.32	
Mecha rápida	M	5.00	0.30	1.50	19.82
3.- EQUIPO DE PERFORACION:					
Máquina perforadora	H.M	5.00	6.00	30.00	
Barrenos: 3', 6'	m.	32.00	1.20	38.40	68.40
4.- EQUIPO DE LIMPIEZA:					
Winche eléctrico de 10 HP	H.M	6.00	5.00	30.00	30.00
5.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD:					
Implementos completos de segurid.		5.00	1.25	6.25	6.25
6.- HERRAMIENTAS:					
Herramientas diversas (5% MO)				4.46	
7.- MADERA:					
Redondos de 7" x 7" x 10'	Pies ³	3.4	1.60	5.44	
Tablas de 6" x 2" x 10'	Piés ³	4.2	1.80	7.56	13.00
8.-RELLENO					
Relleno detrítico.	m ³	10.08	10.00	100.80	100.80
9.- AIRE COMPRIMIDO:					
Compresora de 1,000 CFM	H.M	6.00	25.00	150.00	150.00
10.- ENERGIA.					
Energía eléctrica	KWH	250	0.50	125.00	125.00
TOTAL					602.55
TM por disparo					28.22
Costo por tonelada \$/TM					21.35

CAPITULO IV

APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA EN LA EXCAVACION DE LABORES SUBTERRANEAS

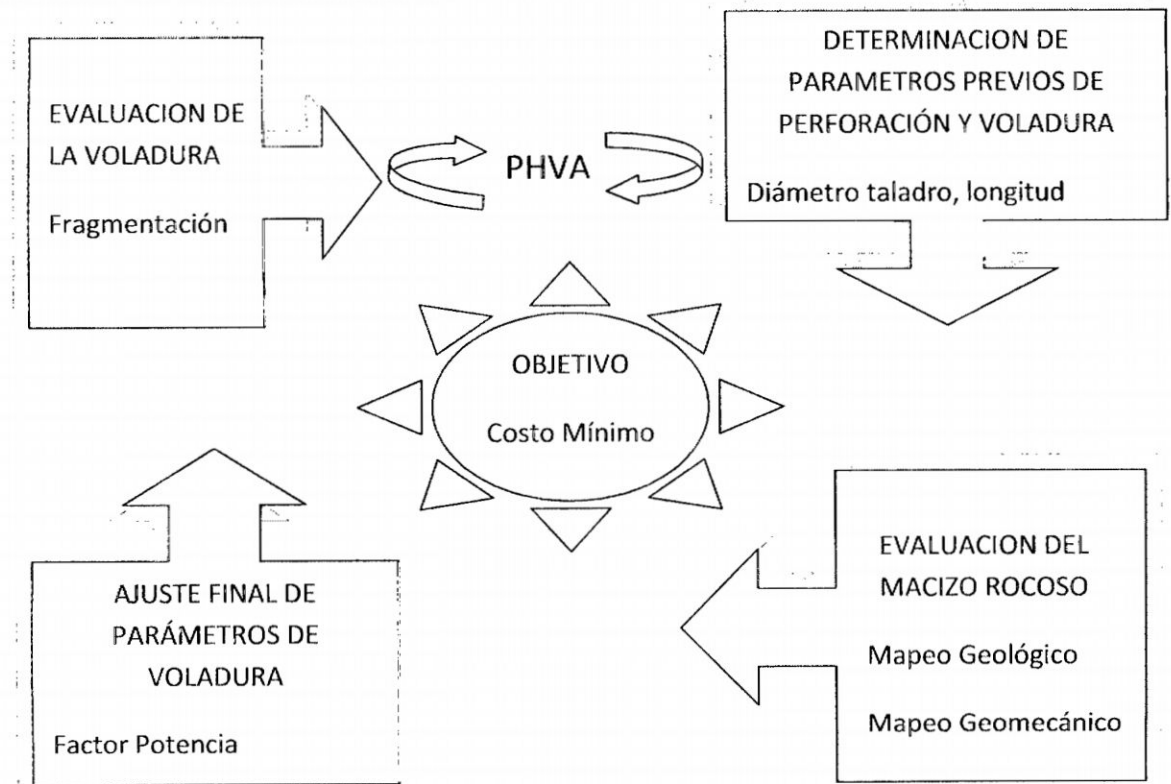
4.1. EVALUACION DE LOS FACTORES QUE AFECTAN EL RENDIMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA.

En toda operación de explotación, la primera fase comprende la perforación y voladura del mineral, de cuyos resultados depende el logro de la producción y demás operaciones complementarias tales como la limpieza, acarreo y chancado primario, porque si se tiene deficiencia en la perforación, voladura no se tendrá el volumen y grado de fragmentación deseado, además la estabilidad de la abertura puede ser perjudicada y constituir un peligro para el personal y equipos.

A fin de mejorar el rendimiento de la perforación y voladura, reducir costos en la Mina Parcoy se ha fijado como meta el mejoramiento continuo de la

perforación y voladura, tal como se indica en el diagrama siguiente y para lograrse se viene analizando los factores que afectan dicho rendimiento, conforme se detallan a continuación.

PROCESO DE MEJORAMIENTO CONTINUO DE LA PERFORACION – VOLADURA



4.1.1. EFECTOS GEOLOGICOS Y GEOMECAVICOS.

En primer lugar se debe analizar el comportamiento del macizo rocoso, puesto que es el medio insitu que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales, que tienen un

determinado comportamiento frente a la ejecución de una determinada abertura subterránea.

El macizo rocoso puede variar de un área a otra, en razón de que es anisotrópico, no homogéneo, no continuo.

En la Mina Parcoy se tiene tramos de macizo rocoso que de acuerdo a la evaluación geomecánica, resulta una roca de categoría de mala a regular, que para su excavación requieren un método de control en la voladura, es decir se debe aplicar una voladura de contorno controlado.

4.1.2. EVALUACION DE LOS ESFUERZOS EXISTENTES EN EL MACIZO ROCOSO.

Es conocido que cuando se ejecuta una excavación subterránea en un macizo rocoso, los esfuerzos existentes se perturban y se inducen nuevos esfuerzos en la roca circundante a la excavación. El método para representar este nuevo campo de esfuerzos es el de la trayectoria de los esfuerzos principales, que son líneas imaginarias en un cuerpo elástico comprimido a lo largo de las cuales actúan los esfuerzos principales, para cuya representación puede hacerse mediante una analogía que existe entre la trayectoria de los esfuerzos principales y las líneas de flujo de una corriente tranquila de agua.

Las rocas que se hallan a profundidad están sometidas a un campo de tensiones resultante del peso de los estratos sobreyacentes y las tensiones de origen tectónico.

4.1.3. PROCEDIMIENTOS DE PERFORACION.

El procedimiento de perforación comprende el uso de un determinado tipo de equipo y la habilidad del perforista, para perforar taladros según una malla establecida de acuerdo al tipo de roca, evitando las desviaciones, error en el empuje, taladros mal espaciados, longitudes irregulares, que determinan pérdidas de la energía explosiva disponible.

Tener en cuenta siempre las 4 condiciones: diámetro, longitud, paralelismo y estabilidad

En nuestro caso se utiliza las perforadoras neumáticas, tipo Jack Leg para frentes de galerías, tajeos, subniveles. La máquina perforadora es marca Toyo que se adapta a las características del yacimiento, pudiendo ser usada en vetas angostas, en rocas de dureza mediana, poder perforar taladros horizontales e inclinados.

El otro equipo es el jumbo electrohidráulico de un brazo usado en la zona RNG y el equipo Down the Hole para la perforación de taladros largos, tanto de producción y servicios.

Estos equipos tienen mejor performance que las perforadoras Jack Leg, pero están limitadas a vetas anchas y donde se aplica la minería mecanizada.

4.1.4. LOS EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

Actualmente en el mercado existen una variedad de explosivos y accesorios es decir para todas las necesidades; sin embargo tienen que ser probadas en la mina donde entre otros se debe evaluar: su rendimiento, costo,

producción de gases nocivos, vibraciones. En caso de los explosivos y agentes explosivos para la minería subterránea tienen que ser de categoría 1.

En la mina Parcoy se viene utilizando como explosivo: dinamita exadit de 7/8" x 7" en cartuchos con peso de 78 gr. Como agente de voladura: emulsión de 1 1/8" x 16" y con peso de 321 g, ϕ Talad. 45 mm. (Jumbo).

Como accesorios de voladura se cuenta con: carmex, pentacord, faneles de periodo corto y largo, como también guía común, fulminante N° 6.

Los explosivos como los accesorios descritos están dando buenos resultados y se continúa con su evaluación.

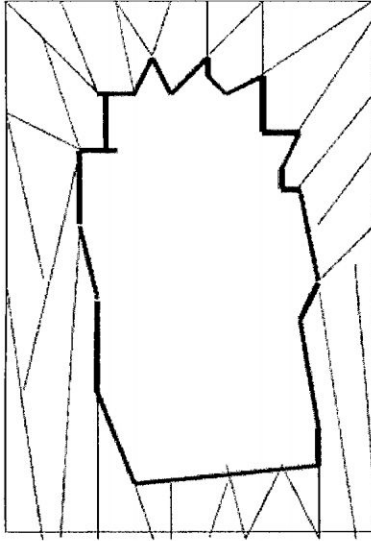
4.2 VOLADURA CONTROLADA.

El objetivo es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, evitando la sobrerotura, además impedir el agrietamiento excesivo de la roca circundante y contribuir a la estabilidad del macizo rocoso. En términos generales si el disparo para un corte es antes de la voladura principal se le denomina Precorte o presplitting y si es posterior a la voladura principal se le llama Recorte, voladura de contorno o voladura suave (smooth blasting).

Debido a esfuerzos en el macizo rocoso, puede presentarse un diaclasamiento de las características siguientes y que constituyen un problema durante el proceso de excavación y estabilidad posterior.

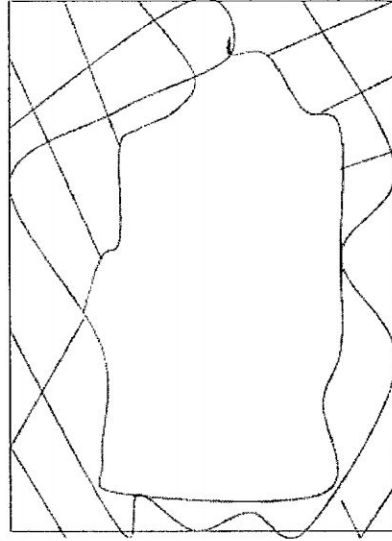
A). Por el grado de fisuramiento

APRETADO



Inestabilidad con caída de cuñas

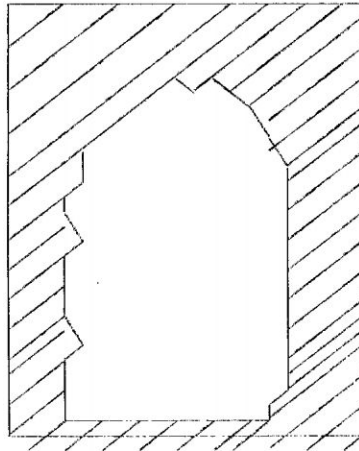
ABIERTO



Estabilidad por mayor amarre de cuñas o bancos.

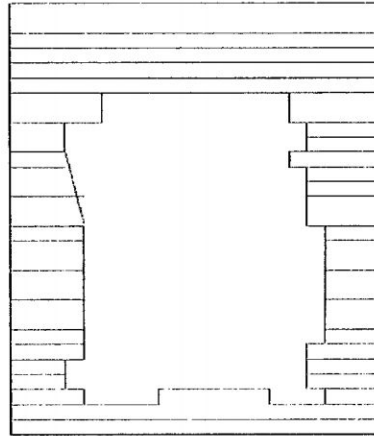
B). Por Estratificación o Bandeamiento:

INCLINADO



Inestabilidad por presión Lateral

HORIZONTAL



Inestabilidad Tensión: Desplome por Planchones

4.2.1. DIFERENCIA ENTRE LA VOLADURA CONVENCIONAL Y LA VOLADURA CONTROLADA.

VOLADURA CONVENCIONAL:

Los taladros de voladura normal destrozan la roca por interacción entre sí, con predominio de fracturamiento radial; para lograr éste efecto es necesario:

- ✘ Relación de espaciamento a burden: $E = 1.3$ a $1.5 B$
- ✘ Relación de acoplamiento (diámetro de taladro a diámetro de cartucho): máximo de 1.2 a 1 , buscando un adecuado confinamiento y atacado del explosivo.
- ✘ Distribución de la carga explosiva, ocupando en promedio los $2/3$ de la longitud del taladro (66%) procurando la mayor concentración de carga al fondo del mismo.
- ✘ Uso de taco inerte para retener la explosión en el taladro el mayor tiempo posible y para mejorar el grado de confinamiento.
- ✘ Empleo de explosivo con el mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/ costo, para las características de la roca.
- ✘ Disparo de todos los taladros de la voladura siguiendo un orden de salida, espaciados en tiempo de acuerdo a un esquema de secuencias (arranques, ayudas, cuadradores, alzas, etc.).

