

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
DE APURÍMAC**

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA ACADÉMICA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS**



**DISEÑO DE PERFORACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DE CARGA EN
TALADROS LARGOS, PARA EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TAJEO
POR SUBNIVELES, APLICANDO EL MODULO CARRASCOVOL , EN LA
MINERA CASAPALCA.**

TESIS:

PRESENTADO POR EL BACHILLER:

ALONSO ANDRÉS CARRASCO CAVERO.

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS.**

Abancay, noviembre de 2011

APURÍMAC-PERU

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CARLOS DE RÍOPIQUE - BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MFN
T IAG E 2011	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	28 MAR 2012
Nº DE INGRESO:	00257

**DISEÑO DE PERFORACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DE CARGA EN
TALADROS LARGOS, PARA EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TAJEO
POR SUBNIVELES, APLICANDO EL MODULO CARRASCOVOL, EN LA
MINA CASAPALCA.**

DEDICATORIA

El presente dedico a Dios y con mucho afecto a mis padres Rosa y Julián, quienes han motivado y dado sentido a mi existencia con su apoyo incansable durante la vida formativa; en especial a María Peláez y a la memoria de mis abuelos Ceferino Caveró y Concepción Carrasco por su abnegado apoyo en mi formación de principios vida y valores.

AGRADECIMIENTO

A la compañía minera Casapalca por darme la oportunidad de trabajar y realizar el trabajo de investigación y del mismo a la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, en especial a la facultad de ingeniería, escuela académica profesional de ingeniería de Minas y la plana de docentes por permitir y contribuir de forma desinteresada en mi formación académica.

Agradezco al ingeniero Leonid GALLEGOS, por su apoyo y permitirme desarrollar los trabajos de campo para la generación de datos y a todo el departamento de planeamiento e ingeniería de la mina Casapalca y del mismo modo al ingeniero Edgardo LUCHO docente de UNIMASTER, por ayudarme en la en la programación del modulo Carrascovol.

Expreso mis más modestos reconocimientos al Doctor David HUAMAN docente principal de la UNAMBA, por su apoyo y orientación para la realización del presente. Del mismo modo agradezco a mi asesor Ing. Frankling AGUIRRE.

Mi agradecimiento especial al Ing. Gustavo Vallenos Casaverde, que en paz descansa, por sus sabias enseñanzas y orientación que han contribuido en mi formación académica.

A todas aquellas personas que de alguna u otra forma me han ayudado llegar hasta aquí.

RESUMEN

La mina Casapalca es un yacimiento polimetálico de tipo “cordillerano”, donde las estructuras mineralizadas se presentan de forma tabular y de cuerpos. La producción principal de mineral es de Zinc, Plomo, Plata y Cobre. El yacimiento viene siendo explotado mediante el método de explotación de tajeos por subniveles, este método se caracteriza por un alto volumen de producción de mineral.

La voladura de taladros largos, en este método de explotación planteado anteriormente para la mina, no se ha llevado de forma adecuada dando como resultado la presencia de bolones en los tajeos, ocasionando así el uso inadecuado de los recursos (Humanos, explosivos, equipos, energía,...).

El trabajo de tesis pretende dar soluciones mediante la creación de un modulo de diseño, programado en Visual Basic V. 6.0, denominado Carrascovol; dicho modulo se ejecuta mediante una interface en Autocad, con lo cual se consiguió dinamizar las operaciones unitarias de la mina, mediante un proceso optimo de diseño de perforaciones y distribución de carga explosiva. La aplicación del modulo Carrascovol demanda una entrada de parámetros geométricos (burden, espaciamiento y taco) y de las características del explosivo y parámetros operativos del equipo de perforación, que son datos calculados en función de la realidad de campo.

ABSTRACT

The Casapalca mine is a polymetallic mineral resource deposit of type "cordillerano", the minerals structures have a geometry tabular but more often in big massive bodies. The main production of mineral is of Zinc, Lead, Silver and Copper. Actually, the deposit is exploited by means of the method of sublevel stopping, this method is characterized by a high volume of production of mineral.

A long drill hole drill, is a method of development raised previously for the mine, but has not removed of suitable form giving like proved the presence of bench in the sublevels stopping, causing this way the inadequate use of the resources (Human beings, explosives, equipments, energy, ...).

The purpose of this work of thesis is the development of an tool, a module of design, programmed in Visual Basic V. 6.0 language, named "Carrascovo"1; the above mentioned module executes by means of an interface in Autocad, with which one managed to stir into action the unitary mine operations, by means of an ideal process of design of perforations and distribution of explosive charge. The application of the module Carrascovol demands an entry of geometric parameters (burden, spacing and plug) and of the characteristics of the explosive and operative parameters of the drilling equipment, which are information calculated and taking on the front of work.

INDICE

CAPITULO I

	Pag.
1. INTRODUCCIÓN.....	03

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES.

2. ASPECTOS GENERALES.....	08
2.1.- Generalidades.....	08
2.1.1. Ubicación y Acceso.....	08
a) Ubicación:	08
b) Accesibilidad.....	08
2.1.2. Geografía y Geomorfología.....	09
a) Geografía.-.....	09
b) Geomorfología.....	11
3. HISTORIA.....	12

CAPITULO III

GEOLOGÍA Y RECURSOS MINEROS.

3.0. GEOLOGÍA Y RECURSOS MINEROS.	13
3.1. Geología Regional.....	13
3.2 Geología Local.....	15
3.2.1 Estratigrafía.....	15
A) Cretácico.....	16
1.- Grupo Machay:	16
2.- Formación Jumasha.....	16
B) Terciario.....	16

1.- Formación Casapalca.....	16
a) Miembro Capas Rojas.	17
b) Miembro Carmen.	17
2.- Formación Carlos Francisco.....	18
a) Volcánicos Tablachaca.....	18
b) Volcánicos Carlos Francisco.....	18
c) Tufos Yauliyacu.....	19
3.- Formación Bellavista.....	21
4.- Formación Río Blanco.....	21
C) Rocas Intrusivas.....	22
D) Depósitos Cuaternarios.....	23
a) Depósitos Glaciares.....	23
b) Depósitos Fluvioglaciares.....	23
c) Depósitos coluviales.....	23
d) Depósitos de ladera.....	23
3.2.2 Geología Estructural.....	23
a).- Pliegues:	24
b).- Fallas y Fisuras:	25
3.3.- Geología económica.....	27
3.3.1 Mineralización.....	28
a) Rocas Encajonantes.....	28
b) Las Vetas.....	29
c) Los Cuerpos mineralizados.....	33
d) Mineralización y paragénesis.....	39
e) Profundidad de la mineralización.....	42

3.3.2. Reservas y Recursos.....	43
---------------------------------	----

CAPITULO IV

DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE MINA

4.0. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE MINA....	46
4.1.- Exploración geológica subterránea.....	46
4.2.- Método de minado en la mina Casapalca.....	47
4.2.1 Elección del método de explotación.....	47
4.2.2 Planeamiento y diseño de explotación.....	52
4.2.3.Desarrollo y preparaciones de niveles y subniveles de perforación y voladura.....	54
a).- Desarrollo.-.....	54
b).-Preparación.....	56
4.2.4.Secuencia de explotación.....	58
4.2.5. Carguío y transporte.....	60
4.2.6. Ventajas y desventajas del método.....	60
a).- Ventajas.....	60
b).- Desventajas.	61
4.3. Operaciones unitarias de mina.....	61
4.3.1. Perforación.-	61
4.3.2. Tipos de Perforadoras usadas.....	61
a) Jack Leg.....	61
b) Jumbo.....	63
4.3.3. Voladura.-.....	66
4.3.4. Ventilación.....	67
4.3.5. Limpieza.....	67

4.4. Perforación y Voladura en Tajeos.....	68
4.4.1. Perforación en tajeo.....	68
4.4.2. Voladura en los Tajeos.....	71
a).-Chimeneas (Slot).....	71
b).-VCR.....	73
c).- Voladura de los taladros de producción.....	74
4.5. Servicios.....	75
4.6. Ventilación.....	77
4.6.1. Circuito principal de aire en la mina.....	77
4.6.2. Operación De Ventiladores Auxiliares.....	78
4.7. Características de la profundización y Proyectos.....	81

CAPITULO V

GENERACIÓN DE DATOS, APLICACIÓN DE MODELO MAMATICO Y CARRASCOVOL.

5.1.- Generación de datos y cálculos.....	83
5.1.1.- Caracterización geomecánica del macizo rocoso en la mina Casapalca..	83
5.1.1.1.- Registro de datos geomecánicos.....	83
A.- Cartografía.....	83
a).-Distribución de discontinuidades.....	84
b).- Aspectos estructurales.....	86
B.- Tratamiento y análisis de datos geomecánicos.....	87
a).- Resistencia de la roca intacta.....	88
b).-Resistencia de las discontinuidades.....	90
c).- Resistencia de la masa rocosa.....	91

d).-Esfuerzo in situ.....	92
C.- Condición de las aguas subterráneas.....	93
D.- Interpretación geomecánica.....	93
a).-Clasificación de la masa rocosa.....	93
b).-Zonificación de la masa rocosa.....	95
5.1.2.- Selección de equipos de perforación de taladros largos.....	96
a).- Análisis y medición de desviación.....	98
1.- Diseño.....	99
2.-Equipos y accesorios.....	100
3.- Condiciones geológicas.....	101
4.- Condiciones geomecánicas.....	101
5.- Operación.....	101
5.1.3.- Selección del material explosivo y accesorios a utilizar en la mina....	104
5.1.3.1. Explosivos.....	105
a).- ANFO (EXAMON V).....	105
b).- Emulnor.....	108
c).- Dinamita.....	108
5.1.3.2. Accesorios.....	109
a).- Cordon detonante (Pentacord).....	109
b).- Fanel.....	110
c).- Carmex.....	112
d).- Mecha rápida (Igniter Cord).....	113

5.1.4.- Análisis y procesamiento de datos (geomecánicos, equipos y explosivos)	
para fines de voladura.....	114
5.1.4.1.- Aplicación de modelos matemáticos de conminución.....	116
a).- Datos de campo.....	116
b).- Datos físico-mecánicos del macizo rocoso.....	116
c).- Datos de los explosivos utilizar.....	116
5.1.4.2.- Calculo de valores mediante modelos matemáticos de la	
conminución.....	116
a).- Energía de deformación (ed).....	116
b).- Calculo de relación de reducción.....	117
c).- Calculo de energía requerida para volar mineral.....	117
d).- Energía entregada por el explosivo.....	118
e).- Calculo de la densidad de carga (dc).....	118
5.1.4.3.- Calculo de parámetros geométricos de voladura.....	119
a).- Calculo de Burden.....	120
b).-Calculo de Taco.....	122
c).-Determinación de distribución de carga explosiva en el taladro..	122
d).-Toneladas rotas por sección o fila.....	123
e).- Factor de potencia o densidad de carguío.....	123
5.1.4.4.- Predicción de la fragmentación y tamaño medio de fragmentos	
aplicando modelos matemáticos.....	123
A.- Modelo de fragmentación de Kuz-Ram.....	124
B. Estimación de factor de roca o índice de voladura.....	125
C. Factor de Roca (Cunningham)	125

5.2.- Modulo Carrascovol.....	129
5.2.1. Descripción del lenguaje de programación en que desarrollo el modulo.	
.....	130
Ventajas y desventajas de programación en Visual Basic.	
a) Ventajas.....	131
b) Desventajas.....	131
5.2.2. Requisitos mínimos para su uso.....	132
5.2.3. Algoritmo de programación planteado para el modulo Carrascovol..	132
a) Variables de geometría de perforación, explosivos y accesorios..	133
b) Variables de operatividad de equipos.....	133
5.2.4. Diseño de perforación y distribución de cargas explosivas en taladros	
largos, para el método de explotación de tajeo por subniveles “Sublevel	
stopping”.....	136
a).- Diseño de taladros largos con el modulo Carrascovol.....	136
b).- Distribución de cargas explosivas.....	138
5.2.5. Representación de resultados del modulo Carrascovol.....	140
5.2.6. Pruebas de diseño de gabinete del lenguaje de programación.....	143
5.3.- Análisis de resultado e interpretación.....	145

CAPITULO VI**CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.**

5.1.- Conclusiones y recomendaciones.....	149
Bibliografía.....	151

INDICE DE GRAFICOS
CAPITULO II
ASPECTOS GENERALES.

Fig. II-1: Localización y acceso a la mina Casapalca.....	07
--	----

CAPITULO III
GEOLOGÍA Y RECURSOS MINEROS.

Fig. III-01: Columna estratigráfica regional al nivel de la cordillera occidental de los Andes Centrales.....	14
Fig. III-02: Columna estratigráfica del distrito minero Casapalca (tomado de la tesis de Jose P. Cahuamaca, UNI, 2009).....	15
Fig. III-03. Vista NW-SE de la quebrada Carmen que muestra el contacto geológico entre la Fm. Casapalca (Miembro Carmen) y la Fm. Carlos Francisco (miembro Tablachaca). Fuente: Dpto de geología de la mina Casapalca.....	20
Fig. III-04. Se observa el contacto de la formación Casapalca (Miembro Carmen) y formación Carlos Francisco (Miembro Tablachaca), El afloramiento se localiza a la altura de los niveles 400 y 600 de la mina Casapalca.....	20
Fig. III-05. Sinclinal de Pumatarea-Aguscocha, afectando diversas formaciones sedimentarias.....	21
Fig. III-06. Sinclinal Pumatarea-Aguascocha afectando la formación Bellavista, se le aprecia en la quebrada Suyupata, ubicado en el extremo sureste del distrito de Casapalca.	26
Fig. III-07. Falla principal afectando al sinclinal en el cerro Paratne cerca del extremo NE de la veta Oroya.....	26
Fig. III-08. Vista panorámica donde se muestra las principales estructuras geológicas: Veta Oroya este, falla principal Eloida y veta Oroya.....	27
Fig. III-09. Vista NW-SE de la veta-falla Don Reynaldo y de las fallas normales conjugadas. .	30
Fig. III-10. Muestra la congruencia de las veta Esperanza y la veta 5 ancho de alteración es de 2.50 m.....	31
Fig. III-11. Afloramiento de la veta Oroya, la parte oscura representa una alteración silicificada por sulfuros y la parte amarillenta corresponde a la alteración argilica y silicificada..	33

Fig. III-12. Ilustra una sección longitudinal virtual de la mina Casapalca con su respectivo zonamiento (según Petersen. U., 1965). Fuente.....	40
Cuadro III-01. Muestra el resumen de zonamiento de la mina Casapalca. Indica en qué cantidad se encuentran los elementos de interés tales como son: Zn, Ag, y otros minerales en cada una de las tres zonas (según Petersen U., 1965).....	40
Fig. III-13. Vista panorámica hacia el norte mostrando la Fm. Carlos Francisco afectada por las vetas. Sector del yacimiento de Casapalca.....	42
Cuadro III-02. Muestra las reservas de mineral según el grado de certeza, los valores porcentuales de metal, precios y tipo de estructura mineralizada de la mina Casapalca.....	44

CAPITULO IV

DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE MINA

Fig IV-01. Sección vertical mostrando la exploración con taladros largos, con sus respectivas leyes distribuidas.....	47
Cuadro IV-01: Parámetros geomecánicos para la selección del método explotación.	48
Cuadro IV-02: Parámetros de caracterización de yacimientos en función de su geometría (Forma, Potencia del mineral, Inclinación y Profundidad desde la superficie) y Distribución de leyes. Los recuadros en rojo, indican los parámetros correspondientes a la mina Casapalca.....	49
Cuadro IV-03. Valoración de los parámetros.....	50
Cuadro IV-04: Tabla de resultados de valores según los parámetros y características de aplicación.....	50
Cuadro IV-05: Valores asignados a cada método de explotación en función de los parámetros geomecánicos definidos e identificados en el Cuadro IV-01.....	51
Fig. IV-02. Esquema idealizado del método de Sublevel stoping con su respectivo desarrollo de minado, perforación con taladros largos y la forma de acarreo mediante ventanas.....	53
Fig. IV-03. Reticulado de las labores a ejecutar en un nivel. Ello se hace obedeciendo a las proyecciones y los contorneos mineralizados de acuerdo al nivel superior....	55
Fig. IV-04. Proyección hipotética del reticulado y de los cuerpos como parte de minado a largo plazo.....	55

- Fig. IV-05.** Bosquejo de labores de desarrollo y preparación. Permite plantear un mejor diseño de los taladros largos de producción y la secuencia de minado..... 56
- Fig. IV-06.** Esquema 3D. Muestra el modelamiento del cuerpo mineralizado y su respectivo esquema de desarrollo y preparación de minado..... 57
- Fig. IV-07.** Ilustra el composito topográfico de las labores y cuerpos en 3D. Los cuerpos mineralizados se indican en color violeta oscuro, marrón y rojo-marrón; los niveles están representada de color violeta (nivel superior) y color verde (nivel base).... 57
- Fig. IV-08.** Secuencia de minado aplicado con el método Sublevel stoping en la mina Casapalca..... 59
- Fig. IV-09.** Muestra la sección típica de las labores y su malla de perforación y distribución de retardos, en desarrollo de labores tales como son: Galerías exploratorias, By Pass y cruceros..... 64
- Fig. IV-10.** Muestra la malla estándar de perforación para labores tales como son: Galerías exploratorias, By Pass y cruceros..... 65
- Fig. IV-11.** Se observa los taladros de arranque perforados y en proceso de carguío con faneles..... 67
- Fig. IV-12.** Muestra el diseño de taladros largos, vista en planta de los pivots, Chimeneas (Slots) y VCR, para su marcado respectivo en campo en el nivel 6A. Del cuerpo Esperanza, “tajeo 720”..... 69
- Fig. IV-13:** Ilustra el diseño de taladros largos (vista 2D) en sentido positivo, de la sección 29..... 69
- Fig. IV-14:** Marcado de rasantes, secciones y pivots en la galería para su posicionamiento y perforación con el equipo de taladros largos..... 70
- Fig. IV-15:** Detalla la proyección en 3D de los taladros largos; con respecto al cuerpo mineralizado y su relación con el laboreo minero..... 70
- Fig. IV-16:** Vista en planta del diseño del slot. Los taladros de color rojo son los que se cargan, el de la parte central queda como taladro de alivio. 72

Fig. IV-17: Vista en sección transversal del diseño del slot, del VCR y de la Zanja; la voladura completa de esta sección crea la zanja que finalmente sería la cara libre del tajeo.	72
Fig. IV-18: Secuencia de voladura en un tajeo (vista en planta); primero es la apertura chimenea slot, luego la zanja completa, con esta última se genera la cara libre para la voladura de los taladros de producción.....	75
Fig. IV-19: Ilustra el diagrama unifilar de la red de instalación de agua para perforación.....	76
Cuadro IV-06: Muestra el resumen de maquinas compresas con que se cuenta en la mina Casapalca; con su respectivo capacidad.....	77
Cuadro IV-07: Indica el caudal de ingreso de aire fresco a la mina.....	79
Cuadro IV-08: Indica la salida de aire viciado y el balance entre el ingreso y salida.	79
Cuadro IV-09: Indica el caudal de aire necesario en mina.....	80
Cuadro IV-10: Indica el balance de caudal de aire entre el requerimiento y ingreso. Los cuadros del IV-07 al IV-10 ilustran el estudio de los caudales de aire de ingreso, salida, déficit y su proyección en función al crecimiento de sus operaciones en mina y qué en función a ello se plantee proyectos para mejorar la ventilación.....	80

CAPITULO V

GENERACIÓN DE DATOS, APLICACIÓN DE MODELO MAMATICO Y CARRASCOVOL.

Fig. V-01: Diagrama estereográfico mostrando los polos de los tres sistemas de diaclasas y fallas.....	85
Fig. V-02: Diagrama estereográfico que ilustra los promedios de los polos de los planos principales de diaclasas y fallas	85
Fig. V-03: Muestra el diagrama “rosa de fracturación” del compósito general... ..	86
Cuadro V-01: Muestra los resultados del ensayo a la comprensión uniaxial de las muestras tomadas en campo. Para el caso de cálculo se toma el valor de 123.86Mpa, ya que corresponde a la zona mineralizada. Estandarizado según Protodyakonov ($L/D = 2$).	89

Cuadro V-02: Muestra los resultados del ensayo a la comprensión triaxial de las muestras tomadas en campo, donde se determino la constante “ m_i ” de criterio de falla de Hoek & Brown.....	89
Cuadro V-03: Muestra los resultados del ensayo de las propiedades físicas de las muestras tomadas en campo.....	90
Cuadro V-04: Ilustra los resultados del ensayo de corte directo realizados en las muestras.....	90
Cuadro V-05: Ilustra los resultados del ensayo de corte directo realizados en la muestra de laboratorio.....	92
Cuadro V-06: Muestra el criterio de clasificación geomecánica según Bieniawki (1989), los resultados obtenidos se relacionan de acuerdo al RMR y el tipo de roca.	94
Cuadro V-07: Ilustra una tabla de referencia para dar valores a los parámetros geomecánicos.....	94
Cuadro V-08: Muestra el resumen de los parámetros físico mecánicos determinados y los valores optados, de acuerdo a los datos tomados en campo (cuadro V-07), los cuales servirán para los cálculos de los parámetros de voladura y predicción de resultados.....	95
Fig. V-04: Muestra el posicionamiento, nivelación y alineamiento de perforación del equipo en el interior mina.....	97
Cuadro V-09: Ilustra las especificaciones técnicas de operación y suministro de servicios auxiliares.....	97
Cuadro V-10: Muestra las características técnicas y descripción del equipo de medición de desviación de taladros largos.....	102
Fig. V-05: Muestra el proceso de medición y toma de datos de desviación de taladros largos con el equipo Devitool PeeWee.....	103
Fig. V-06: Ilustra la vista en planta de diseño y la desviación del taladro perforado; donde se concluye que es por causa operativo (exceso de rotación y falta de control de barrido.....	103
Fig. V-07: Muestra la sección vertical.....	104
Cuadro V-11: Muestra las características técnicas del explosivo ANFO (EXAMON V)	106

Fig. V-08: Muestra la forma del empaque de suministro del ANFO (EXAMON V).	106
Cuadro V-12: Muestra las características técnicas, físicas y sus relaciones de equivalencia con otros explosivos.....	107
Fig. V-09: Muestra la forma del empaque de suministro del Emulnor.....	108
Cuadro V-13: Ilustra las características técnicas y físicas de la dinamita 65%...	108
Fig. V-10: Muestra la forma del empaque de suministro de la dinamita 65%.....	109
Fig. V-11: Muestra la forma de presentación del accesorio cordón detonante.....	110
Fig. V-12: Muestra la forma de presentación del accesorio fanel.....	111
Fig. V-13: Muestra la forma de presentación del accesorio Carmex.....	112
Fig. V-14: Muestra la forma de presentación del accesorio mecha rápida.....	114
Cuadro V-14: Ilustra el resumen total de explosivos y accesorios utilizados en la voladura de taladros largos y frentes en la mina Casapalca.....	114
Fig. V-15: Muestra el diagrama del proceso de desarrollo e implementación del modulo Carrascovol.....	115
Cuadro V-15: Muestra los parámetros utilizados y su relación para cada cálculo de modelo matemático; de acuerdo a eso, en cada recuadro se pone el check, finalmente sumando los check se obtiene la valoración total de parámetros requeridos por cada modelo.....	119
Cuadro V-16: Muestra el resumen de parámetros geométricos calculados bajo los criterios de gemecánica, tipo de explosivo y equipo (desviación estándar del taladro).....	122
Fig. V-16: Muestra la distribución granulométrica del análisis de predicción de la voladura.....	128
Fig. V-17: Flujograma del Módulo Carrascovol.....	136
Fig. V-18: Muestra el diseño de malla de perforación realizado con el programa Carrascovol.....	139

Fig. V-19: Muestra la distribución de la carga explosiva y la secuencia de salida de los retardos.....	140
Cuadro V-17: Se observa el cajetín de reporte de diseño de malla de perforación, donde se muestra los resultados de longitud de perforación, el ángulo y cantidad de carga por taladro.....	142
Cuadro V-18: Muestra la carga por retardo.....	143
Fig. V-20: Muestra el entorno de entrada al programa Carrascovol y su modo de ejecutarse en el programa autocad.....	143
Fig. V-21: Muestra la configuración e introduccion de variables de geometría de diseño, explosivos y equipos.....	144
Fig. V-22: Se observa la forma como guarda el programa Carrascovol las variables de entrada para el diseño de malla.....	144
Fig. V-23: Muestra el diseño final de la malla realizado de forma automática por el programa Carrascovol.....	145
Fig. V-24: Muestra la fragmentación homogénea de la voladura que resultado de la estandarización de malla y distribución de carga explosiva, con esto se consiguió dinamizar los procesos de operación mina y de la planta de beneficio.....	146
Fig. V-25: Muestra la fragmentación homogénea de la voladura en una de la ventanas de jale del tajo 620 Nv. 6A. Cuerpo Esperanza.....	147

CAPITULO I
INTRODUCCIÓN

INTRODUCCIÓN

La presencia de bolones, como resultado de la mala práctica de voladura de taladros largos en el método de explotación de tajeos por subniveles, en la mina Casapalca; ha conllevado a realizar una serie de actividades unitarias adicionales tales como son:

- ✓ El uso de equipos de carga y acarreo (Scoops) para la extracción del mineral y el tendido de bolones en las zonas designadas para la voladura secundaria (Plasteo).
- ✓ Empleo de “Rompe bolones” en la zona de echaderos de mineral (Ore Pass), para triturar y permitir el paso de los bancos por el reticulado de la parrilla. Ello trae como consecuencia la generación de ruido, además de polución y consumo de energía.

Otra de las dificultades en el control en la perforación con taladros largos y el mal uso del carguío, da como resultado:

- a) Genera condiciones subestándares de trabajo.
- b) Mayor consumo de oxígeno afectando la ventilación por voladura secundaria (plasteo).
- c) Incremento de mano de obra para voladura secundaria.
- d) Disminución de vida útil de equipos de carguío (Scoop).
- e) Lentitud en la extracción del mineral por las ventanas, que implica una disminución en el ritmo de operación.

- f) Aparición de “tiempos muertos”, que da lugar a consumo inútil de diesel para los equipos de acarreo y tendido de bancos.
- g) Mayor consumo de explosivos.
- h) Incremento del factor de esponjamiento, con ello disminuye la eficiencia de transporte de los Dumpers.
- i) Pérdida de calidad de mineral por dilución, generada por caída de material de cajas (mal diseño y distribución de carga).

Es por estas razones, que se plantea la realización de un estudio de ingeniería, en el **diseño de perforación y distribución de carga en taladros largos**, por medio del desarrollo de un modulo informático que va denominarse “**Carrascovol**”.

Su desarrollo se basa en principios y fundamentos de ingeniería: geomecánicos, usos de explosivos y técnico operacionales de los equipos de perforación de taladros largos. La aplicación del modulo “Carrascovol” es con fines de optimización de diseño para la industria minera, trae como ventaja otorgar velocidad a la operación de voladura con taladros largos. Este programa es bastante versátil y simple, pues utiliza un lenguaje de programación y se ejecuta en todas las versiones de Autocad.

El objeto de estudio del presente trabajo a parte de servir para optar el título profesional, se centra en los siguientes objetivos específicos:

1. Optimizar el diseño de perforación y de distribución de carga explosiva en voladura de taladros largos.
2. Estandarizar la geometría de diseño de taladros largos y la distribución de cargas.

3. Caracterizar el macizo rocoso en cuanto a sus propiedades geomecánicas en la mina Casapalca.

4. Bajar los costos de perforación y voladura mediante procesos optimizados.

El presente trabajo, que es parte de la tesis, pretende dar soluciones a los problemas arriba planteados. Es desarrollar un modulo informático destinado específicamente al diseño de una geometría y distribución de carga en taladros largos. Cada taladro comporta sus parámetros específicos y precisos

Este modulo fue desarrollado en una plataforma informática abierta, para ser usada en cualquier operación minera de tipo subterráneo, sea cual sea el tipo de cuerpo mineralizado.

El modulo informático que se ha desarrollado fue en la plataforma de programación del Visual Basic 6.0, para aplicaciones Autocad. Consiste de un lenguaje simple, cuya programación está dirigida por eventos y objetos que están asociados a una interface grafica.

Los resultados obtenidos en la mina Casapalca, haciendo uso de éste modulo informático de aplicación, no solo han satisfecho las operaciones mineras durante las experiencias realizadas en Casapalca, puede ser también utilizado en otras operaciones de otros proyectos de minas subterráneas a lo largo del territorio peruano. Pero sus límites de aplicación que pueden ser encontrados necesitaran ser mejorados a-posteriori, afin que puedan servir a la comunidad minera en general.

CAPITULO II
ASPECTOS GENERALES.

2.- ASPECTOS GENERALES.

2.1.- Generalidades.

2.1.1. Ubicación y Acceso.

a) Ubicación:

Las operaciones de la Compañía Minera Casapalca S.A se encuentra en:

Comunidad : Casapalca
Distrito : Chicla
Provincia : Huarochiri
Departamento : Lima

A una altura promedio de 4400 m.s.n.m, con ubicación geográfica en la Zona 18, de la franja L, hemisferio Sur, más precisamente entre las coordenadas:

11° 30' Latitud Sur

76° 10' Latitud Oeste

Las coordenadas UTM de la mina Casapalca que corresponde a cuadrángulo de sus operaciones es:

Vértice	Norte	Este
1	8712000	365000
2	8712000	370000
3	8708000	370000
4	8708000	365000

b) Accesibilidad.- La mina Casapalca es accesible por medio de la carretera, en dos direcciones:

Con referencia a la ciudad Lima por:

- Carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima - Casapalca con una distancia aproximada de 129 Km. con un tiempo de recorrido de tres horas.

También es accesible con referencia a la ciudad de Huancayo por:

- Carretera Asfaltada Huancayo - La Oroya - Casapalca con una distancia de 100 Km. y en un tiempo de tres horas.

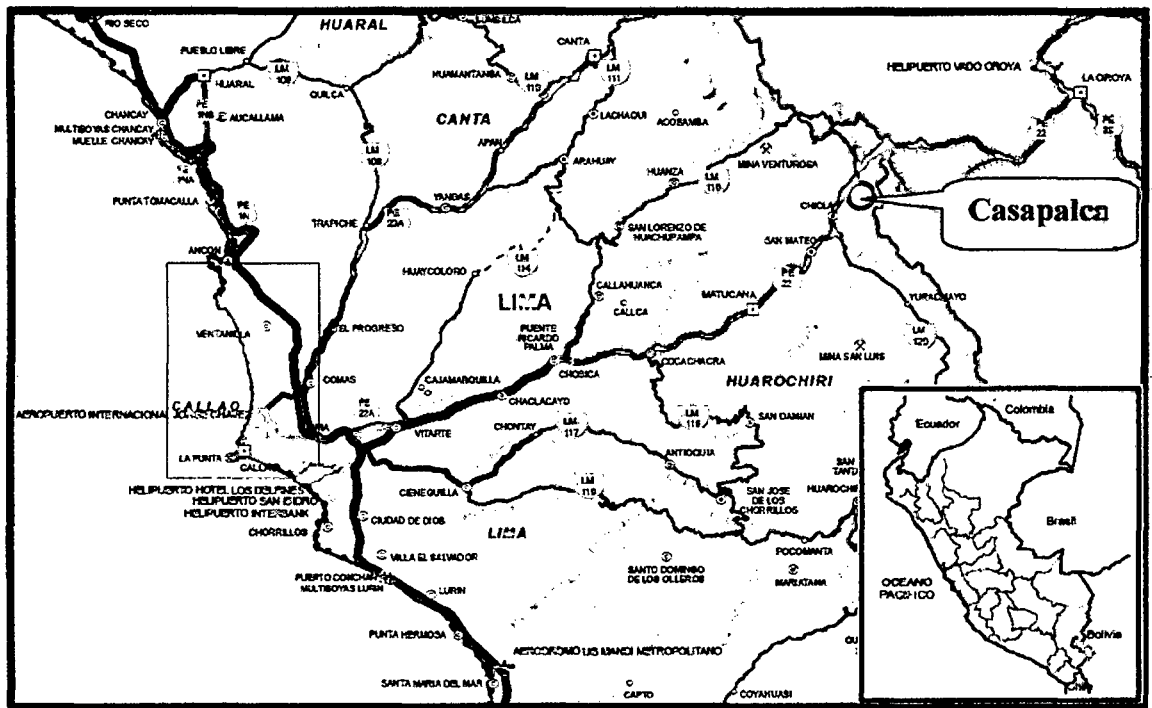


Fig. II-1: Localización y acceso a la mina Casapalca.

Fuente: Ministerio de transportes del Perú (Red Vial)

2.1.2. Geografía y Geomorfología

- Geografía.-** La mina Casapalca se encuentra localizado dentro de una zona de valles de la Cordillera Occidental, con influencia glaciár y una geografía bastante accidentada. Se caracteriza por la presencia de pendientes abruptas en la zonas bajas, donde se tiene los campamentos

y bocamina principal, entre los 4100 y 4500 m.s.n.m.; y una pendiente moderada a llana en la zonas entre los 4500 y 4600 m.s.n.m. el cual corresponde a un circo glaciar y presencia de una laguna glaciar, en las zonas altas correspondientes a los 4600 y 5100 m.s.n.m. corresponden a una pendiente abrupta y accidentada.

Clima.- Las condiciones climáticas en el área de la concesión minera y alrededores son variadas debido a sus diferencias altitudinales. De acuerdo a numerosos informes y trabajos de tesis del lugar (Chamorro A., 2005) juega un papel importante en la variación del clima. Presenta un periodo de lluvias entre los meses de diciembre y abril con fuertes precipitaciones donde estas se manifiestan en estado sólido como granizo o nieve y otro periodo seco de mayo a noviembre con lluvias esporádicas.

Fauna y Flora.- Los estudios de impacto ambiental presentado al Ministerio de Energía y Minas muestran que la zona de estudio se caracteriza por una flora y fauna correspondiente al piso ecológico Puna de la Cordillera de los Andes (Brack 1986, 1987 b). Los cerros y praderas están cubiertos por vegetación de ichu, pequeñas plantas algunas de ellas con flores atractivas de variada coloración y pequeños cactus. En las partes llanas o bofedales (zonas pantanosas) se desarrollan una gran variedad de pastos. Existen esporádicos arbustos conocidos con el nombre de queñual.

La zona por sus características climáticas es hábitat de:

- Mamíferos: tarucas (variedad de ciervos), pumas, zorros, vizcachas, vicuña, otros.

- Aves: Huallatas (fam. Anatidae), patos silvestres, águilas, pequeños gavilanes (alcamaris), halcones, perdices, otros.

Hidrografía.- En base al mapa hidrográfico y de estudios impacto ambiental, el área de la mina Casapalca está ubicado dentro de la micro cuenca Carmen, la misma que se caracteriza por su reducida extensión, topografía accidentada y porque drena al torrentoso río Rímac. Los pequeños cursos de agua que se encuentran dentro de la micro cuenca se caracterizan por su caudal efímero. Allí, igualmente, se ha construido algunas estructuras hidráulicas, tales como diques de regulación y contención. Las lagunas de Aguascocha y Araña, tienen diques de contención de concreto. El afluente hidrográfico del Río Rímac, está conformada por los ríos San Mateo y Santa Eulalia que van en dirección este a oeste desembocando en el Océano Pacífico y otra de las construcciones de los años 60 es el túnel Gratón que se construyó durante ocho años, con una longitud de 11.7km., cuya finalidad es drenar la zona de Casapalca y Morococha y así poder explotar la mina sin problemas de aguas subterráneas.

- b) **Geomorfología.-** La región donde se sitúa nuestro estudio se encuentra dentro de las estribaciones de la Cordillera Occidental, la cual presenta geofomas muy accidentadas con diferencias de altitud de varios cientos a miles de metros. Los terrenos que son modificados son esencialmente rocas sedimentarias mesozoicas intruidas por granitoides o cubiertas por volcánicos de edad terciaria.

Localmente, en el área de Casapalca presenta las siguientes unidades morfológicas según el estudio impacto ambiental (EIA):

- **Piso de valle.-** Corresponde a toda la quebrada Carmen, el piso de valle está caracterizado por estar compuesto por materiales coluviales y morrénicos principalmente.
- **Montañas del Norte y Sur-** Se encuentran al norte y sur de la quebrada Carmen, se caracterizan por presentar un pendiente fuerte compuesto, por todos los materiales sedimentarios en la zona baja y volcánica en las zonas altas.
- **Circo glaciario.-** Se encuentra emplazada al este del campamento Carmen. Se caracteriza por presentar una pendiente moderada a llana, en el cual se emplaza una laguna glaciario, donde el piso está compuesto por materiales morrénicos.
- **Montañas del Este.-** Se encuentra localizada al este del campamento Carmen, el cual se encuentra compuesto por rocas sedimentarias y volcánicas con pendiente abrupta y accidentada.

2.2.- HISTORIA.

En sus orígenes, Minera Casapalca formó parte de la Empresa Backus & Johnston. Fue constituida en 1889. Posteriormente, en 1919, fue adquirida por la compañía Cerro de Pasco Corporation, entonces de capitales norteamericanos. Luego, a raíz de la nacionalización de esta empresa, pasa a formar parte de la empresa Minera del Centro del Perú - CENTROMIN PERU. El 13 de octubre de 1986 se concreta la constitución legal de la Compañía Minera Casapalca S.A. iniciando sus actividades el primero de enero de 1987. En 1997 se logra obtener las principales concesiones de Centromin Perú, además de los yacimientos de pequeños mineros circundantes, lo cual marca el primer paso para un desarrollo sostenido.

La filosofía de la Compañía Minera Casapalca desde sus inicios ha sido la de tener crecimiento sostenido, superando las adversidades y creyendo firmemente en las capacidades del ser humano como impulsor del desarrollo y de la empresa como generador de riqueza y al mismo tiempo como gestor del progreso del país.

CAPITULO III
GEOLOGÍA Y RECURSOS MINEROS.

GEOLOGÍA Y RECURSOS MINEROS.

3.1.- Geología Regional.

Según se observa en la Fig. III-1, en la columna estratigráfica generalizada del Perú Central, se tiene numerosas formaciones y grupos sedimentarios. Se destaca para la región los siguientes conjuntos sedimentarios: el grupo Goyllarisquizga formado esencialmente por series silíceo - detríticas; más arriba estratigráficamente se encuentran formaciones calcáreas tales como: Pariahuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha y Celendin; al techo se tiene la formación Casapalca, al cual se le denomina "Capas Rojas". Todo el conjunto sedimentario se ha desarrollado durante el Cretácico inferior hasta el superior, habiendo en el caso de la formación Casapalca que llega hasta el Terciario-Paleoceno. Sobre estos sedimentarios, se extiende ampliamente depósitos de origen volcánico y volcano-sedimentario, tales como la formación Tantara y el grupo Sacsacero, quienes están constituidos por tobas riolíticas y derrames andesíticos de edad Eoceno-Oligoceno. El total de la pila estratigráfica para esta región alcanza los 5,400 metros de espesor.

Estructuralmente, de acuerdo los estudios cartográficos realizados por F. Megard (1978), en la región del Perú Central, muestra sobre un corte estructural transversal a la Cordillera Occidental, un importante plegamiento de las series sedimentarias mesozoicas, formando anticlinales y sinclinales convergencia hacia el NE, a ellas acompaña sistemas de grandes fallas inversas paralelas al plegamiento. Estas estructuras se generaron durante dos grandes episodios tectónicos: la fase Peruana que afecta todos los Andes hacia el fin del Cretáceo y la fase Incaica que vuelve a afectar durante el Eoceno esta parte de

los andes. Durante e inmediatamente después de estas fases compresivas, se emplazaron una serie de cuerpos intrusivos, en el Eoceno y hasta el Neógeno, dicho magmatismo es dicho “tardivo”.

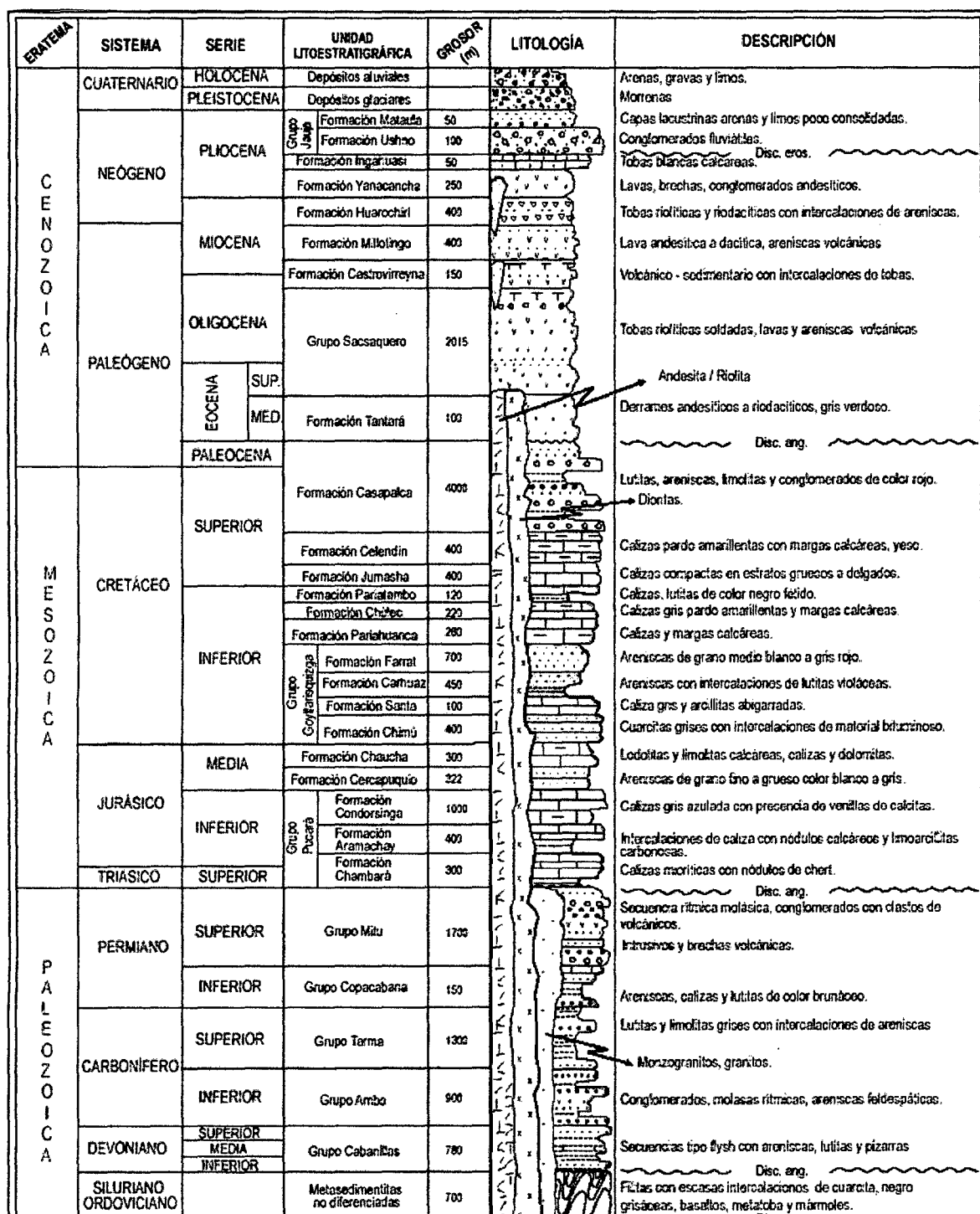


Fig. III-01: Columna estratigráfica regional al nivel de la cordillera occidental de los Andes Centrales.

Fuente: INGEMET.

3.2.- Geología Local.

Los aspectos litológicos generales han sido realizados en estudios anteriores, pero faltan estudios especiales, como la estratigrafía y análisis sedimentológico de facies en las Formaciones Casapalca, Bellavista, etc. En el campo se puede observar que la formación Casapalca tiene horizontes guías (Key Beds). En la secuencias volcánicas faltan diferenciar los ambientes de emplazamientos, los horizontes de estratificación, los contactos, etc., son aspectos de importancia en la exploración minera.

3.2.1. Estratigrafía.

La columna estratigráfica local está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas (capas rojas), brechas, tufos volcánicos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 metros. Siguiendo un orden ascendente en la edad de las formaciones se tiene:

M.A	ERA	PERIODO	FORMACION	UNIDADES LITOESTRATIGRAFICAS
1.8	Q	Reciente	Aluvial - Coluvial	
64	CENOZOICO	Superior	Rocas	Intrusivo Taruca
			Fm. Pocacocha	Derrames Volcánicos Andesíticos
			Fm. Rio Blanco	Volcánicos Andesíticos Dacíticos
			Fm. Bellavista	Caliza y tufos Volcánicos
		Medio	Fm. C. Francisco	Tufo Yauliyacu
				Pórfidos Carlos Francisco
		Inferior	Fm. Casapalca	Conglomerados Carmen
				Capas Rojas Arenisca y Limonitas
				Fm. Jumasha
Fm. Machay				
250	MESOZOICO	Ks		
		Ki		

Fig. III-02: Columna estratigráfica del distrito minero Casapalca (tomado de la tesis de Jose P. Carhuamaca, UNI, 2009).

A) Cretácico.

- 1.- **Grupo Machay:** Esta constituido principalmente por calizas con intercalaciones de lutitas arenosas, se ubica en la parte suroeste del distrito.
- 2.- **Formación Jumasha:** Las rocas de esta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo, una secuencia correlacionable con esta formación constituida por calizas de color gris, con algunas intercalaciones de lutitas, fue interceptada en el nivel 5200 por los túneles Graton. Secuencias representativas de calizas Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la Divisoria Continental presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros, que presentan las calizas de la formación Pariatambo, pertenecientes al grupo Machay (J.Wilson, 1963).

B) Terciario.

1.- Formación Casapalca.

Es la formación más antigua que aflora en el distrito, son rocas sedimentarias de ambiente continental.

Aflora en el sector Norte y Sur del campamento Carmen, Constituyendo la formación más antigua que aflora en el área. Forma parte del anticlinal Casapalca. La edad que se le asigna a esta formación está comprendida entre el Cretáceo superior a Eoceno medio. Localmente dividida en dos miembros:

a) Miembro Capas Rojas.

Caracterizada por presentar intercalaciones de areniscas, lutitas rojizas, ocasionalmente con alternancia de areniscas calcáreas y conglomerado. Las areniscas son de grano fino a grueso, la aparente posición anormal de las capas, en algunos lugares, es debido al plegamiento y fallamiento sufridos en este sector.

b) Miembro Carmen.

Sobreyaciendo concordantemente a las Capas Rojas, se encuentra una serie de paquetes (bancos) de conglomerados (cuarcíticos), intercaladas con capas de areniscas y lutitas, haciendo un espesor que varía de 80 - 100 m.

Los rodados (2-10cm. de diámetro) de estos conglomerados son muy redondeados, de un tamaño bastante uniforme compuesto principalmente por cuarcitas de grano fino de la formación Goyllarizquisga, y en menor proporción por calizas de la formación Jumasha, areniscas arcillosas pertenecientes a las capas rojas y aún en menor proporción por chert que son inclusiones de las calizas Jumasha. Es en este Miembro donde se encuentra emplazada los cuerpos mineralizados.

Es importante indicar que las vetas en las Capas rojas forman pequeños estructuras de forma sigmoide, en las fracturas se encuentra rellenos de mineral.

2.- Formación Carlos Francisco.

Aflora en el sector este del campamento Carmen, esta caracterizado por rocas de origen volcánico-sedimentaria, que yacen discordantemente a la formación Casapalca. Está dividida en 3 miembros:

a) Volcánicos Tablachaca.

Se caracteriza por presentar rocas volcánicas porfiríticas de color gris-rojizas de tipo andesítico, sus espesores varían entre 400 – 700m., dentro de ella se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas que forman el miembro Tablachaca.

b) Volcánicos Carlos Francisco.

Se caracteriza por presentar rocas volcánicas afaníticas tipo andesítico, de color gris principalmente. Yace concordante a los volcánicos Tablachaca, sus espesores varían 400 – 1000 m. En esta formación se puede distinguir 2 miembros:

➤ **El Conglomerado Tablachaca.**- Se encuentra hacia al piso con clastos redondeados de cuarcita, volcánicos andesíticos y menor cantidad de clastos calcáreos.

➤ **Volcánicos Carlos Francisco.**- Se presenta hacia el techo de la secuencia lito-estratigráfica; presenta un conjunto de derrames volcánicos andesíticos e intrusiones subvolcánicas que en conjunto afloran en la parte central y superior de Casapalca. Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares, generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca

porfírica rojiza. Intercaladas con las brechas están las andesitas porfíricas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

En estos volcánicos de la formación Carlos Francisco e intrusivos se encuentra la mineralización de vetas, en la cual presentan ensanchamientos y ramales mineralizados.

c) Tufos Yauliyacu.

Sobreyacen concordantemente al miembro Carlos Francisco, sus espesores varían 400 – 900 m. Consiste de una secuencia de rocas volcánicas constituida por unidades de tufos andesíticos rojos y verdosos, intercalados con ignimbritas, brechas piro clásticas y areniscas tobáceas. Los tufos rojos tienen una potencia de 130 m, mientras las ignimbritas se presentan mayormente con color gris y azulado. Presentan capas de 4.0 m de espesor. Las brechas piroclásticas (0.15 m.) están formadas por fragmentos angulosos a sub redondeados con una matriz rojiza.



Fig. III-03. Vista NW-SE de la quebrada Carmen que muestra el contacto geológico entre la Fm. Casapalca (Miembro Carmen) y la Fm. Carlos Francisco (miembro Tablachaca). Fuente: Dpto de geología de la mina Casapalca.

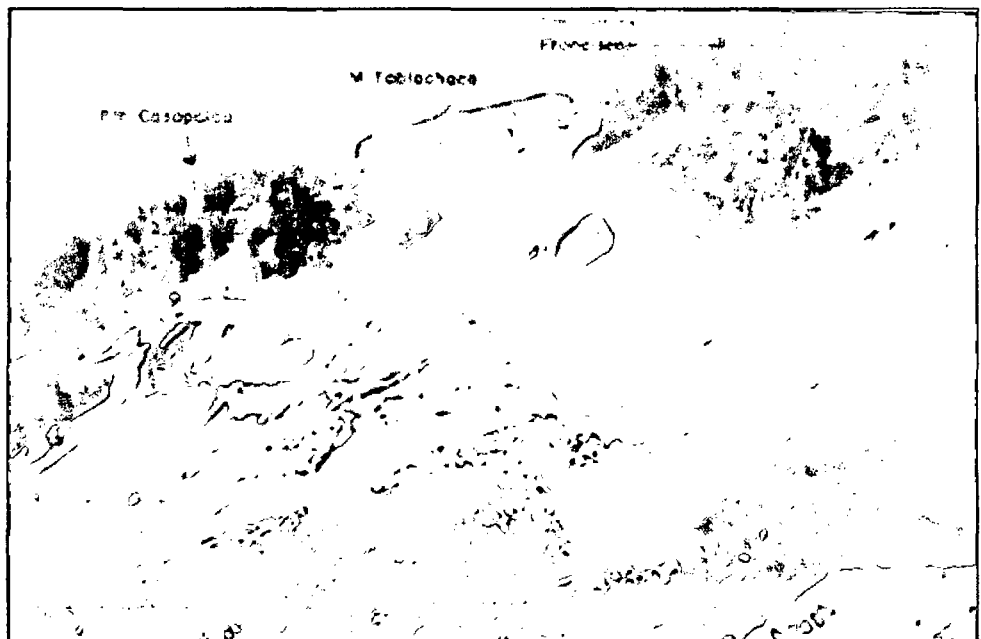


Fig. III-04. Se observa el contacto de la formación Casapalca (Miembro Carmen) y formación Carlos Francisco (Miembro Tablachaca), El afloramiento se localiza a la altura de los niveles 400 y 600 de la mina Casapalca.

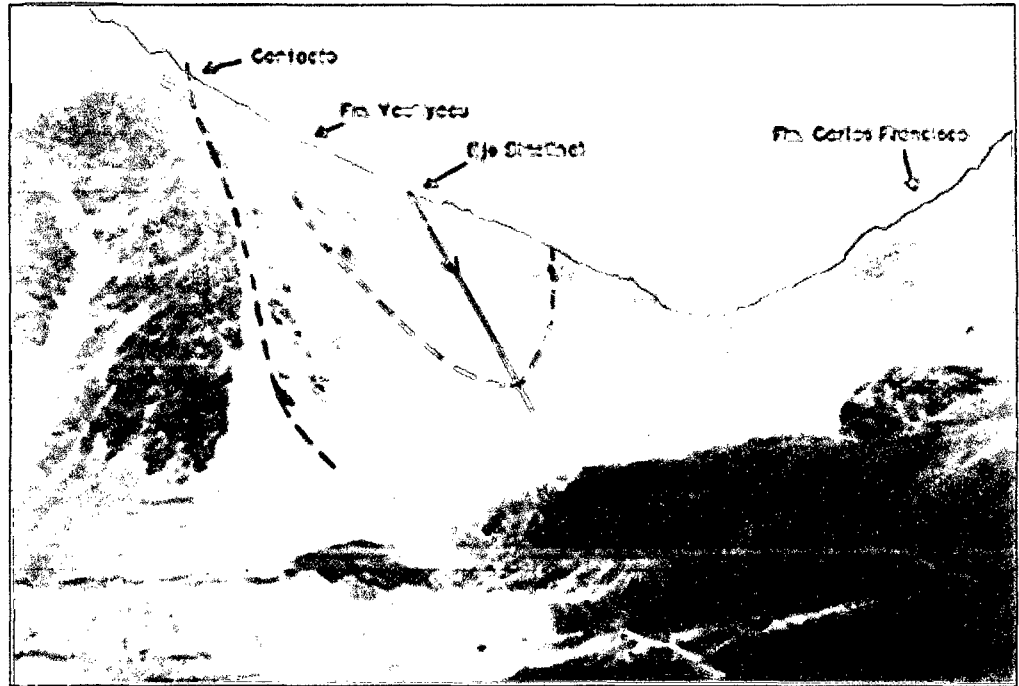


Fig. III-05. Sinclinal de Pumatarea-Aguscocha, afectando diversas formaciones sedimentarias.

3.- Formación Bellavista.

Se presenta al sur en la parte alta formando parte de un sinclinal con afloramiento de calizas grises con nódulos de sílice y tufos de grano fino y lutitas rojizas. Es una serie sedimentaria que se encuentra infrayaciendo a la Formación Río Blanco. Está conformado por capas delgadas de calizas de color gris, con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas. Esta formación suprayace a la Formación Carlos Francisco.

4.- Formación Río Blanco.

Está constituida por tobas re-depositadas, lapillíticas de color rojizo, bien estratificadas, con intercalaciones de brechas tobáceas y riolitas. Se encuentra algunos niveles de calizas en la parte inferior de la secuencia,

generalmente con estratificación delgada. Esta formación suprayace a la Formación Bellavista.

C) Rocas Intrusivas.

Comprende cuerpos pequeños de carácter hipabisales y sills de diorita, tonalita y andesita muy jóvenes, semejantes entre sí que intruyen al pórfido Carlos Francisco como el caso del Pórfido “Taruca” o las Capas Rojas como la “Andesita Veintiuno” el “Pórfido Victoria” y el “Pórfido Diorítico del Monte Meiggs”, afloran en el NE del campamento.

Los afloramientos de rocas intrusivas son pequeños, presentan similitudes químicas pero difieren en textura e intensidad de alteración, generalmente son de composición química intermedia. En la zona de estudio afloran intrusiones hipabisales dioríticos, conocido como intrusivo Taruca.

Intrusivo Taruca.

Aflora al SE del área y se presenta en forma de diques y stocks; uno de los stock tiene forma elongada con dirección NS, aflorando en el cerro Taruca. Tienen composición andesítica y textura porfirítica, de grano medio y color verde grisáceo, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa y albita) de color blanco a grisáceos, la hornblenda y el cuarzo son escasos.

Pórfido Victoria.

Aflora en la parte norte del área es de aproximadamente de 300 m de ancho, es un intrusivo de color gris claro. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

D) Depósitos Cuaternarios.

a) Depósitos Glaciares.

Comprende a los depósitos morrénicos antiguos y recientes, las cuales se encuentran en las cabeceras de los valles o cubriendo el fondo o márgenes de los mismos.

b) Depósitos Fluvioglaciares.

Corresponde al material glaciario acarreado por los ríos o quebradas, guardan relación con el proceso erosivo. Los depósitos generados se encuentran formando terrazas de material aluvial en los márgenes de los ríos y actualmente en las zonas de lecho.

c) Depósitos coluviales.

Se encuentran al pie de las escarpas de las laderas de los cerros como material de escombros. Estos depósitos son en gran parte “flujos de lodo” y están constituidos por gravas y bloques sub-angulosos, con matriz arenosa y limosa.

d) Depósitos de ladera.

Corresponden a pequeños depósitos, son esencialmente material de pendiente que se acumulan sobre las laderas de los relieves, ya sea en valles y/o quebradas. Los materiales son mal clasificados y están constituidos por bloques angulosos de todo tamaño, envueltos por una matriz arenosa clástica gruesa.

3.2.2 Geología Estructural.

El aspecto estructural es uno de los factores de mayor interés para la mina Casapalca. De acuerdo al análisis de la carta geológica (ver

documento en Anexo N° 01), en la zona de interés se expone claramente diversas estructuras, tanto plicativas como de fracturación. Estas estructuras se han formado como resultado de la tectónicas Andinas (Megard, 1978): Peruana, Incaica y Quechua, durante el fin del Cretáceo y Paleógeno y que se caracterizaron principalmente por desarrollar pliegues y fallas inversas; la última fase tectónica que se manifestó durante el Neógeno, se caracterizo por el desarrollo de estructuras de fracturación y fallamiento normal. En el sector de Casapalca, San Cristóbal y Morococha se distingue sistemas de estructuras extensas con pliegues, fallas y fracturas. Es importante mencionar que estas estructuras controlan el emplazamiento de los intrusivos y la mineralización de las vetas.

a).- Pliegues: Uno de los rasgos estructurales más importantes en el distrito minero de Casapalca es el plegamiento y posteriormente el fracturamiento. El plegamiento es extenso y muy notorio, esto ha producido la formación de anticlinales y sinclinales.

Algunas de las estructuras plicativas han sido bien estudiadas y nominadas, por ejemplo el gran sinclinal de Pumatarea-Aguascocha de dirección NO; SE que alcanza 9 Km. de longitud, seguido por el anticlinal de Casapalca que alcanza 2 Km. y el anticlinal de Antuquito de 1 Km.

Este plegamiento fue afectado por un fracturamiento transversal desde el extremo NO al SE y controla la mineralización; ello esta

evidenciado por la presencia de una serie de vetas casi paralelas entre ellas pero transversales al eje del sinclinal y anticlinal.

b).- Fallas y Fisuras: Son los mayores rasgos estructurales de mayor importancia para el distrito minero de Casapalca. Aquí se distingue una serie de fallas y fracturas, cuyo rumbo general es EO a NE, en forma casi perpendicular al gran eje del sinclinal Pumatarea-Aguascocha y del anticlinal Casapalca.

Estas fallas y fracturas, constituyeron estructuras abiertas en algún momento, por las cuales permitieron la circulación de soluciones hidrotermales, rellenando así las vetas de minerales. Otras fallas han sido rellenadas solamente con gouge, tal es el caso de las fallas Carmen y Eloida.

Las fallas y fracturas están controladas por las rocas encajonantes de acuerdo a su competencia, por ejemplo, las lutitas y conglomerados de la Fm. Casapalca permiten la fuerte alteración y el fuerte fracturamiento; en otros casos cuando la roca no es favorable se observan solo fracturas menores, como en la roca del Miembro Tablachaca, Fm. Bellavista y la Fm. Río Blanco.

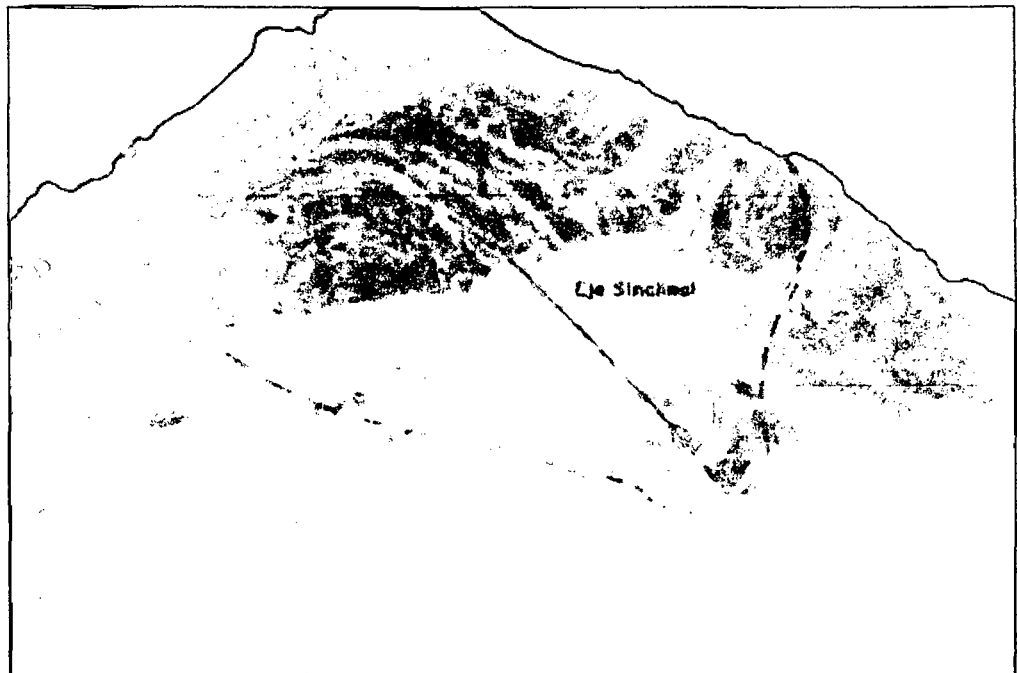


Fig. III-06. Sinclinal Pumatarea-Aguascocha afectando la formación Bellavista, se le aprecia en la quebrada Suyupata, ubicado en el extremo sureste del distrito de Casapalca. Fuente: Dpto. de Geología de la Mina Casapalca.

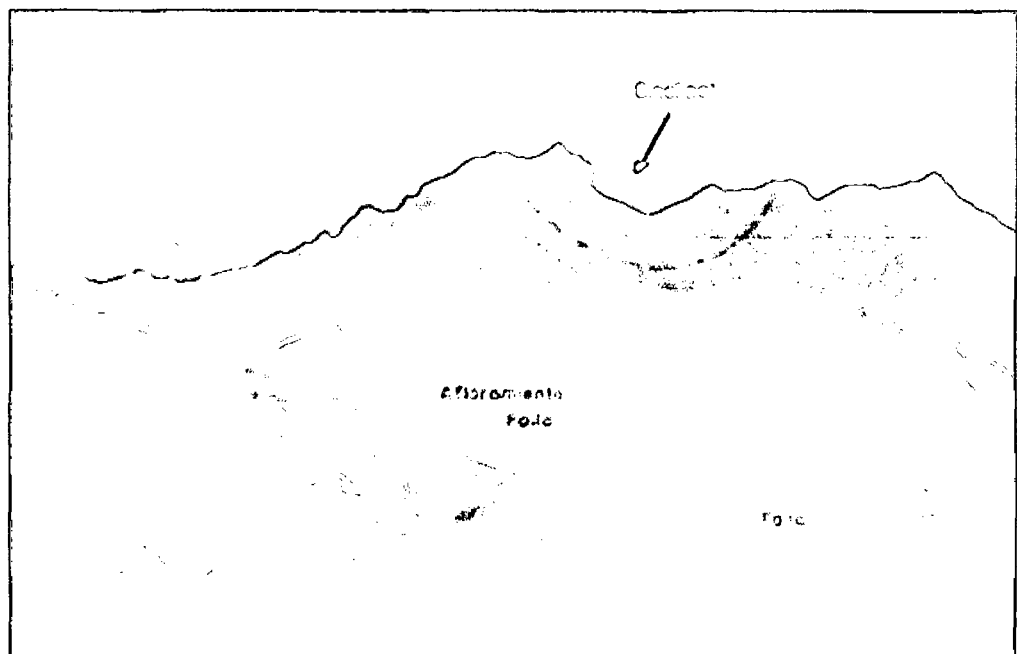


Fig. III-07. Falla principal afectando al sinclinal en el cerro Paratne cerca del extremo NE de la veta Oroya. Fuente: Dpto. de Geología de la Mina Casapalca.

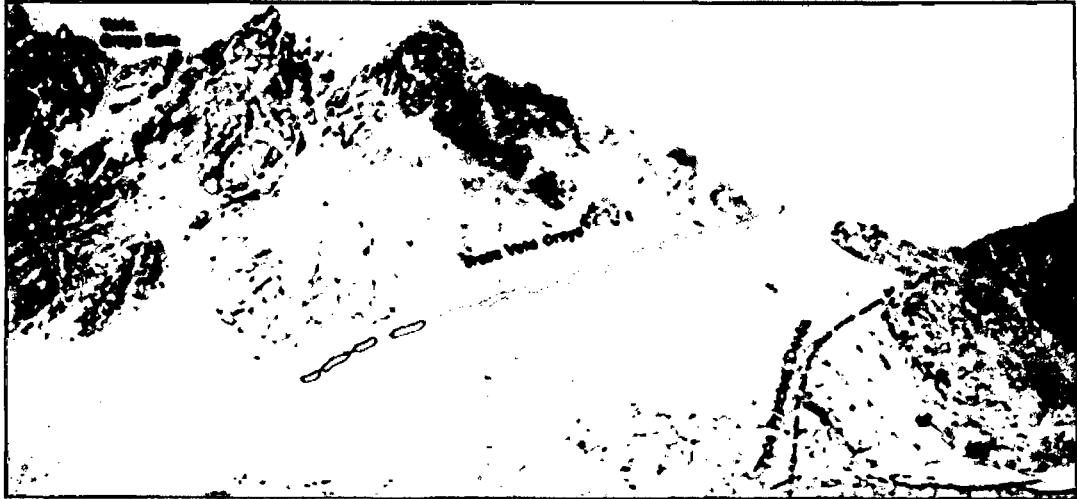


Fig. III-08. Vista panorámica donde se muestra las principales estructuras geológicas: Veta Oroya este, falla principal Eloida y veta Oroya. Fuente: Departamento de Geología.

3.3.- Geología económica.

El distrito minero de Casapalca ha sido estudiado desde la época de la compañía minera Cerro de Pasco Corporation, los estudios se centraron principalmente en la zona NO del distrito donde se ubican las principales vetas: "C"; "M"; "A", y que en la actualidad son las principales vetas productoras de la compañía minera Yauliyacu. En anexo N° 01, se le adjunta un plano de mapeo regional realizado por Eduardo Ponzoni (2002), la cual muestra las estructuras de mayor interés y que están relacionadas a la mineralización. En ella también se ha cartografiado diversos tipos de afloramientos, desde simples fracturas y vetas poco importantes rellena con poca ganga mayormente roca alterada (caolinizado-argilizado) hasta vetas anchas rellenas con carbonatos, cuarzo y sulfuroso.

Las vetas y fracturas mayores forman un marco estructural interesante y están asociadas con el gran sinclinal Pumatarea-Aguascocha, así como con el anticlinal de Casapalca y el sinclinal de Antuquito.

Los principales afloramientos se distribuyen desde 1,500 m. hasta 3,000 m., las vetas están expuestas por tramos y en otros casos cubiertas con material cuaternario; igualmente, cuando la roca no es favorable se ven solamente pequeñas alteraciones en una estructura angosta, esto podría cambiar en profundidad cuando intersectan rocas más favorables.

3.3.1.- Mineralización.

El yacimiento de la mina Casapalca es polimetálico, del tipo "Cordillerano" (Tumialán, 1984) con minerales de plata; plomo; zinc; cobre, cuya mineralogía cambia de acuerdo al zonamiento vertical y horizontal. Debido al carácter mesotermal de las vetas, estas tienen una extensión vertical que alcanzan los 2,000 m. debajo de la altura referencial 4,400 m.s.n.m., que es una altura promedio donde se inicia la mineralización económica hacia niveles inferiores.

a) Rocas Encajonantes.

Las estructuras encajonantes corresponden a las capas rojas del miembro Casapalca, conglomerados del miembro Carmen y volcánicos de Formación Carlos Francisco.

La alteración hidrotermal que afectó el yacimiento fue de bajo grado. Según Petersen U. (1965), cerca de las vetas se observa silicificación y sericitización, propilitización, alejándose de la veta; en algunos sectores se ha observado alteraciones de epidotización, piritización, calcitización.

b) Las Vetas.

El sistema de mena está conformado por varias estructuras de vetas, ellas afloran de forma casi paralelas, siendo las principales:

- 1.- Esperanza-Mariana-Mercedes esquematizando forman una sola veta.
- 2.- Oroya Principal con dos ramales; Ramal Norte Veta Oroya, Oroya Este; que también correlacionando es la misma veta con dos nombres. Ramal Sur Veta Oroya-Americana-Prolongación Eloida; corresponden a la misma veta.
- 3.- Veta Don Reynaldo
- 4.- Veta Juanita.

Al NE de la veta Oroya se encuentra la veta Escondida, parece constituir un "Split" de la veta Esperanza. Desde el sur de la veta Don Reynaldo hasta la veta Juanita, existen otras vetas menores (Rey, Maria Luisa, Pariñas y Carola) que necesitan ser estudiadas afín de correlacionarlas y estimar su importancia.