VOLADURA CONTROLADA

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los

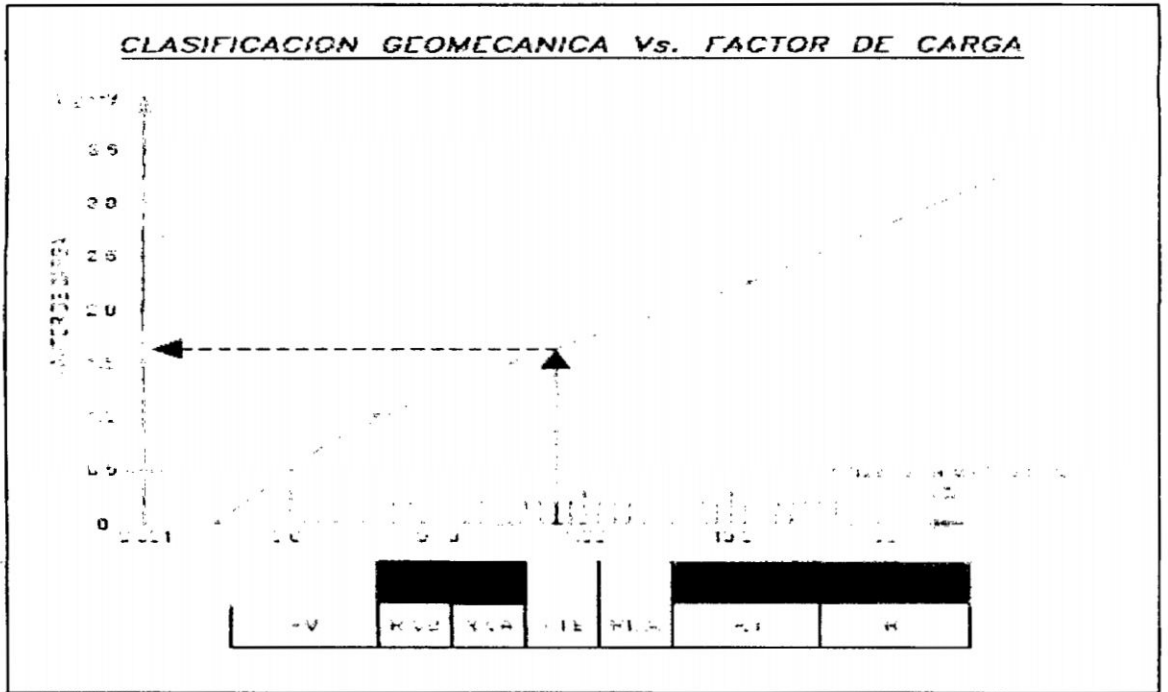
puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales, para ello debemos tener en cuenta:

- ✘ Relación de espaciamiento a Burden inversa a la normal, es decir menor espaciamiento que Burden, $E = 0.5$ a $0.8 B$.
- ✘ Explosivo de mucho menor diámetro que el taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional, de 2.1 a 1
- ✘ Carga explosiva lineal distribuida a todo lo largo del taladro o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.
- ✘ Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
- ✘ Empleo de explosivo de baja potencia.
- ✘ Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí y sólo después de la voladura principal.
- ✘ Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar.

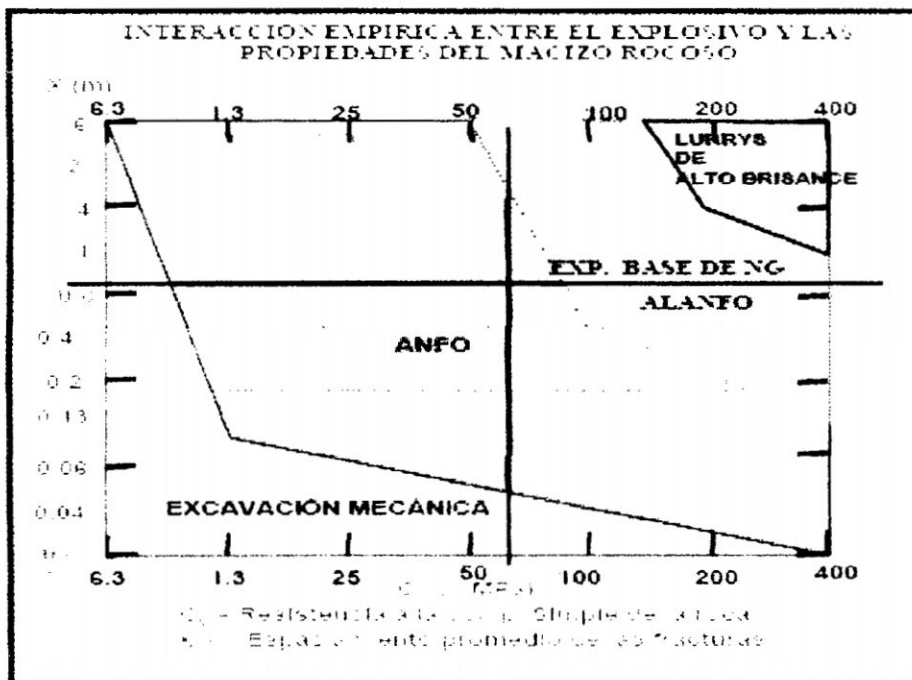
4.2.2. UTILIZACION DE LOS INDICES GEOMECAVICOS EN LA PERFORACION Y VOLADURA.

Para un diseño adecuado de una malla de perforación y el uso conveniente de explosivos, se debe conocer el comportamiento del macizo rocoso, para cuya clasificación se utiliza sistemas geomecánicos como el RQD, RMR, Q, GSI, que

en base a parámetros clasifica la roca en tipo I, tipo II, tipo III y tipo IV . En consecuencia el diseño de la malla está acondicionado por el tipo de roca y la cantidad de carga explosiva expresada como Factor de Potencia, guarda relación como puede observarse en el gráfico N° 1



Cuadro para selección de explosivos empleando la velocidad sónica de la Roca



Para la confección de las tablas geomecánicas mostradas, se tuvo que hacer un mapeo geomecánico de toda la mina y con los datos y pruebas de laboratorio se preparó dichas tablas aplicando la clasificación de Bieniawski (RMR), Barton (Q), RQD y el índice de resistencia geológica (GSI).

En las láminas N° 4,5,6,7 se muestra el diseño de mallas para galerías aplicando los índices geomecánicos hallados para la Mina Parcoy.

4.3. DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA.

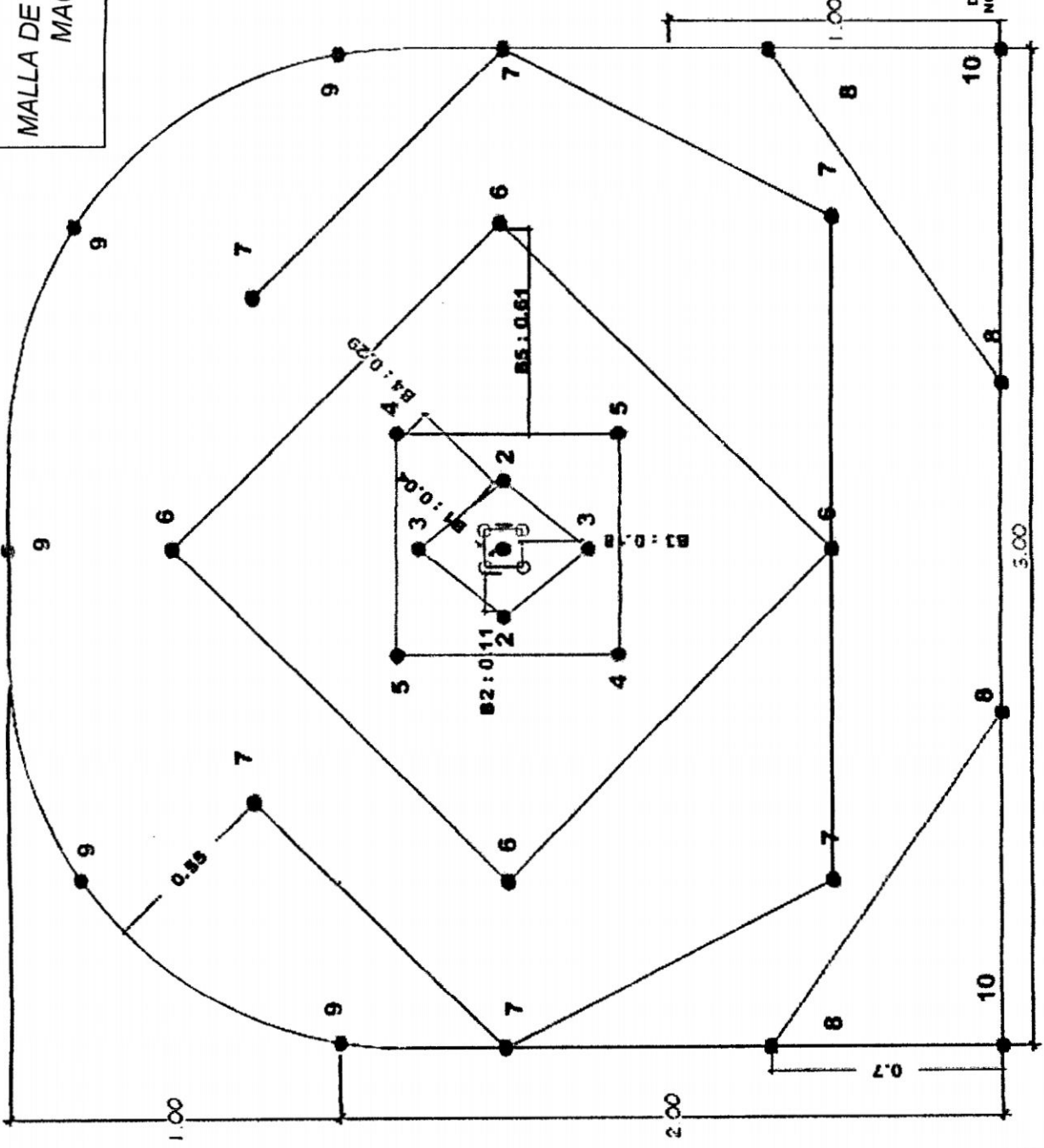
4.3.1 DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA EN GALERIA.