La mineralización se presenta en vetas, estructuras de fractura que han sido rellenadas mediante un proceso hidrotermal. En superficie el sistema de vetas ha sido reconocido en longitudes de 3 a 5 km en el rumbo. Generalmente las vetas tienen rumbo N30°E a N80°E, con buzamientos variables.

Las vetas se emplazan en todas las secuencias litológicas y las más importantes son: Oroya, Oroya Piso, Ana María, Carolina, Chisay,

Americana, Carla, Esperanza, Mariana, Mercedes, N3, San Antonio, Reynaldo, Alejandro, Juanita y Juanita Sur; estas vetas presentan lazos cimoides y ramales como son la veta Tensional, Oroya CT, Esperanza Piso, Escondida, Ramal Techo Juanita y Split Ramal Techo Juanita.



Fig. III-09. Vista NW-SE de la veta-falla Don Reynaldo y de las fallas normales conjugadas. Autor: E. Ponzoni (Dpto. de geología de la mina Casapalca).

Las estructuras mineralizadas recortan toda la secuencia litológica desde las Capas Rojas Casapalca, los Conglomerados Carmen y Tablachaca, los Volcánicos Carlos Francisco y las calizas Bellavista. Son cuerpos tabulares con anchos de 0.20 m. a 2.50 m., las estructuras cuando cruzan los conglomerados relleno los intersticios de la brecha forman “cuerpos” mineralizados de mayor ancho. Dentro del distrito minero de Casapalca ocurren cuatro estructuras mayores (principales) acompañadas de otras estructuras menores, siendo estas:

1.- Esperanza-Mariana-Mercedes.

Es la misma estructura que cambia de nombre según los tramos. Su extensión acumulada en superficie alcanza 3000 m., la cual se une con la veta 5 en el extremo Este. Tiene rumbo N 40° E – 50° E y buzamiento 75°N - 80° NO, se presenta dentro de la Fm. Casapalca. Actualmente se viene trabajando hasta el nivel 10 (3 930 m.s.n.m.) y con proyecciones hasta el nivel 14, la mineralización se presenta en forma de venas irregulares, con potencias de 0.30 m. a 0.50 m. con relleno de tetraedrita, esfalerita y galena. Como ganga presenta venas de cuarzo y principalmente carbonatos (calcita y rodocrosita). En algunas labores se observa mineralización en textura bandeada.

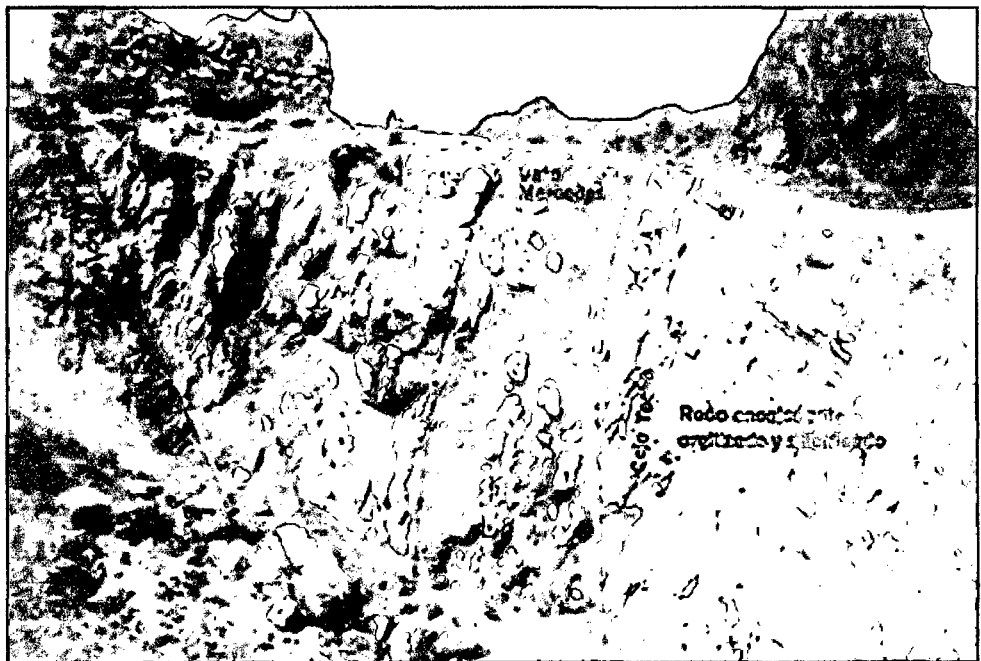


Fig. III-10. Muestra la congruencia de las veta Esperanza y la veta 5
ancho de alteración es de 2.50 m.

2.- Veta Oroya.

Esta estructura aflora de forma discontinua en superficie y alcanza una extensión de 3500 m. y posee un rumbo de N 75° E a N 55° E. Actualmente es el más importante de la mina. La mejor expresión mineralógica y estructural está en la parte media y hacia el oeste, recortando a los volcánicos y pórfidos de la Formación Carlos Francisco. En la parte central, se han desarrollado las vetas Oroya, Oroya Piso y oroya Techo.

La veta Oroya ha sido trabajada y explotada desde el nivel 4820, trabajándose en la actualidad hasta el Nivel 10 (3 930 m.s.n.m.). La mineralización se presenta en bandas de 0.40 m. a 1.50 m. de potencia, en las secciones de mayor ancho se presenta materiales ganga de carbonatos (rodocrosita) y cuarzo. Otro tipo de textura, se presenta en escarpela y brecha, se caracteriza por múltiples eventos mineralizantes, con relleno de tetraedrita, esfalerita, galena y abundante pirita diseminada dentro del pórfido andesítico (cajas piso y techo).

La veta Oroya Piso, es la segunda veta en importancia por las reservas que contiene. Ha sido explotada desde el Nivel 4580 (donde se une a la veta Oroya), actualmente se está trabajando hasta el Nivel 10 (3930 m.s.n.m.). Las características mineralógicas son similares a veta Oroya, con una cierta cantidad mayor de esfalerita.

La veta Oroya I es la tercera de importancia de este sistema, se localiza al NE de la veta Oroya. Ha sido explotada del Nivel 4670 al Nivel 1, presenta enriquecimiento mineral en una longitud de 450 m.

actualmente, se viene desarrollando labores de exploración en el Nivel 7, para comprobar su continuidad en profundidad.



Fig. III-11. Afloramiento de la veta Oroya, la parte oscura representa una alteración silicificada por sulfuros y la parte amarillenta corresponde a la alteración argílica y silicificada. Fuente: Dpto. de geología.

c) Los Cuerpos mineralizados.

Cuerpos que pueden ser de tres tipos:

- Stockworks (filones pequeños y delgados) y disseminaciones laterales a las vetas,
- Vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados.
- Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

Los cuerpos mineralizados son depósitos formados por relleno de cavidades y por reemplazamiento metasomático en areniscas y conglomerados de la formación Casapalca, tienen forma irregular.

Mineralógicamente, dichos cuerpos son productoras de Zinc (Marmatita y Esfalerita) y en menor cantidad plata (Tetrahedrita, freibergita), plomo (Galena), y cobre (Calcopirita). Los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita, rodocrosita, rodonita y cuarzo

Los cuerpos reconocidos a la fecha son: Mery, Emilia, Micaela, Sofia, Esperanza, Esperanza Piso, Sorpresa, Chiara, Vera, Negrita, Vivian, Patty, Escondida y Carmen.

Relacionados a estos cuerpos estructuras tabulares, que se caracterizan por ser más anchas, ya sea por una amplitud mayor que la fractura (desarrollo de sistemas paralelos y con juego de cizalla, que crea brechas al interior); o por una acción de disseminación y control litológico. Así, tenemos:

➤ **Brechas:** La mineralización en las brechas está relacionada con las fracturas o fallas que pasan por la brecha. Estas fracturas sirvieron de conducto a través del cual circularon las soluciones hidrotermales. La brecha hidrotermal Huayracancha puede resultar importante si el control fue por fallamiento, esta estructura otorga ventaja puesto que sirve de conducto a través del cual la ascensión de soluciones mineralizantes. Sobre esta posibilidad de estructura enriquecida se puede proponer la exploración.

➤ **Mantos:** En la zona de Oroya Este se presenta un manto de 1.2 m. de ancho reemplazando a horizontes de lutitas calcáreas y margas que se extienden pocos metros al norte y al sur respectivamente desde la

Veta 5 que sería el conducto a través del cual ascendieron las soluciones. El afloramiento de estos mantos contiene óxidos de manganeso, el contenido de manganeso tienen relación directa con el contenido de plata.

Descripción de los cuerpos.

1.- **Cuerpo Mery.**- Está emplazado sobre el miembro Carmen de la Formación Casapalca tiene forma alargada. La mineralización se presenta de forma muy irregular; como reemplazamiento de los estratos favorables, constituido por esfalerita marmatita, calcopirita, menores cantidades de tetraedrita y también en forma de relleno de cavidades vacías igualmente por esfalerita, tetraedrita, galena, calcopirita, con ganga de piritita cuarzo y carbonatos.

La alteración hidrotermal varía de propilítica con presencia de epidota y piritita así como una silicificación insipiente.

2.- **Cuerpo Esperanza.**- Este Cuerpo está caracterizado por una diseminación de sulfuros concordantes con la estratificación de areniscas del Miembro Capas Rojas; La estructura tiene un rumbo N0°-20°O y buzamiento 60°-70°SO, está emplazado inmediatamente al techo de la veta Esperanza, presenta área mineralizada de hasta 80 m. de longitud y 45 m. de ancho, reconocida en altura de 300 m. La mineralización está compuesta principalmente por esfalerita, en pequeña proporción calcopirita, piritita y galena asociados a franjas de epidota y areniscas calcitizada.

3.- **Cuerpo Esperanza Piso.-** Es similar al cuerpo Esperanza, corresponde a un depósito de sulfuros diseminados y concordantes con la estratificación de las capas de arenisca. Las miembro Capas Rojas se encuentran afectados por alteración en epidota y fuerte piritización; Las estructuras se presenta rumbo general de N5°O y buzamiento 68°SO, ubicándose al piso de la veta Esperanza. Se puede observar en el tajo 25 del nivel 10; donde presenta 28 m. de longitud y ancho hasta 12 m.

4.- **Cuerpo Emilia.-** El cuerpo Emilia se desarrolla en la arenisca del miembro Capas Rojas, al piso de la veta Esperanza y presenta una forma irregular. Se caracteriza por presentarse en forma de diseminación de sulfuros en arenisca con alteración piritizada y cloritizada. Este cuerpo está asociado a la veta Esperanza, el cuerpo Emilia se encuentra al piso de la veta.

5.- **Cuerpo Anita.-** Este cuerpo está localizado inmediatamente al norte del cuerpo Mery. Se emplaza en la arenisca dentro del miembro Capas Rojas, muestra una alteración en epidota y pirita. En varios niveles se nota que forma un solo cuerpo con el cuerpo Mery.

6.- **Cuerpo Micaela.-** Emplazado en el miembro Capas Rojas, su mineralización consiste en diseminación y parches de esfalerita, calcopirita, tetraedrita y pirita; también se presenta como relleno de fracturas orientado N60°-75°O y buzando 75°-80°SO, con relleno de cuarzo, carbonatos, esfalerita, pirita, calcopirita y tetraedrita.

7.- *Cuerpo Sofía.*- El cuerpo Sofía es un depósito de sulfuros diseminados en arenisca hacia el techo de las Capas Rojas, ellos constituyen un control estratigráfico ubicándose en el piso del conglomerado base del miembro el Carmen. Al piso del cuerpo, se tiene una arenisca de grano fino del miembro Capas Rojas. Estructuralmente el rumbo del paquete de arenisca del cuerpo Sofía tiene una orientación de $N0^{\circ}-23^{\circ}O$, su longitud llega hasta 95 m. y su ancho hasta 20 m., se ha reconocido hasta una altura de 170 m.

8.- *Cuerpo Sorpresa.*- Está ubicado en la base del miembro El Carmen. Es un depósito de sulfuros diseminados concordante con un horizonte de conglomerado, presenta alteraciones de calcita, epidota y pirita; estructuralmente, presenta un rumbo $N0^{\circ}O$ y pendiente de $30^{\circ}O$, una longitud aproximada de 60 m. y una potencia hasta 7 m. de ancho, está reconocido sobre los 200 m. de altura.

9.- *Cuerpo Negrita.*- Es un depósito por relleno de cavidades y reemplazamiento, la estructura presenta rumbo paralelo a la estratificación, con minerales masivos de esfalerita, calcopirita, pirita, galena y eventualmente tetraedrita, se ha reconocido 50 m. de longitud, 150 m. de altura y su potencia es angosta de hasta 2 m. de ancho. Está emplazado dentro del miembro El Carmen.

10.- *Cuerpo Vivian.*- Es una estructura emplazada en el miembro El Carmen. Está constituido de depósito de sulfuros diseminados concordantes con horizonte de conglomerado epidotizado, piritizado y calcitizado, presenta un rumbo $N0^{\circ}O$, buzamiento de $25^{\circ}O$, sobre

una longitud de hasta 110 m. y hasta una altura de 200 m. en general, es un cuerpo angosto cuyo ancho llega hasta 3 m.

11.- **Cuerpo Patty.**- En un cuerpo angosto emplazado en el miembro El Carmen, con sulfuros diseminados concordante con la estratificación, con un rumbo N0°0 y buzamiento de 40°O, con un ancho de hasta 3 m., y se ha reconocido sobre una longitud de 100 m. por 50 m. de altura.

12.- **Cuerpo Carmen.**- Está emplazado en el miembro El Carmen, sus extensiones reconocidas son de 100 m. de longitud, por 15 m. de ancho y de 100 m. de altura. Es un cuerpo con diseminación de sulfuros concordante a los estratos de areniscas y de conglomerados. Su mineralización está compuesta por esfalerita y calcopirita, en menor proporción tetraedrita y galena como minerales de mena, los minerales de ganga son pirita, cuarzo y carbonatos. Estructuralmente, el rumbo de las bandas mineralizadas y epidotizadas es de N7°O e inclinada de 30°O, en ciertos sectores tiene un buzamiento de 73°-85°E.

13.- **Cuerpo Escondida.**- Cuerpo mineralizado con sulfuros diseminados en los horizontes de conglomerados, de la secuencia intermedia del miembro El Carmen. Su mineralogía está constituida por esfalerita, calcopirita, tetraedrita, galena, pirita, cuarzo y carbonatos. La estructura tiene un rumbo de N26° e inclinado de 30°O.

d) Mineralización y paragénesis

El yacimiento de Casapalca, presenta una mineralización que ha sido controlada por dos factores esenciales: por la fracturación, pues esta sirvieron de espacios abiertos para la circulación de los flujos minerales; y por la litología, por las características de composición química o porosidad intrínseca de las rocas (roca huésped). Por ejemplo: el miembro Carmen de la Formación Casapalca es el más favorable seguido de los volcánicos Carlos Francisco. Los menos favorables son miembro Tablachaca, Yauliyacu y Bellavista.

Los principales minerales de mena son: Esfalerita, galena, tetrahedrita, tenantita y calcopirita.

Los minerales de ganga son: Pirita, cuarzo y carbonatos (calcita, calcita manganífera-rodonita y rodocrosita).

La secuencia paragenética según Mc Kinstry y Noble (1965) es:

1. Cuarzo, Rodocrosita
2. Pirita, Esfalerita, Galena
3. Tetrahedrita, cuarzo-calcopirita, bournita-pirita
4. Cuarzo y calcita.

Zonamiento.- Como consecuencia de los estudios paragenéticos, la mina de Casapalca, muestra la siguiente sección longitudinal generalizada de Zonamiento realizado por el staff de Cerro de Pasco (Petersen,U. 1965). Ella se describe en las siguientes figuras (III-12 y cuadro III-1).

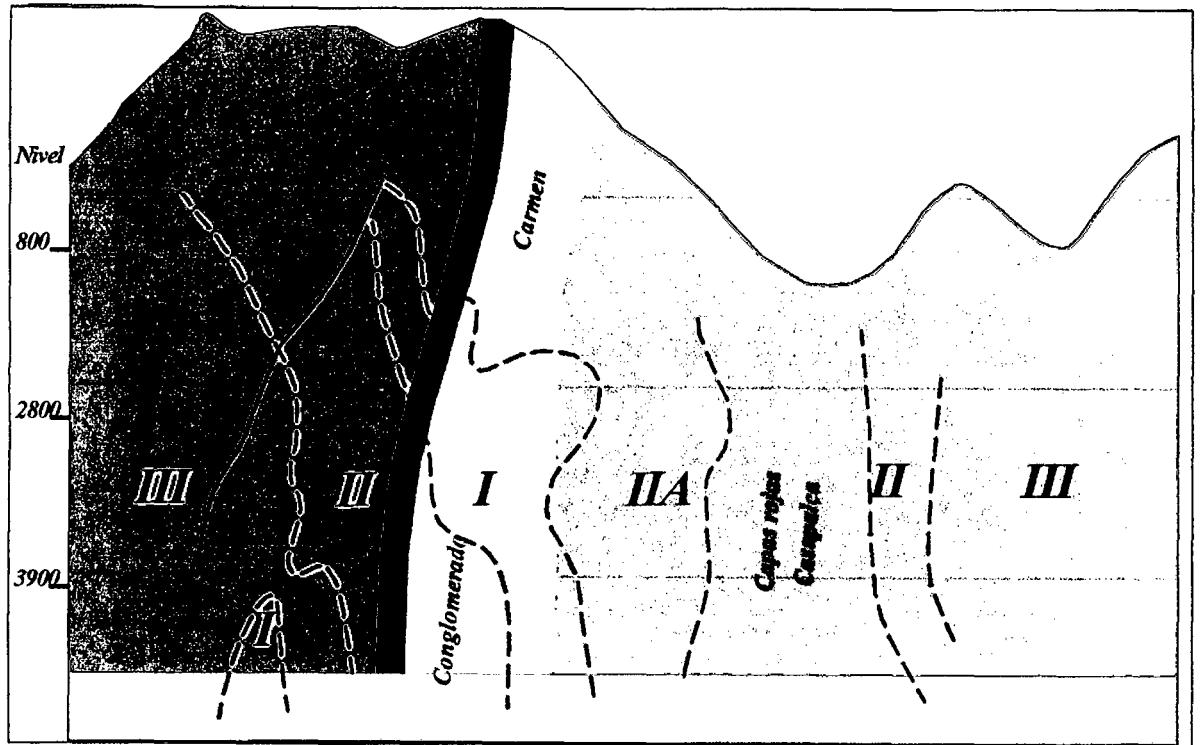


Fig. III-12. Ilustra una sección longitudinal virtual de la mina Casapalca con su respectivo zonamiento (según Petersen. U., 1965). Fuente: INGEMET, Serie B: Geología Económica, 2003.

	Zona I	Zona II - A	Zona II	Zona III
Cu	bajo	alto	alto	bajo
Zn	moderado	alto	alto	moderado
Ag	bajo	bajo	alto	moderado
Pb	moderado	bajo	alto	moderado
esfalerita	presente	presente	presente	presente
galena	presente	presente	presente	presente
chalcopirita		presente		
tetrahedrita		presente	presente	presente
carbonato	raro	común	abundante	abundante
silicificación	intenso	moderado	leve	débil
sericita	raro	común	abundante	abundante

Cuadro III-01. Muestra el resumen de zonamiento de la mina Casapalca. Indica en qué cantidad se encuentran los elementos de interés tales como son: Zn, Ag, y otros minerales en cada una de las tres zonas (según Petersen U., 1965).

Desde el punto de vista mineralógico, según los estudios realizados por Tumialán P.H Núñez, 1984 y por el departamento de geología de la mina Casapalca, el distrito minero de Casapalca presenta varios tipos de mineralización, siendo la principal las vetiformes con relleno de fracturas.

Las vetas son de carácter mesotermal que indica su gran profundidad de mineralización y de re-emplazamiento. También existen mantos no reconocidos y brechas hidrotermales, todos ellos con diferentes características y grados de mineralización.

La mineralización de las vetas constituyen esfalerita, galena, calcopirita, tetrahedrita, y en menor porcentaje proustita, pirargirita, polibasita y electrum. Las gangas son pirita, cuarzo, y carbonatos.

Donde según la clasificación de yacimientos, la mina Casapalca es de tipo "Cordillerano" con minerales de plata, plomo, zinc y cobre, cuya mineralogía puede cambiar de acuerdo al zonamiento vertical y posiblemente horizontal. Debido al carácter mesotermal, las vetas tienen una gran extensión vertical que pueden alcanzar al menos 2,000 m. debajo de la altura referencial 4,400 m.s.n.m., es una altura promedio donde se inicia la mineralización económica hacia niveles inferiores (Boletín N° 10 serie B, Geología Económica, 2003).



Fig. III-13. Vista panorámica hacia el norte mostrando la Fm. Carlos Francisco afectada por las vetas. Sector del yacimiento de Casapalca. Fuente: Dpto. de geología de la mina Casapalca.

e) Profundidad de la mineralización.

Según los estudios realizados por Petersen U. (1965), H. E. Mc. Kinstry y J. A. Noble (1928), posteriormente por C. J. Overwee (1957), H. W. Kobe (1962) quien también realizó el estudio geotécnico de la construcción del túnel Graton, y además, Tumialan P.H. y Nuñez F. (1984), ellos concluyen que la mina Casapalca es un yacimiento del tipo cordillerano y de carácter mesotermal. La mineralización se proyecta por debajo de los 2,000 m. del nivel referencial de 4400 msnm, donde empieza la mineralización.

Las grandes fracturas estarían asociadas al sinclinal de Pumatarea – Aguascocha, estas se proyectarían a varios de cientos de metros de profundidad y sirvieron probablemente de conducto de las soluciones mineralizantes ascendentes.

3.3.2. Reservas y Recursos.

Recursos.

En la zona de la mina de la Cía. Casapalca los recursos se ha dimensionado en forma preliminar y de la manera siguiente: las cuatro estructuras mayores hacen una extensión total de las cuatro vetas de 13 Km., considerando un ancho promedio de veta de 1.1 m., la altura referencial 2000 metros y siendo el peso específico promedio 2.9 g/cm^3 se tendría 82 940 000 T. M. al cual se le castigó con el 70% como margen de seguridad por lo que se tiene 25 000 000 TM de recursos. El margen de seguridad compensara una serie de irregularidades de las vetas así como la ocurrencia o no los ore shoot (mineral de alta ley en columna), partes estériles, arrastres de fallas, etc.

Adicionalmente; existen otras estructuras menores que forman splits, por ejemplo la veta Escondida, que presenta lazos sigmoides y también se presentan cuerpos irregulares de reemplazamientos y mantos indefinidos. Los recursos en la zona de cuerpos son variables, es por esta razón las perforaciones diamantinas se realizan de forma horizontal, donde solo se contornean en planta por niveles de perforación. En cuanto al reconocimiento en altura se realiza una vez efectuado los reconocimiento con galerías y cruceros, es a partir de ello se realiza los exploratorios con taladros largos, de hasta 20 m. de alcance y en forma radial. Luego haciendo un contorno en 3D se realiza el cálculo de tonelaje y sus leyes respectivas es por esta razón no se dan valores como recursos.

Reservas.- Los resultados obtenidos en la estimación de reservas al 31 de diciembre del 2010, son los siguientes:

CERTEZA	T.M.S.	A.V. / C. m.	A.M. m.	Ag Oz/TC	Pb %	Cu %	Zn %	US \$ T.M.S.	Equiv. Oz/Ag
VETAS:									
Probado	961,880	1.00	1.21	6.10	1.27	0.25	1.77	50.54	9.31
Probable	514,610	1.14	1.33	6.06	1.21	0.25	1.74	50.74	9.35
SUB TOTAL DE VETAS	1,476,490	1.05	1.25	6.09	1.25	0.25	1.76	50.61	9.32
CUERPOS:									
Probado	3,410,159	12.79	12.89	0.94	0.20	0.32	3.15	25.94	5.28
Probable	590,837	15.03	15.13	0.85	0.20	0.29	2.89	23.73	4.83
SUB TOTAL DE CUERPOS	4,000,996	13.12	13.22	0.93	0.20	0.32	3.11	25.61	5.21
TOTAL:									
Probado	4,372,039	10.20	10.32	2.07	0.44	0.31	2.84	31.35	6.17
Probable	1,105,447	8.56	8.70	3.28	0.67	0.27	2.36	36.30	6.93
TOTAL:	5,477,486	9.87	10.00	2.32	0.48	0.30	2.74	32.35	6.32

Cuadro III-02. Muestra las reservas de mineral según el grado de certeza, los valores porcentuales de metal, precios y tipo de estructura mineralizada de la mina Casapalca.

CAPITULO IV

DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES

UNITARIAS DE MINA

DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE MINA

4.1.- Exploración geológica subterránea

Las labores de exploración se basan en dos métodos esenciales:

- a).-Primero, se realiza una etapa de perforación diamantina (con un máximo de 700 m. horizontales que se perforan desde las galerías); estos datos de “core” (testigos) son analizados y otorgan valores de leyes, lo que da lugar a una interpretación de contorneo de zonamiento mineral;
- b).-Segundo, se programa un crucero de reconocimiento que deben atravesar el zoneamiento mineral de interés; luego, se ejecuta la labor acompañado por las observaciones geológicas, que permite extraer información geomecánica y de muestreo sistemático.

Una vez atravesado e identificado las zonas de interés, se procede a otro estudio: se programa una serie de perforaciones espaciadas (cada 10m) con taladros largos afín de reconocer el volumen total, valores de leyes y datos geomecánicos, de la zona mineralizada.

Con esta información, en gabinete, se dimensiona el cuerpo mineralizado y tajeos. Finalmente, se procede a la ejecución de las labores previas a la explotación.

Modelamiento con taladros exploratorios (modelamiento local final): se realiza.

- Modelamiento con valores; utilizando precios actuales de los metales.
- Modelamiento con leyes equivalente de zinc y plata.

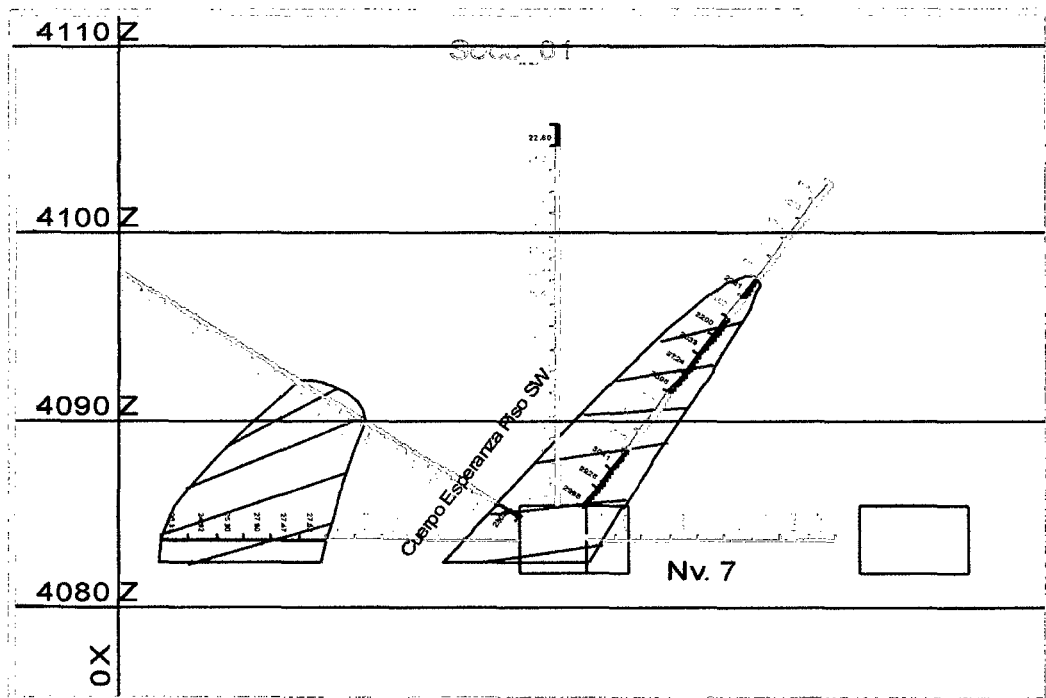


Fig IV-01. Sección vertical mostrando la exploración con taladros largos, con sus respectivas leyes distribuidas.

4.2.- Método de minado en la mina Casapalca.

4.2.1.- Elección del método de explotación.

Para la selección del método de minado se han tomado en cuenta las condiciones naturales del yacimiento, tales como: las condiciones morfológicas (forma, tamaño, buzamiento y profundidad), las reservas, la distribución de las leyes, las condiciones geomecánicas.

Debido a las reservas del mineral se hace imprescindible que la elección del método de minado en los cuerpos, se realicen tomando en cuenta los parámetros que líneas abajo indicamos (Cuadro IV-02 y 03) y se resumen de la siguiente manera:

- Mínima perturbación del macizo rocoso para evitar problemas de inestabilidad.

- Alta selectividad y máxima recuperación de los recursos minerales explotables.
- Grado de mecanización de la operación que permita una alta productividad y eficiencia a bajos costo.

1.- RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA		
(Resistencia a la comprensión simple (Mpa)/Presión de recubrimiento (Mpa))		
✓ Pequeña	:	< a 8
✓ Media	:	8 - 15
✓ Alta	:	> a 15
2.- ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS		
	Fracturas/m.	RQD(%)
✓ Muy Pequeño	:	> 16 0 - 20
✓ Pequeño	:	10 - 16 20 - 40
✓ Grande	:	3 - 10 40 - 70
✓ Muy Grande	:	3 70 - 100
3.- RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
✓ Pequeña: Discontinuidades limpias con una superficie suave o con material de relleno blando.		
✓ Media: Discontinuidades limpias con una superficie rugosa.		
✓ Grande: Discontinuidades rellenas con un material de resistencia igual o mayor que la roca intacta.		

Cuadro IV-01: Parámetros geomecánicos para la selección del método explotación.

1.-FORMA.

✓Equidimensional o masivo: Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.

✓Tabular: Dos de las dimensiones mucho mayores que la tercera.

✓Irregular: Las dos dimensiones varían a distancias muy pequeñas.

2.-POTENCIA DEL MINERAL.

✓Estrecha : < a 10 m.

✓Intermedia : 10 - 30 m.

✓Potente : 30 - 100 m.

✓Muy Potente : > a 100 m.

3.-INCLINACIÓN

✓Echado : < a 20°.

✓Intermedio : 20° - 55°.

✓Inclinado : > a 55°.

4.-PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE

✓Pequeña : < a 150 m.

✓Intermedia : 150 - 600 m.

✓Alta : > a 600 m.

5.-DISTRIBUCIÓN DE LEYES

✓Uniforme: La ley del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto del yacimiento mineralizado.

✓Gradual o diseminado: Las leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de un punto a otro.

✓Errático: No existe una relación espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de un punto a otro en distancias muy pequeñas.

Cuadro IV-02: Parámetros de caracterización de yacimientos en función de su geometría (Forma, Potencia del mineral, Inclinación y Profundidad

desde la superficie) y Distribución de leyes. Los recuadros en rojo, indican los parámetros correspondientes a la mina Casapalca.

Bajo los parámetros, líneas arriba mencionadas, la selección del método de explotación más adecuado se realizara mediante el análisis del método numérico, que consiste en asignar valores a cada uno de los parámetros en función sus características. La valoración se realizara utilizando el cuadro siguiente.

CLASIFICACIÓN	VALOR
Preferido	3 – 4
Probable	1 – 2
Improbable	0
Desechado	-49

Cuadro IV-03. Valoración de los parámetros.

A continuación se muestra el cuadro de análisis numérico realizado en función de la morfología del yacimiento y de la distribución de sus leyes.

Método	Forma del yacimiento			Potencia del mineral				Inclinación			Distribución de leyes		
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER
Cielo abierto.	-49	1	3	-49	0	1	-49	-49	0	0	-49	0	0
Hundimiento por bloques.	0	0	3	1	1	0	0	-49	0	1	0	-49	-49
Cámaras por sub niveles.	0	0	4	1	2	0	0	0	0	2	2	1	0
Tajeo largo	-49	0	4	0	1	0	0	0	0	1	1	0	-49
Minado por Subniveles	0	2	4	0	4	1	0	0	0	4	4	1	0
Cámaras y pilares.	-49	0	3	0	0	0	-49	-49	0	0	0	1	0
Cámaras de almacén.	0	1	3	0	1	0	-49	0	1	3	1	1	0
Corte y relleno.	0	1	4	0	3	0	0	0	1	3	3	1	0
Entibación con marcos.	-49	0	3	1	0	0	-49	-49	0	1	1	1	0

M: Masivo. T: Tabular. I: Irregular. E: Estrecho. P: Potente. MP: Muy Potente. T: Tumbado. IT: Intermedio. IN: Inclinado. U: Uniforme. D: Diseminado. ER: Errático.

Cuadro IV-04: Tabla de resultados de valores según los parámetros y características de aplicación.

Realizado el análisis del cuadro N°IV-04 donde se considera los parámetros de geometría y distribución de leyes, la línea resaltada corresponde al método más adecuado.

La tabla (cuadro IV-05) que se indica a continuación, resulta de la combinación de los Cuadros IV-03 y IV-01, en ella se muestra los valores asignados de acuerdo a los datos geomecánicos

Método de explotación	Resistencia de las rocas.			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de la discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto.	1	2	0	-49	0	1	0	3	3	1
Hundimiento por bloques.	0	1	0	-49	1	2	0	1	1	0
Cámaras por sub niveles.	0	2	0	0	1	1	4	1	1	0
Tajeo largo.	1	1	-49	-49	0	1	0	1	1	0
Minado por Subniveles	0	4	1	0	1	4	1	4	2	1
Cámaras y pilares.	-49	0	0	-49	0	1	0	1	2	2
Cámaras de almacén.	0	1	1	0	1	2	0	1	1	2
Corte y relleno.	0	2	1	0	1	3	1	2	1	0
Entibación con marcos.	-49	0	0	-49	0	1	4	0	1	1

Resistencia de las rocas: P= Pequeña, M= Media, A= Alta
Espaciamiento entre fracturas: MP= Muy Pequeña, P= Pequeña, G= Grande, MG= Muy Grande
Resistencia de las discontinuidades: P= Pequeña, M= Mediana, G= Grande.

Cuadro IV-05: Valores asignados a cada método de explotación en función de los parámetros geomecánicos definidos e identificados en el Cuadro IV-01.

Teniendo en cuenta los resultados del análisis numérico, de selección del método de minado, en el cual se utilizó parámetros tales como: la morfología, la distribución de leyes y los parámetros geomecánicos; el método de minado por subniveles “Sublevel Stopping” es el mejor que se adapta a las condiciones naturales del yacimiento.

Como métodos alternativos resultan los métodos de corte y relleno y tajeo por Sub-niveles.

4.2.2.- Planeamiento y diseño de explotación.