Actualmente en el diseño de las mallas de perforación voladura se viene haciendo uso de modelos matemáticos como el de Holbeg que el presente trabajo se aplica mediante un software, como el que se muestra a continuación:

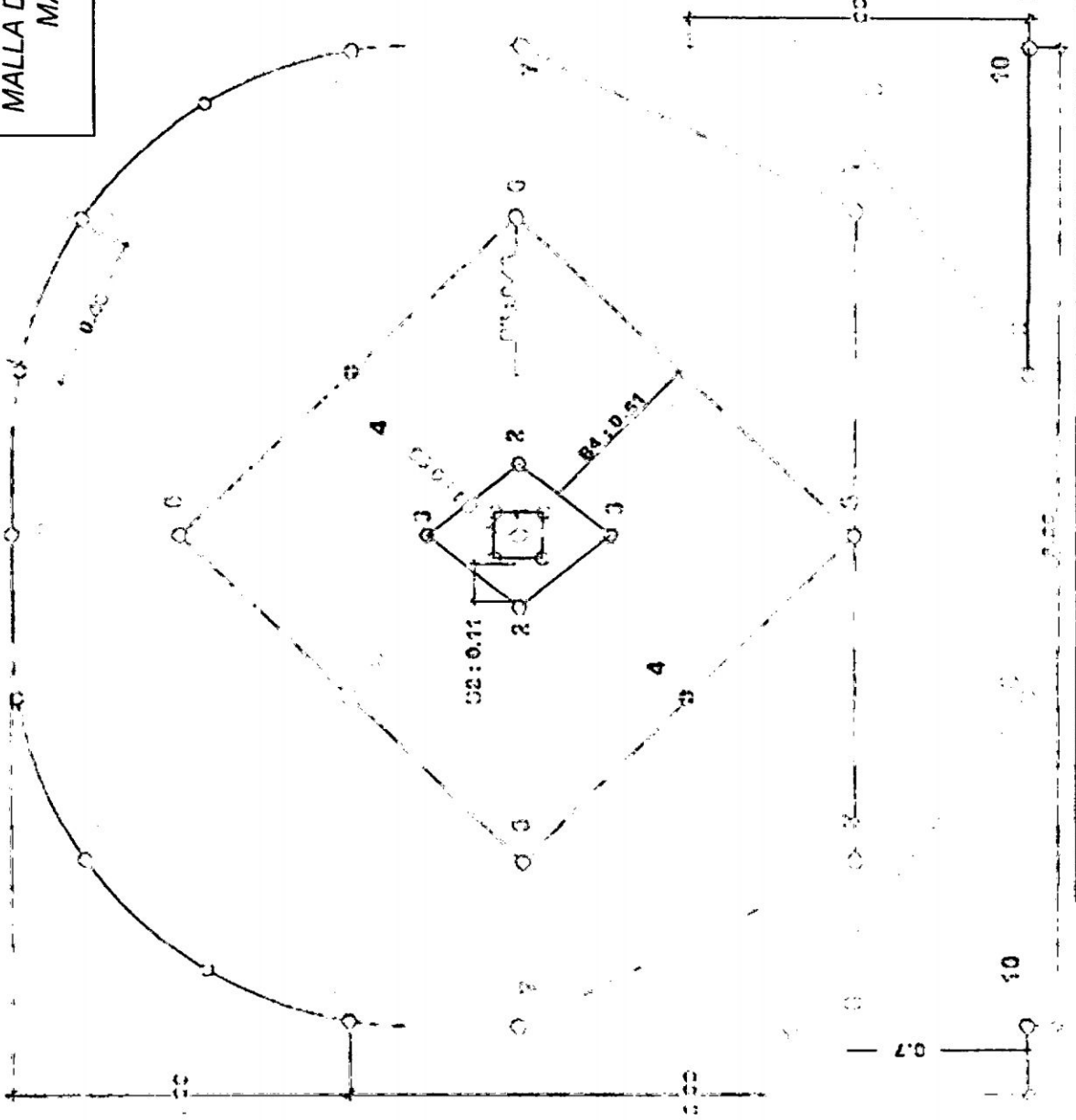
Parámetros de Perforación

Φ_c	0.0038	m	Diámetro del taladro cargado
Φ_v	0.038	m	Diámetro del taladro vacío
N	4	c/u	N° de taladros vacíos (Arranque)
Φ_e	0.076	m	Diámetro equiv. de taladros de alivio $\Phi_e = \Phi_t (n)^{0.5}$
H_t	1.70	m	Longitud del taladro
%	95%		Porcentaje de avance
W	2.2	m	Ancho del Túnel
H	2.40	m	Altura del Túnel
A	4.3	m ²	Área sesión vertical
P	7.5		Perímetro
	3	°	Inclinación de los taladros de contorno
α	0.01	m/m	Desnivelación angular
β	0.01	m	Error de emboquillado
ρ	2.80	Tn/m ²	Densidad de la roca
TIPO DE ROCA :			Andesita
N = Numero de taladros vacíos			

MALLA DE PERFORACION - RMR: 51 - 70
MACIZO ROCOSO BUENO



MALLA DE PERFORACION - RMR : 31 - 50
MACIZO ROCOSO REGULAR



TALADROS DE CORONA
 DETONADOR NO ELECTRICO 0.3
 DETONADOR ELECTRICO 0.15
 CARTUCHO DE AGUA EMULSION 0.2
 DINAMITA 45%

UNSCH/FIMGC/ESC. FORM. PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS	
Zona: UNID. MINERA PARCOY	Dib.: J. T. HUANACHEA V.
LAMINA N° 05	NOV. 2007
Escala: S/E	

MALLA DE PERFORACION - RMR : 20 - 30
MACIZO ROCOSO MALO



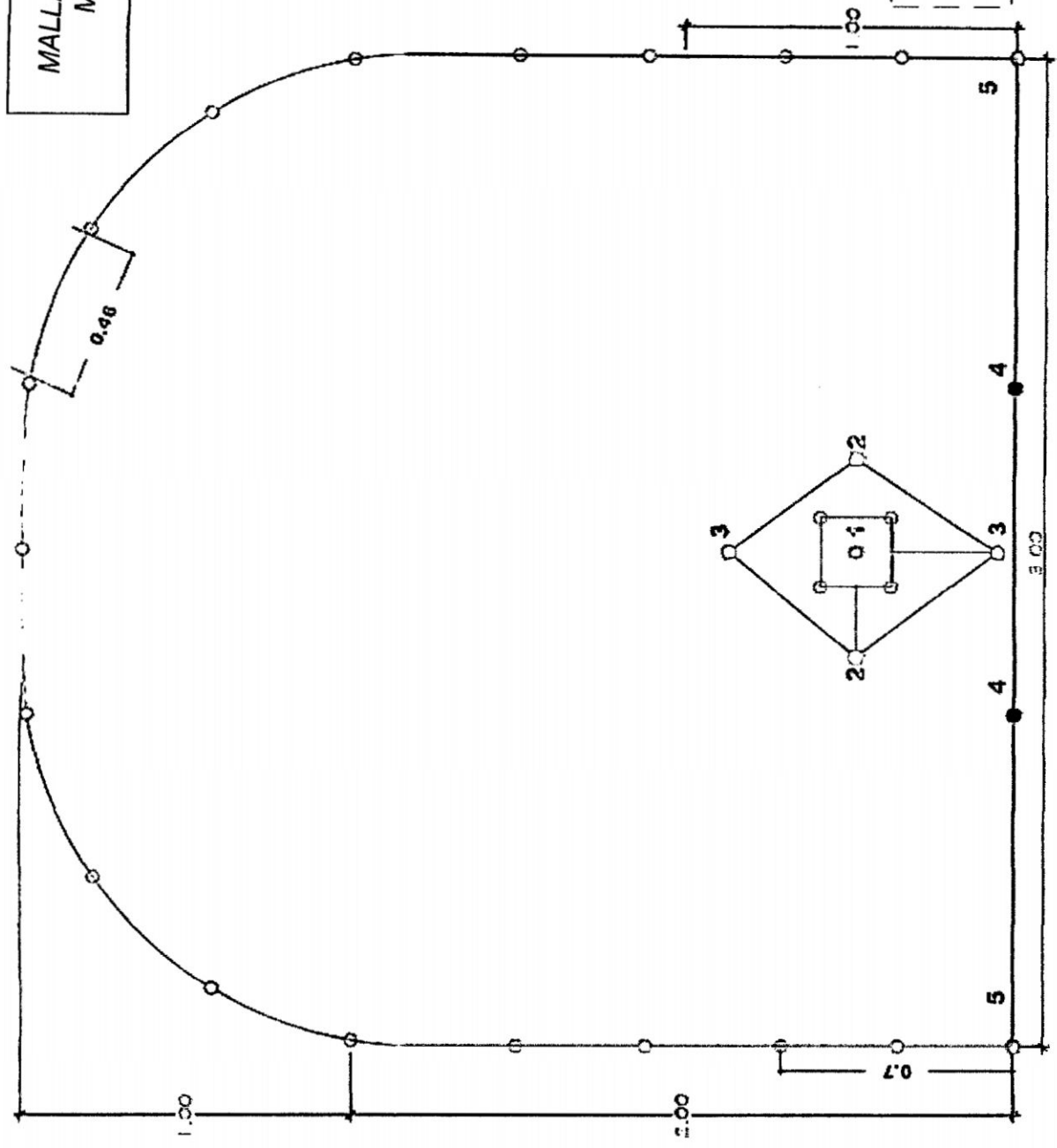
TALADROS DE CORONA

DETRITUS 0.3
DINAMITA 45% 0.18

UNSCH/FIMGC/ESC.FORM. PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
Zona: UNID.MINERA PARCOY	Dib.: J.T. HUANACHEA V.	LAMINA N° 06
	NOV. 2007	Escala: S/E

MALLA DE PERFORACION - RMR : < 20
MACIZO ROCOSO MUY MALO

TALADROS DE PERIMETRO SIN CARGAR



UNSCH/FIMGC/ESC.FORM. PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
Zona: UNID.MINERA PARCOY	Dib.: J.T. HUANACHEA V.	LAMINA N° 07
	NOV. 2007	Escala: S/E

Simbología:

Longitud vacía del taladro	m	H_v
Longitud de la carga de columna	m	h_c
Peso de carga de columna	Kg	Q_c
Peso de la carga de fondo	Kg	Q_b
Resistencia en peso con respecto al		
Anfo normal		S_{anfo}
Sobreperforación	m	U

Con estos parámetros de perforación, para el cálculo del Burden se empleo la siguiente formula:

BURDEN EN EL ARRANQUE

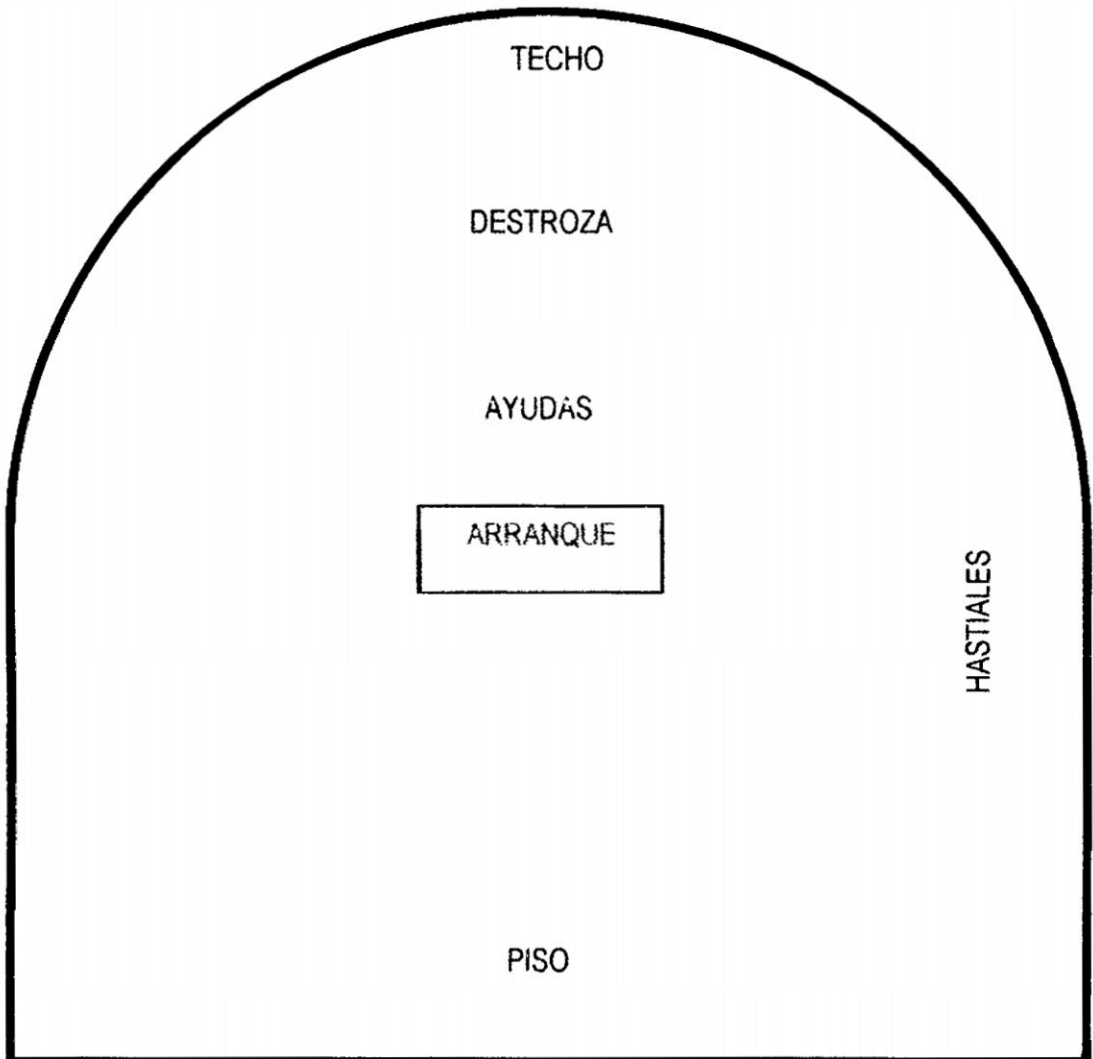
$$B = 1.82 \times \Phi_c (m) = 1.82 \text{ Veces el diámetro del taladro}$$

$$B = 1.82 \times \Phi_c (m) = 0.138$$

$$\Phi_c = \text{Diámetro equivalente de los taladros de alivio } \Phi_c = \Phi_v (n)^{0.5}$$

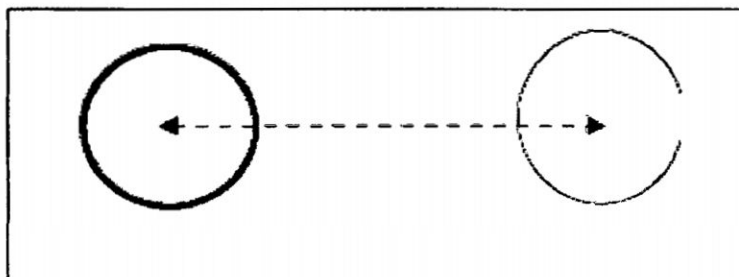
n = Numero de taladros vacíos

ZONIFICACIÓN DE LAS ÁREAS DE VOLADURA



Formula para calcular el burden con el arranque propuesto

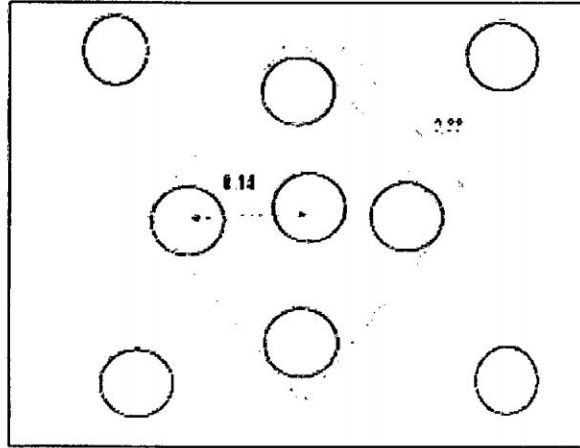
$$B = 1,82 \Phi_c \quad 0,138 \text{ m}$$



Taladro vacío equivalente

$$\Phi_e = \Phi_v (n)^{0.5} = 0.038 (4)^{0.5} = 0.076 \text{ m}$$

Tipo de arranque Propuesto con el burden determinado:



Calculo de la distribución de explosivos y ajustes de burden en el arranque:

Diámetros disponibles			
Φ_e	LONGIT.	PESO	
0.022	0.178	0.076	0.426

0.426 kg/m | del explosivo a granel

1,120 kg/m Densidad del explosivo a granel

0.022 m Diámetro del cartucho del cebo

0.0038 m Diámetro de los taladros cargados Φ_t

0.076 m Diámetro Equival. Φ_e

0.027 m Error de perf. : $F = (\alpha H_T + \beta)$

0.98 S_{anfo}

0.50 kg/m³ C

$B = Si (F < 2, 1.7 \Phi_e, (B - (\alpha H_T + \beta)))$ Burden máximo

$B_1 = B - F$ Burden práctico

$B_1 = 0.11 \text{ m}$ Burden práctico

$$B = 1.70 \times 0.076 = 0.13 \text{ m.}$$

$$F = (0.01 \times 1.70) + 0.01 = 0.027 \text{ m.}$$

$$\text{Burden práctico} = 0.13 - 0.027 = 0.103 \text{ m.}$$

NOTA:

ℓ_c = Concentración lineal de carga de los taladros del arranque

0.77 kg kilogramos de explosivos a granel

0.38 m Longitud sin carga. $H_v = \Phi_T \times 10 \Rightarrow 0.038 \times 10 = 0.38 \text{ m.}$

Emplear tacos inertes en la longitud sin carga cartuchos/taladros 10

1.32 m Longitud cargada hg

Procure que la columna de carga sea = 1.32 m.

Calculo de Burden y cantidad de explosivo para las primeras ayudas:

0.43 kg/m ℓ del explosivo a granel

1,120 kg/m³ Densidad del explosivo a granel

0.022 m Diámetro del cartucho del cebo:

0.0038 m Diámetro de los taladros cargados Φ_t

B = Burden máximo (m) de los taladros de las primeras ayudas

$$0.223 \text{ m } B = 8.8 / 10^2 (A \times I_2 \times \text{Sanfo} / (\Phi_T \times c))^{0.5}$$

ℓ 0.42 kg/m Concentración lineal de carga (asumida)

A 0.30 m Del plano

B_p 0.20 m Burden práctico $B - F$

75 ° Es el ángulo de salida. Procurar que sea $> \approx 70^\circ$

Diámetros disponibles			
Φ_c	LONGIT.	PESO	
0.022	0.178	0.076	0.426

$$l_i = 0.58 \text{ Kg/m} \quad l_i = 55 \Phi_t (B/\Phi_c)^{1.5} (B - \Phi_c/2)(c/0.4)/S_{\text{anfo}}$$

0.6 kg De explosivo a granel por taladro.

0.38 m Longitud sin carga $H_v = 10 \times \Phi_T$

Emplear tacos inertes en la longitud sin carga.

1.32 m Longitud cargada cartuchos/Taladro 7

Colocar 0.1 espaciadores de: 0.20 m para lograr la concentración de carga de diseño

Sin espaciadores, la carga de columna hc será: 1.30 m

Procure que la columna de carga sea: 1.32 m

Considerando los mismos parámetros de explosivo que para los arranques, se diseña el burden y distribución de carga que se emplearan en las **segundas ayudas**

0.43 Kg / m ℓ del explosivo a granel

1,120 Kg / m³ Densidad del explosivo a granel

0.022 m Diámetro del cartucho del cebo

0.038 m Diámetro de los taladros cargados Φ_t

0.027m Error de perf.

0.98 Sanfo

0.50 Kg/m³ c

B = Burden máximo (m) de los taladros de las primeras ayudas

$$0.31 \text{ m} \quad B = 8.8 / 102 (\Lambda \times 12 \times \text{Sanfo} / (\Phi_t \times c))^{0.5}$$

ℓ_i 0.40 kg/m Concentración lineal de carga (asumida)

Λ 0.60 m Del plano

B_p 0.28 m Burden práctico B - F

94 ° Es el ángulo de salida. Procurar que sea $\geq 70^\circ$

Diseñar con el burden práctico, el ancho Λ y la concentración lineal de carga asumida

0.5 kg De explosivo a granel por taladro.

0.38 m Longitud sin carga $H_v = 10 \times \Phi_T$

Emplear tacos inertes en la longitud sin carga cartuchos/taladro 6

1.32 m Longitud cargada

Colocar 0.4 espaciadores de: 0.20 m para lograr la concent. de carga de diseño

Sin espaciadores, la carga de columna h_c será : 1.24 m

Procure que la columna de carga sea : 1,32 m.

Para las terceras ayudas se tiene el siguiente cálculo:

B = Burden máximo (m) de los taladros de las primeras ayudas

$$0.45 \text{ m} \quad B = 8.8 / 10^2 (\Lambda \times \ell_2 \times \text{Sanfo} / (\Phi_T \times c))^{0.5}$$

ℓ_1 0,40 kg/m Concentración lineal de carga (asumida)

A 1.27 m Del plano

B_p 0.42 m Burden práctico B - F

113 ° Es el ángulo de salida. Procurar que sea $\geq 70^\circ$

El taladro sale hacia una abertura rectangular de ancho " Λ ", creada por la detonación de los taladros de las 2das ayudas (ver plano).

Diseñar con el burden práctico, el ancho Λ y la concentración lineal de carga sumida.

0.5 Kg De explosivo a granel por taladro

0.38 m Longitud sin carga $h_0 = f_r \cdot 10 \times \Phi_r$

Emplear tacos inertes en la longitud sin carga cartuchos/taladro 6

1.32 m Longitud cargada

Colocar 0.4 espaciadores de: 0.20 m para lograr la concent. de carga de diseño

Sin espaciadores, la carga de columna h_c será : 1.24 m

Procure que la columna de carga sea : 1.32 m

Para los taladros de piso:

Burden máximo de los taladros del piso:

$$0.65 \text{ m} = B = 0.9 \left(\ell \times S_{\text{anfo}} / (c'' \times f \times (E/B)) \right)^{0.5}$$

B 0.65 m

E 0.65 m

ℓ 0.43 kg/m

0.6 kg kg de explosivo por taladro.

0.38 m Longitud sin carga: $h_0 = f_r \cdot 10 \times \Phi_r$ Cartuchos/Taladro 7

1.32 m Longitud cargada

Para las ayudas de piso:

Burden máximo de los taladros del piso:

$$0.63 \text{ m} = B = 0.9 \left(\ell \times S_{\text{anfo}} / (c'' \times f \times (E/B)) \right)^{0.5}$$

B 0.63 m

E 0.63 m

ℓ 0.40 kg/m

0.5 kg kg de explosivo por taladro

0.38 m Longitud sin carga : $h_0 = f_T 10 \Phi_T$ Cartuchos/Taladro 6

1.32 m Longitud cargada

Colocar 0.4 espaciadores de: 0.20 m para lograr la concent. de carga de diseño

Sin espaciadores, la carga de columna He será: 1.24 m

Procure que la columna de carga sea: 1.32 m

Cálculo para la destroza:

Burden máximo:

0.56 m $B = 0.9 (\ell \times \text{Sanfo} / (c'' \times f' \times (E/B)))^{0.5}$

B 0.56 m

E 0.70 m

ℓ 0.40 kg/m

0.5 Kg Kg de explosivo por taladro

0.38 m Longitud sin carga : $h_0 = f_T 10 \Phi_T$

Emplear tacos inertes en la longitud sin carga Cartuchos/taladro 6

1.32 m Longitud cargada

Colocar 0.4 espaciadores de: 0.20 m para lograr la concent. de carga de diseño

Sin espaciadores, la carga de columna He será: 1.24 m

Procure que la columna de carga sea: 1.32 m

Cálculo de Burden y distribución de carga para los Hastiales:

$$0.56 \text{ m} = B = 0.9 \left(\ell \times S_{\text{anf}} / (c'' \times f \times (E/B)) \right)^{0.5}$$

$$B = 0.56 \text{ m}$$

$$E = 0.70 \text{ m}$$

$$\ell = 0.30 \text{ kg/m}$$

$$0.4 \text{ kg} \quad \text{kg de explosivo por taladro.}$$

$$0.38 \text{ m} \quad \text{Longitud sin carga : } h_0 = f_T 10 \Phi_T$$

Emplear tacos inertes en la longitud sin carga Cartuchos/Taladro 5

$$1.32 \text{ m} \quad \text{Longitud cargada}$$

Colocar 1.9 espaciadores de: 0.20 m para lograr la concent. de carga de diseño

Sin espaciadores, la carga de columna Hc será : 0.93 m

Procure que la columna de carga sea: 1.32 m.

Con ésta distribución de carga, se puede producir deformación plástica (se puede anillar). Procure que la columna de carga sea : 1.32 m.

Calculo de Burden y distribución de carga para los taladros de la corona:

$$0.56 \text{ m} = B = 0.9 \left(\ell \times S_{\text{anf}} / (c'' \times f \times (E/B)) \right)^{0.5}$$

$$B = 0.56 \text{ m.}$$

$$E = 0.70 \text{ m.}$$

$$\ell = 0.30 \text{ kg/m}$$

$$0.4 \text{ Kg.} \quad \text{Kg. de explosivos por taladro}$$

$$0.38 \text{ m} \quad \text{Longitud sin carga. } H_0 = f_T 10 \Phi_T$$

Emplear tacos inertes es la longitud sin carga cartuchos / taladros 5

1.32 m Longitud cargada

Colocar 1.9 espaciadores de: 0.20 m. para lograr la concentración de carga de diseño.

Sin espaciadores, la carga de columna Hc será. 0.93 m.

Con esta distribución de carga, se puede producir deformación plástica (se puede anillar). Procure que la columna de carga sea. 1.32m.

RESUMEN DEL DISEÑO DE MALLA CON EL EXPLOSIVO

EMPLEADO.