Una vez determinado el volumen total del cuerpo con sus valores de leyes y datos de geomecánica, se realiza un análisis técnico-operativo-económico. Dicho análisis permite una toma de decisión para el planteamiento de minado más adecuado.

A continuación se describe el método de forma general. El término “Sublevel stoping” consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción del mineral, luego son rellenados con la finalidad de estabilizar el macizo rocoso circundante a las operaciones.

Este método permite una gran productividad:

Primero, el hecho de realizar los laboreos tanto de reconocimiento, como aquellos de preparación (ventanas, cruceros,...) permite, bajo una evaluación geológica, recuperar el material minado hacia planta o en algunos casos al área de relleno.

Segundo, en caso que el cuerpo tiene una dimensión bastante grande, entonces se subdivide el cuerpo en varios “tajeos”; ello permite una mayor estabilidad del macizo rocoso.

En detalle, el minado consiste primero en el desarrollo de las chimeneas (slots), que sirven como cara libre para dar salida a la voladura de taladros “positivos” y de VCRs (vertical crater retreat). Los VCRs sirven a su vez de caras libres para dar salida a los taladros “negativos”. Estas mismas operaciones se repiten igualmente en todos los subniveles. De esa manera se prospera en el total del cuerpo mineralizado. La extracción se realiza

mediante las ventanas y galerías de transporte, para ellos se utiliza los equipos de tipo Scoops y camiones de bajo perfil o “dumpers”.

Las consideraciones de diseño para este método son los siguientes:

- Los cuerpos deberían ser verticales o próximos a ellos, debiendo exceder el ángulo de reposo para que el mineral ceda por gravedad.
- Las rocas encajonantes deben ser competentes.
- El mineral debe ser competente y con coherencia compacta.
- Los límites de yacimiento deben ser amplios y regulares.

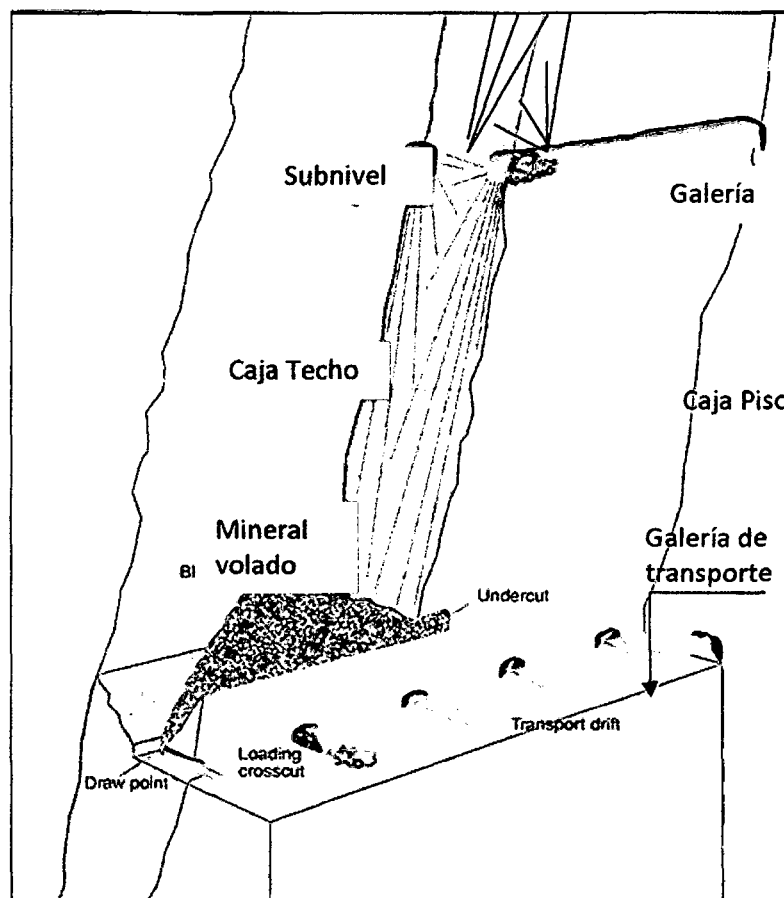


Fig. IV-02. Esquema idealizado del método de Sublevel stopping con su respectivo desarrollo de minado, perforación con taladros largos y la forma de acarreo mediante ventanas.

4.2.3.- Desarrollo y preparaciones de niveles y subniveles de perforación y voladura.

a).- Desarrollo.- Las actividades mineras están íntimamente relacionadas con el desarrollo labores, tales como, By Pass, rampas, chimeneas y cruceros, ellas sirven de acceso a los diferentes niveles y subniveles.

Para desarrollar dichas labores se toma los siguientes criterios.

- Los subniveles se realiza con fines de fraccionar en partes el cuerpo mineralizado, ello se subdivide dentro 85m. de altura, al interior del cual se desarrollan los subniveles. Primero se empieza por un nivel base (nivel donde se recepciona el mineral); luego, se desarrolla los subniveles, atendiendo al reticulado (hecho en gabinete para largo plazo) para su reconocimiento y correlación de los cuerpos.
- La sección de estas galerías son de 4x4 m. con un gradiente positivo de 2% que se extiende a lo largo del cuerpo o estructura mineralizada. Estas pueden ser desarrolladas de hasta dos galerías paralelas, dependiendo del ancho del cuerpo.
- Los cruceros son desarrollados cada 25 m, a lo largo de todo los cuerpos mineralizados
- La altura del “caserón” (o tajeo) no tiene limitaciones teóricas. En Casapalca se amolda más bien a las condiciones del yacimiento y en la mayoría de los casos abarcamos toda la altura del cuerpo mineralizado. Es conveniente realizar un solo nivel base y que a partir de él se desarrolle el minado progresivo hacia arriba.

En la figura IV-03, se bosqueja los reticulados (vista 2D general) de las labores a realizarse en un nivel base, ello se realiza en función al contorno de los cuerpos.

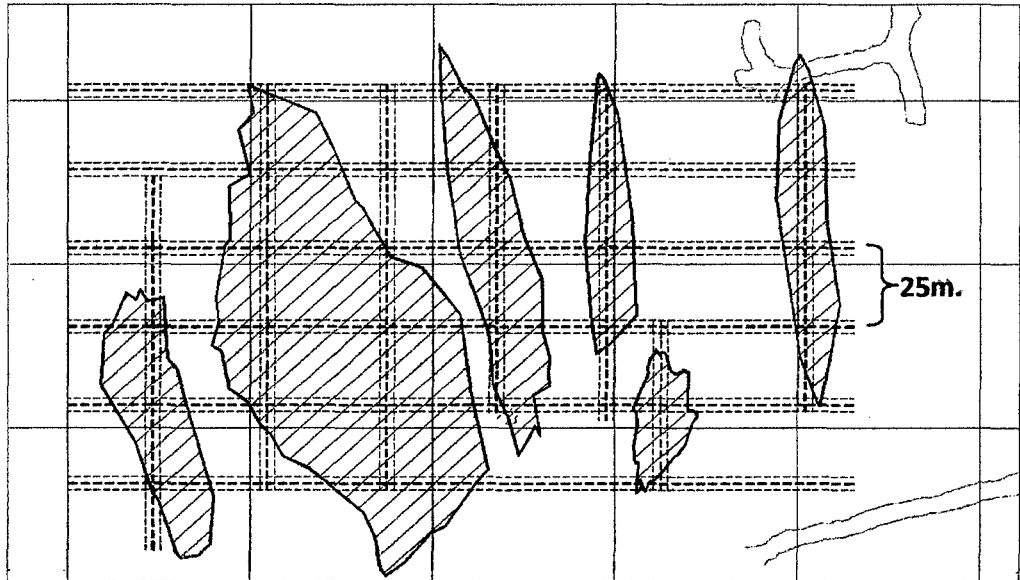


Fig. IV-03. Reticulado de las labores a ejecutar en un nivel. Ello se hace obedeciendo a las proyecciones y los contorneos mineralizados de acuerdo al nivel superior.

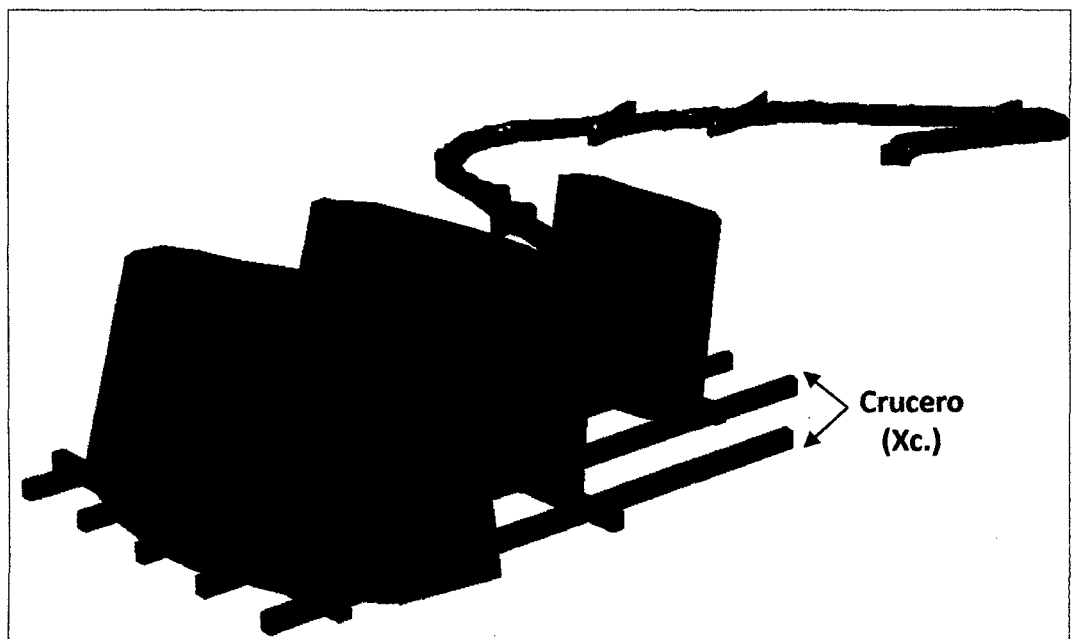


Fig. IV-04. Proyección hipotética del reticulado y de los cuerpos como parte de minado a largo plazo.

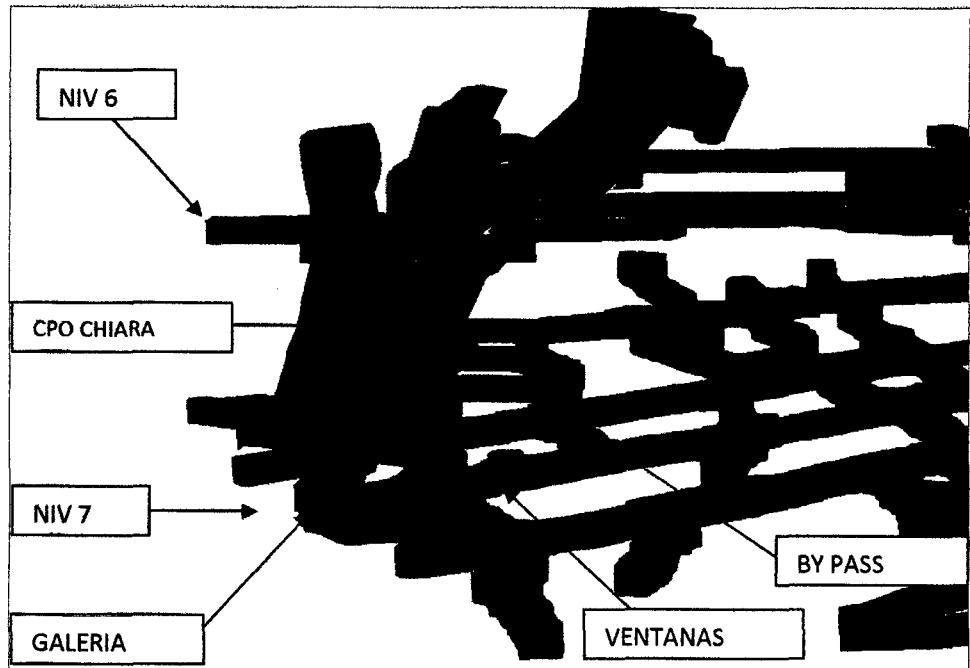


Fig. IV-06. Esquema 3D. Muestra el modelamiento del cuerpo mineralizado y su respectivo esquema de desarrollo y preparación de minado.

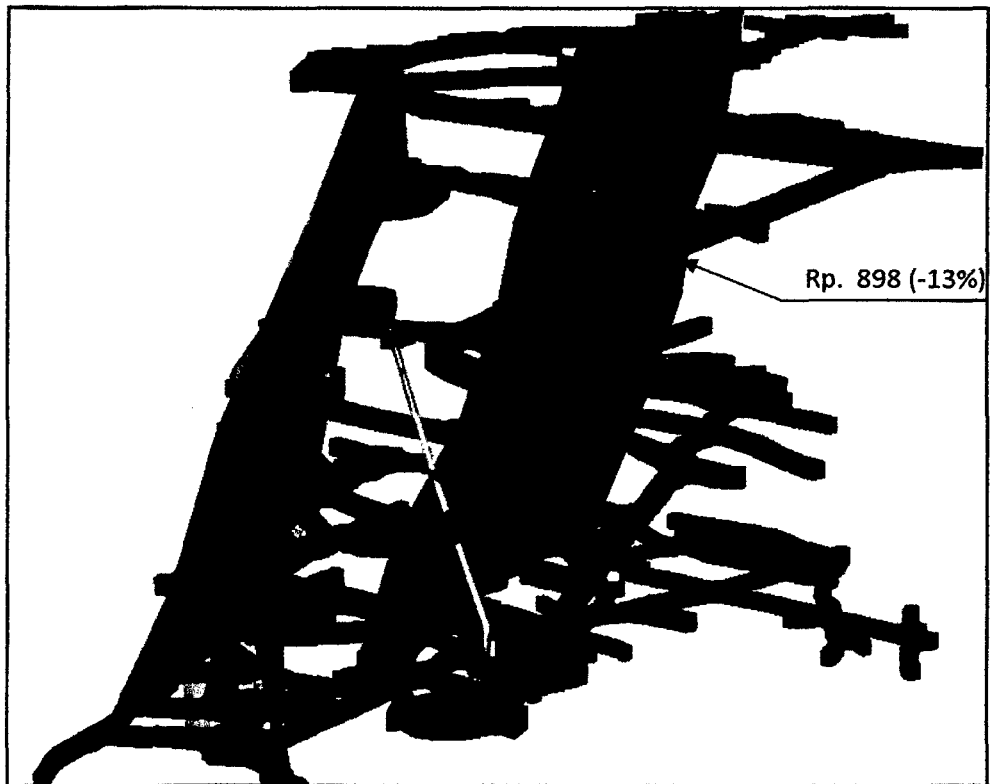


Fig. IV-07. Ilustra el composito topográfico de las labores y cuerpos en 3D. Los cuerpos mineralizados se indican en color violeta oscuro, marrón y rojo-marrón; los niveles están representada de color violeta (nivel superior) y color verde (nivel base).

4.2.4.- Secuencia de explotación

Las labores de minado del cuerpo mineralizado se efectúan de la siguiente manera (ver Fig. IV-08):

- 1).- Al nivel base, primero se desarrolla el Slot.
- 2).- El slot es ampliado tanto hacia un lado como al otro, hasta completar el ancho del cuerpo. Toda esta labor constituye una zanja, el cual constituye la cara libre que cubre el ancho del cuerpo.
- 3).- Voladura de taladros largos, se realiza en paquetes de 3 secciones, para cada una de ellas los taladros se efectúan en forma radial o paralelos. Al nivel base se desarrolla en sentido positivo (15 m. hacia arriba), y en forma sistemática en todas guardias. Por otro lado, en los subniveles el desarrollo de las perforaciones se efectúan, primero para los slots (con taladros en positivo) y para los VCRs (con taladros en negativo de 10 m. hacia abajo), así y de manera sistemática se progresa para todo el cuerpo.
- 4).- Extracción acarreo y transporte de mineral, esta actividad se realiza en el nivel base. El mineral fragmentado como resultado de las voladuras desde los subniveles, va descendiendo por gravedad hacia el nivel base por donde es extraído.

Las actividades de desarrollo, preparación y minado deben realizarse de forma sistemática entre el nivel y los subniveles el cual permite maximizar el uso de los equipos, los recursos de personal, de energía y otros. Con esto las operaciones de minado son sostenibles.

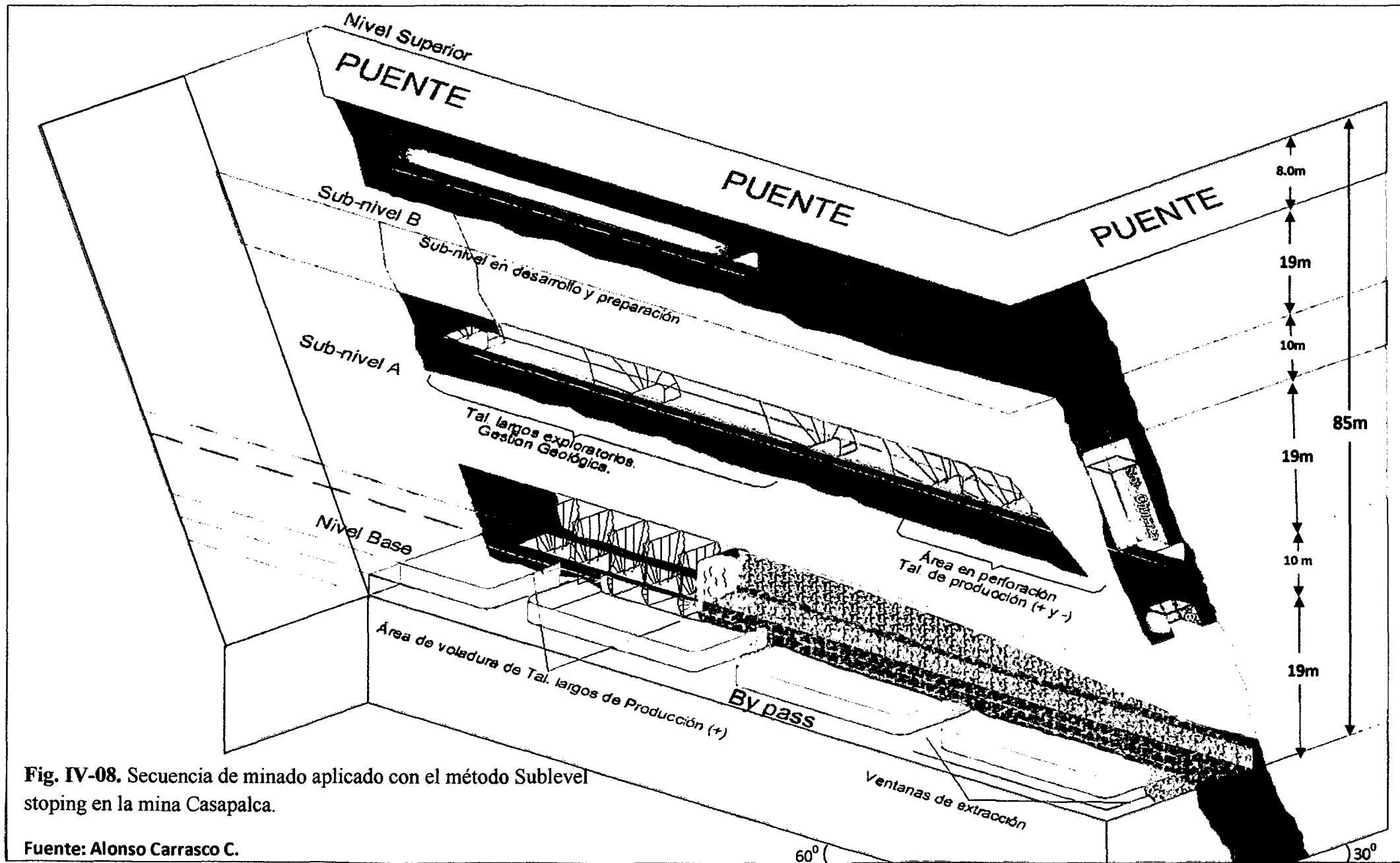


Fig. IV-08. Secuencia de minado aplicado con el método Sublevel stoping en la mina Casapalca.

Fuente: Alonso Carrasco C.

4.2.5.- Carguío y transporte.

El material fragmentado se extrae por medio de las galerías, de las ventanas y los By-Pass. Todo este material es acarreado hacia los puntos de carguío, de estos puntos se le traspasa a los volquetes de “bajo perfil” o “Dumpers”. Estos “Dumpers” se movilizan por medio de la “rampa” hacia la zona de “echadero de Ore-Pass”. En este punto, el material pasa a través de la malla de selección, hacia las tolvas hidráulicas donde finalmente es cargado en los vagones para ser transportados al exterior.

Los equipos utilizados para la extracción y acarreo, desde las galerías de recepción son:

- a) Con Scoopstrams de 2Yd^3 , de 2.5 Yd^3 , de 3.5 Yd^3 y de 6 Yd^3 .
- b) Dumpers de 20 toneladas de capacidad.
- c) Carros Gramby (transporte sobre rieles).

4.2.6.- Ventajas y desventajas del método.

a).- Ventajas.

Este método de explotación se caracteriza por poseer las siguientes características.

- Es muy económico.
- Tiene gran rendimiento.
- Ningún consumo de madera.
- Permite una buena ventilación.
- Existe condiciones seguras de trabajo.

b).- Desventajas.

Mencionaremos algunas de las desventajas de este método.

- Exige mucha preparación.
- No es selectivo.
- Deja grandes “caserones” (o tajeos) permanentemente vacíos.

4.3.- Operaciones unitarias de mina.

Actividades Desarrolladas en La Operación de Avance (Frentes).

Las actividades básicamente detallados de operación mina son:

- a).- Perforación.
- b).- Voladura de frentes.
- c).- Ventilación.
- d).- Limpieza y acarreo.

4.3.1.- Perforación.- La perforación de las rocas dentro del campo de la voladura es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir espacios abiertos cilíndricos. Ellos se realizan adoptando una geometría distribuida sobre la sección de laboreo, dentro de esas perforaciones se cargan los explosivos.

Tipos de Perforadoras usadas

a) Jack Leg (Modelo Puma, BBC16W, Atlas Copco): Esta perforadora es usada en operaciones lineales como cruceros y galerías.

Exteriormente, consta de tres partes principales: frontal, cilindro y cabezal, las cuales están unidos por dos pernos laterales (tirantes), con sus respectivas tuercas.

i. **Frontal:**

- ✓ Grapa con resortes, pin y pasador.
- ✓ Tuercas de tirantes.
- ✓ Acanaladora para tirante.

ii. **Cilindro:**

- ✓ Acanaladora para tirante.
- ✓ Conducto para tirante.
- ✓ Dispositivo de acoplamiento de pie de avance.

iii. **Cabzal:**

- ✓ Acoplamiento manguera de aire $\frac{3}{4}$ " pulgadas.
- ✓ Acoplamiento manguera de agua $\frac{1}{2}$ " pulgadas.
- ✓ Empuñadura.
- ✓ Válvula de aire de la perforadora.
- ✓ Válvula de aire de pie de avance.
- ✓ Válvula de barrido especial.
- ✓ Orejas de tirante.

Características técnicas de la perforadora:

- ✓ Longitud total: 54 a 71 pulgadas.
- ✓ Longitud de avance: 35 a 52 pulgadas.
- ✓ Diámetro de pistón. $2 \frac{3}{4}$ " a $2 \frac{5}{8}$ " pulgadas.
- ✓ Peso: 33 a 50 libras.

b) Jumbo: Es utilizada en las labores de avance de mayores dimensiones, como por ejemplo de 3x3 m., de 4x4.5 m. , etc., que permite un mayor avance con respecto a los equipos convencionales (perforadora Jackleg). Los equipos que se usan en la mina son cinco: SIMBA 1, SIMBA 2, BOOMER 1, BOOMER 2 y AXERA. A continuación se detalla los datos técnicos del equipo BOOMER.

i. Rocket Boomer (Modelo 282 Atlas Copco).

Datos Técnicos

Longitud, equipo perforador en posición de transporte	: 8,6-11 m.
Anchura	: 1,65 m.
Altura, equipo perforador con techo de protección.	
Techo de protección totalmente levantado	: 2,8 m.
Techo de protección totalmente bajado	: 2,1 m.
Peso	: 10-14 ton.
Potencia del motor diesel instalado	: 42 Kw.
Inclinación máxima en sentido lateral	: 0°
Inclinación máxima en sentido longitudinal	: 14°
Estabilidad, cumple con los estándares CEN.	
Temperatura circundante	: 0 a +40°C
Nivel acústico en el puesto de trabajo del operario (ISO/DIS 11201).	
114dB Potencia acústica radiada (ISO/DIS 11201)	: 124dB
Nivel de vibraciones, piso (ISO 2631/1)	: 0.10m/s ²

Sección estándar en frentes (3.5 x 3.5m.)

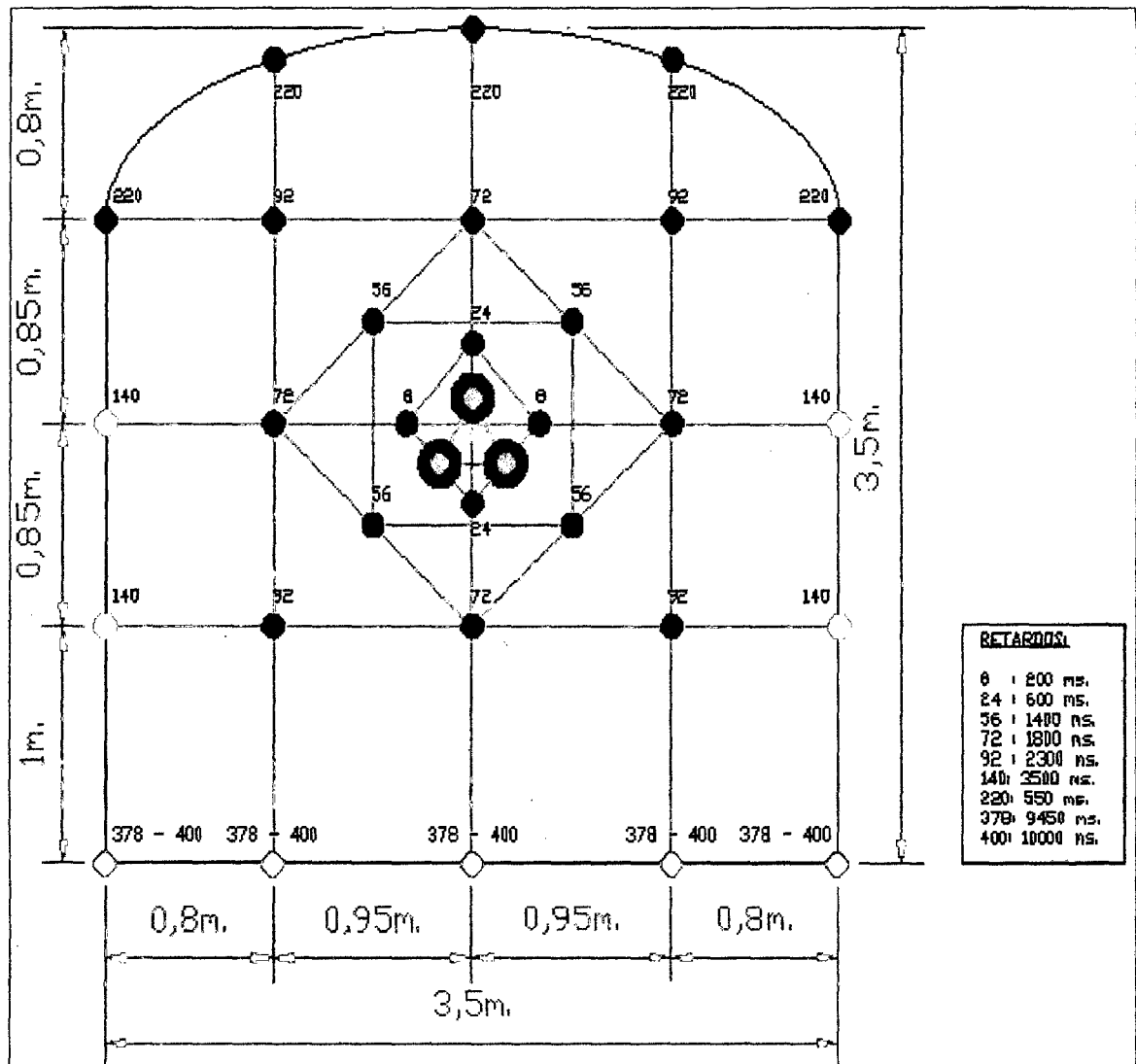


Fig. IV-09. Muestra la sección típica de las labores y su malla de perforación y distribución de retardos, en desarrollo de labores tales como son: Galerías exploratorias, By Pass y cruceros.

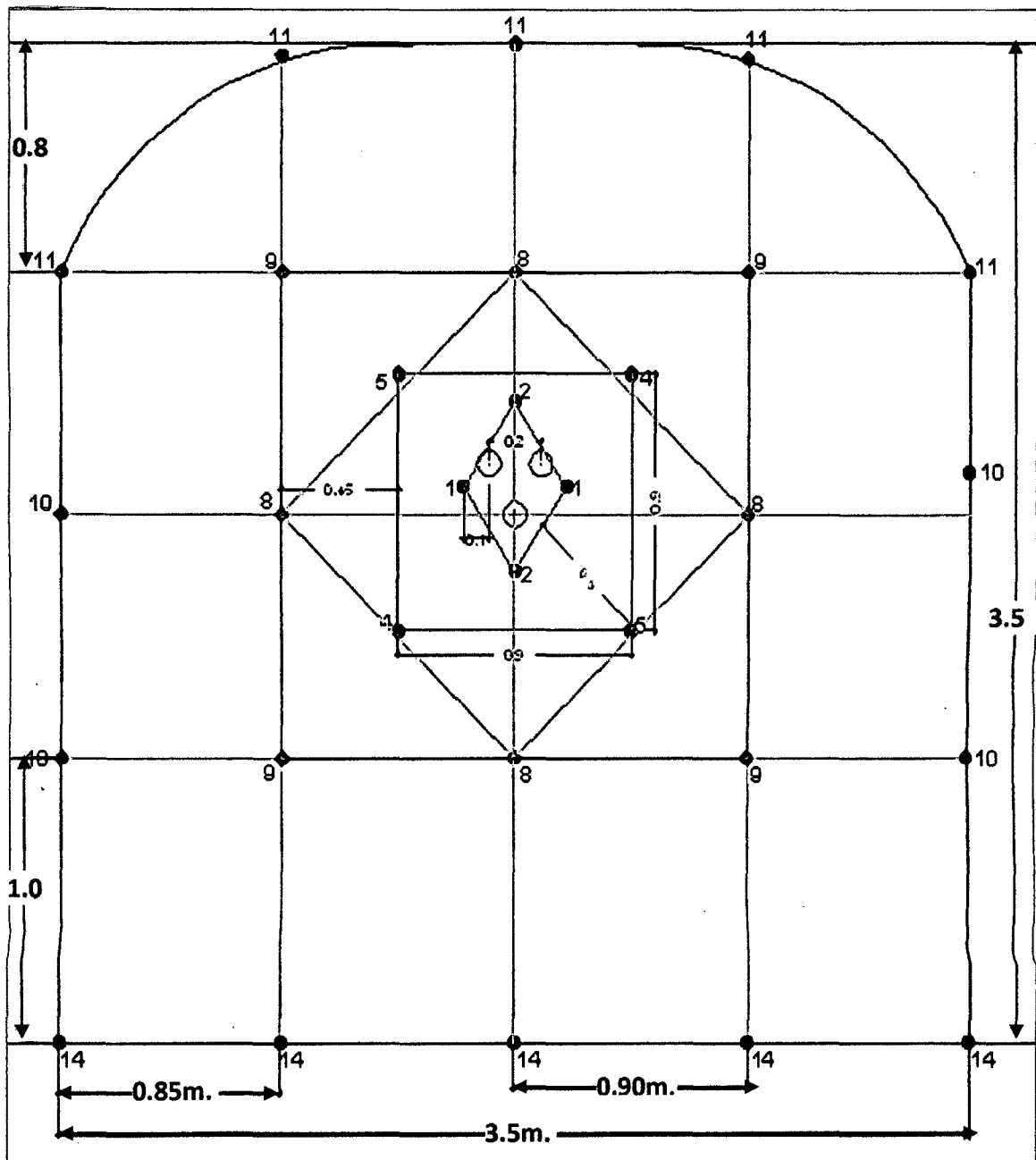


Fig. IV-10. Muestra la malla estándar de perforación para labores tales como son: Galerías exploratorias, By Pass y cruceros.

4.3.2.- Voladura.- Consiste en lograr la fragmentación de las rocas como resultado de la acción y reacción de una mezcla explosiva.

Para la voladura el primer paso es la medición de los taladros perforados y si estas estuvieran obstruidos por los detritus de perforación o fragmentos que caen de las paredes del taladro, se prosigue con la limpieza del taladros utilizando manguera con aire comprimido. Esta actividad es desarrollada por el maestro manipulador de explosivos y su ayudante, toda vez concluido esta actividad se prosigue con la distribución de los iniciadores (constituido por Emulnor 3000 y fanel) de acuerdo a la ubicación de los taladros de arranque estas distribuidos los números de retardo de los faneles.

Los accesorios de voladura utilizados son:

- ✓ Mecha seguridad.
- ✓ Mecha rápida.
- ✓ Cordón detonante.
- ✓ Fulminante N° 8.
- ✓ Carmex.

Los explosivos y agente usados:

- ✓ Dinamitas semigelatinosas (semexsa 65, semexsa 80).
- ✓ ANFO.



Fig. IV-11. Se observa los taladros de arranque perforados y en proceso de carguío con faneles.

4.3.3.- Ventilación.- Para esta operación, las mangas de encuentran a 20 m. del frente de disparo, según el estándar de seguridad. Ellas son alimentados mediante un ventilador de red secundaria, se mantiene en forma constante durante y después de la voladura.

La red de ventilación de la mina Casapalca se caracteriza por ser impelente.

4.3.4.- Limpieza.- La limpieza de los frentes de avances se realiza mediante la utilización de scoops de 6, de 3 y de 2.1 Yd³, donde el material fragmentado a acarrear es evaluado y determinado su disposición final.

4.4.- Perforación y Voladura en Tajeos

4.6.4.- Perforación en tajeos.

- La perforación se realiza con taladros largos paralelos y radiales, alcanzando longitudes que van entre 15 - 20 m. Tanto hacia arriba y como abajo.
- Se cuenta con nueve equipos electrohidráulicos, con un ratio de producción de 3.75 Tn/m por metro lineal perforado.
- La perforación comienza en el nivel base (con taladros positivos), en los subniveles las perforaciones que se realizan son taladros negativos (descendentes) y taladros positivos (ascendentes), los taladros negativos deben perforarse hasta comunicar el techo del tajo vacío, luego los taladros positivos se perforan hasta el nivel referencial de la base del puente.