SEMEXSA 0,65

UBICACION DE TALADROS	Nº DE TALAD	CONCENT. DE CARGA t	DISTANCIAS		CARTUCHOS		CARGAS				
	c/u		Kg/m	E	B	PESO	DIAM	POR TALADRO		TOTAL	
		m		m	Kg	m					
Talad. De alivio (Arranque)	4										
Arranque	1	0.58		0.11	0.076	0.022	0.8	Kg.	0.8	Kg.	
1ras. Ayudas	4	0.42	0.30	0.20	0.076	0.025	0.6	Kg.	2.2	Kg.	
2das. Ayudas	4	0.40	0.60	0.28	0.076	0.022	0.5	Kg.	2.1	Kg.	
3ras. Ayudas	4	0.40	1.27	0.42	0.076	0.022	0.5	Kg.	2.1	Kg.	
Piso	4	0.43	0.65	0.65	0.076	0.022	0.6	Kg.	2.3	Kg.	
Ayudas de piso		0.40	0.63	0.63	0.076	0.022	0.5	Kg.		Kg.	
Destroza	1	0.40	0.70	0.56	0.076	0.022	0.5	Kg.	0.5	Kg.	
Hastiales	4	0.30	0.701	0.56	0.076	0.022	0.4	Kg.	1.6	Kg.	
Techo	4	0.30	0.70	0.56	0.076	0.022	0.4	Kg.	1.6	Kg.	
Smoot Blasting		0.40	0.46	0.57			0.6	Kg.		Kg.	
Total	30								13.2	Kg.	

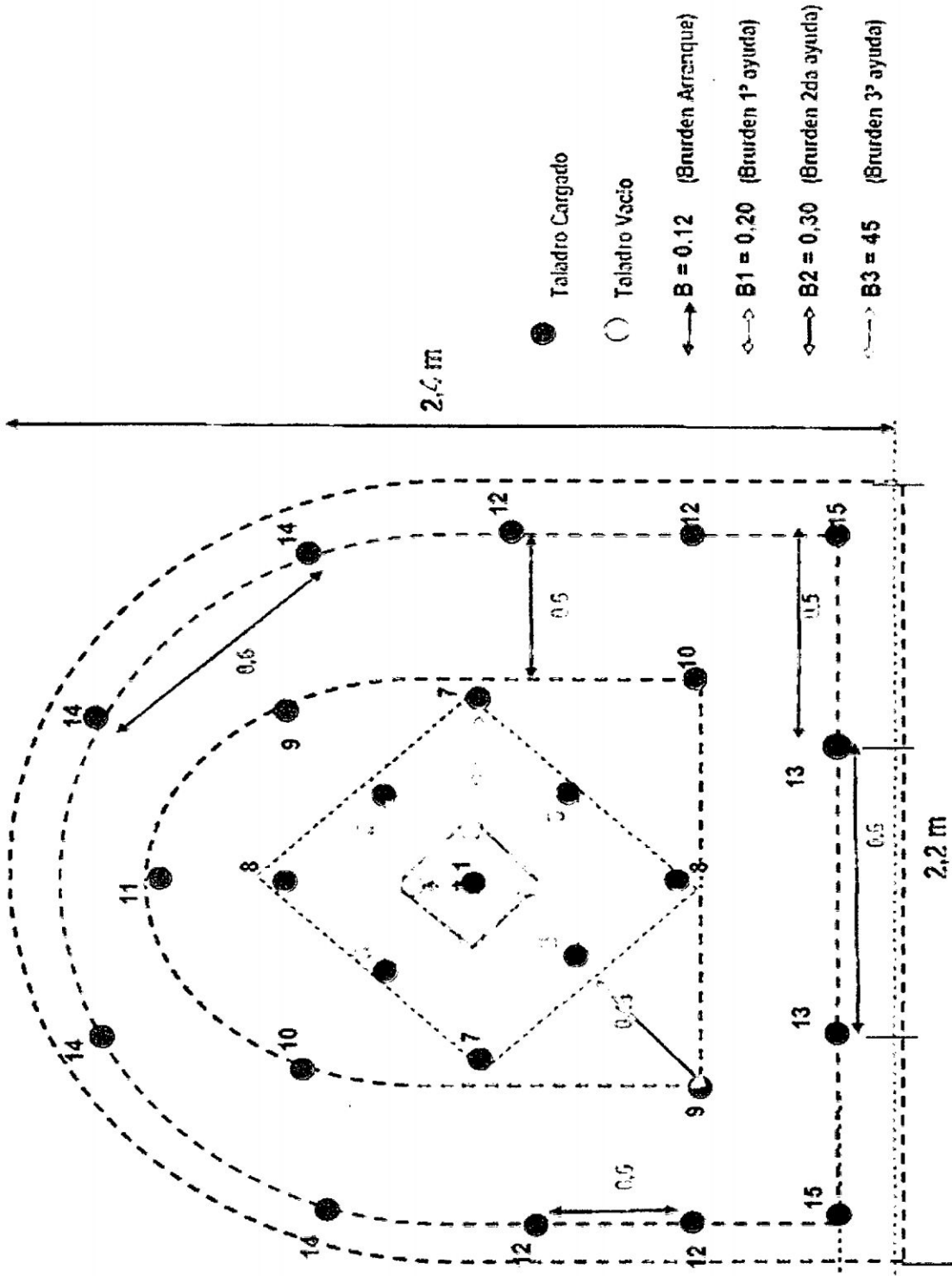
Con el diseño calculado se tiene la siguiente malla para la Vc 35315 (Ver

Lámina N° 8)

Para el diseño de malla se considera variables de perforación, propiedades geomecánicas de la roca y características de los explosivos, los cuales se resumen en líneas abajo.

σ_c	40	MPa	Resistencia a comp. simple roca
RQD	37	%	Índice de calidad de Deere
GSI	35		Índice de resistencia geológica
Φ_c	0.038	m	Diámetro del taladro cargado
α_l	47	°	Inclinación del taladro
	POSITIVO		Perforación
H_T	2.20	m	Longitud del taladro
I	100%	%	Avance por disparo
W	1.7	m	Ancho de tajeo
H	30.00	m	Longitud de corte
P	45.9	m ²	Área
λ	3.0	°	Inclinación de taladros
α	0.01	m/m	Desviación angular
β	0.02	m	Desviación de emboquillado
ρ	3.30	Tn/m ³	Densidad del mineral
C = Constante de la roca = 0.43 kg/m ³			

ALIVOS	04
ARRANQUE	01
1ª AYUDAS	04
2ª AYUDAS	04
3ª AYUDAS	04
PISO	04
DESTROZA	01
HASTIALES	04
TECHO	04
TOTAL DE TALADROS	30
TOTAL DE TALADROS CARGADOS	26



Características del explosivo que se empleara en los taladros (Exadit 45%)

Φ	Dimensiones		Peso	Densidad	Carga I
	M	Pulg.			
0.022	0.1778	7/8 x7	0.078	1000.0	0.44

CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO PARA EL DISEÑO

DESCRIPCIÓN		PARÁMETRO	VALOR
1 + 2	Descripción del macizo rocoso + Espaciamiento de las discontinuidades	RMD +JPS	
1.1	Triturado o intensamente fracturado	20	
1.2	Muy fracturado	40	
	Moderadamente fracturado	60	
	levemente fracturado	80	
1.3	Masivo	100	
3	Orientación de los planos de juntas	JPO	
3.1	Horizontal	10	
3.2	Discontinuidad normal al frente	20	
3.3	Dirección con el frente	30	
3.4	Buzamiento coincidente con el frente	40	
4	Influencia del peso específico SGI = 25 SG – 50	SGI	

$$BI = 0.5 (RMD + JPS) + JPO + SGI + RSI = 42$$

MODELO DE KUZNETSOV

Tamaño promedio de los bloques

$$x = A.(K)^{(0.8)} Q^{0.167} (115 / Sanfo)^{0.633} = 19.6cm$$

EF	Factor de energía requerido	(kg m ³)
X	diámetro promedio	33.24m
K	Factor de roca / peso del explosivo	9.29
A	0.12.BI (factor de la Roca)	5.07
Q	Peso del explosivo por taladro	0.546 kg
V	Volumen de la roca	0.91m ³
Sanfo	Potencia relativa en peso con respecto al Anfo	82.00 Anfo 115 TNT

$$\text{Volumen} = E \times B \times L = 0.64 \times 0.64 \times 2.20 = 0.91 \text{ m}^3$$

FACTORES DE POTENCIA		
0.17 kg / T	0.56 = kg/ m ³ FP (con respecto al anfo)	
0.21 kg / T	0.68 = kg/ m ³ FP con respecto a	EXADIT 45%

FACTORES DE ENERGIA		
0.63 MJ / T	2.09 = MJ/m ³ FP (con respecto al anfo)	
0.77 MJ / T	2.55 = MJ/ m ³ FP con respecto a	EXADIT 45%

MAXIMO TAMAÑO PROMEDIO DE LOS BLOQUES
DIAMETRO PROMEDIO DE LOS BLOQUES = 33 cm.

FRACCIÓN MÁS PEQUEÑA QUE "x"

$$x = 40 \text{ cm. } x \% = 77 \%$$

$$n = 4$$

$$R = 1 - e^{-0.693 (x/X)^n}$$

Donde :

R = Porcentaje de la fracción x

x = Tamaño esperado de los bloques

X = Maximo tamaño promedio de los bloques

n = Coeficiente de uniformidad 1

DISTRIBUCION GRANOLUMETRICA

$$R = 1 - e^{-0.693 (x / X)^n}$$

Donde :

Porcentaje de la fracción x R = 33 cm.

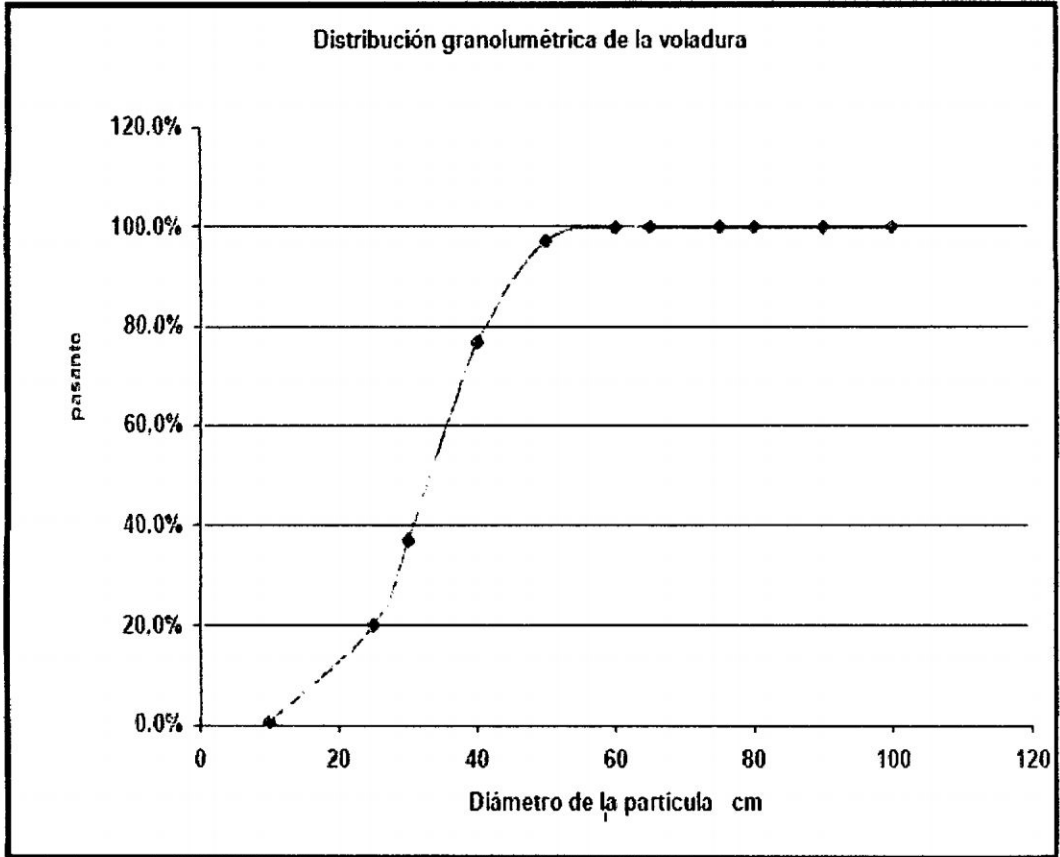
Tamaño máximo de la partícula x =

Diametro promedio de los bloques X =

Coeficiente de uniformidad n = 4

X	R	
Diametro cm.	Pasante %	Retenido %
100	100.0	
90	100.0	
80	100.0	0
75	100.0	0
65	100.0	0
60	99.9	0
50	97.2	3
40	76.8	23
30	36.98	63
25	19.960	80
10	0.568	99

n : El exponente n representa la uniformidad de los fragmentos y es obtenido desde el modelo que en definitiva es una curva que representa la distribución de los eventos registrados, es decir la pendiente de la curva.