Las actividades desarrolladas por la perforación son las siguientes:

- a) Diseño de malla en planta esto es en función del “Burden” se crean líneas de forma transversal a la longitud del cuerpo mineralizado, luego este diseño se envía al área de geología para su respectivo corte (en GEMCOM) en secciones en función de cada línea de corte para su diseño de taladros largos.
- b) Con las secciones cortadas por geología se prosigue con el diseño de taladros largos en el área de planeamiento, donde se obtienen los pivots para su respectivo marcado en el campo por el topógrafo.

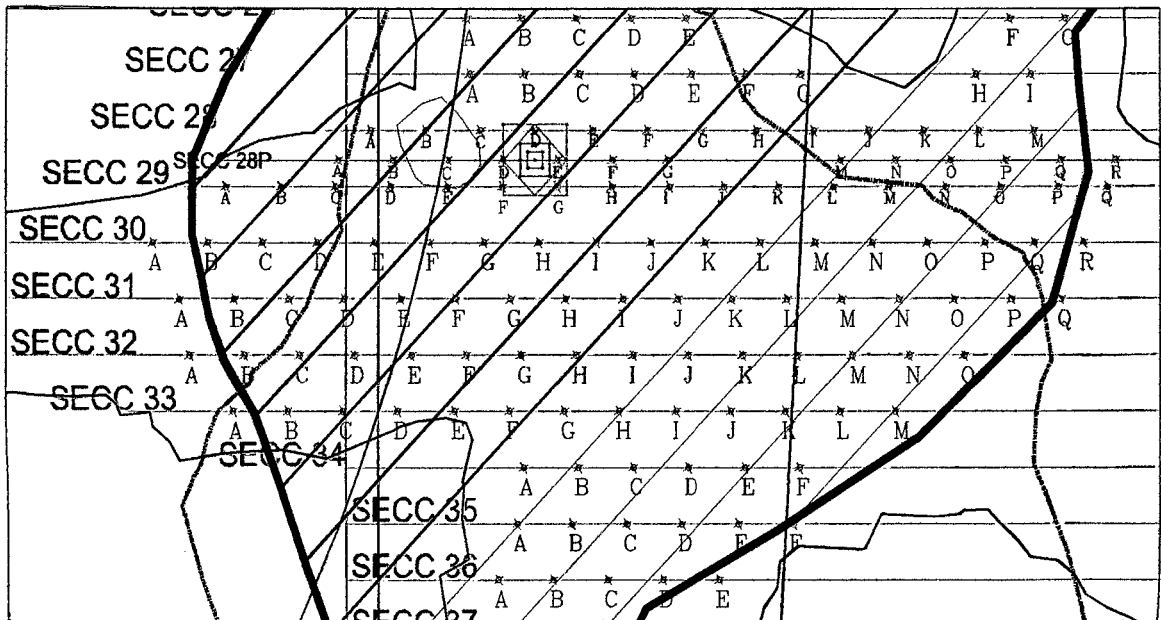


Fig. IV-12. Muestra el diseño de taladros largos, vista en planta de los pivots, Chimeneas (Slots) y VCR, para su marcado respectivo en campo en el nivel 6A. Del cuerpo Esperanza. "taieo 720".

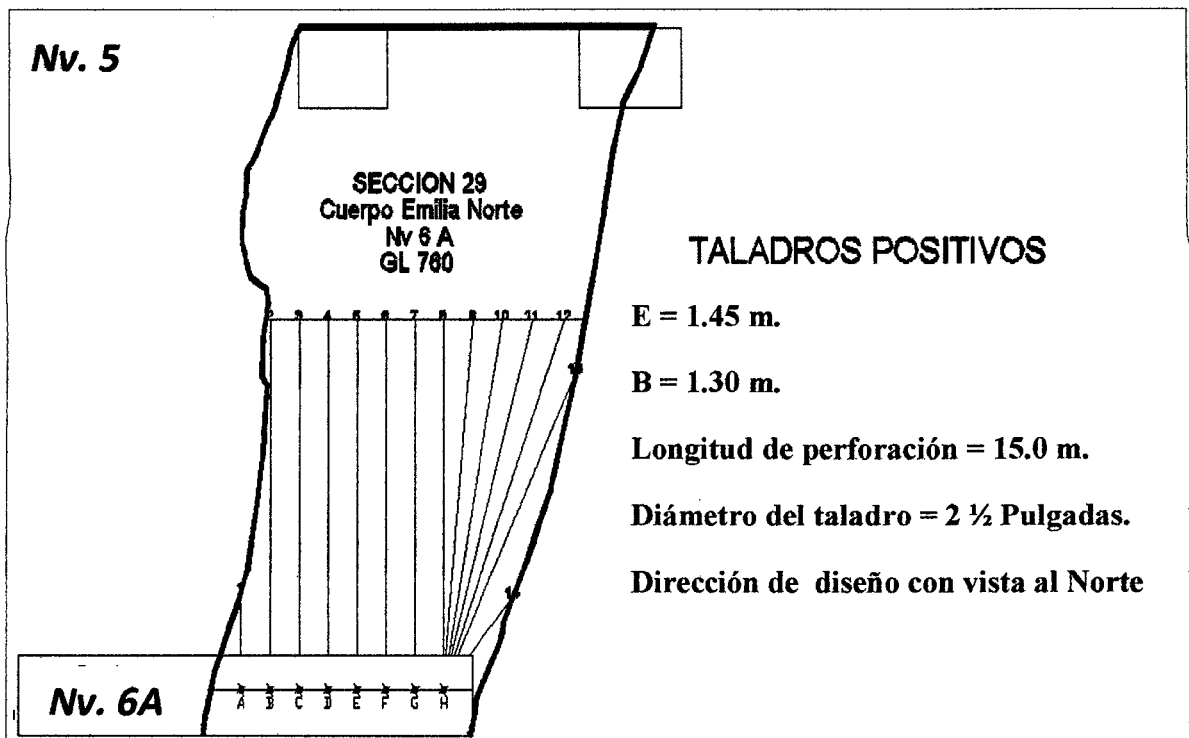


Fig. IV-13: Ilustra el diseño de taladros largos (vista 2D) en sentido positivo, de la sección 29.



Fig. IV-14: Marcado de rasantes, secciones y pivots en la galería para su posicionamiento y perforación con el equipo de taladros largos.

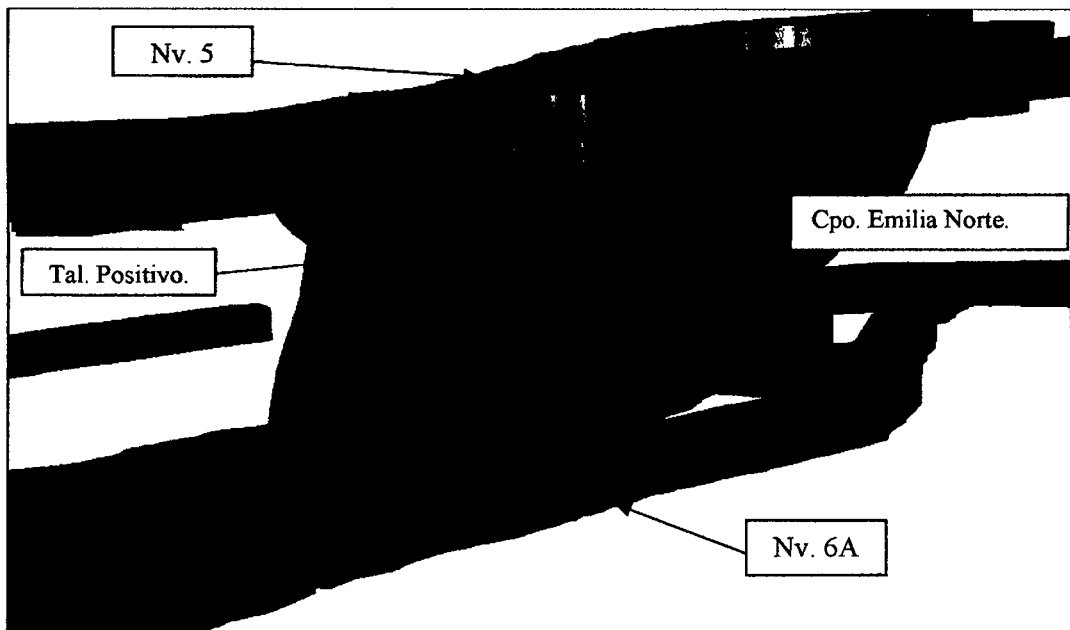


Fig. IV-15: Detalla la proyección en 3D de los taladros largos; con respecto al cuerpo mineralizado y su relación con el laboreo minero.

4.6.5.- Voladura en los Tajeos.- La voladura que se realiza en los tajeos requiere de una serie de actividades tales como son:

a).- Chimeneas (Slot).- Esta labor se desarrolla con finalidad de crear una cara libre para voladura de taladros positivos, para su diseño se toma los siguientes criterios.

- i. Se empieza ubicando según la secuencia de salida del disparo, es decir tomando en cuenta la dirección en retirada del tajeo, esto permite no exponer el personal.
- ii. Su diseño se realiza de acuerdo a la altura del cuerpo, donde se garantice la salida adecuada de todas las secciones y optimizando su recuperación de minado. Por ejemplo si la altura de minado en positivo es de 16 m. por tanto el diseño del Slot debería tener en altura 16 m. siempre y cuando el modelamiento del cuerpo lo permita.
- iii. La voladura lo realiza el personal de maquina chica, las cargas con explosivo se efectúan cada 2 m., para ello el personal mide los dos metros e introduce un tapón en el taladro, esto se hace con la finalidad que no se exceda con la carga en la columna. A cada disparo que permite ganar en altura, a fin de cargar los taladros se deben poner los puntales sobre esta base para poder realizar el carguío del siguiente disparo; por ejemplo si el Slot tiene 16 m. el número de disparos para culminar con su rotura seria 8 disparos.

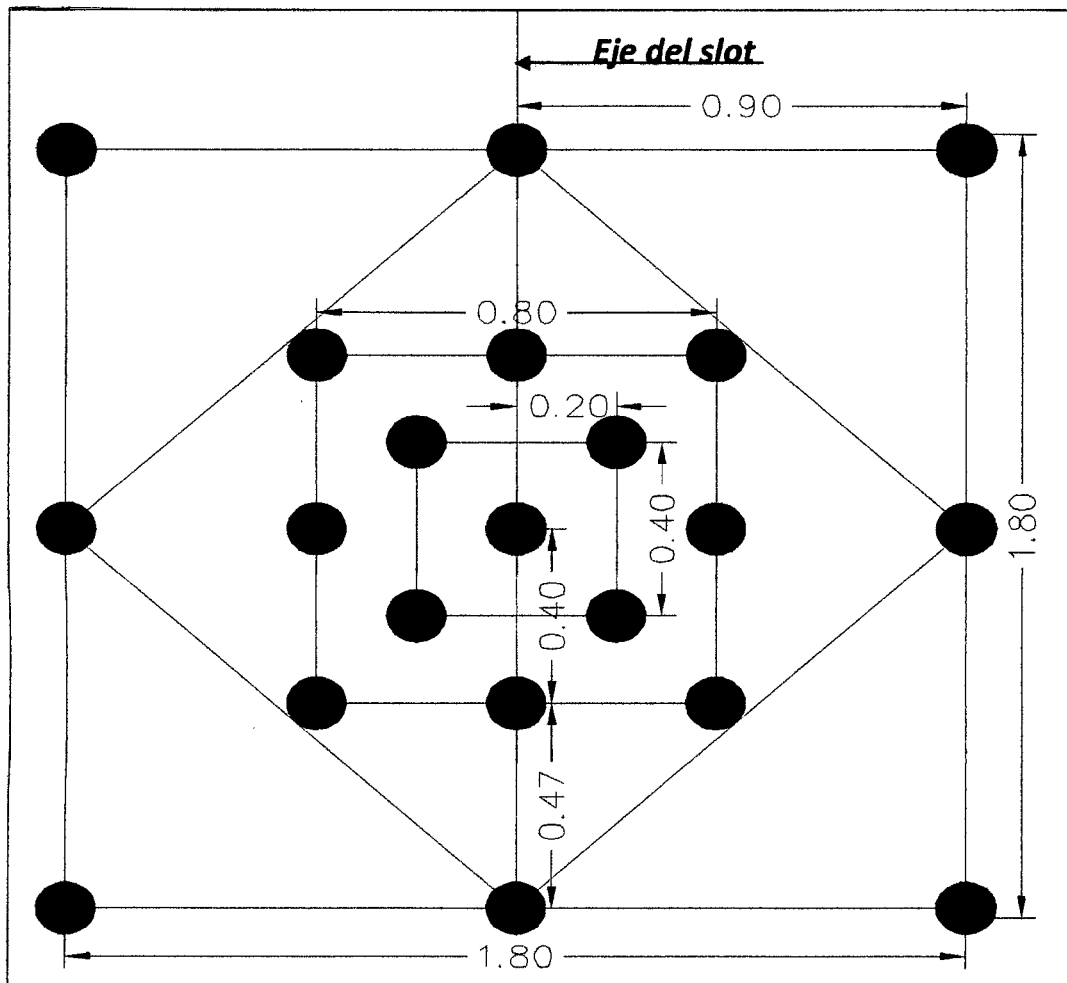


Fig. IV-16: Vista en planta del diseño del slot. Los taladros de color rojo son los que se cargan, el de la parte central queda como taladro de alivio.

En Casapalca, la longitud óptima del slot es de 15 m. para evitar los errores de desvío en la perforación y además como medida de seguridad, la voladura se realiza cada 2.0 m., para la siguiente perforación se colocan puntales que sirven de piso para la sujeción de la línea de vida, carguío y amarre.

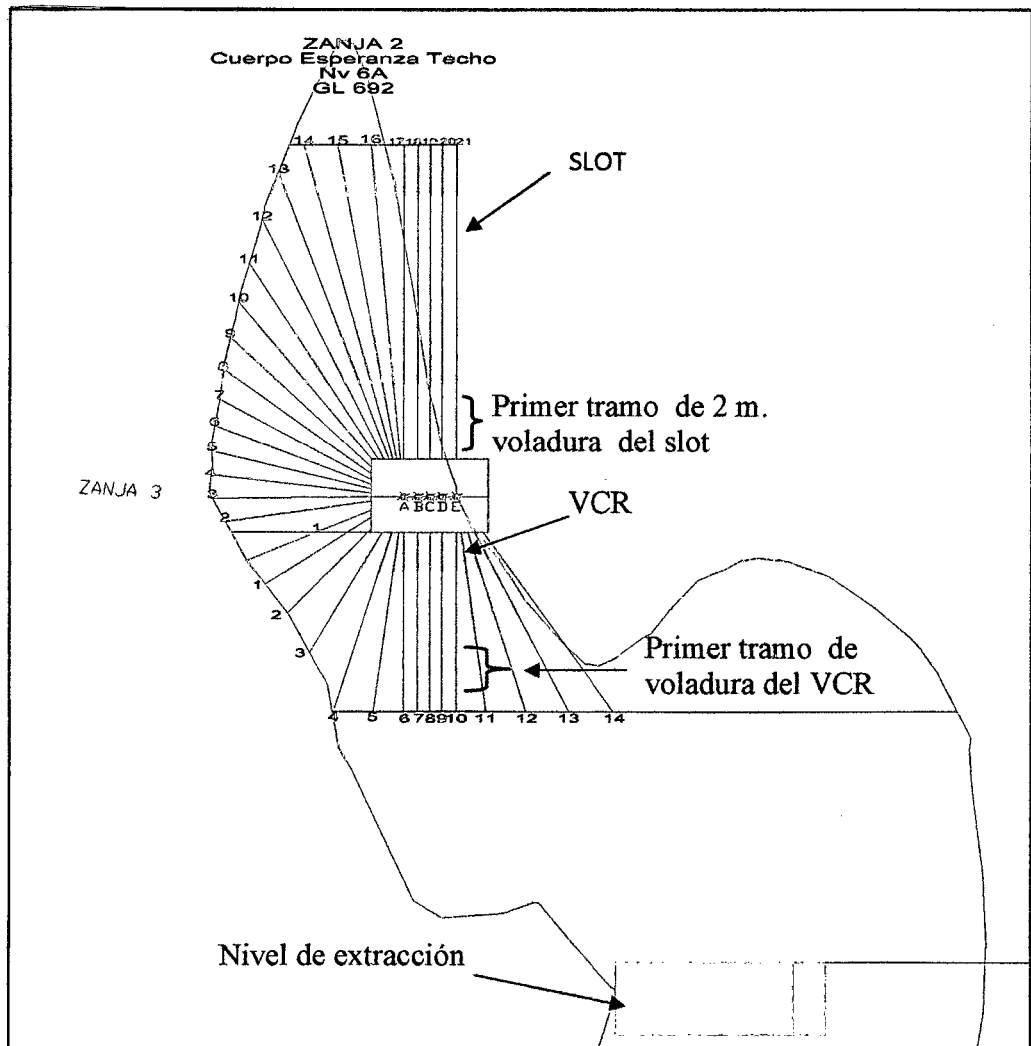


Fig. IV-17: Vista en sección transversal del diseño del slot, del VCR y de la Zanja; la voladura completa de esta sección crea la zanja que finalmente sería la cara libre del tajeo.

- b).-VCR.-**A diferencia del slot es la cara libre para la voladura de taladros largos negativos, la secuencia de la voladura es en rebanadas de cada 2.0 m. en este caso, se inicia la voladura del fondo de los taladros hacia el collar, su desarrollo es igual que el slot.

c).- Voladura de los taladros de producción.- Esta actividad unitaria se realiza en forma sistemática, considerando los siguientes aspectos:

Para la voladura de tajeos se utiliza el Anfo, carmex, cordón detonante, dinamita 65% de 1 ½ pulgadas x 12 pulgadas (cartuchos) y faneles. La voladura consiste en volar paquetes de tres secciones como máximo, la carga operante es de 3 tn. de ANFO.

El iniciador (cebo) de la columna explosiva está constituido por dinamita y fanel y la carga de columna el ANFO.

El carguío se efectúa empleando el Anfocar (cargador neumático) para taladros positivos con mangueras con aire a presión; mientras que en los taladros negativos el carguío se realiza solo por gravedad echando directamente del saco (ANFO a granel).

En general la labor se realiza en retirada desde la cara libre que está ubicado en uno de los extremos de lo block perforado (la chimenea está ubicado en la línea de rumbo de la veta o cuerpo). El avance se realiza en forma escalonada o gradines invertidos el mismo que permite ejecutar el trabajo en condiciones seguras para el personal y equipo.

El carguío de los taladros largos se realiza preferentemente de arriba hacia abajo, lo que facilita y da eficacia en la ejecución, los resultados de la voladura son excelentes.

La voladura se realiza indistintamente en diferentes blocks, y en diferentes tajeos, la única condición es mantener el “blending” (mezcla de mineral), en el rango del 2.8% de Zn.

Desde los niveles de extracción se inicia la voladura de los tajeos aplicando el “undercut drift” (galería de recepción) con el fin de proteger y conservar el “by pass” y también las diferentes ventanas de acceso de limpieza de mineral (draw point’s).

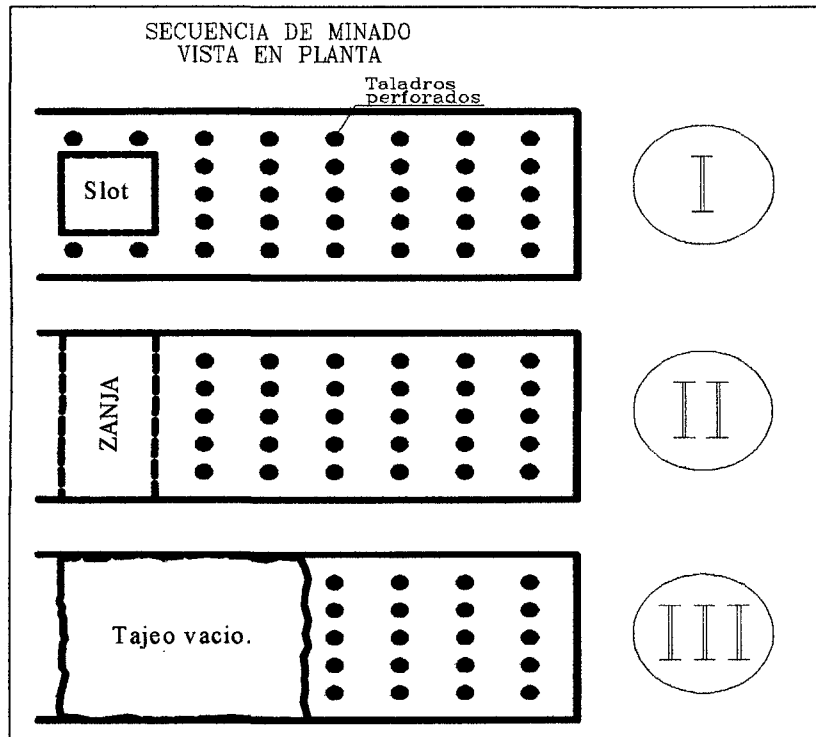


Fig. IV-18: Secuencia de voladura en un tajeo (vista en planta); primero es la apertura chimenea slot, luego la zanja completa, con esta última se genera la cara libre para la voladura de los taladros de producción.

4.5.- Servicios.

El área de servicios tiene asignado la responsabilidad de la red de agua y aire, que básicamente es para los trabajos en los frentes donde se realizan las perforaciones de taladros largos, para las perforadoras neumáticas y palas neumáticas. La red principal de aire está enlazada mediante la instalación de

pulmones de aire en serie y de la misma forma para la red de agua, que está interconectada mediante la instalación de pozos en serie.

La instalación para las operaciones unitarias de la mina, en el caso de suministro de aire se presenta en el cuadro siguiente.

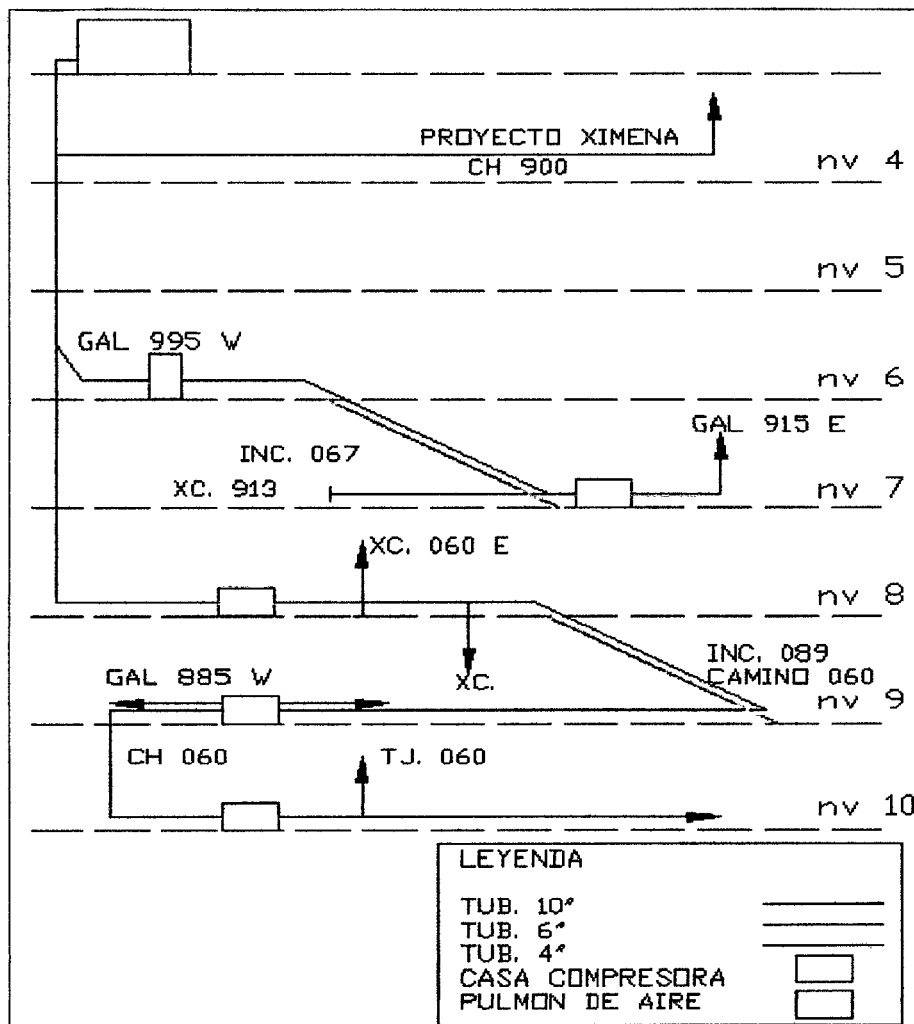


Fig. IV-19: Ilustra el diagrama unifilar de la red de instalación de agua para perforación. **Fuente:** Área de servicios mina Casapalca.

* MAQUINA COMPRESORA FUERA DE SERVICIO

ZONA	Nº MAQ. COMPRESORAS	CAP. TOTAL	ALTURA
CARMEN	10	12800 CFM	4400 msnm
ELOIDA	3	3000CFM	5000 msnm

Cuadro IV-06: Muestra el resumen de maquinas compresas con que se cuenta en la mina Casapalca; con su respectivo capacidad.

4.6.- Ventilación.

4.6.1.- Circuito principal de aire en la mina.- En toda la zona de cuerpos de minerales se identifica un solo esquema de circuito de aire que gira básicamente sobre la captación de aire fresco principalmente de las bocaminas Nivel 600, Alex Nivel 1 y Gubbins Nivel 4, a los que se suma otras vías de menor cuantía. El aire fresco se distribuye a las labores a través de los cruceros principales, rampas, chimeneas y piques antiguos. Todos los ventiladores principales son de extracción de aire viciado, los cuales generan diferencia de presión para que el aire de superficie ingrese a la mina.

El aire que ingresa del Nivel 1 baja por la rampa principal y un pique antiguo distribuyéndose en su recorrido de bajada por los diferentes niveles de la zona intermedia, parte de este aire apoya a la zona baja. El Aire que ingresa por la bocamina del nivel 600 solo abastece a la zona alta. Para la zona baja es alimentado de aire fresco de la bocamina Gubbins y labores de vetas.

El principal problema se presenta en la zona baja, por la cantidad de equipos y la falta de labores suficientes de ingreso de aire fresco y salida de aire viciado, lo cual debería aumentar la velocidad del aire, se suma además las labores sin relleno por los cuales se escapa el aire fresco y disminuyen velocidad en las labores de tránsito de equipos.

4.6.2.- Operación De Ventiladores Auxiliares.- Gran parte de los frentes de desarrollo, preparación y explotación disponen de ventilación auxiliar. Para este efecto se utilizan ventiladores de 10,000, 20,000 y 30,000 cfm (pies³/min) y mangas de polietileno de 18, 24 y 30 pulgadas de diámetro. Los ventiladores impulsan el aire fresco a través de mangas hacia los frentes, el aire usado retorna por la labor de acceso al frente de trabajo hacia una vía de evacuación de aire. Debido a la reducida sección transversal de las labores de acceso a los frentes de trabajo, el aire fresco que llega a los frentes es mínimo. Normalmente las mangas se encuentran muy deterioradas con rotura en toda su longitud debida principalmente al tránsito permanente de “scooptrams”.

Ingreso de aire fresco	Temperatura °C	Sección m ²	Velocidad m/s	Caudal	
				m ³ /min.	CFM
Bocamina Alex - NV.1	7.5	17.15	183.60	3,149	111,195
Ingreso Mariana -NV.1	15.4	5.50	64.80	356	12,586
Ingreso XC.800 de Mariana y Oroya	9.8	9.86	59.40	586	20,683
Ingreso XC.800 de Gubbins	8.0	9.86	171.60	1,692	59,750
Ingreso Bocamina NV.600	4.5	17.28	110.40	1,908	67,369
Ingreso Esperanza Gal. 545 - NV.7	17.6	5.76	96.00	553	19,527
NV.8	28.7	9.00	75.00	675	23,837
NV 10	15.0	7.20	159.00	1,145	40,427
Total Ingreso Aire				10,063	355,374

Cuadro IV-07: Indica el caudal de ingreso de aire fresco a la mina.

Salida de aire viciado	Temperatura °C	Sección m ²	Velocidad m/s	Caudal	
				m ³ /min.	CFM
Bocamina NV 400	11.0	10.88	166.98	1,817	64,161
Bocamina XC 244	22.0	9.12	310.00	2,827	99,840
Bocamina NV 430				2,322	82,000
RB Ventilación				4,163	147,000
Labores Antiguas				1,133	40,000
Total Salida				12,261	433,001
Balance Entre Ingreso y Salida				+ 2,198	+77,627

Cuadro IV-08: Indica la salida de aire viciado y el balance entre el ingreso y salida.

USO	CAUDAL		
Personal (170)	1,020 m ³ /min.	36,020	CFM
Equipos Diesel (5,695 HP)	18,197 m ³ /min.	642,591	CFM
Contaminantes	2,165 m ³ /min.	76,408	CFM (Puntual)
Total	21,382 m ³ /min.	755,019	CFM
Total Necesario	19,217 m ³ /min.	678,611	CFM

Cuadro IV-09: Indica el caudal de aire necesario en mina.

Descripción	CAUDAL
REQUERIMIENTO DE AIRE	678,611 CFM
INGRESO DE AIRE	355,374 CFM
DEFICIT DE AIRE	323,237 CFM
COBERTURA	52 %

Cuadro IV-10: Indica el balance de caudal de aire entre el requerimiento y ingreso.

Los cuadros del IV-07 al IV-10 ilustran el estudio de los caudales de aire de ingreso, salida, déficit y su proyección en función al crecimiento de sus operaciones en mina y qué en función a ello se plantee proyectos para mejorar la ventilación.

4.7.- Características de la profundización y Proyectos

La mina Casapalca, según los estudios prospectivos en subterráneo y de avance de frentes, la mineralización puede llegar hasta los 2 km por debajo de la superficie. En efecto, los trabajos que opera la empresa Minera los Quenuales en niveles situados a una altura de 3400 m.s.n.m. (a la altura del distrito de San Mateo), cuyas exploraciones con perforaciones diamantinas, permiten a la mina Casapalca de plantear sus trabajos de profundización por medio de galerías inclinadas (30° en general) y rampas en espiral.

Así por ejemplo, la galería inclinado “700” que va desde el nivel 4 hasta el nivel 7, la galería inclinado “1000” que sirve para conectar el nivel 7 con el nivel 10, la galería inclinada “1200” que va del nivel 10 al nivel 14 y la galería inclinada 1800 que une el nivel 14 al nivel 18. De esta manera, se piensa profundizar la mina haciendo una serie labores de reconocimiento y de exploración en este nivel 18. Este nivel servirá como nivel base para la secuencia de minado, a partir del cual se hará el reconocimiento de los niveles posteriores (niveles 17, 16, y 15) y consiguiente minado. Por otro lado, además de las galerías inclinadas, se tiene una serie de proyectos que deben enlazarse a esos niveles, tales como el pique circular 790, que se encuentra en la zona de Oroya y el pique rectangular 650, que se conectan directamente los “ore pass” (conducto de extracción de mineral) y de ahí para la alimentación a los “pockets” (bolsillos de almacenamiento del mineral). Para ello mostraremos el plano del pique 650 con todas sus instalaciones tanto como la chancadora en el interior mina, las fajas que va alimentar a los “pockets”, (ver anexo).

CAPITULO V

**GENERACIÓN DE DATOS, APLICACIÓN DE
MODELO MATEMÁTICO Y MODULO
CARRASCOVOL.**

5.1.- Generación de datos y cálculos.

5.1.1.- Caracterización geomecánica del macizo rocoso en la mina Casapalca.

5.1.1.1.- Registro de datos geomecánicos.

A.- Cartografía.

Para la caracterización del macizo rocoso, se tomaron datos de forma sistemática en el interior de mina, donde se usó el “método directo por celda de detalle”. Este trabajo fue realizado por la empresa consultora DCR Ingenieros S.R.Ltda, consistió en la realización de mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medida (En), utilizando los formatos estandarizados por la **sociedad internacional de mecánica de rocas (IRSM)**.

Los parámetros geomecánicos tomados son: tipo de roca, sistema de discontinuidades, orientación, espaciados, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, intemperización y presencia de aguas. Adicionalmente se tomaron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento.

El departamento de geomecánica de la mina establece las siguientes propiedades físicas y mecánicas, los cuales influyen en la reacción de la masa rocosa frente a la energía producida por la detonación del explosivo:

- Tipo de Roca.
- Dureza.
- Densidad.
- Resistencia al Compresión y Tensión dinámica.
- Modulo de Young.

○Relación de Poisson.

○Cohesión.

○Fricción interna.

a).- Distribución de discontinuidades.

El tratamiento de los datos se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica (red de Wulff), utilizando la versión avanzada del programa de cómputo *DIPS* (1990), elaborado por *M.S. Diederich y E. Hoek*, del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto.

Los resultados de las características de distribución de los sistemas de fracturamiento, se muestran en los formatos del mapeo geomecánico para cada estación de medida (ver Anexo N° 02); e igualmente en los planos Geomecánicos, donde se encuentran agrupados por similitud del arreglo estructural, que corresponde generalmente a las zonas mineralizadas, incluyendo las zonas estériles de las cajas.

De manera general en el área de evaluación de la fracturación, como se muestra en las Figuras 35, 36 y 37, se presentan tres grandes sistemas de fracturas que afectan el conjunto de la mina. Estos sistemas son:

Sistema 1: Con rumbo N12°O y buzamiento 74°SO.

Sistema 2: Con rumbo N82°E y buzamiento 76°SE.

Sistema 3: Con rumbo N20°O y buzamiento 76°NE.

Todos estos sistemas están conformados mayormente por diaclasas. El sistema principal de fallas, en esta área de evaluación, tiene rumbo de NE a SO y buzamientos moderados a altos hacia el NO. En el análisis estereográfico compósito no se puede apreciar este sistema de fallas,

debido al reducido número de las mismas frente a la numerosa cantidad de diaclasas.

La conformación estructural de estas áreas mineralizadas y estériles, han sido identificadas por correlación y similitud entre las estaciones de mapeo geomecánico.