σ_c	55	MPa	Resistencia a comp. simple roca
RQD	38	%	Índice de calidad de Deere
GSI	45		Índice de resistencia geológica
Φ_c	0.038	m	Diámetro del taladro cargado
α 1	80	°	Inclinación del taladro
	POSITIVO		Perforación
Ht	1.70	m	Longitud de taladro
I	100%	%	Avance por disparo
W	1.2	m	Ancho de tajeo
H	30.00	m	Longitud de corte
P	32.40	m ²	Área
λ	3.0	°	Inclinación del taladros
α	0.01	m/m	Desviación angular
β	0.02	m	Desviación de emboquillado
ρ	3.30	Tn/m ³	Densidad del mineral
Tipo de roca			Brecha mineralizada

C = Constante de la roca = 0.38 kg/m³

C = 0.2186 Ln (RQDE) = 0.3414 kg/ m³

EXPLOSIVO QUE SE EMPLEARA EN LOS TALADROS INTERIORES					
EXADIT 65%					
Φcart.	Dimensiones		Peso	Densidad	Carga I
M	M	Pulg.	kg	kg/ m ³	kg/m
0.022	0.1778	7/8 x 7	0.078	1050.0	0.44

4.3.2. DISEÑO DE PERFORACION VOLADURA EN TAJEO.

CALCULO DEL BURDEN (B)

$$B = 8 * 10^{-3} D e * (S / p)^{1 / 3}$$

Donde:

- B BURDEN
- De Diámetro de explosivo mm 25
- S_{anfo} Potencia relativa por volumen 87
- P Densidad del material g/cc 3.30
- BURDEN 0.59

CORRECCION POR NUMERO DE FILAS

FILA	K _r
1	1
2	1
3	0.9
4	0.9
5	0.9

K _r	1
----------------	---

Corrección por tipo de deposito	K_d	K_d	1
Estratos hacia el corte.	1		
Estratos hacia la cara	1		
Otros tipos de deposito	0.9		

Estructura geológica	K_s	K_s	1.1
Altamente fracturada, juntas frecuentes y débiles, capas con poco cementante.	1.1		
Capas bien cementados con juntas estrechas	0.95		

BURDEN CORREGIDO: $B_c = B_0 \times K_r \times K_d \times K_s$ $B_c = 0,67$ m

LONGITUD DEL TACO

$T = 0.7 B_c = 0,46$ m

TAMAÑO DEL MATERIAL DEL TACO

$S_z = \Phi_h / 20 = 1,9$ mm

S_z Tamaño de la partícula mm

Φ_h Diámetro del barreno mm

Calculo de la distribución de cartucho y espaciadores en el taladro.

Φ_l 0.038 m 0.18 m Longitud del cartucho

H_T 1.70 m 0.078 kg m³ Peso del cartucho

H_v 0.51 m 0.220 m Diámetro del cartucho

H_o 1.15 m 0.440K/m Concentración lineal del explosivo

1050 kg/m³ Densidad del explosivo

0.280 kg/m Concentración lineal de carga de diseño con explosivo encartuchado.

Número de cartucho que entran en el taladro para un porcentaje de llenado

de: 75%

Área de la base del taladro $A = 0.001134 \text{ m}^2$

Peso de explosivo $w = 1.06 \text{ kg}$

Numero de cartuchos $N_c = 10 \text{ art.}$

Espaciadores con explosivos a granel

Carga $w = 0.26 \text{ kg} \quad (1 \times H_c) = w$

Altura de carga $H_{cc} = 0.216 \quad (w/A_t \times P_{expl}) = H_c$

Longitud de los espaciadores $L_e = 0.20 \text{ m}$

Numero de espaciadores $N_e = 1 \quad (H_c - H_{cc}) / L_e - N_c$

Por taladro se emplean: 5 cartuchos de EXADIT 65%

1 Espaciadores de 0.2 m.

Taladros cargados = 98

Peso total de la carga = 38,22 kg

% de avance = 100%

Área sección vertical = 36,2 m²

Volumen = 61,5 m³

Avance por disparo = 1,70 m

Perforación específica = 2,71 m/m³

Factor de carga y potencia = 0,621 kg / m³ , 0.19 kg / ton

RESUMEN DE PARAMETRO DE VOLADURA – TJ 1921S

(Ver Tabla N° 02)

**CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO PARA EL DISEÑO DE
LA VOLADURA**

(BI), PREDICCIÓN DEL FACTOR DE POTENCIA

DESCRIPCION		PARÁMETRO	VALOR
1+2	Descripción del macizo rocoso + espaciamiento de las discontinuidades.	RMD + JPS	
1,1	Triturado o intensamente fracturado	20	
1,2	Muy fracturado	40	
	Moderadamente fracturado	60	
	levemente fracturado	80	
1,3	Masivo	100	
3	Orientación de los planos de junta	JPO	
3,1	Horizontal	10	
3,2	Discontinuidad normal al frente	20	
3,3	Dirección con el frente	30	
3,4	Buzamiento coincidente con el frente	40	
4	Influencia del peso específico SGI = 25 SG – 50	SGI	

$$BI = 0.5 ((RMD + JPS) + JPO + SGI + RSI) = 42$$

La suma total es 95.25 por lo que, el índice de volubilidad es : BI

MODELO DE KUZ - RUM

TAMAÑO PROMEDIO DE LOS BLOQUES

$$X = A.(K)^{(-0.8)} Q^{(0.167)} (115 / Sanfo)^{0.633} = 19.6 \text{ cm.}$$

EF	Factor de energía requerido	(kg/m ³)
X	Diámetro promedio	33.08 m
K	factor de roca/ peso del explosivo	14.65
A	0.12 BI (Factor de la roca)	5.715
Q	Peso del explosivo por taladro	0.390 kg

V Volumen de la roca 0.63 m³

S_{anfo} Potencia relativa en peso con respecto al anfo 87,00 Anfo

115 TNT

VOLUMEN = E x B x L = 0,61 x 0,61 x 1,70 = 0,63 m³

FACTORES DE POTENCIA

0,19 Kg / T 0,63 = Kg/ m³ FP (CON RESPECTO AL ANFO)

0,22 Kg / T 0,72 = Kg/ m³ FP CON RESPECTO A EXADIT 65%

FACTORES DE ENERGÍA

0,71 MJ / T 2,36 = MJ/m³ FP (CON RESPECTO AL ANFO)

0,82 MJ / T 2,71 = MJ/ m³ FP CON RESPECTO A EXADIT 65%

MAXIMO TAMAÑO PROMEDIO DE LOS BLOQUES

DIAMETRO PROMEDIO DE LOS BLOQUES = 33 cm.

FRACCIÓN MÁS PEQUEÑA QUE "x"

x = 40 cm x% = 77%

n = 4

$R = 1 - e^{-0.693 (x/X)^n}$

Donde :

R = Porcentaje de la fracción x

x= Tamaño esperado de los bloques

X = Máximo tamaño promedio de los bloques

n – Coeficiente de uniformidad 1

RESUMEN DE LAS VOLADURAS REALIZADAS.

DATOS DE CAMPO	Unidad	Disparo N°1	Disparo N°2	Disparo N°3	Disparo N°4	Disparo N°5
Fecha		01/08/2007	02/08/2007	08/08/2007	19/08/2007	20/08/2007
Nivel		2700	2700	2700	2700	2700
Guardia		Día	Día	Día	Día	Día
Labor		Bp305	Bp305	Ve 240	TJ 1921E	TJ 845
Material		Andesita	Andesita	Andesita	Mineral	Mineral
RMR		55-60	55-60	55-60	40-45	35-40
Densidad	Tn/m ³	2.7	2.7	2.7	3.3	3.3
Sección: Alto/Potencia	m	2.6	2.6	2.4	1.4	1.7
Ancho/Longitud	m	2.4	2.4	2.2	12	12
Longitud de Taladro	m	1.7	1.7	1.7	1.7	1.6
N° de Taladros de arranque	Unidad	4	1	1	-	-
N° de Taladros de alivio	Unidad	5	4	4	-	-
Diámetro de Taladro	mm	38	38	38	38	38
Taladros Perforados	Unidad	33	32	30	40	40
Taladros Disparados	Unidad	28	28	26	40	40

ACCESORIOS DE VOLADURA

		Voladura	Taladros	Cartuchos	Mininel	Mininel
		V1	40	200	40	40
Carmex	Pz	2	2	2	2	2
Cordon Detonante	m	8	8	8	15	15
Mininel 2.8m	Pz	28	28	26	40	40
Mininel 2.1m	Pz					
Igniter Cord	m	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5

EXPLOSIVOS

Semexsa 65% 7/8" x 7	kg	17,16	15,60	15,60		
Exadit 65% 7/8" x 7	kg					
Exadit 45% 7/8" x 8	kg				15,60	15,60
Famecorte P-60	kg					
Emulnor 1000	kg					
Emulnor 3000	kg					
Total Explosivos	kg	17,16	15,60	15,60	15,60	15,60

RESULTADOS

Avance	m	1,5	1,6	1,65	1,7	1,7
Eficiencia	%	88,24	94,12	97,06	100,00	1 06,25
Tonelaje Roto	Tn	25,27	26,96	23,52	94,25	1 14,44
Volumen Roto	m ³	9,36	9,98	8,71	28,56	34,68
Factor de Carga	kg/m ³	1,83	1,56	1,79	0,55	0,45
	kg/Tn	0,68	0,58	0,66	0,17	0,14
	kg/m avance	11,44	9,75	9,45	1,70	1,70

4.4. EVALUACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA.

4.4.1. GRADO DE FRAGMENTACION.

Es el parámetro principal en toda evaluación de una voladura. El grado de fragmentación es un término que se utiliza para definir la distribución granulométrica del material volado. Para su predicción no existe una fórmula exacta, teniéndose actualmente desde simples fórmulas empíricas a complejas simulaciones con la computadora. Sobre la fragmentación influyen gran número de variables controlables, así como las propias características del macizo rocoso. Para

nuestro caso, es decir de la predicción de la fragmentación, se ha utilizado la fórmula mostrada en el diseño de la voladura, complementada por los gráficos de la distribución granulométrica, cuyos resultados son bastante cercanos a la realidad.

4.4.2. FACTOR DE CARGA Y POTENCIA.

El factor de carga (kg explosivo/m³) y el factor de potencia (kg de explosivo/TM), son dos parámetros, muy utilizados para medir la eficiencia de una voladura.

En su determinación interviene la calidad del macizo rocoso, puesto que el diseño de la malla de perforación-voladura utiliza el RMR, que determina el tipo de roca y por lo tanto se puede encontrar el factor de carga conforme se muestra en el acápite 4.2.2).

4.4.3. VIBRACIONES.

Las vibraciones matemáticamente, son descritas como un cuerpo o partícula que se mueve en el tiempo. Este movimiento es función del tiempo, desplazamiento, velocidad y aceleración de la partícula.

Las vibraciones generadas por las voladuras se consideran como ondas de tipo sinusoidal

Las causas principales del origen de las vibraciones son:

- Demasiada carga explosiva en el taladro.
- Diseño inapropiado de voladura (secuencia de salida, de modo que parte

de la energía no utilizada produce vibraciones.

- El daño causado por las vibraciones, pueden ser:

a. Criterios en estructuras: se basa principalmente en la velocidad de partícula y los criterios de daños se refieren a edificaciones y como ejemplo tenemos la tabla siguiente:

Respuesta	VPP	Frecuencia
Mínimo daño	15 mm/s	< 40 Hz
Mayor daño	110 mm/s	<40 Hz
Mínimo daño	75 mm/s	>40 Hz
Máximo daño	250 mm/s	>40 Hz

b. Daño al macizo rocoso:

$$\varepsilon = VPP/VP$$

Es la fórmula de Langefords que relaciona la deformación inducida con el riesgo de daño. Esta relación se extiende a macizos rocosos y otros medios.

VP (m/s)	1000-1500	2000-3000	4500-600	Respuesta	ε (mm/m)
	a	b	c		
VPP	18	35	70	Grietas imperceptibles	0.014
VPP	30	55	100	Grietas insignificantes	0.046
VPP	40	80	150	Agrietamiento	0.030
VPP	60	115	225	Agrietamiento severo	0.046

a = arena, grava, arcilla

b = morrena, pizarra, caliza blanda

c = caliza dura, cuarcita, gneis, granito diaclasada.

Para determinar la magnitud de las vibraciones, se realiza el monitoreo insitu, cuyo resultado nos permite conocer:

- ✘ Eficiencia relativa del explosivo.
- ✘ Cargas detonando en una secuencia determinada.
- ✘ Dispersión de los tiempos de encendido de los retardos.
- ✘ Detonación de las cargas adyacentes por simpatía.
- ✘ Determinar: velocidad, frecuencia, aceleración y desplazamiento de las partículas.

4.4.4. COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA POR LABORES.

Para mostrar la eficiencia de la perforación (Ver cuadro control de la vida útil de broca), se ha tomado los costos del año 2006 sin la aplicación de dicha voladura controlada y costo del año 2007, ya con la voladura controlada, llegándose a la conclusión de que hay una mejora considerable en los costos, a más del control logrado en el techo de las labores, en este caso de la galería y tajeo.

COSTO DE PERFORACION – VOLADURA

Labor	Año 2006		Año 2007	
	Perforación	Voladura	Perforación	Voladura
	US\$/TM	US\$/TM	US\$/TM	US\$/TM
Tajeo	4.50	2.10	4.34	1.95
Galería	5.10	2.60	4.80	2.10

4.4. OTROS DISEÑOS DE MALLAS Y RESULTADOS DE VOLADURA.

De acuerdo al tipo de roca se ha diseñado otros tamaños de malla, considerando la voladura controlada, para tajcos y frentes, cuyos resultados se muestran. Ver Láminas N° 9, 10 y 11.

CONTROL DE VIDA UTIL DE BROCAS

Nº Empleados 2

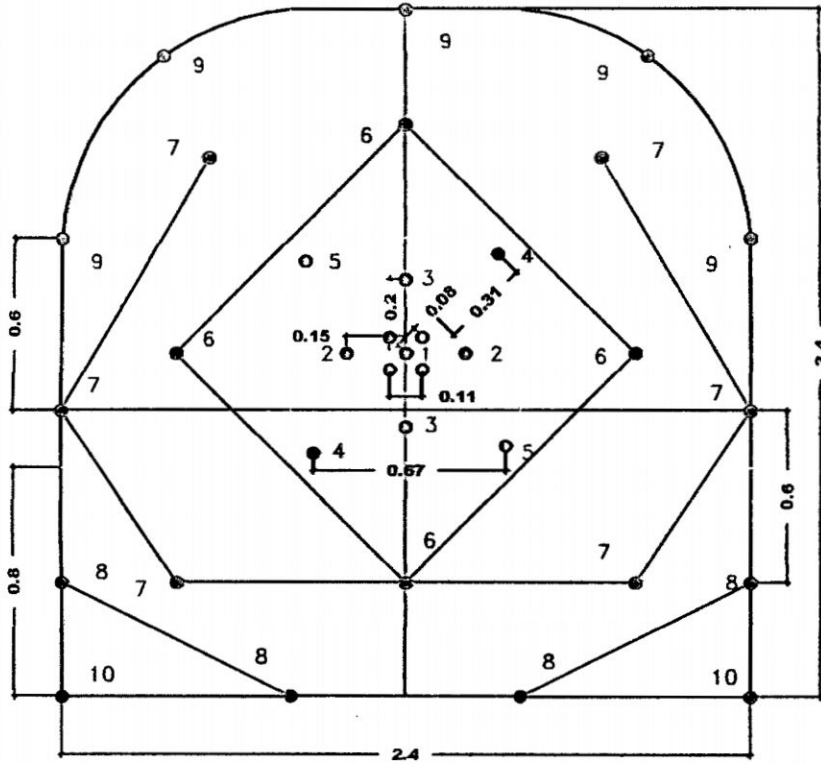
Diámetro 38 mm.

Costo \$12.3

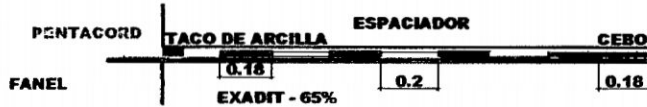
	TJ1921S		TJ1780S		TJ1951S				
	Nº	Long. Tal.	Total	Nº	Long. Tal.	Total	Nº	Long. Tal.	Total
06/08/2007	15	5.50	82.50	18	5.5	99.00	12	5.5	66.00
07/08/2007	11	5.50	60.50	14	5.0	70.00	15	5.0	75.00
08/08/2007	19	5.50	104.50	10	5.0	50.00	16	5.5	88.00
09/08/2007	14	5.50	77.00	11	5.5	60.50	13	5.5	71.50
10/08/2007	18	5.50	99.00	14	4.0	56.00	17	5.5	93.50
									1153.00

Rend. Promedio en perforación / broca 576.5 fts.

MALLA ROCA DURA SECCION 2.40 m X 2.40 m



TALADROS DE CORONA



**DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO
MALLA 2.40 m x 2.40 m - ROCA DURA**

TALADROS Ø 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CON EMULSION								CON ANFO								
		CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCHO	TOTAL DE CARTUCHOS EXADIT 65%		TOTAL DE CARTUCHOS EXADIT 65%		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL		TOTAL DE CARTUCHOS EXADIT 65%		TOTAL DE CARTUCHOS EXADIT 65%		KILOS DE ANFO POR TAL		KILOS DE ANFO TOTAL	
		# PIES	# PIES		# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES	# PIES
ARRANQUE	1	3	14	1" x 8"	3	14			1.17	1.02	1	1			1.50	1.50	1.50	1.50
1ª AYUDAS	4	7	9	1" x 8"	28	36			3.64	4.68	1	1			1.20	1.60	4.80	6.40
2ª AYUDAS	4	6	9	1" x 8"	24	36			3.12	4.68	1	1			1.00	1.30	4.00	5.20
AYUDA DE CUADRADOR	2	6	9	1" x 8"	12	16			1.56	2.08	1	1			0.90	1.20	1.80	2.40
CUADRADOR	4	5	5	1" x 8"	20	20			2.00	2.00	1	1			0.80	1.20	3.20	4.00
AYUDA DE CORONA	3	5	7	1" x 8"	15	21			1.95	2.73	1	1			0.90	1.20	2.70	3.60
CORONAS	5	5	6	7/8" x 7"			25	30	1.95	2.34			25	30			1.85	2.34
AYUDA DE ARRASTRE	3	5	8	1" x 8"	15	24			1.95	3.12	1	1			0.90	1.20	2.70	3.60
ARRASTRE	4	6	10	1" x 8"	24	40			3.12	5.20	24	40			0.00	0.00	3.12	5.20
ALMOR DE ARRANQUE	4								0.00	0.00							0.00	0.00
TOTAL	34				147	207	28	30	21.88	28.26	31	47	26	30	7.2	8.8	25.77	35.44

PARA EMULSION		
DATOS	UNIDADE	# PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.50 2.10
METROS CUBICOS	m3	8.64 12.10
TONELADAS	Ton	23.33 32.66
FACTOR DE CARGA	Kg/m3	2.44 2.42
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.90 0.90

PARA ANFO		
DATOS	UNIDADE	# PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.50 2.10
METROS CUBICOS	m3	8.64 12.10
TONELADAS	Ton	23.33 32.66
FACTOR DE CARGA	Kg/m3	2.30 2.30
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	1.10 1.08

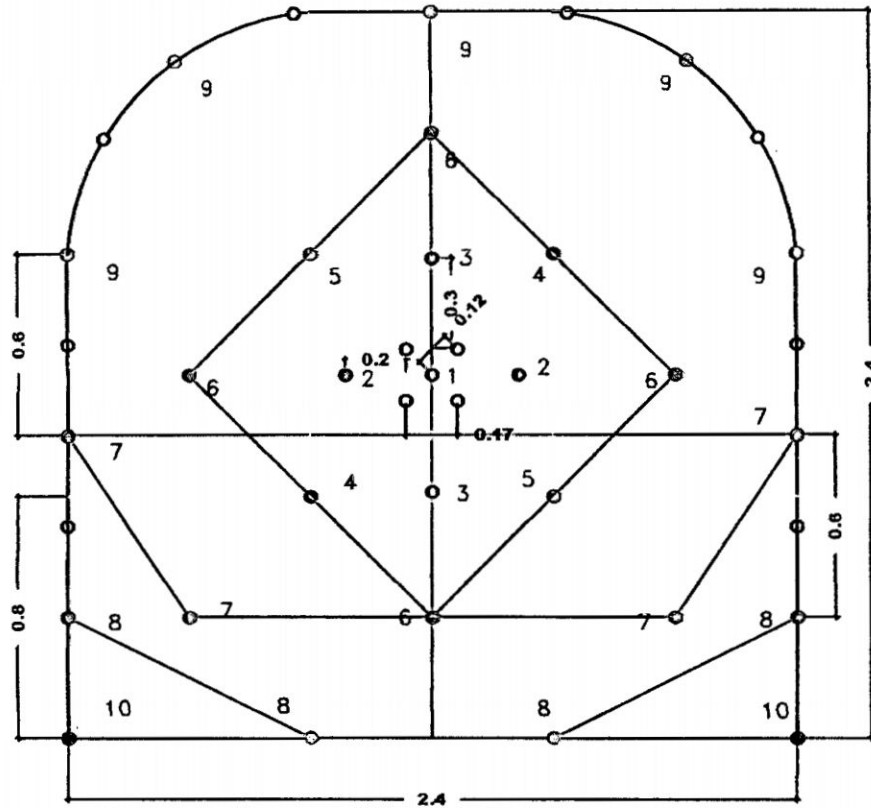
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

MALLA TIPICA SECCION 2.40 x 2.40
DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO, SECUENCIA DE SALIDA CON RETARDO

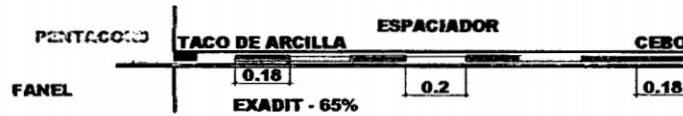
DIB/CAD: Juan T. Huanachea V.	FECHA: Noviembre 2007	LAMINA
REVISADO:	ESCALA: 1 / 25	09

MALLA ROCA SUAVE

SECCION 2.40 m X 2.40 m



TALADROS DE CORONA



DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO MALLA 2.40 m x 2.40 m - SUAVE

TALADROS Ø 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CON EMULSION								CON ANFO										
		CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCHO	TOTAL DE CARTUCHOS EXAGEL E 85				KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL				TOTAL DE CARTUCHOS EXADIT 85 %				KILOS DE ANFO POR TAL			
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES				
ARRANQUE	1	8	12	1" x 8"	8	12			1.04	1.56	1	1			1.40	1.80	1.40	1.80		
1ª AYUDAS	4	8	8	1" x 8"	24	24			2.12	4.56	1	1			0.80	1.20	4.00	5.20		
2ª AYUDAS	4	5	8	1" x 8"	20	22			2.8	4.35	1	1			0.80	1.10	3.60	4.40		
AYUDA DE CUADRADOR	2	4	8	1" x 8"	8	12			1.04	1.56	1	1			0.70	1.00	1.40	2.00		
CUADRADOR	4	3	4	1" x 8"	12	16			1.58	2.00	1	1			0.70	0.80	2.80	3.60		
AYUDA DE CORONA	1	5	8	1" x 8"	5	8			0.85	0.70	1	1			0.80	1.10	0.80	1.10		
CORONAS	5	3	4	7.6" x 7"			15	20	1.17	1.58			15	20			1.17	1.58		
AYUDA DE ARRASTRE	3	3	8	1" x 8"	15	18			1.85	2.34	1	1			0.80	1.10	2.40	3.20		
ARRASTRE	4	5	7	1" x 8"	20	28			2.8	3.64	20	28			0.00	0.00	2.80	3.64		
ALVIOS DE ARRANQUE	8								0	0							0.00	0.00		
ALVIOS DE PERIMETRO	8								0	0							0.00	0.00		
TOTAL	40				112	161	15	20	16.73	22.49	27	36	15	20	6.1	8.4	19.97	26.7		

PARA EMULSION			
DATOS	UNIDAD	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.89	2.19
METROS CUBICOS	m ³	9.22	12.58
TONELADAS	Ton	24.88	32.88
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.71	1.96
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.83	0.89

PARA ANFO			
DATOS	UNIDAD	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.99	2.18
METROS CUBICOS	m ³	9.22	12.18
TONELADAS	Ton	24.82	32.68
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	2.17	2.21
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.88	0.82