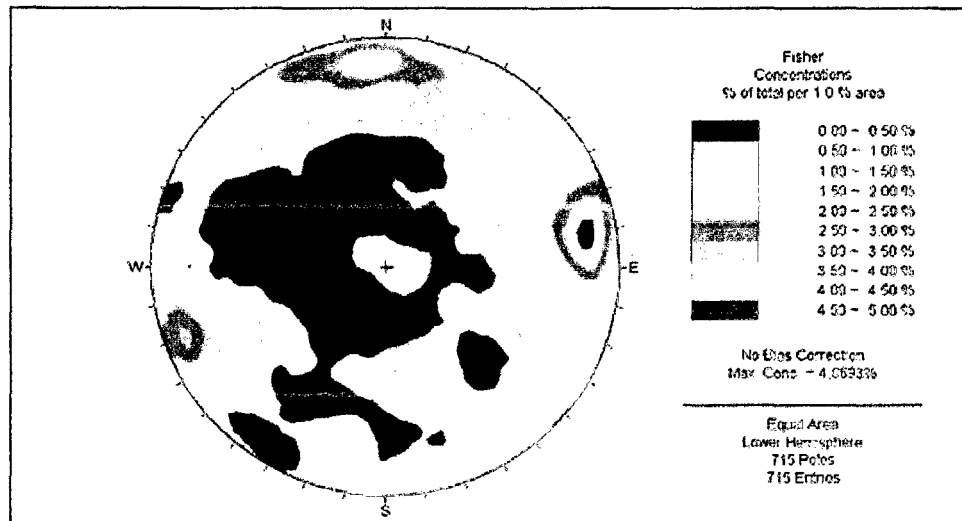


Fig. V-01: Diagrama estereográfico mostrando los polos de los tres sistemas de diaclasas y fallas.

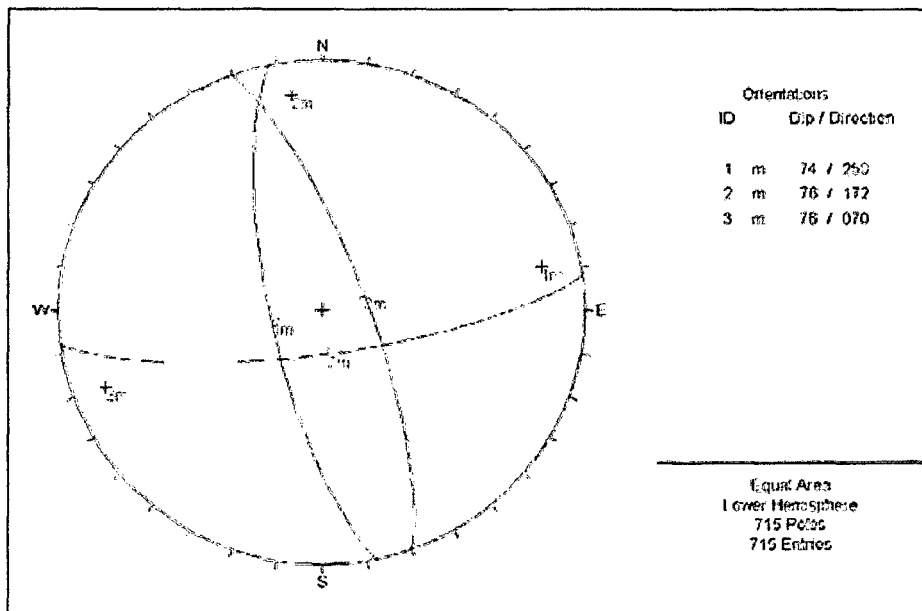


Fig. V-02: Diagrama estereográfico que ilustra los promedios de los polos de los planos principales de diaclasas y fallas.

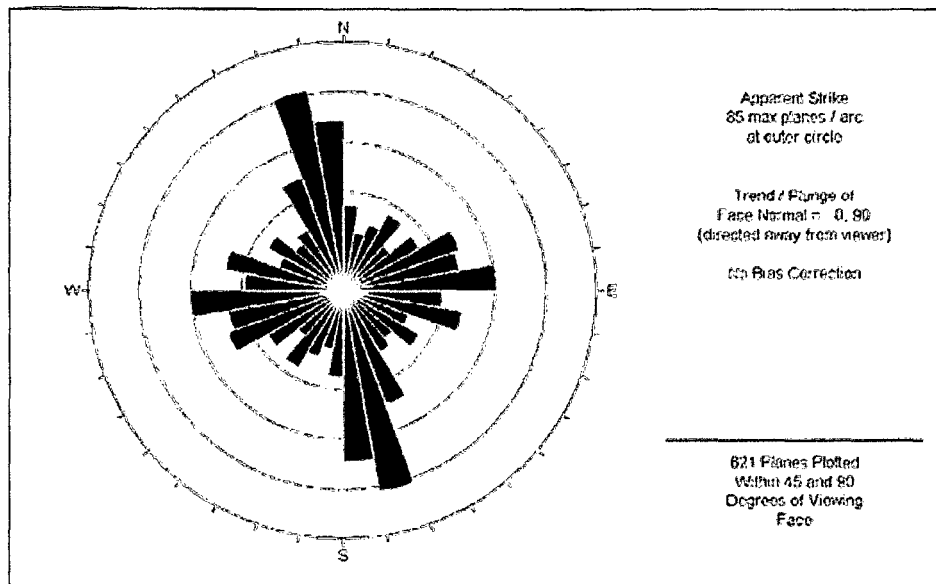


Fig. V-03: Muestra el diagrama “rosa de fracturación” del compósito general.

b).- Aspectos estructurales.

Las características estructurales de la fracturación, se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información, ella fue registrada mediante el mapeo geomecánico de afloramientos rocosos, según esto, las principales características estructurales de la fracturación, mayores (fallas) y menores (diaclasas) son las siguientes:

i. Fallas.

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 3 a 10 m. La persistencia es de decenas de metros y en algunos casos de unas centenas de metros; la apertura es de 1 a 5 mm, cuyas superficies de las caras son ligeramente rugosas a lisas, igualmente los espejos de falla están estriados. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 5 y 10 cm.

Las fallas son estructuras abiertas y favorables para las filtraciones de aguas superficiales hacia el interior del macizo rocoso.

ii. Diaclasas.

Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm.; persistencia de 3 a 10 m.; apertura variable de 1 a 5 mm y menores de 1mm en algunos casos cerrada y sin relleno; la rugosidad de las paredes varia de ligeramente rugosa a medianamente rugosa, con relleno de calcitas de espesores entre 0.5 a 1 cm. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general muestran la presencia de goteo de agua.

B.- Tratamiento y análisis de datos geomecánicos.

Antes de desarrollar esta parte del tema, es necesario indicar el tipo de litología presente, que es afectada por las discontinuidades estructurales. Las rocas afectadas son esencialmente las “capas rojas”. Estas rocas están constituidas por intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, las areniscas son de grano fino a grueso con débil estratificación.

Sobre yaciendo a las “capas rojas” se encuentra el miembro el Carmen, compuesto por una serie de paquetes de conglomerados y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y aglomerados volcánicos. Los conglomerados, que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

a).-Resistencia de la roca intacta.

Es uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c).

Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geomecánico de las labores mineras, se ejecutaron “ensayos de golpe”, con el martillo de geólogo y con el martillo de Schmidt, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta. Los valores de las resistencias, así estimadas, se presentan en los formatos del Anexo N° 02.

A fin de verificar los resultados de los ensayos de campo, se llevaron a cabo, en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP (Pontificia Universidad Católica del Perú), ensayos de compresión uniaxial, sobre las muestras de roca de la Mina Casapalca. Los resultados de estos ensayos se presentan en el Cuadro: V-01

Otro parámetro importante del comportamiento mecánico de la roca intacta es la constante “ m_i ” del criterio de falla de Hoek & Brown. Este parámetro fue determinado también mediante ensayos de compresión triaxial en laboratorio de mecánica de rocas. Los resultados completos se muestran en el Cuadro: V-02.

Finalmente, con respecto a la roca intacta, se han llevado a cabo también ensayos de las propiedades físicas, a fin de tener disponible estos parámetros para los cálculos de diseño, los resultados se presentan en el Cuadro: V-03.

Muestra	Diámetro (cm.)	Altura (cm.)	Carga (Kg.)	Resistencia a la Compresión Simple (Kg./cm ²)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
NV-5A CPO-EMI	5.71	11.32	11300	440.79	43.20
NV-5A MERY-S ORE	5.71	11.32	32400	1263.87	123.86
NV-5A CPO-ESP ORE	5.71	11.31	16600	647.47	63.45
NV-4B CPO-SOF	5.71	11.34	27200	1061.26	104.00
NV-4B CPO-EMI	5.72	11.39	18500	719.53	70.51
NV-5A MERY-N ORE	5.71	11.27	43600	1699.81	116.58
NV-3A CPO-SOF	5.72	11.38	19900	773.90	75.84
NV-5A GAL-780	5.71	11.34	42550	1660.17	162.70
NV-5A XC-780	5.72	11.36	52150	2027.63	198.71
NV-4B GAL-841	5.71	11.35	54400	2122.76	208.03
NV-5A XC-850	5.72	11.34	35600	1383.85	135.62
NV-3A GAL-894	5.71	11.34	15600	608.67	59.65

Cuadro V-01: Muestra los resultados del ensayo a la compresión uniaxial de las muestras tomadas en campo. Para el caso de cálculo se toma el valor de 123.86Mpa, ya que corresponde a la zona mineralizada. Estandarizado según Protodyakonov ($L/D = 2$).

Código	Muestra	Diámetro (cm.)	Altura (cm.)	Carga (Kg.)	Confin. (MPa)	m_i	Ángulo De Fricción Interno (°)	Cohesión (MPa)
<i>NV-4B CPO-EMI ORE</i>	1	3.04	5.98	8150	1	14.80	47.20	20.60
<i>NV-5A CPO-EMI ORE</i>	1	3.04	6.17	9250	3			
<i>NV-4B CPO-SOF ORE</i>	1	3.04	6.09	10400	5			
<i>NV-5A MERY-N ORE</i>	1	3.04	5.95	11150	7			
<i>NV-5A MERY-S ORE</i>	1	3.04	6.17	12200	9			
<i>NV-5A CPO.ESP ORE</i>	1	3.04	6.01	13000	11			
<i>NV-4B GAL-841 WASTE</i>	1	3.04	6.01	5000	1	18.10	51.30	28.90
<i>NV-3A GAL-894 WASTE</i>	1	3.05	6.03	8000	3			
<i>NV-5A XC-850 WASTE</i>	1	3.04	6.06	14300	5			
<i>NV-5A XC-780 WASTE</i>	1	3.04	5.94	17300	7			
<i>NV-5A GAL-780 WASTE</i>	1	3.04	5.90	18400	9			
<i>NV 5A XC-780 WASTE</i>	1	3.04	5.90	15000	11			

Cuadro V-02: Muestra los resultados del ensayo a la compresión triaxial de las muestras tomadas en campo, donde se determino la constante “ m_i ” de criterio de falla de Hoek & Brown.

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Densidad Seca (gr./cm ³)	Densidad Húmeda (gr./cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Especifico Aparente (KN/m ³)
NV-4B CPO-EMI ORE	5.72	9.94	2.77	2.80	2.83	1.02	27.21
NV-5A CPO-ESP ORE	5.71	12.56	2.82	2.82	0.65	0.23	27.64
NV-5A /XC-850 WASTE	5.71	11.40	2.69	2.70	1.44	0.53	26.38
NV-5A /XC-780 WASTE	5.67	9.79	2.83	2.84	0.95	0.34	27.79

Cuadro V-03: Muestra los resultados del ensayo de las propiedades físicas de las muestras tomadas en campo.

b).-Resistencia de las discontinuidades.

Desde el punto de vista de la estabilidad, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad en la masa rocosa y por tanto constituyen planos potenciales de falla. La resistencia al corte, en este caso, está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Para propósitos de los cálculos de diseño, se han determinado los parámetros de corte mediante la ejecución de ensayos de corte directo en laboratorio de mecánica de rocas.

Muestra	Angulo de Fricción Residual (°)	Cohesión (MPa)
NV-5A MERY-N ORE	28.90	0.147
NV-4B GAL-841 WASTE	28.70	0.151

Cuadro V-04: Ilustra los resultados del ensayo de corte directo realizados en las muestras.

c).-Resistencia de la masa rocosa.

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2006), mediante el programa Roclab de Rocscience Inc. (2006). Para ello, se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta y de la constante “ m_i ” de la roca intacta, desarrollados en este estudio. Como en el mapeo geomecánico fueron observados mayormente condiciones húmedas, los valores de calidad RMR (rock mass rating) corresponden a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica). A continuación citamos los parámetros de elasticidad.

- **Módulo de Young e Índice de Poisson.**-La relación de *Poisson* y el módulo de elasticidad son determinados por ensayos de laboratorio. El módulo de *Young* es la relación entre la tensión normal y la deformación unitaria longitudinal para cada material elástico.

El resultado de los ensayos en laboratorio de observa en el cuadro:

V-05

Tipo de roca	RMR	σ_c MPa	γ	H (m)	“ m_i ”	m	s	E MPa	Poisson ν
Sección 1									
Mineral	64	160	27.5	480	15	3.007	0.0099	21489	0.25
Mineral	66	160	27.5	480	15	3.288	0.0128	23520	0.25
Desmonte	62	150	26.5	480	18	3.300	0.0077	18273	0.25
Desmonte	64	160	26.5	480	18	3.608	0.0099	21489	0.25
Desmonte	66	160	26.5	480	18	3.945	0.0128	23520	0.25
Sección 2									
Mineral	62	150	27.5	480	15	2.750	0.0077	18273	0.25
Mineral	64	160	27.5	480	15	3.007	0.0099	21489	0.25
Mineral	66	160	27.5	480	15	3.288	0.0128	23520	0.25
Desmonte	58	140	26.5	480	18	2.760	0.0046	13751	0.25
Desmonte	63	150	26.5	480	18	3.451	0.0087	19204	0.25
Desmonte	66	160	26.5	480	18	3.945	0.0128	23520	0.25
Sección 5									

Mineral	62	150	27.5	480	15	2.750	0.0077	18273	0.25
Desmonte	60	150	26.5	480	18	3.018	0.0059	16461	0.25
Desmonte	62	150	26.5	480	18	3.300	0.0077	18273	0.25
Sección 7									
Mineral	61	150	27.5	480	15	2.630	0.0067	17358	0.25
Mineral	63	150	27.5	480	15	2.876	0.0087	19204	0.25
Mineral	68	160	27.5	480	15	3.595	0.0165	25551	0.25
Desmonte	59	140	26.5	480	18	2.886	0.0052	14546	0.25
Desmonte	63	150	26.5	480	18	3.451	0.0087	19204	0.25

Cuadro V-05: Ilustra los resultados del ensayo de corte directo realizados en las muestra de laboratorio.

d).-Esfuerzo in situ.

La profundidad promedio de las áreas de minado es de unos 480 m con respecto a la superficie, a este nivel se considera que los esfuerzos son de magnitud relativamente moderada, pudiendo en ciertos casos llegar a ser altos.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando una profundidad de 480 m antes señalada. Según este criterio, el esfuerzo vertical insitu resulta aproximadamente 13 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo insitu horizontal, fue estimado utilizando el criterio de Sheorey (1994) y las observaciones de campo realizadas, según esto, “k” sería aproximadamente de 0.55, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal insitu también de aproximadamente 7 MPa.

Es conocido que en la Mina Casapalca, en los niveles más profundos ocurren problemas relacionados la liberación de esfuerzos, acompañado con estallidos de rocas.

C.- Condición de las aguas subterráneas.

En la zona de estudio (que comprende varios niveles) la presencia de agua subterránea no es muy significativa. Lo que se ha observado, durante los trabajos de campo, han sido condiciones de la masa rocosa mayormente secas a húmedas; sin embargo, en ciertas áreas y en forma local se han observado condiciones de mojado y/o con goteo. Dada la presencia del agua subterránea, se espera que no haya influencia significativa en las condiciones de estabilidad para las excavaciones asociadas al minado.

D.- Interpretación geomecánica.

a).-Clasificación de la masa rocosa.

Para clasificar geomecánicamente la masa rocosa, se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados líneas arriba sobre la resistencia de la roca intacta.

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fractura por metro lineal.

La utilización del criterio de Bieniawski (modificado en 1989), para esta evaluación y clasificación de la masa rocosa, se presenta en el siguiente cuadro:

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	> 60	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIIB	41 – 50	Regular B
IVA	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	< 20	Muy Mala

Cuadro V-06: Muestra el criterio de clasificación geomecánica según Bieniawki (1989), los resultados obtenidos se relacionan de acuerdo al RMR y el tipo de roca.

Los resultados de la evaluación de la masa rocosa, según los mapeos subterráneos realizados, se encuentra entre los tipos de IIIA y II (RMR de 55 a 65), es decir entre las rocas de calidad Regular A y de calidad Buena. Localmente, existe la presencia de rocas de calidad regular B (IIIB-RMR 41-50), en el rango superior y en algunos sitios muy puntuales de calidad mala A (IV - RMR 31- 40).

Parámetros geomecánicos	Calificación
1.- Descripción del macizo rocoso (RMD)	
Friable poco consolidado	10
<u>Diaclasado en bloques</u>	<u>20</u>
Totalmente masivo	50
2.- Espaciamiento entre planos de juntas (JPS)	
Pequeño (< 0.1m)	10
<u>Intermedio(0.1 a 1 m)</u>	<u>20</u>
Grande(> 1m)	50
3.- Orientación de planos de juntas(JPO)	50
Horizontal	
Buzamiento normal al frente	
<u>Dirección normal al frente</u>	10
Buzamiento coincide con el frente	20
4.- Influencia de las densidad de las rocas(SGI)	<u>30</u>
SGI=25 a SGI= 50	40
(Donde SG es la T_n/m^3 de las rocas)	

Cuadro V-07: Ilustra una tabla de referencia para dar valores a los parámetros geomecánicos.

b).-Zonificación de la masa rocosa

Para la aplicación adecuada de los diferentes métodos de cálculo de mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa que se estudia, se divida en áreas con características estructurales y mecánicas similares. Los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos, solo cuando las masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas sean similares. Por ello, es necesario realizar la zonificación geomecánica donde se establezca los dominios estructurales.

La masa rocosa ha sido caracterizada y definida como roca de calidad Regular A (IIIA) a Buena (II). Estas rocas conforman el dominio estructural principal de la mina. El detalle de los planos de zonificación está en el anexo N° 02.

Item	Parámetros Mecánicos y físicos de la roca	Valoración y/o Ponderación
01	Tipo roca (IIIA - II) RMR	60
02	Resistencia a tensión dinámica (Chipetta)	371.58 Mpa
03	Resistencia a la compresión simple	123.86 Mpa
04	Descripción del macizo rocoso (RMD)	20
05	Espaciamiento entre planos de juntas (JPS)	20
06	Orientación de planos de juntas (JPO)	30
07	Influencia de las densidades de las rocas (SGI)	20
08	Modulo de elasticidad Young	21489 Mpa
09	Cohesión	147 Kpa
10	Angulo de fricción interna	47.2°
11	Relación de Poisson	0.25
12	Densidad	2.8
13	Dureza	Media a alta

Cuadro V-08: Muestra el resumen de los parámetros físico mecánicos determinados y los valores optados, de acuerdo a los datos tomados en campo (cuadro V-07), los cuales servirán para los cálculos de los parámetros de voladura y predicción de resultados.

5.1.2.- Selección de equipos de perforación de taladros largos.

Para iniciar el proceso de perforación de taladros largos se debe tener en cuenta los siguientes criterios:

- Perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso.
- Tamaño de fragmentos requeridos.
- Diámetro de los taladros y longitud de taladro.
- Orientación y espaciamiento de taladros
- Desviación de taladros.
- Sección del laboreo.

Dichos factores son los que determinan el tipo de máquina y el diseño de perforación de taladros largos.

Es importante realizar el control del % de desviación de taladros largos como máximo no debe exceder el 2%. También es importante el controlar las irregularidades en la perforación como taladros fuera de diseño, taladros desviados y taladros cortados.

Bajo los criterios mencionados los equipos empleados para la perforación de taladros largos son básicamente los del modelo Raptor que son equipos electrohidráulicos, para su operatividad requiere de corriente alterna de 240 voltios, agua y aire, las longitudes de perforación son hasta 30.00 m. en dirección positivo y 25.00 m. en sentido negativo.

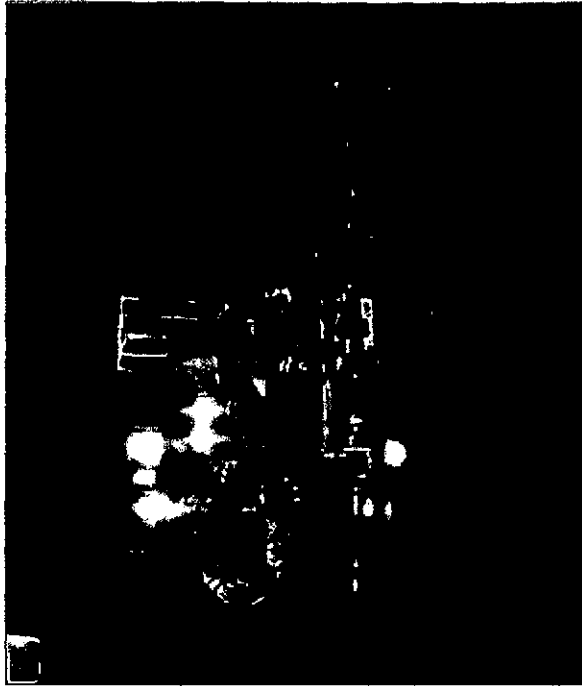


Fig. V-04: Muestra el posicionamiento, nivelación y alineamiento de perforación del equipo en el interior mina.

Equipo	Especificaciones Técnicas	Requerimiento
RAPTOR (EQUIPOS DIESEL AUTOPROPULZADO HIDRONEUMÁTICO)	Sección mínima para la perforación de la labor	3.5 x 3.5 m.
	Distancia mínima desde el hastial hasta el eje del pivot del equipo	1.50 m.
	Radio de giro interno del equipo	2.20 m.
	Radio de giro de la pluma alrededor del pivot	360° en abanico
	Declinación e inclinación del pluma respecto a la corrediza o carrera(por donde se mueve la pluma tanto para taladros en paralelo e inclinaciones respecto a la dirección del equipo)	Inclinación en dirección frontal del equipo 110° y declinación a la parte posterior 70°.
	Velocidad de desplazamiento	7 Km/Hr
	Presión de agua	5 Bar.
	Energía media tensión	440 vol.
	Longitud de perforación	25 mts.

Cuadro V-09: Ilustra las especificaciones técnicas de operación y suministro de servicios auxiliares.

a).-Análisis y medición de desviación.

i.Concepto y tipos de desviación.- Según Hustrulid (Sub level Stopping Engineering and planning) está determinado por la diferencia de la longitud del punto de llegada entre el programado y la posición real del taladro. Esta diferencia puede expresarse como una longitud o mayormente como un porcentaje con respecto a la profundidad total del taladro.

La desviación absoluta "Y".- Significa la diferencia que existe entre la posición del taladro proyectado y su posición real.

La desviación relativa "X".- Es la posición real del taladro con respecto al otro. La desviación relativa implica que todos los taladros son igualmente influenciados por la misma condición de la roca o equipo el cual debe ser llamado como influencia sistemática.

La desviación estándar.- Es aplicada cuando varios taladros presentan cuantitativamente un similar porcentaje, bajo las condiciones de trabajo, el estándar es importante para obtener el Burden práctico.

ii.Calculo de la desviación.

$$R = (R_c^2 + R_d^2 + R_r^2)^{1/2}$$

Donde:

R_c, Es la desviación causada por el emboquillado.

R_d, Es la desviación por mal posicionamiento y alineamiento de la columna de varillaje.

R_r, Son las desviaciones ocasionadas dentro del taladro.

Todos estos componentes deben ser sumados de forma tridimensional en el espacio y caracterizado: donde la desviación por el emboquillado es

una constante mientras que los otros se incrementan a medida que se profundiza.

La desviación estándar debemos restar al Burden óptimo para obtener el Burden práctico o real.

iii. Orígenes y causas de la desviación

La desviación tiene dos orígenes:

Fuera del taladro:

- 1.-Mal diseño (no considerar el estándar de perforación)
- 2.-Incorrecto estacionamiento.
- 3.-Mal alineamiento.
- 4.-Mal empate.

Dentro del taladro:

- 1.- Condiciones geológicas.
- 2.-Inadecuada técnica de perforación.
- 3.-Herramientas inadecuadas.

Causas de desviación:

- 1.-Diseño.
- 2.-Equipos y accesorios.
- 3.-Condiciones geológicas.
- 4.-Condiciones geomecánicas.
- 5.-Operación.

1.-Diseño.

Para el control adecuado, se debe tener en cuenta lo siguiente:

- ✓ Encontrar el rango de desviación para obtener el factor de corrección en el Burden para la malla.
- ✓ Levantamiento topográfico de los taladros como medida de control.
- ✓ La altura del eje de la corredera dependerá de la altura del equipo (1.70 a 1.50m).
- ✓ Marcado del eje horizontal (rasante) y el eje de la sección.
- ✓ Levantamiento del tajo concluido con la voladura y limpieza.

2.-Equipos y accesorios.

Los equipos de taladros largos deben tener en consideración lo siguiente:

- ✓ Sistema de nivelación adecuado, especialmente en mantener la horizontalidad.
- ✓ Poseer stinger de fijación en la parte superior e inferior del carril para evitar la desviación al momento de perforar.
- ✓ Eje sinfin debe permitir perforar al menos dos taladros paralelos desde una sola posición del equipo.
- ✓ Debe tener un sistema de lector de ángulos.
- ✓ Un sistema laser que indique el nivel horizontal de perforación y la posición vertical del punto de perforación.

Accesorios.

- ✓ Brocas en buen estado.
- ✓ Barras tubo tack (barra estabilizadora)
- ✓ Clinómetro adecuado.
- ✓ Laser

- ✓ Cinta métrica.

3.- Condiciones geológicas.

La presencia de fallas, geodas y zonas intensamente fracturadas originan la desviación, en casos mayores no se puede continuar con la perforación por falta de retorno del agua, aire y barrido de detritus.

4.-Condiciones geomecánicas.

- ✓ El cambio de dureza en el terreno originan cambios en la dirección de la perforación.
- ✓ Infiuye el RMR en el diseño, por tal razón es importante conocer el RMR de la roca encajonante y mineral.
- ✓ Sectorizar los RMR en un tajo es de suma importancia, ya que esto varía a lo largo del tajo.

5.-Operación.

Factores fuera del taladro.

- ✓Error de posicionamiento del equipo.
- ✓Error de selección o lectura de ángulos.
- ✓Error de fijación de la viga de avance.

Factores durante la perforación.

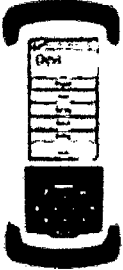
Parámetros de perforación.

- ✓Rotación.
- ✓Barrido.
- ✓Percusión.
- ✓Presión de avance.

Estos parámetros de perforación son los que deben quedar en claro para el conocimiento del operador y pueda evitarse en lo posible la desviación.

Con el objetivo de mejorar la calidad de la fragmentación del mineral en los Tajeos y así controlar el banqueo; lo cual implica optimizar el costo de operación relacionado a la voladura (reducir la voladura secundaria), se ha tomado las siguientes medidas:

La compañía ha adquirido un equipo de control de perforación de taladros largos (Equipo Devitool – PeeWee). Con las siguientes características:

<p>Descripción</p> <p><u>DeviTool™ PeeWee</u></p> 	<p>Es un equipo electrónico de medición de trayectoria multi-shot compacto y resistente con la misma tecnología del Multi-shot Standard.</p> <p>Su diámetro pequeño de sólo 30 mm le permite ser usado a través de tubería AQ y está especialmente diseñado para medir trayectoria de taladros de voladura. No requiere de contenedores adicionales pesa sólo 5.2 Kg.</p> <p>Entrega la misma información, es decir inclinación por acelerómetros y la intensidad del campo magnético como Azimut además de la orientación de la cara del instrumento (útil para perforaciones dirigidas).</p> <p>Utiliza el mismo PAD y software de los demás equipos DEVICO lo que permite ver la trayectoria en el punto de perforación.</p>
<p>Características</p>	<p>Peso 5.2 Kg. / 11.5 libras Diámetro 30mm / 1.18 pulgadas Longitud 1400 mm / 55.2 pulgadas</p> <p>Su precisión es: Inclinación: +/- 0.2° Azimut: +/- 0.5° Tool FACE: +/- 0.2°</p>

Cuadro V-10: Muestra las características técnicas y descripción del equipo de medición de desviación de taladros largos.

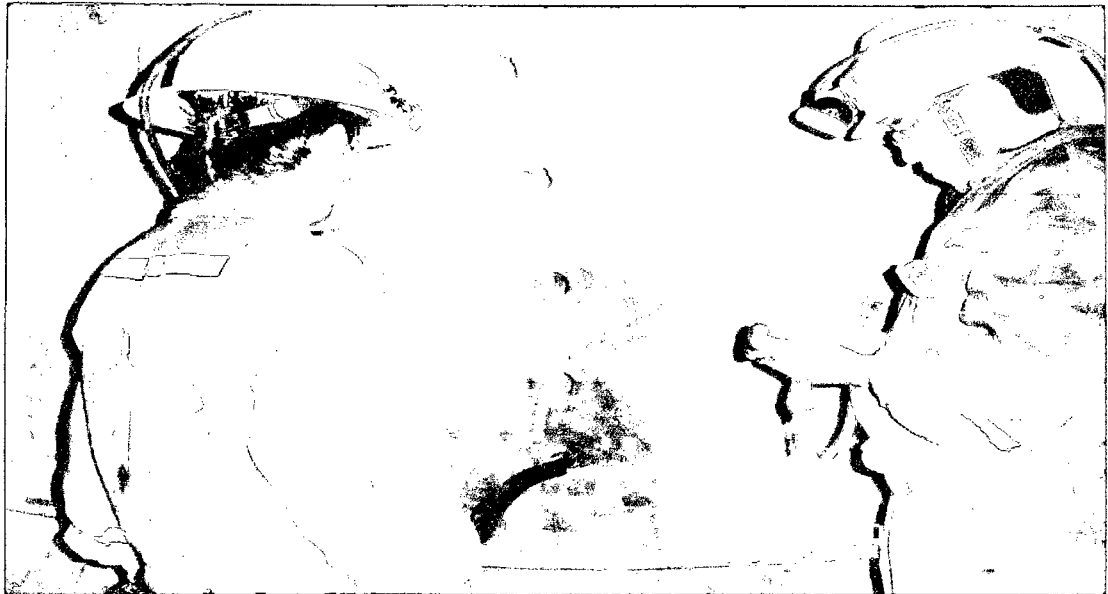


Fig. V-05: Muestra el proceso de medición y toma de datos de desviación de taladros largos con el equipo Devitool PeeWee.

A continuación se muestran los resultados de medición, procesados en gabinete con fines de realizar la distribución de carguío.

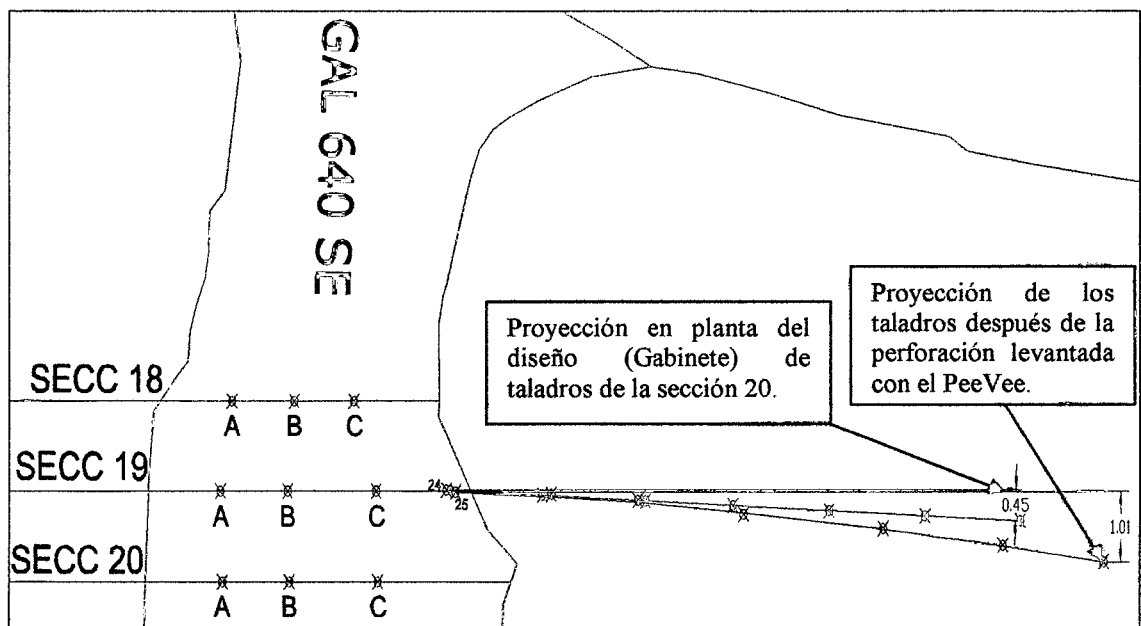


Fig. V-06: Ilustra la vista en planta de diseño y la desviación del taladro perforado; donde se concluye que es por causa operativo (exceso de rotación y falta de control de barrido).

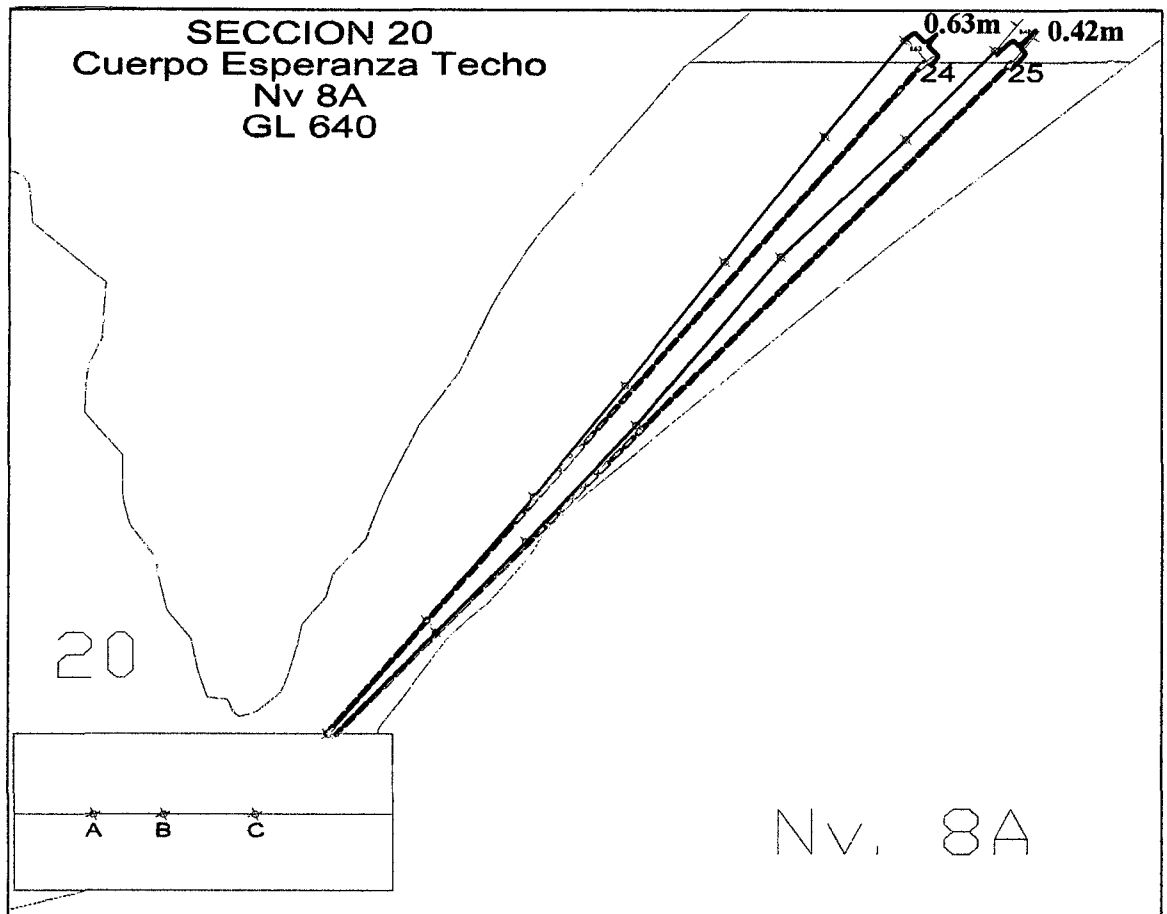


Fig. V-07: Muestra la sección vertical;

En la figura V-14 se aprecia que la desviación absoluta es de 3% y se concluye que el emboquillado y alineamiento del carril de perforación está en condiciones aceptables, mientras que un control inadecuado de presión de barrido, avance, rotación y percusión termina generando la desviación de 0.63 m en una longitud de taladro de 19.40 m y 0.42 m. en 20 m. de longitud de taladro.

5.1.3.- Selección del material explosivo y accesorios a utilizar en la mina

La selección adecuada de los explosivos y accesorios para la voladura de taladros largos; se realizó mediante los siguientes criterios:

- Tamaño de fragmentación requerido.
- Diámetro del taladro de perforación.

–Burden y espaciamiento de la malla de perforación.

–Condiciones geológicas presentes.

–Dureza del mineral.

Los parámetros de fragmentación, diámetro de taladro y la malla de perforación se determinan en la etapa previa a la perforación. Se realizaron pruebas con otros tipos de explosivos y accesorios de diferentes fábricas. De los cuales los resultados más adecuados, en cuanto a la fragmentación y análisis de costo, se obtuvieron con los siguientes explosivos: ANFO (Examon v), Emulnor 3000, cordón detonante y Dinamita 65% y los accesorios Fanel y carmex.

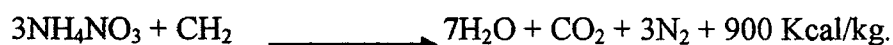
5.1.3.1. Explosivos.

a).-ANFO (EXAMON V)

Es un agente de voladura granular para terreno seco, con alto rendimiento energético, seguridad y facilidad de manipuleo, preparado especialmente para uso en minería subterránea (tajeos y desarrollos) tunelería. Su empleo presenta ventajas económicas y operativas por su facilidad de carguío manual o neumático con alto margen de seguridad, tanto por su fluidez sin atoros gracias a su granulometría uniforme, así como por su contenido de un eficiente agente antiestático que reduce el riesgo de detonación prematura por electricidad estática generada por fricción.

La exacta dosificación y perfecta homogeneidad de mezcla de sus componentes garantiza un balance de oxígeno constante y su textura permite al producto confinarse adecuadamente en el taladro, aún en los de sobre cabeza; mientras que el EXAMON P es utilizado para rocas duras.

Para lograr su máximo rendimiento energético se recomienda iniciarlo con un cartucho de dinamita o emulsión sensible al detonador numero 8, preferentemente del mismo diámetro del taladro. A continuación mostramos la ecuación de reacción del ANFO, cuyas proporciones son: 94.4% de nitrato de amonio y 5.6% de diesel dos.



El suministro de este explosivo es en sacos de polipropileno con bolsa interior de polietileno de alta densidad, con un contenido neto de 25 kg.

Características		
Especificaciones	Examon-V	Examon- P
Densidad, en g/cm ³ (a granel)	0,85	0,80
Densidad, en g/cm ³ (compactado)	1,00	0,95
Velocidad de detonación, en m/s	2900 – 5000	2800 – 4800
Potencia relativa por peso (Anfo = 100)	125	110
Potencia relativa por volumen (Anfo = 100)	130	115
Presión de detonación, en kbar (Anfo = 45)	60	50
Categoría de humos (3)	1ra.	1ra.

Cuadro V-11: Muestra las características técnicas del explosivo ANFO (EXAMON V).



Fig. V-08: Muestra la forma del empaque de suministro del ANFO (EXAMON V).

b).-Emulnor.- Es una emulsión encartuchada en envoltura plástica, con propiedades que no se habían obtenido antes con otro explosivo, en términos de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de la voladura, de lo que se deduce como efectos una mejora en los avances y en los volúmenes de rotura, así como una reducción en los costos incurridos; el emulnor es sensible al fulminante común No 8.

Se fabrica en tres (3) diferentes grados de potencia, emulnor 1000, emulnor 3000 y emulnor 5000 y en una amplia gama de dimensiones para su óptima utilización en los diversos tipos de roca y según los variados parámetros de perforación y voladuras existentes.

Emulnor 1000.-Para la voladura de rocas blandas a intermedias.

Emulnor 3000.- Para la voladura de rocas intermedias a duras, las que requieren de altas velocidades de detonación.

Características	Emulnor		
	Tipo		
	1000	3000	5000
Densidad relativa (g/cm ³)	1,13	1,14	1,16
Velocidad de detonación (m/s)	5800	5700	5500
Presión de detonación en medio confinado (kbar)	95	93	88
Energía (kcal/kg)	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	920	880	870
Potencia relativa en peso (%)	85	100	105
Potencia relativa en volumen (%)	120	145	155
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera
Sensible al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Equivalencias referenciales de uso con la dinamita Famesa.	Semigelatina 45% y Pulverulenta 65%	Semigelatina 65%	Gelatina 75%

Cuadro V-12: Muestra las características técnicas, físicas y sus relaciones de equivalencia con otros explosivos.

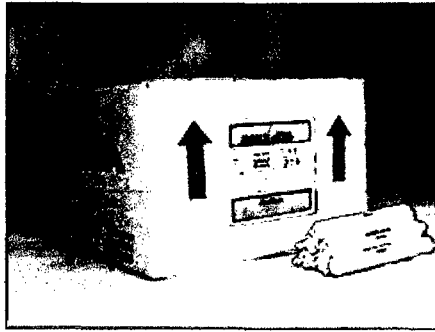


Fig. V-09: Muestra la forma del empaque de suministro del Emulnor.

c).-Dinamita Semigelatina al 65%.- La principal característica es su alto empuje y buen poder rompedor, a pesar de tener una mediana a limitada resistencia al agua, por lo cual se recomienda su aplicación en rocas suaves a semiduras y con poca o ninguna presencia de agua.

Se emplea en todo tipo de trabajos en minería superficial, subterránea, obras civiles y otras aplicaciones.

Esta dinamita se usa con éxito en vetas o rocas suaves, donde por su baja velocidad de detonación y buena simpatía, es posible utilizarla en voladuras controladas o amortiguadas utilizando espaciadores para producir un desconfinamiento longitudinal y/o radial.

Características	Dinamita Semigelatina al 65%
Densidad relativa (g/cm ³)	1,12
Velocidad de detonación (m/s)*	5200
Presión de detonación (kbar)	76
Potencia relativa en peso, trauzl (%)	64
Poder rompedor, brisancia hess (mm)	20
Resistencia al agua	Mediana
Categorías de humo	Primera
Volumen normal de gases (l/kg)	910

Cuadro V-13: Ilustra las características técnicas y físicas de la dinamita 65.

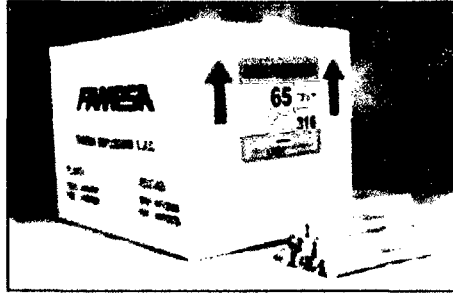


Fig. V-10: Muestra la forma del empaque de suministro de la dinamita 65%.

5.1.3.2. Accesorios

a).-Cordón detonante (Pentacord).- Es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de pentrita PETN (penta-erythritol tetranitrate) que está recubierto con papel de características especiales, fibras sintéticas e hilos de algodón. Su cobertura exterior varía según el cordón sea simple o reforzado.

Se activa por medio de un fulminante común, eléctrico o no-eléctrico. El núcleo de explosivo detonará a una velocidad de 7 000 m/s aproximadamente, creando una onda de choque que permitirá activar explosivos sensibles al detonador. Es manipulado con gran facilidad y seguridad.

- ✓ Generalmente se utiliza para iniciar el fanel, booster, dinamitas, emulsiones.
- ✓ Se les denomina por la cantidad de gramos de pentrita por metro de longitud (3P, 3PE, 5P, 5PE, 8Py 10P).

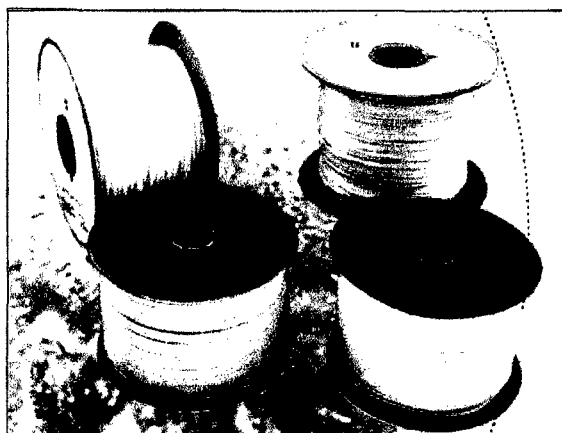


Fig. V-11: Muestra la forma de presentación del accesorio cordón detonante.

b).-Fanel.- Es un sistema integrado de accesorios para voladura, que cubre los requerimientos del sistema de iniciación tradicional y otros conceptos modernos de voladura. Viene a ser un nuevo y eficaz sistema de iniciación para usos convencionales en voladuras subterráneas, subacuáticas y superficiales, que ofrece los beneficios de sincronización sin riesgos, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas. Asimismo, permite un mejor manejo de las operaciones de carguío y voladura por su versatilidad y simplicidad de uso.

Consta básicamente de 4 componentes:

i. Fulminante de Retardo: Este fulminante que contiene en su interior una carga explosiva primaria y otra secundaria, posee además un elemento de retardo que de acuerdo a su número de serie permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Se ofrece en dos escalas, una de período corto y otra de período largo, con las cuales se pueden cubrir todas las necesidades de formación de caras libres según los casos específicos.

ii.Manguera Fanel: Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente está cubierta uniformemente por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al detonador a través del elemento de retardo. Uno de sus extremos está sellado por ultrasonido y el otro extremo ensamblado con el detonador. El color de la manguera permite identificar el período de retardo, así tenemos que:

- La manguera roja: Para el período corto.
- La manguera amarilla: Para el período largo.

iii.Etiquetas: Indica el número de serie y el tiempo de retardo de cada período. El color de la etiqueta permite identificar el período de retardo.

iv.Conector Simple: Es un block de plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión segura y el contacto apropiado entre la manguera y el cordón detonante (Pentacord) de la líneas troncales, con la finalidad de iniciar las voladuras. El color del conector permite identificar el período de retardo, así tenemos:

- Conector rojo, para el período corto.
- Conector Azul, para el período largo.

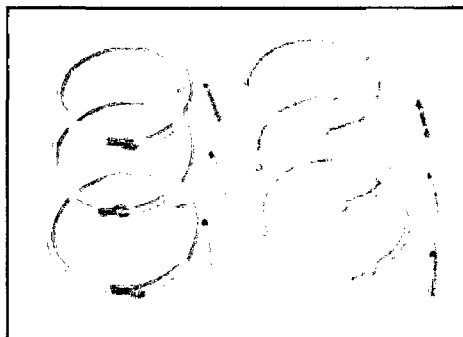


Fig. V-12: Muestra la forma de presentación del accesorio fanel.

c).-Carmex.- Es un sistema de iniciación convencional de explosivos, compuesto por accesorios tradicionales de voladura y ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas de precisión, garantizando con ello la preparación de herméticos ensambles Fulminante-Mecha de Seguridad-Conector, que permitirán minimizar la ocurrencia de “tiros cortados”. El Carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación de columnas explosivas sensibles al Fulminante Común, que sirve para efectuar voladuras convencionales consta de los siguientes componentes:

- Un Fulminante Común N° 8.
- Un tramo de Mecha de Seguridad.
- Un Conector para Mecha Rápida.
- Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya funciones es asegurar la conexión entre la mecha rápida y mecha de seguridad.

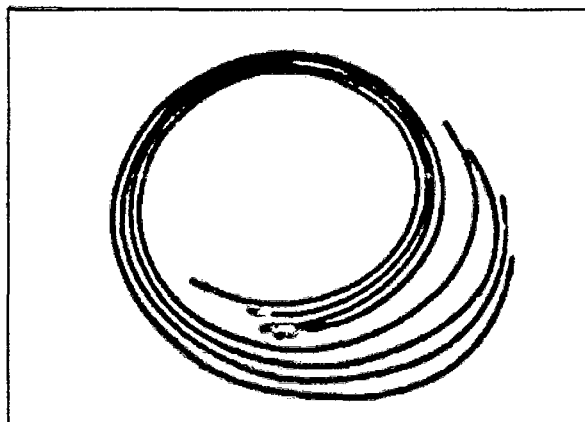


Fig. V-13: Muestra la forma de presentación del accesorio Carmex.

d).-Mecha rápida (Igniter Cord).- Es un accesorio de voladura formado por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico.

El uso de la mecha rápida en conexión con el conector para mecha rápida tiene como objetivo principal eliminar el encendido o “chispeo” individual de las “armadas” o “primas”, evitar la exposición del operador a labores con presencia de humos y permitir la evacuación segura del personal ante la posibilidad de una iniciación prematura, ya que usándola adecuadamente proporciona el tiempo suficiente al operador para retirarse a un lugar seguro.

Para efectuar cada conexión en las redes de encendido, la mecha rápida se inserta a través de la ranura del conector para mecha rápida y su base se presiona para asegurar un buen contacto. Dicha conexión también puede realizarse por enrollamiento o “torniquete” o utilizando el “block de sujeción”, que se provee adicionalmente. La combustión de la mecha rápida produce una llama de fuego con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad.

El plan de voladura trazado debe contemplar que la longitud de mecha rápida a usarse en un disparo debe ser tal que todas las “armadas” o “primas” estén encendidas y en combustión dentro de los taladros antes que el primer “tiro” detone.

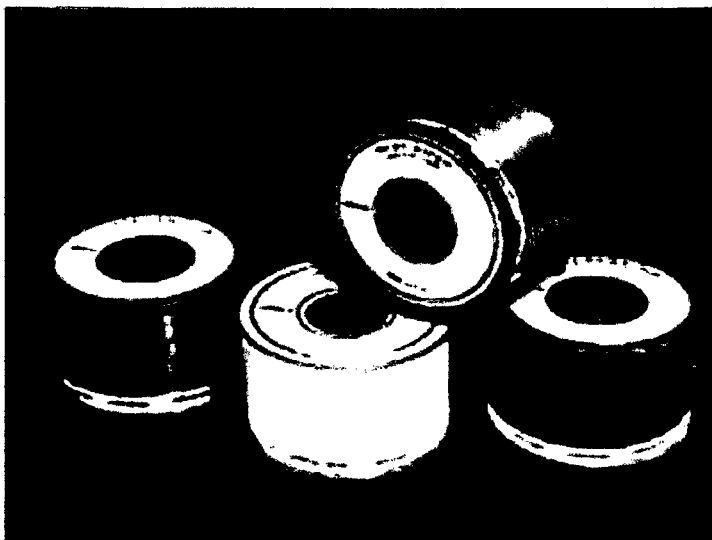


Fig. V-14: Muestra la forma de presentación del accesorio mecha rápida.

Ítem	Tipo de explosivos y accesorios
	Explosivos
01	ANFO (EXAMON V)
02	Emulnor 3000
03	Dinamita 65
04	Cordón detonante 3P (Penta cord)
	Accesorios
01	Carmex
02	Mecha rápida (Igniter cord)
03	Fanel

Cuadro V-14: Ilustra el resumen total de explosivos y accesorios utilizados en la voladura de taladros largos y frentes en la mina Casapalca.

5.1.4.- Análisis y procesamiento de datos (geomecánicos, equipos y explosivos) para fines de voladura.

Para realizar los cálculos, primero se clasifica la información base, luego se selecciona el modelo matemático que más se adecua a las variables de entrada y que tenga más criterios operacionales. A continuación se muestra el diagrama esquematizado de análisis y cálculo matemático de datos.

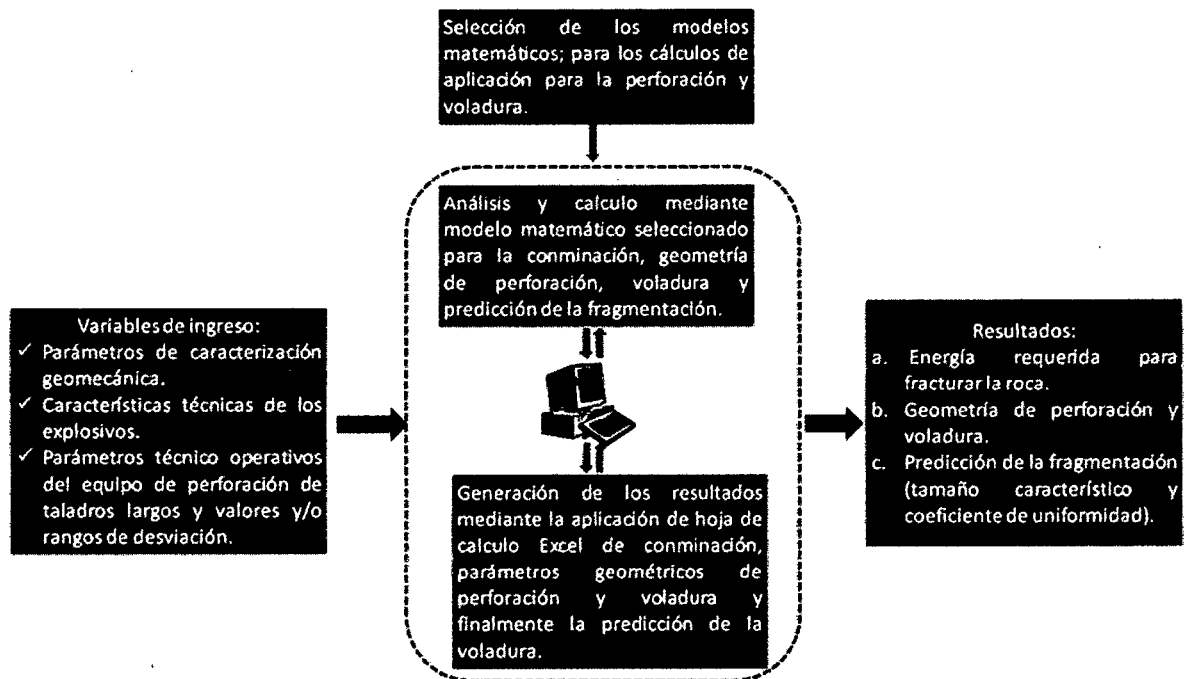


Fig. V-15: Muestra el diagrama del proceso de desarrollo e implementación del modulo Carrascovol.

5.1.4.1.- Aplicaciones de modelos matemáticos de conminución.

a).-Datos de campo

- Labor minera: Gal. 720
- Nivel: 6A
- Zona: Cuerpo Meri
- sección (L x A): 3 m. Largo x 12 m. Ancho (datos para una voladura de 3 filas)
- Diámetro taladro: 2 ½ pulgadas (64 mm)
- Profundidad perfor: 15 m (12 barras 1.2 m)
- Inclinación del taladro : 90 Grados
- Equipo de Perforación: Raptor.
- Velocidad de perf.: 1.20 m/min.
- Granulometría deseada : 20 cm.

b).- Datos físico-mecánicos del macizo rocoso

- Tipo de Roca: II a IIIA
- Dureza: Media a Alta
- Resistencia a la tensión dinámica: 371.58Mpa (σ_t según Chiappetta)
- Modulo de elasticidad de Young: 21489Mpa (E)
- Densidad : 2.8 Ton/m³
- Resistencia a la Compresión simple: 123.86 Mpa
- Angulo de fricción interna: 47.2°
- Cohesión: 147 Kpa
- relación de Poisson: 0.25

c).-Datos de los explosivos utilizar

- Columna Explosiva: Examon V
- Densidad confinada ANFO: 0.85 gr/cm³
- Calor de Explosión Qe: 1140 Kcal / kg
- Velocidad de detonación: 4000 m/s
- Presión de detonación : 34 Kbar
- Iniciador: Emulnor 3000 de 2Pulgadas x 12Pulgadas. (Equivalente a Dinamita de 65%)
- Accesorios: Fanel rojo MS, Pentacord 3P y guías Carmex.

5.1.4.2.- Calculo de valores mediante modelos matemáticos de la conminución.

a).-Energía de deformación (ed)

$$ed = \frac{(\sigma_t)^2}{2xE} \text{ (erg/cm}^3\text{)}$$

$$ed = \frac{(371.58 \text{Mpa})^2}{2(21489 \text{Mpa})}$$

Ahora convertimos a Dinas/cm^2

$$ed = \frac{1.38 \times 10^{17} \text{Dinas}}{4.298 \times 10^{10} \text{cm}^2}$$

$$ed = 3.2 \times 10^6 \times \frac{\text{Dinas}}{\text{cm}^2} \times \frac{\text{Erg.}}{\text{Dinas} \times \text{cm.}}$$

$$ed = 3.2 \times 10^6 \times \frac{\text{Erg.}}{\text{cm}^3}$$

b).-Calculo de relación de reducción (R)

$$R = \frac{D}{d}$$

D; Tamaño de fragmento inicial (Arista de un cubo de roca hipotético).

d; Tamaño de fragmento requerido.

$$D = \sqrt[3]{3 \times 12 \times 15} \text{m}^3$$

$$D = 8.14 \text{m.}$$

$$R = \frac{8.18}{0.20}$$

$$R = 40.9$$

c).-Calculo de energía requerida para volar mineral

$$ET = \frac{3 ed D^3 (R + 1) \text{erg}}{2}$$

$$ET = \frac{3 \times 3.2 \times 10^6 (\text{erg./cm}^2) \times 540 \times 10^6 (\text{cm}^3) (40.9 + 1)}{2}$$

$$ET = 1.086 \times 10^{17} \text{Erg.}$$

Esta cantidad de energía es lo que se requiere para conseguir la fragmentación deseada a demás de ello nos servirá para controlar la distribución de la carga para una voladura de tres filas por voladura.

d).-Energía entregada por el explosivo

$$AE = 80\%(Q_e) \frac{erg.}{Kg.}$$

$$AE = \frac{80}{100} \times (1140) \frac{kcal}{Kg.}$$

$$AE = 912 \frac{kcal}{Kg.}$$

Este dato lo convertimos a unidades ergios.

$$AE = 912 \times 10^3 \frac{cal}{Kg} \times 4.1868 \times 10^7 \frac{erg}{cal}$$

$$AE = 3.8 \times 10^{13} \frac{erg}{Kg.}$$

Este dato nos da a entender que cada un kg. de ANFO entrega una energía equivalente de 3.8×10^{13} erg., este valor nos servirá para distribuir la carga y controlar por cada taladro de producción.

e).-Calculo de la densidad de carga (dc)

$$dc = \frac{\pi \times \phi^2 \times \rho_1}{4} \times \frac{gr}{cm^3}$$

$$dc = \frac{3.1416 \times (6.4cm)^2}{4} \times 0.85 \frac{gr}{cm^3}$$

$$\boxed{dc = 27.345 \frac{gr}{cm}} \cong \boxed{dc = 2.73 \frac{Kg}{m}}$$

5.1.4.3.- Calculo de parámetros geométricos de voladura.

Para el cálculo de Burden y espaciamiento hay más 10 modelos matemáticos; mucho de ellos son simplemente relaciones empíricas basado en experiencias tenidas en un contexto operacional que no siempre resultan ser aplicables en otras minas. Para mayor detalle de selección del modelo matemático más adecuado, se realizo un cuadro en función de las variables requeridas para su caculo.

PARAMETROS	ANDERSEN	FRAENKEL	PEARSE	HINO	ALLSMAN	ASH	LANGEFORS	HANSEN	UCAR	KONYA	FOLDESI	PRAILLET	L. JIMENO	BERTA	CARR	OLOFSON	RUSTAN
DIAMETRO DEL BARRENO O DE LA CARGA	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●
ALTURA DE BANCO								●	●			●				●	
LONGITUD DE BARRENO	●	●															
RETACADO												●					
SOBREPERFORACION												●					
LONGITUD DE CARGA	●							●	●								
INCLINACION DE BARRENO							●							●		●	
DENSIDAD DE ROCA					●	●				●			●		●		
RESISTENCIAS DE LA ROCA O INDICES EQUIVALENTES		●	●	●							●	●		●			
CONSTANTES O FACTORES DE ROCA	●		●				●	●								●	
VELOCIDAD SISMICA DEL MACIZO ROCOSO																	
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO						●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●	●
PRESION DE DETONACION			●	●	●												
PRESION DE DETONACION				●													
CONSTANTE BINOMICA DE ROCA EXPLOSIVO							●										
RATIO PIEDRA/ESPACIAMIENTO							●										
POTENCIA DEL EXPLOSIVO																●	
EQUIPO DE CARGA												●					
TOTAL DE PARAMETROS REQUERIDOS POR MODELO	4	3	4	4	3	3	6	5	4	3	3	7	3	4	3	6	1

Cuadro V-15: Muestra los parámetros utilizados y su relación para cada cálculo de modelo matemático; de acuerdo a eso, en cada recuadro se pone el check, finalmente sumando los check se obtiene la valoración total de parámetros requeridos por cada modelo.

Haciendo un análisis de los valores obtenidos en el cuadro V-15, el modelo matemático que mayor puntaje ha tenido, en función de sus parámetros requeridos para su cálculo es el de Praillet y seguidamente de Langefors y Olofsson, de los tres modelos matemáticos el modelo de Langefors ha tenido mejores resultados en las minas donde se aplica taladros largos, debido a que este modelo ha sido formulado para taladros de 50 a 110 mm de diámetro.

Para el caso de nuestra investigación el equipo de perforación de taladros largos tiene un diámetro de 64 mm el mismo que está dentro del rango considerado por Langefors.

a).-Cálculo de Burden.

Para determinar el burden se emplea la relación de **Langefors**, el cual arroja resultados de diseño para una malla con un rango de burden de perforación y el espaciamiento requerido teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro del taladro, longitud del taladro, orientación, tipo de explosivo, precisión del emboquillado, etc. La fórmula de **Langefors** es como se detalla a continuación.

$$B = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{c \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

D, Diámetro del taladro en mm.

dc, Densidad de carga en gr/cm³.

PRP, Potencia relativa en peso del explosivo, como para el ANFO es 100 y para TNT es 115.

c, Constante de roca.

f, Factor de fijación.

S, Espaciamiento.

B, Burden.

La constante: "c" es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar $1 m^3$ de roca; normalmente en voladuras a cielo abierto en rocas duras, se toma $c=0.4$. Este valor se modifica de acuerdo ha:

$$B = 1.4 - 1.5m \qquad c = c + 0.75$$

$$B < 1.4m \qquad c = 0.07/B + c$$

En la operación unitaria de voladura subterránea se tiene mayor consumo de explosivo por $1 m^3$ de material fragmentado en comparación a las voladuras realizadas en tajo abierto, por lo tanto por experiencia de campo y la práctica asumimos el valor $c=1.25$.

$$B = \frac{64}{33} \times \sqrt{\frac{0.85 \times 125}{1.25 \times 0.85 \times (1.25)}} \cong \boxed{B = 1.73m.}$$

Ahora vamos a calcular el burden práctico

$$B_p = B_m - 2D - 0.02L.$$

$$B_p = 1.30m$$

Calcular el espaciamento.

El cálculo del espaciamento se realizo en función del tipo de explosivo utilizado en este caso es:

$$E = 24 \times \emptyset$$

Donde:

\emptyset , diámetro del taladro.

$$E = 24 \times 0.064 = 1.54 m.$$

Estos valores son ajustados en el terreno con la finalidad de mejorar la fragmentación, mejorando la precisión de la perforación y evitar la posible voladura secundaria. Los valores que actualmente se trabajan es:

EQUIPO	DIAMETRO	BURDEN	ESPACIAMIENTO
	Pulg.	m.	m.
RAPTOR	2 ½	1.3	1.45

Cuadro V-16: Muestra el resumen de parámetros geométricos calculados bajo los criterios de gemecánica, tipo de explosivo y equipo (desviación estándar del taladro).

b).-Calculo de Taco.

$$T = 0.6 \times B$$

$$T = 0.6 \times 1.30m \quad \Rightarrow \quad T = 0.8m$$

c).-Determinación de distribución de carga explosiva en el taladro.

En este apartado no se calculo la carga de fondo, debido a que no se emplea carga de fondo, la carga de columna solo es detonada por los cebos.

i. Carga de columna (Qc)

$$Lc = L - T m.$$

$$Lc = 15m - (0.80)m \quad \Rightarrow \quad Lc = 14.20 m.$$

QpH, llamado densidad de caraga lineal

$$QpH = \frac{3.1416 \times (64)^2 \times (0.85)}{4000} \quad \Rightarrow \quad QpH = 2.73 (Kg/m)$$

La cantidad de carga de columna a emplearse se calcula de la siguiente manera.

$$Qc = Lc \times QpH (Kg)$$

$$Q_c = 14.20 \text{ m.} \times 2.73 (\text{Kg/m}) \Rightarrow Q_c = 38.77 \text{ Kg.}$$

ii. Carga Total

$$Q_t = Q_c (\text{Kg})$$

$$Q_t = 38.77 \text{ Kg.}$$

d).-Toneladas rotas por sección o fila

Ton = Área de la sección x Burden x densidad del mineral (Tn)

e).-Factor de potencia o densidad de carguío.

Carga específica (CE)

$$CE = \frac{\text{Total de explosivos utilizados en Kg.}}{\text{Total de m}^3 \text{ roca volada}}$$

5.1.4.4.- Predicción de la fragmentación y tamaño medio de fragmentos aplicando modelos matemáticos.

Predecir la distribución de fragmentos del mineral volado, ha sido objeto de estudio durante muchos tiempos debido a la importancia de la incidencia en los costos de operación de carguío, transporte y así como los posteriores procesos de la conminución de la planta del proceso de beneficio.

Actualmente existen varios modelos matemáticos que predicen la distribución de la fragmentación; entre los más conocidos se encuentra, el modelo de predicción de fragmentación de Kuz-Ram, y otros menos conocidos como JKRMC, SCHUMAN-GAUDIN, SveDeFo y USBM entre otros.

A.- Modelo de fragmentación de Kuz-Ram.

Según ENAEX; el nombre que lleva el modelo corresponde a una abreviación de Kuznetsov y Rosin – Rammler. Corresponde al modelo realizado por Cunningham (1983) y publicaciones rusas más antiguas que desarrollaron una relación entre los parámetros de voladura y tamaño medio de fragmentos.

El modelo matemático de Kuz-Ram en este caso nos servirá para predecir el tamaño de la fragmentación donde se determinará en función de los parámetros anteriormente calculados.

Determinación del tamaño medio de fragmentos a obtener en la voladura (X_m)

$$X_m = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} Q^{1/6}$$

Donde:

A, factor de roca o índice de voladura.

V₀, volumen de roca fragmentado por taladro.

Q_e, cantidad de explosivo por taladro.

Q, cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por taladro.

Datos:

$$V_0 = 1.30m \times 1.45m \times 15m \quad \Rightarrow \quad V_0 = 28.28 m^3 / Tal.$$

$$Q = \frac{(Q_b \times 115)}{PRP}$$

B. Estimación de factor de roca o índice de voladura

Según Lilly (1986)

$$IB = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Teniendo como base el cuadro V-08 se tiene los siguientes parámetros cuantificados.

RMD = 20 Estructura del macizo rocoso diaclasado en bloques

JPS = 20 Con espaciamentos promedio entre 30 a 60 cm.

JPO = 30 Con buzamientos en promedio perpendicular a la cara libre.

$$SGI = 25 \times 2.8 - 50$$

$$SGI = 20$$

$$RSI = 0.05 \times RC$$

$$RSI = 0.05 \times 123.86 \quad \Rightarrow \quad RSI = 6.19$$

$$IB = 0.5(20 + 20 + 30 + 20 + 6.19) \quad \Rightarrow \quad IB = 48.10$$

C. Factor de Roca (Cunningham)

$$A = 0,06*(RMD + JF + RDI + HF)$$

$$JF = JS + JA = 20 + 30 = 50$$

$$RSI = \frac{E}{3}$$

$$RSI = \frac{21.49 \text{Gpa}}{3} \Rightarrow RSI = 7.16$$

$$A = 0,06 \cdot (20 + 50 + 20 + 7.16)$$

$$A = 5.80$$

Continuando con el cálculo de tamaño medio de fragmento.

$$X_m = A \times \left(\frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \cong X_m = A \times \left(\frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \times \left(\frac{115}{E} \right)$$

Donde:

E, Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

$$X_m = 5.80 \times \left(\frac{28.28}{38.77} \right)^{0.8} \times (38.77)^{1/6} \times \left(\frac{115}{125} \right)^{0.633}$$

$$X_m = 7.91 \text{ cm.}$$

Este dato no deja en claro que con los parámetros calculados obtendríamos un promedio de 8 cm de tamaño los fragmentos.

Seguidamente calculamos el índice de uniformidad

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) * \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} * \left(1 - \frac{W}{B} \right) * \left(\frac{\text{abs}(BCL - CCL)}{L_t} + 0.1 \right)^{0.1} * \frac{L_0}{H}$$

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{1.30}{64} \right) * \left[\frac{\left(1 + \frac{1.45}{1.30} \right)}{2} \right]^{0.5} * \left(1 - \frac{0.3}{1.30} \right) * \left(\frac{\text{abs}(1.70 - 1250)}{14.20} + 0.1 \right)^{0.1} * \left(\frac{14.20}{15} \right)$$

$$n = 1.40$$

Este valor se proyectó considerando la desviación máxima permisible para taladro largo y calculado bajo parámetros geométricos y de distribución de carga, el valor nos indica que la fragmentación es uniforme ya que se encuentra dentro de los valores escalares.