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

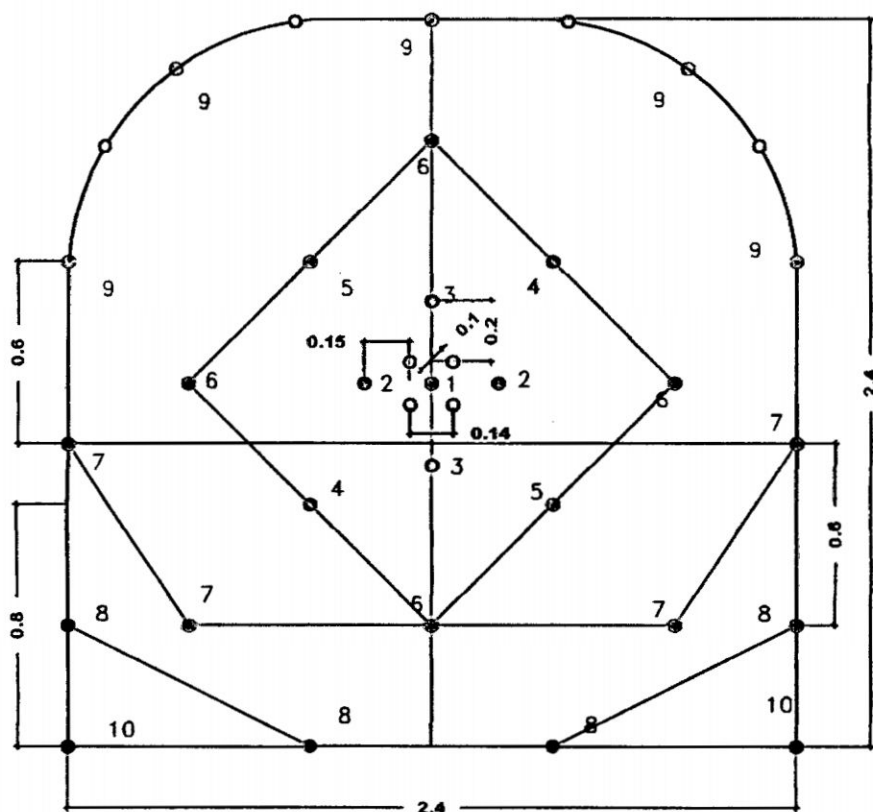
MALLA TIPICA SECCION 2.40 x 2.40
DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO, SECUENCIA DE SALIDA CON RETARDO

DIB./CAD: Juan T. Huanachea V.
REVISADO:

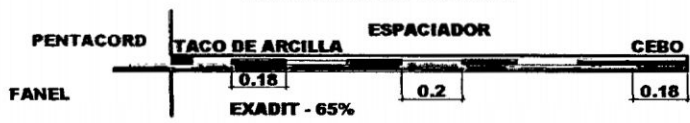
FECHA: Noviembre 2007
ESCALA: 1 / 25

LAMINA
10

MALLA ROCA SEMI DURA SECCION 2.40 m X 2.40 m



TALADROS DE CORONA



DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO MALLA 2.40 m x 2.40 m - SEMI DURA

TALADROS Ø 35 mm	NUMEROS DE TALADROS	CON EMULSION				CON ANFO												
		CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN DE CARTUCHO	TOTAL DE CARTUCHOS EXAGEL E65		TOTAL DE CARTUCHOS EXADIT 65%		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL		TOTAL DE CARTUCHOS EXADIT 65%		KILOS DE ANFO POR TAL		KILOS DE ANFO TOTAL			
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES				
ARRANQUE	1	5	14	1" x 8"	5	14			1.17	1.02	1	1			1.50	1.00	1.50	1.00
1ª AYUDAS	4	7	10	1" x 8"	28	40			3.04	5.2	1	1			1.70	1.00	4.00	0.40
2ª AYUDAS	4	5	8	1" x 8"	24	36			3.12	4.00	1	1			1.10	1.00	4.40	0.40
AYUDA DE CUADRADOR	2	5	8	1" x 8"	10	10			1.2	2.00	1	1			1.00	1.20	2.00	2.40
CUADRADOR	4	4	6	1" x 8"	16	24			2.00	3.12	1	1			0.80	1.00	3.20	4.00
AYUDA DE CORONA	1	5	7	1" x 8"	5	7			0.05	0.01	1	1			0.00	1.10	0.00	1.10
CORONAS	5	4	5	7/8" x 7"			20	25	1.50	1.05			20	25			1.50	1.05
AYUDA DE ARRASTRE	3	5	7	1" x 8"	15	21			1.95	2.73	1	1			0.00	1.20	2.70	3.00
ARRASTRE	4	6	8	1" x 8"	24	32			3.12	4.16	24	32			0.00	0.00	3.12	4.16
AUVIOS DE ARRANQUE	4								0	0							0.00	0.00
AUVIOS DE CORONA	4								0	0							0.00	0.00
TOTAL	30				131	190	20	25	18.59	26.06	31	30	20	25	7.4	9.6	24.18	31.91

PARA EMULSION			
DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.50	2.10
METROS CUADROS	m ²	0.22	12.10
TONELADAS	Ton	24.83	32.66
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	2.82	2.28
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.73	0.82

PARA ANFO			
DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.50	2.10
METROS CUADROS	m ²	0.22	12.10
TONELADAS	Ton	24.83	32.66
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	2.82	2.64
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.87	0.96

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

MALLA TIPICA SECCION 2.40 x 2.40
 DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO, SECUENCIA DE SALIDA CON RETARDO

DIB./CAD: Juan T. Huanachea V. FECHA: Noviembre 2007 LAMINA 11

REVISADO: ESCALA: 1/25

CONCLUSIONES

1. El yacimiento de Parcoy, se encuentra emplazada en rocas granodioríticas del batolito de Patáz de edad paleozoico, los cuales se hallan bastante fracturados y fallados.
2. El yacimiento es de origen hidrotermal de relleno de fracturas, hipógeno, que ha formado vetas de estructura de rosario y cajas cloritizadas, caolinizadas y seritizadas.
3. El mineral económico está constituido por oro y electrum (Au, Ag) y la ganga por: cuarzo, pirita y arsenopitira,
4. Las estructuras mineralizadas que vienen siendo explotadas son: Sissy, Lourdes, Milagro, Candelaria, Cabana, Rumpuy.
5. Las reservas minerales probado-probables cubicadas al 29-09-07 alcanza

539,963 TM con ley de 11.03 Oz Au/TM y potencia de 1.68 m.

6. De acuerdo a la concentración de las estructuras mineralizadas, la mina se ha dividido en zonas: norte, Centro, RNG y Sur.
7. El sistema de minado es el convencional, caracterizado por el uso perforadoras neumáticas ligeras y winches. El semimecanizado, utiliza jumbos y scoops y su aplicación en la zona de RNG.
8. El método de explotación es el Corte y Relleno Ascendente Convencional que se aplica en la zona norte, centro y sur, se aplica el relleno hidráulico, y en el Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado, que se aplica en la Zona RNG con uso de relleno detrítico en primera instancia e hidráulico para eliminar las áreas libres.
9. Para fines de minado, sostenimiento, perforación, voladura se ha hecho un estudio geomecánico del macizo rocoso, resultado clasificado en: Roca buena, Regular A, Mala A, Mala B y Muy Mala..
10. La perforación y voladura se tiene que diseñar de acuerdo al tipo de roca, es decir la malla, como también la cantidad de explosivo, debe estar de acuerdo al RMR, para así lograr la optimización.
11. La aplicación de los índices geomecánicos y la voladura controlada en la Mina Parcoy, ha permitido controlar el techo de las labores y el uso adecuado de explosivos, lo cual ha bajado el Factor de Potencia, con la consiguiente disminución de costo de perforación y voladura.
12. La voladura controlada, especialmente en los tajcos donde se presenta roca

mala, se utiliza la voladura en “Breasting” ha disminuido el uso de sostenimiento como pernos y puntales, además el ciclo de minado es rápido, que permite hacer mayor número de cortes en el tajeo.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- Córdova Rojas, D. MECANICA DE ROCAS PARA MINERIA Y OBRAS CIVILES. Curso de actualización – Universidad Nacional de Ingeniería. Lima 2001.
- 2.- EXSA. MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA. 4ta. Edición. Lima 2005
- 3.- Hoek E., Brown, E.T. EXCAVACIONES SUBTERRANEAS EN ROCA. Edit. McGraw Hill. Nueva Cork 1980.
- 4.- López Jimeno, Carlos. MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid 1998.

5.-LANGFORDS, U. y KIHLLSTROM, B. (1987): Técnica moderna en voladuras de rocas. Ed. Urmo. Bilbao.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INTRODUCCION

RESUMEN

CAPITULO I	1
GENERALIDADES	1
1.1. UBICACIÓN Y ACCESO	1
1.2. ACCESIBILIDAD	2
1.3. CLIMA Y VEGETACIÓN.	2
1.4. TOPOGRAFIA.	3
1.5. RECURSOS.	3
1.5.1. HÍDRICO.	3
1.5.2. ENERGÉTICO.	3
1.5.3. HUMANOS	4
1.6. SÍNTESIS HISTÓRICA	4
1.7. OBJETIVO DEL TRABAJO.	7
1.8. ORGANIZACIÓN.	8
1.9. TOPOGRAFIA.	8
CAPITULO II	9
GEOLOGIA	9
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.	9

2.1.1	ALTERACIONES.	10
2.1.2.	ESTRATIGRAFÍA.	11
2.2.	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.	12
2.3.	GEOLOGÍA LOCAL.	13
2.3.1	AFLORAMIENTO DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.	14
2.4	GEOLOGÍA ECONÓMICA.	15
2.4.1	MINERALOGÍA.	15
2.4.2	CLASIFICACIÓN DE MINERALES.	16
2.4.3.	TIPO Y FORMA DEL YACIMIENTO.	17
2.4.4	CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO.	18
2.4.5	CONTROL MINERALÓGICO.	19
2.4.6	CLASIFICACIÓN DEL MINERAL	20
2.4.7.	RESERVAS MINERALES.	21
CAPITULO III		24
MINERIA		24
3.1	ZONAS DE OPERACION	24
3.2	SISTEMA DE MINADO.	25
3.3	MÉTODOS DE EXPLOTACION.	25
3.4.	METODO DEL CORTE Y RELLENO ASCEDENTE CONVENCIONAL.	26
3.4.1.	APLICABILIDAD.	26
3.4.2.	PREPARACIÓN.	27
3.4.2.1.	PREPARACIÓN DE CHIMENEAS LATERALES.	27
3.4.2.2.	PREPARACIÓN DE CHIMENEA CENTRAL.	28
3.4.2.3.	PREPARACIÓN DE SUBNIVELES.	28
3.4.3.	EXPLOTACION.	29

3.4.3.1. PERFORACION Y VOLADURA.	30
3.4.3.2. LIMPIEZA.	30
3.4.3.3. RELLENO.	30
3.4.3.4. SOSTENIMIENTO.	31
3.4.4. COSTO UNITARIO DE EXPLOTACION.	33
CAPITULO IV	34
APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA EN LA EXCAVACION DE LABORES SUBTERRANEAS	34
4.1. EVALUACION DE LOS FACTORES QUE AFECTAN EL RENDIMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA.	34
4.1.1. EFECTOS GEOLOGICOS Y GEOMECANICOS.	35
4.1.2. EVALUACION DE LOS ESFUERZOS EXISTENTES EN EL MACIZO ROCOSO.	36
4.1.3. PROCEDIMIENTOS DE PERFORACION.	37
4.1.4. LOS EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.	37
4.2 VOLADURA CONTROLADA.	38
4.2.1. DIFERENCIA ENTRE LA VOLADURA CONVENCIONAL Y LA VOLADURA CONTROLADA.	40
4.2.2. UTILIZACION DE LOS INDICES GEOMECANICOS EN LA PERFORACION Y VOLADURA.	41
4.3. DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA.	43
4.3.1 DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA EN GALERIA.	43
4.3.2. DISEÑO DE PERFORACION VOLADURA EN TAJEO.	59
4.4. EVALUACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA.	66
4.4.1. GRADO DE FRAGMENTACION.	66
4.4.2. FACTOR DE CARGA Y POTENCIA.	67
4.4.3. VIBRACIONES.	67
4.4.4. COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA POR LABORES.	69

CONCLUSIONES	70
RECOMENDACIONES	73
BIBLIOGRAFIA	74

Abreviaturas Utilizadas:

RQD	Índice de Calidad de Deere
GSI	Índice de Resistencia Geológica
RMR	Resistencia del Macizo Roco - Bieniawski
Q	Calidad de Roca - Barton
MPa	Megapascal – Unidad de Presión