Según la ecuación de **Rosin Rammler** determinaremos la cantidad de material que pasara por la parrilla instalada en interior mina (Echaderos - Ore Pass)

$$Y = 100 \left[1 - e^{-\left(\frac{X_{50}}{X_c}\right)^n} \right]$$

Primero determinaremos el X_c

$$X_c = \left(\frac{X_{50}}{(0.693)^{1/n}} \right)$$

$$X_c = \left(\frac{7.91}{(0.693)^{1/1.40}} \right) \Rightarrow X_c = 10.28$$

$$Y = 100 \left[1 - e^{-\left(\frac{25}{10.28}\right)^{1.40}} \right] \Rightarrow Y = 96.89\%$$

Este nos da a entender que más del 96.89 % del volumen roto pasaría sin la ayuda de un rompe banco o voladura secundaria esto quiere decir el proceso de carguío, acarreo y transporte se llevaría eficientemente, por consiguiente se obtiene la optimización en todo el proceso unitario de mina y planta.

Finalmente calcularemos los consumos específicos de los explosivos con todo lo previsto.

$$CE_{\text{Estimado}} = -0.0328BI^2 + 0.4108BI - 0.8976$$

$$CE_{\text{Estimado}} = -0.0328(5.80)^2 + 0.4108(5.80) - 0.8976$$

$$CE_{\text{Estimado}} = 0.38 \text{Kg de explosivo/Tn De mineral}$$

De las aplicaciones de los modelos matemáticos, para la determinación de parámetros geométricos (Burden y espaciamiento), bajo los criterios de caracterización del macizo rocoso, tipo de explosivos, equipo de taladros largos utilizados y modelo matemático de Kuz-Ram, se logró los siguientes resultados, el 25.637% presenta una fragmentación por debajo de 10 cm, 57.472% representa al tamaño debajo de los 20 cm y el 16.891% corresponde a la bolonería por encima de los 20 cm y por debajo de los 60 cm optimización de la fragmentación, con lo cual se optimiza la extracción, carguío, transporte y se minimiza el uso de los “rompe bancos” el mismo que se resume en la figura V-15.

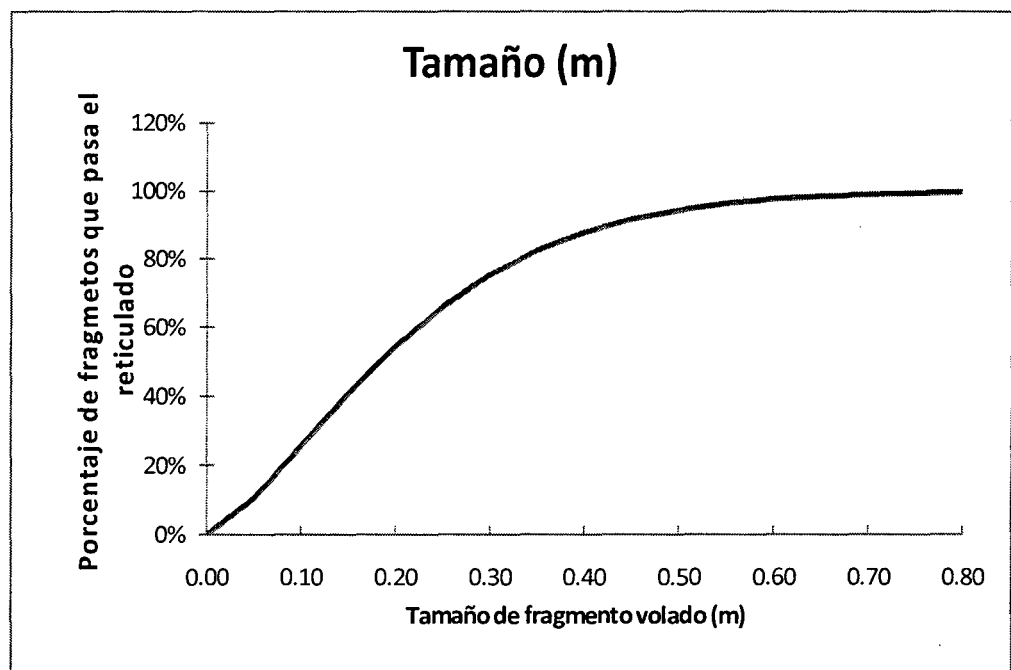


Fig. V-16: Muestra la distribución granulométrica del análisis de predicción de la voladura.

Este grafico ha sido realizado en función de parámetro del tipo de roca, tipo de explosivo, diámetro de perforación, desviaciones estándar de perforación y geometría de perforación (burden y espaciamiento) calculadas para el estudio.

5.2.- Modulo Carrascovol.

El modulo Carrascovol se creó con la finalidad de minimizar el tiempo para el diseño de taladros largos y la distribución de cargas explosivas. El personal asignado para fines de diseño y planeamiento de voladura (distribución de cargas) tendrá en consecuencia una mayor disponibilidad de tiempo para realizar el seguimiento de lo planificado y de mejora de la gestión operativa.

El desarrollo de este modulo se realizó, en base de las experiencias adquiridas en la mina de Pallancata (Hochschild Mining) y en la mina Casapalca. Se tomó en cuenta diferentes parámetros técnicos operacionales, tales como el factor humano, uso de los equipos y la forma de aplicación en cuanto a sus particularidades de planteamiento en cada método de minado con taladros largos.

El interés de aplicación del modulo Carrascovol es de implicancia amplia para la industria minera, sobre todo para la aplicación de minado con taladros largos. Su manejo es sumamente convivial, tiene su propia plataforma de programación en español y se ejecuta en el entorno de Autocad (en todas sus versiones). La ventaja de ejecutarse dentro de Autocad es facilitar el manejo de las bases de datos de forma directa (topografía, geología y geomecánica); a diferencia del resto de los programas de diseño, que pueden en muchos casos causar el desfase y/o pérdida de datos.

La plataforma de programación del modulo, está en Visual Basic V.6.0, la cual es una plataforma de programación que viene incorporado dentro del instalador, de cualquier versión de Autocad.

5.2.1. Descripción del lenguaje de programación en que desarrollo el modulo.

El lenguaje BASIC original fue inventado en 1964 por John George Kemeny (1926-1993) y Thomas Eugene Kurtz (1928) en el Dartmouth College. Cuyo significado de Basic (Beginner's all-purpose instruction symbolic code) viene a ser el código multiuso de instrucciones simbólicas para principiantes.

Para su creación del BASIC, se basó en las plataformas de programación de FORTRAN II y Algol 60, con adiciones para hacerlo apropiado para tiempo compartido y aritmética de matrices.

La evolución de BASIC desde su inicio fue GW-BASIC, luego se transformó en QuickBASIC y actualmente se lo conoce como Visual Basic y la versión más reciente es la 6 que se incluye en el paquete Visual Studio 6 de Microsoft. En esta versión es donde se programo el modulo Carrascovol.

¿Qué es Visual Basic aplicaciones?

Es un lenguaje de programación dirigido por eventos, el programa está formado por un código puro y otras partes asociadas a los objetos que forman las interface grafica. Esta particularidad hace la diferencia respecto a los otros lenguajes de programación, ya que resulta fácil su aplicación en

lugar de numerosas líneas de código de ubicación y apariencia de las aplicaciones.

Ventajas y desventajas de programación en Visual Basic.

a)Ventajas.

- Visual Basic es un lenguaje simple y por tanto fácil de aprender.
- Su mayor facilidad radica en el dibujado de formularios, mediante el arrastre de controles.
- La sintáxis está cercana al lenguaje humano.
- Tiene una ligera implementación de Programación Orientada a Objetos.
- Gran parte del trabajo en el diseño de formularios está realizado, gracias a la gran gama de controles incorporados junto al lenguaje que ahorran costos de tiempo de desarrollo.
- Permite crear controles personalizados fácilmente del mismo modo que el diseño de formularios.
- Permite generar librerías dinámicas (DLL).

b)Desventajas.

- Sólo existe un compilador & IDE, llamado igual que el lenguaje.
- Sólo genera ejecutables para Windows.
- La sintaxis es bastante inflexible.
- Los ejecutables generados son relativamente lentos.
- NO es adecuado para aplicaciones grandes, multimedia, de oficina, videojuegos, editores gráficos,...
- NO permite características de programación avanzada.

5.2.2. Requisitos mínimos para su uso.

Los requerimientos mínimos para su correcto uso del modulo Carrascovol.

- Tener instalado el programa Autocad (El modulo es compatible en toda versión).
- La memoria disponible del computador tiene que ser a acuerdo a las exigencias mínimas de operatividad del Autocad.
- Para cualquier modificación y/o parametrización interna del programa, se tendrá que tener instalado el Visual Basic 6.0.
- La configuración estándar del Autocad debe estar en el sistema internacional (SI).

5.2.3. Algoritmo de programación planteado para el modulo Carrascovol.

La automatización de procesos en una operación es clave para dinamizar los procesos, minimizar recursos y maximizar recursos humanos, es por ello que se creó el modulo Carrascovol que básicamente su utilidad es bastante amigable por el lenguaje de programación en español y se ejecuta en Autocad; ya que la mayoría de la empresas mineras cuentan con licencias de Autocad.

El modulo Carrascovol se creó bajo prácticas realizadas en campo y de acuerdo a los parámetros de operatividad de equipos perforación de taladros largos en la mina Casapalca.

Las variables asignados en la programación son los siguientes:

a) Variables de geometría de perforación, explosivos y accesorios.

- ✓ Diámetro del taladro
- ✓ Densidad de explosivo
- ✓ Espaciamiento
- ✓ Burden
- ✓ Taco

b) Variables de operatividad de equipos.

- ✓ Altura de posicionamiento del pivot del equipo.
- ✓ Sección mínima de operación del equipo.
- ✓ Longitud de barra de perforación.

Para la creación del modulo Carrascovol, se llevo de la siguiente forma:

i. Análisis.-Se determinó las variables de entrada, formularios y finalmente el flujograma de programación. Es decir se definió el esquema de cómo llegar al objetivo.

ii. Creación de un interface de usuario.-En esta parte añadimos los controles operacionales a la ventana de entrada de datos, a los formularios del modulo. Es decir se dio la particularidad a cada objeto grafico la forma de iniciarse para cada evento.

iii. Definición de las propiedades de los controles.- Se dio la forma, la posición, las características necesarias de los controles que ha colocado dentro de los formularios. Es decir se determino la forma estática de

los controles y funciones de acuerdo a los eventos dentro del formulario.

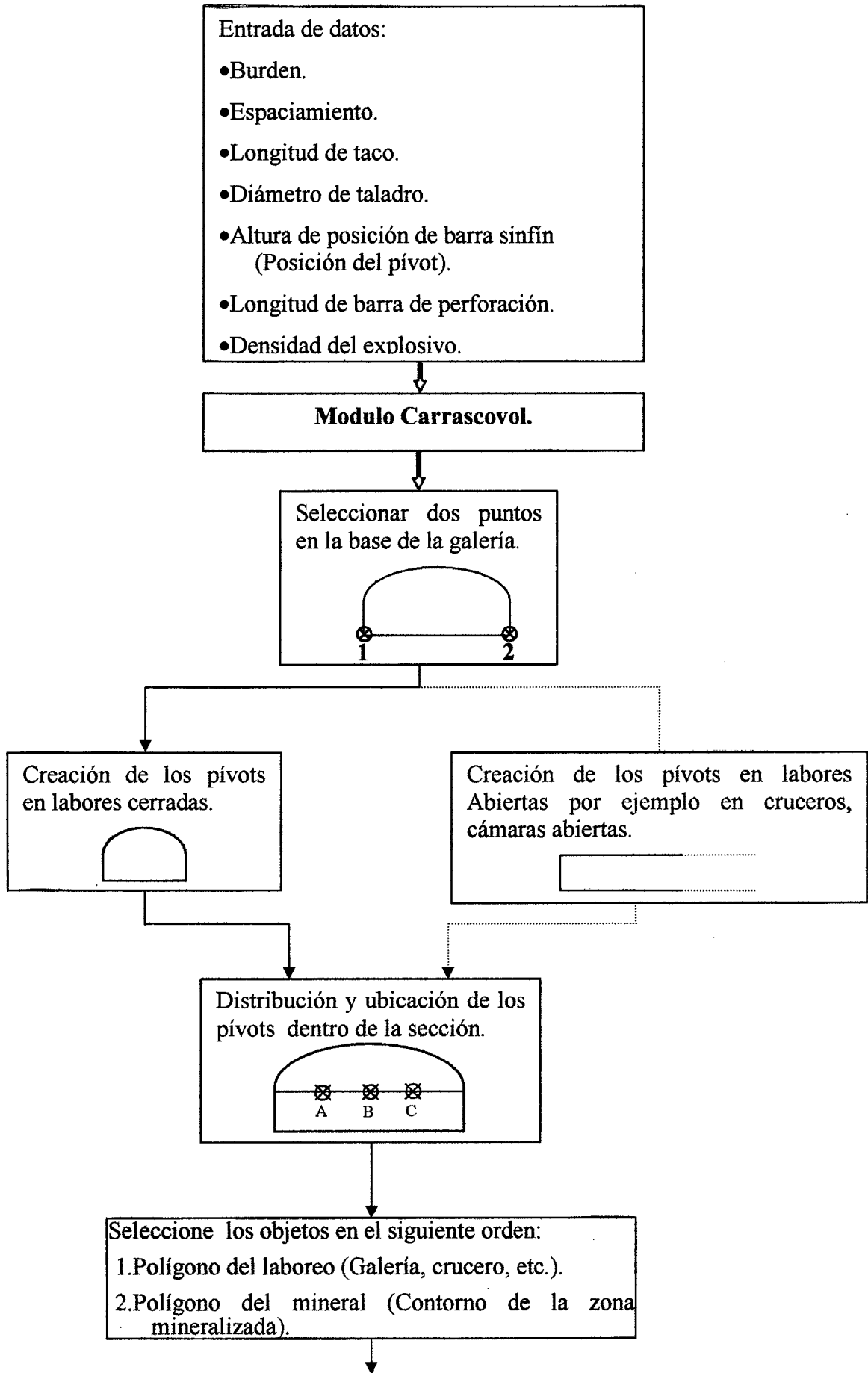
iv. Generación del código asociado a los eventos que ocurren en los

controles.- En esta parte se definió los procedimientos y rutinas que se genera de acuerdo a los eventos puestos dentro de los formularios, es decir se dió a la respuesta de cada evento (click, doble click, etc.) un determinado procedimiento o rutina que se genera de acuerdo a la necesidad del modulo.

v. Generación del código del programa.- El código de programa está

compuesto por la programación de distintos procedimientos asociados a cada objeto. Es decir los códigos pertenecen a un módulo estos procedimientos no responden a un evento acaecido de un control o formulario, sino que responden a un evento producido durante la ejecución del programa.

A continuación se muestra el fujograma del modulo Carrascovol.



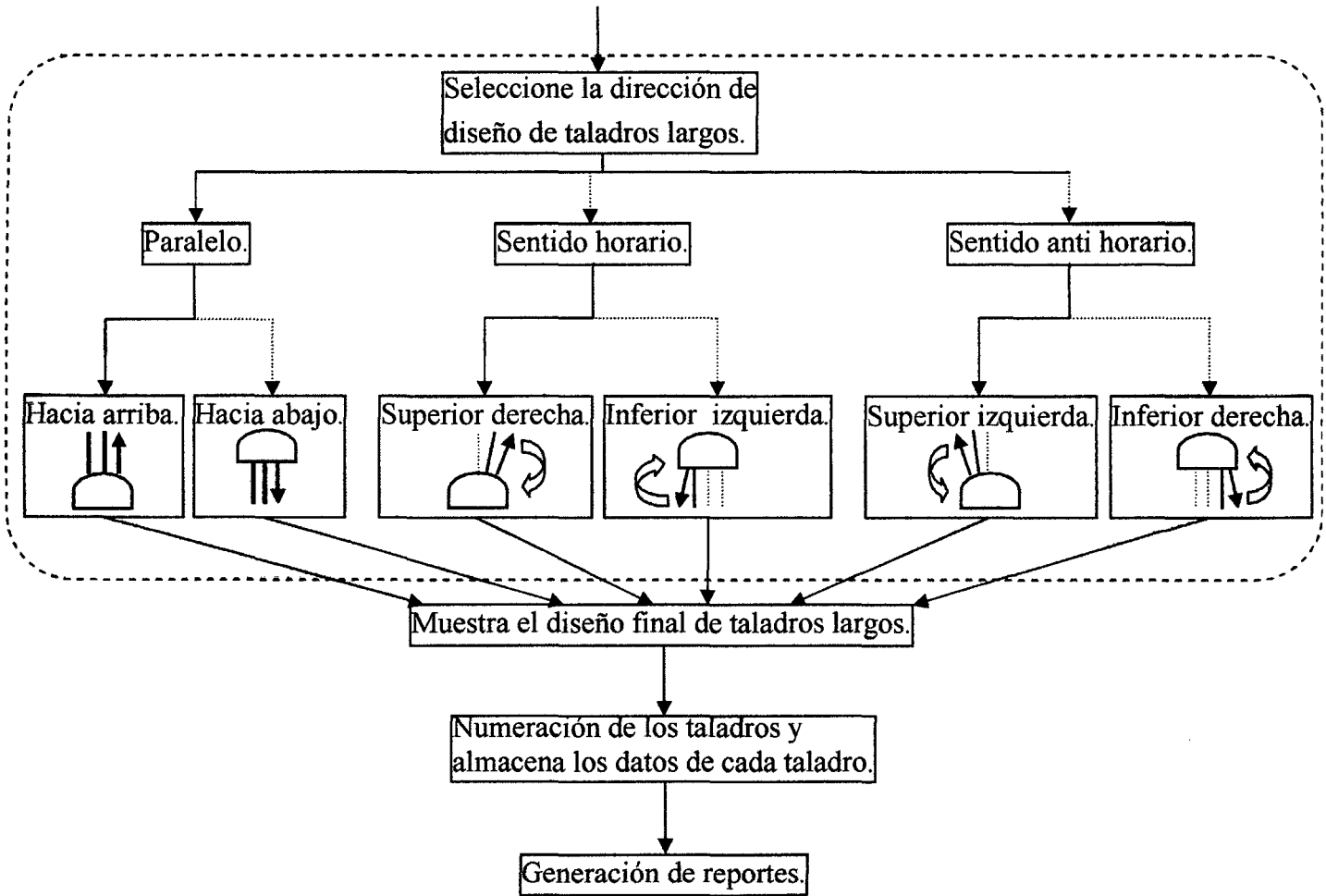


Fig. V-17: Flujoograma del Módulo Carrascovol

5.2.4. Diseño de perforación y distribución de cargas explosivas en taladros largos, para el método de explotación de tajeo por subniveles “Sublevel stoping”.

a).-Diseño de taladros largos con el modulo Carrascovol.

Para el diseño de perforación se introduce al modulo los parámetros geométricos de perforación (burden y espaciamento) y parámetros

operacionales del equipo de perforación (altura de posicionamiento del pivot y distancia mínima de operación hacia los hastiales).

A continuación describimos los procesos de diseño del modulo Carrascovol.

- i. Antes de utilizar el módulo Carrascovol, la base de datos a utilizar para el diseño tales como topografía de mina y el sólido del cuerpo mineralizado deberán estar actualizados en el software GEMCOM, seguidamente cortados en secciones función de las líneas (líneas están espaciadas en función del burden) en planta puesto por el área de planeamiento.
- ii. En función de la base datos (secciones cortados en GEMCOM) de Autocad, se selecciona los dos puntos extremos del piso de la labor, donde se realizar la perforación, de acuerdo a esto el modulo hace la ubicación de los pivots.
- iii. Se selecciona los objetos siguientes: polígono de la labor (sección donde se posiciona el equipo para perforar) y polígono de mineral a volar (solo dentro este polígono se diseñara los taladros).
- iv. Se ordena al modulo Carrascovol la forma y dirección de diseño de los taladros largos, los cuales se diseñaran estrictamente dentro del área comprendido entre los polígonos seleccionados y los pivots generados.

Con los cuatro pasos descritos se consigue el diseño de la malla de perforación de taladros largos. Como se podrá apreciar en la Figura V-16.

b).-Distribución de cargas explosivas.

Una de las variables controlables es la distribución de carga, el mismo que nos permite controlar las vibraciones, por ende menor daño al macizo rocoso, con esto se tiene mayor estabilidad del área y tiempo adecuado para su relleno respectivo de los “tajeos”.

Se entiende por distribución de carga a la carga máxima del explosivo por retardo que en nuestro caso viene a ser la cantidad de ANFO utilizado por un determinado número de retardo donde detallamos a continuación los valores de escalares de control.

20-35Kg. de ANFO por numero de retardo.....Voladura controlada.

35-55Kg. de ANFO por numero de retardo.....Voladura aceptable (normal).

55-65Kg. de ANFO por numero de retardo.....Voladura sin control.

Los resultados tanto de diseño de perforación, diseño de distribución de carga y reporte generados por el modulo en cuanto parámetros de perforación, cantidad de explosivos requerido por taladro y indicadores de operatividad tales como son índice de perforación y factor de carguío desarrollados por el modulo a continuación se muestra.

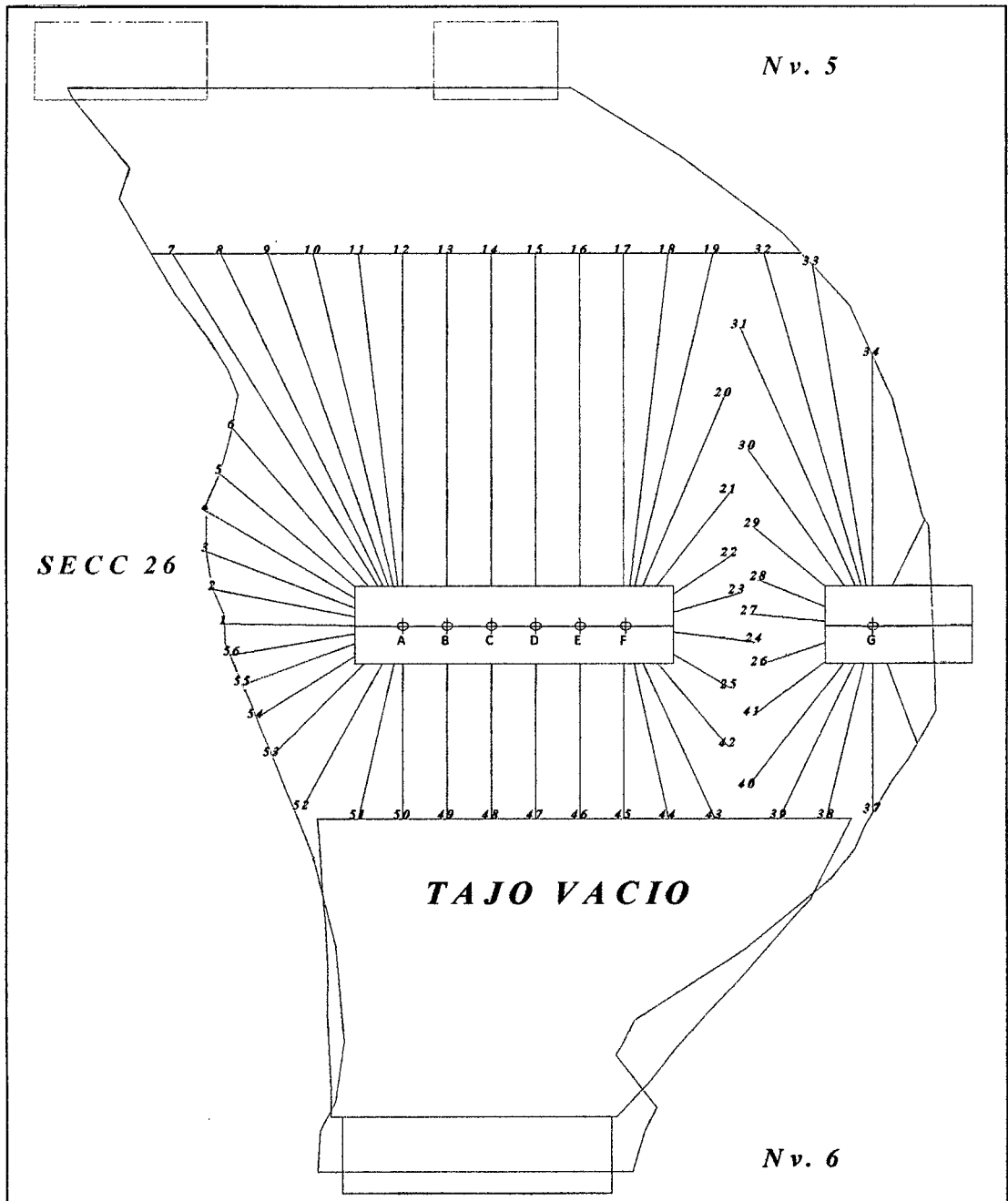


Fig. V-18: Muestra el diseño de malla de perforación realizado con el programa Carrascovol.

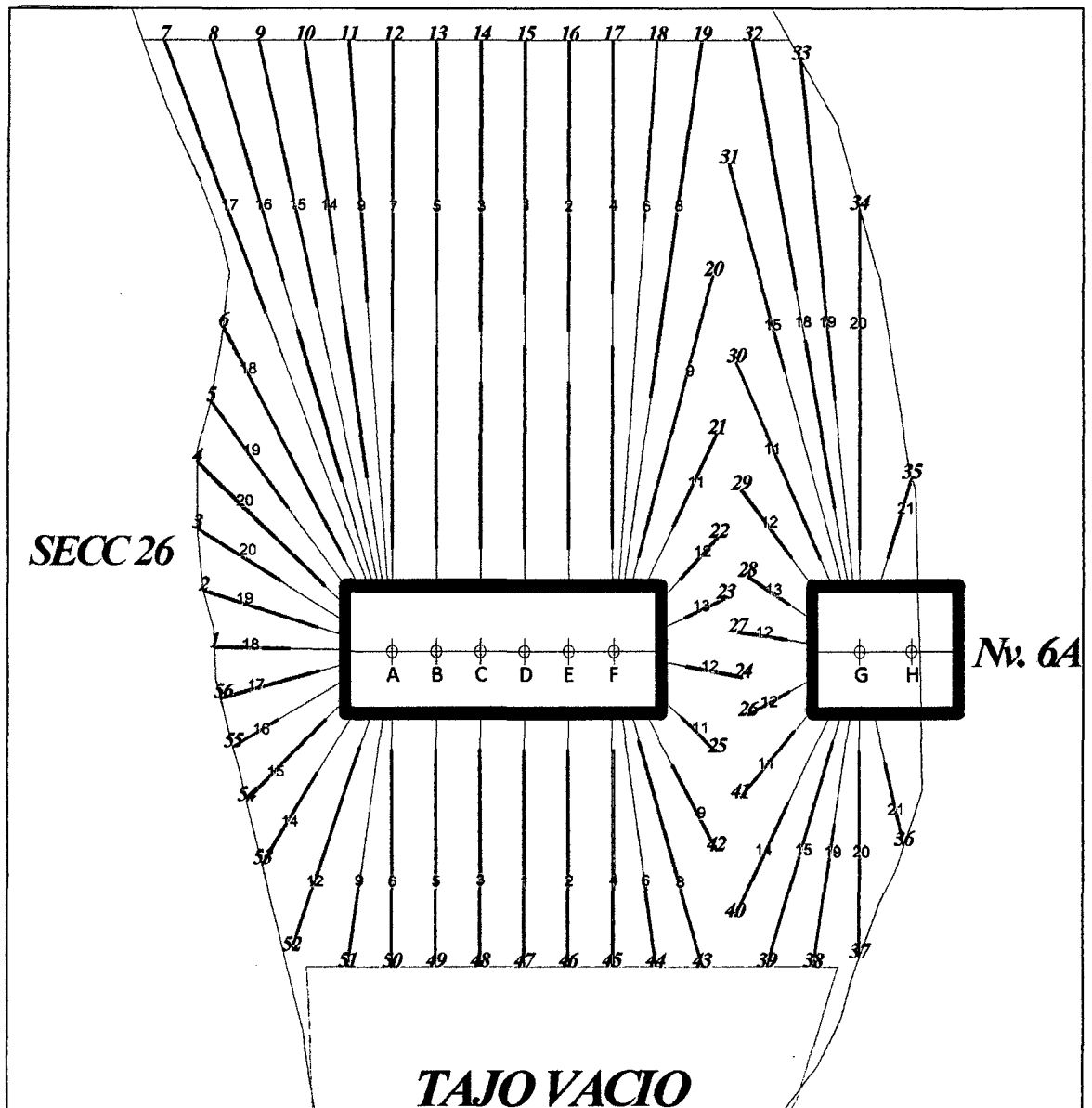


Fig. V-19: Muestra la distribución de la carga explosiva y la secuencia de salida de los retardos.

5.2.5. Representación de resultados del módulo Carrascovol.

El módulo Carrascovol tiene una particularidad propia, ya que para generar los resultados primeramente se empieza a enumerar los taladros de forma directa en sentido horario como parte de diseño estándar.

Al momento de enumerarlo los taladros diseñados, el módulo empieza a guardar las propiedades de cada objeto (taladro) en cuanto a su ángulo, longitud del taladro y la posición de numeración de cada taladros siendo

estos datos guardados de forma directa por el modulo, donde finalmente estos datos almacenados por Carrascovol, es impreso de forma de resumen de cuadros (ver cuadro).

N° Tal	Longitud	N° de Barras	Ángulo	N° de Retardo	Long. De Carga	Dens. Carg Lineal	Carg. Por Tal
1	4.14	3b + 0.45m		18	2.42	2.54	6.13
2	4.66	3b + 0.89m	29°	19	3.80	2.54	9.63
3	5.35	4b + 0.46m	40°	20	3.02	2.54	7.66
4	6.14	5b + 0.11m	50°	20	5.34	2.54	13.54
5	6.66	5b + 0.55m	59°	19	3.85	2.54	9.76
6	8.34	6b + 0.95m	67°	18	7.54	2.54	19.11
7	16.34	13b + 0.62m	71°	17	8.16	2.54	20.69
8	15.85	13b + 0.21m	76°	16	11.43	2.54	28.98
9	15.48	12b + 0.90m	80°	15	6.20	2.54	15.72
10	15.21	12b + 0.67m	85°	14	10.80	2.54	27.38
11	15.05	12b + 0.54m	90°	9	5.82	2.54	14.75
12	15	12b + 0.50m	90°	7	12.60	2.54	31.94
13	15	12b + 0.50m	90°	5	12.60	2.54	31.94
14	15	12b + 0.50m	90°	3	12.60	2.54	31.94
15	15	12b + 0.50m	90°	1	12.60	2.54	31.94
16	15	12b + 0.50m	90°	2	13.00	2.54	32.96
17	15	12b + 0.50m	90°	4	12.60	2.54	31.94
18	15.5	12b + 0.54m	85°	6	4.98	2.54	12.62
19	15.2	12b + 0.67m	81°	8	9.98	2.54	25.30
20	8.92	7b + 0.44m	73°	9	8.12	2.54	20.58
21	4.77	3b + 0.98m	61°	11	2.92	2.54	7.40
22	2.49	2b + 0.08m	43°	12	1.69	2.54	4.28
23	2.21	1b + 0.84m	22°	13	1.41	2.54	3.57
24	2.62	2b + 0.19m	10°	12	1.82	2.54	4.61
25	2.33	1b + 0.94m	40°	11	1.53	2.54	3.88
26	2.3	1b + 0.91m	26°	12	1.50	2.54	3.80
27	2.39	1b + 0.99m	8°	12	1.59	2.54	4.03
28	2.4	2b + 0.00m	30°	13	1.60	2.54	4.06
29	3.51	2b + 0.92m	50°	12	2.50	2.54	6.34
30	6.86	5b + 0.72m	64°	11	6.06	2.54	15.36
31	12.18	10b + 0.15m	73°	15	6.03	2.54	15.29
32	15.31	12b + 0.76m	78°	18	11.74	2.54	29.76
33	14.56	12b + 0.14m	83°	19	9.42	2.54	23.88
34	10.37	8b + 0.64m	90°	20	9.37	2.54	23.75

35	3.13	2b + 0.62m	71°	21	2.33	2.54	5.91
36	3.77	3b + 0.14m	75°	21	2.37	2.54	6.01
37	6.74	5b + 0.62m	90°	20	5.74	2.54	14.55
38	7.1	5b + 0.92m	80°	19	4.00	2.54	10.14
39	7.39	6b + 0.16m	71°	15	6.59	2.54	16.71
40	6.39	5b + 0.32m	62°	14	3.56	2.54	9.02
41	3.33	2b + 0.77m	47°	11	2.53	2.54	6.41
42	4.39	3b + 0.66m	59°	9	2.73	2.54	6.92
43	7.36	6b + 0.13m	72°	8	6.56	2.54	16.63
44	7.08	5b + 0.90m	81°	6	2.25	2.54	5.70
45	7	5b + 0.83m	90°	4	6.00	2.54	15.21
46	7	5b + 0.83m	90°	2	6.00	2.54	15.21
47	7	5b + 0.83m	90°	1	6.00	2.54	15.21
48	7	5b + 0.83m	90°	3	6.00	2.54	15.21
49	7	5b + 0.83m	90°	5	6.00	2.54	15.21
50	7	5b + 0.83m	90°	6	6.00	2.54	15.21
51	7.09	5b + 0.91m	81°	9	2.52	2.54	6.39
52	7.03	5b + 0.86m	69°	12	5.99	2.54	15.18
53	5.07	4b + 0.23m	55°	14	3.09	2.54	7.83
54	4.19	3b + 0.49m	42°	15	3.39	2.54	8.59
55	4.01	3b + 0.34m	28°	16	1.63	2.54	4.13
56	4.06	3b + 0.38m	13°	17	3.26	2.54	8.26
	457.27						814.19

Cuadro V-17: Se observa el cajetín de reporte de diseño de malla de perforación, donde se muestra los resultados de longitud de perforación, el ángulo y cantidad de carga por taladro.

Nº de Retardo	Long. Total De Carga (m)	Cantidad de ANFO (kg)
1	18.60	47.15
2	19.00	48.17
3	18.60	47.15
4	18.60	47.15
5	18.60	47.15
6	13.23	33.54
7	12.60	31.94
8	16.54	41.93
9	19.19	48.65

11	13.04	33.06
12	15.09	38.25
15	22.21	56.30
13	3.01	7.63
14	17.45	44.24
16	13.06	33.11
Total	238.82	605.41

Cuadro V-18: Muestra la carga por retardo.

De acuerdo a los valores escalares anteriormente mencionados corresponde a una voladura controlada a excepto del retardo N° 15 a demás detalla los indicadores de operatividad de perforación y voladura.

5.2.6. Pruebas de diseño de gabinete del lenguaje de programación.

El programa fue sometido a una serie de procesos y pruebas de error donde finalmente se consigue la automatización de diseño de malla de perforación bajo parámetros de configuración donde los resultados obtenidos son adecuados y sumamente confiables para el diseño; a continuación se muestra las entradas del programa Carrascovol.

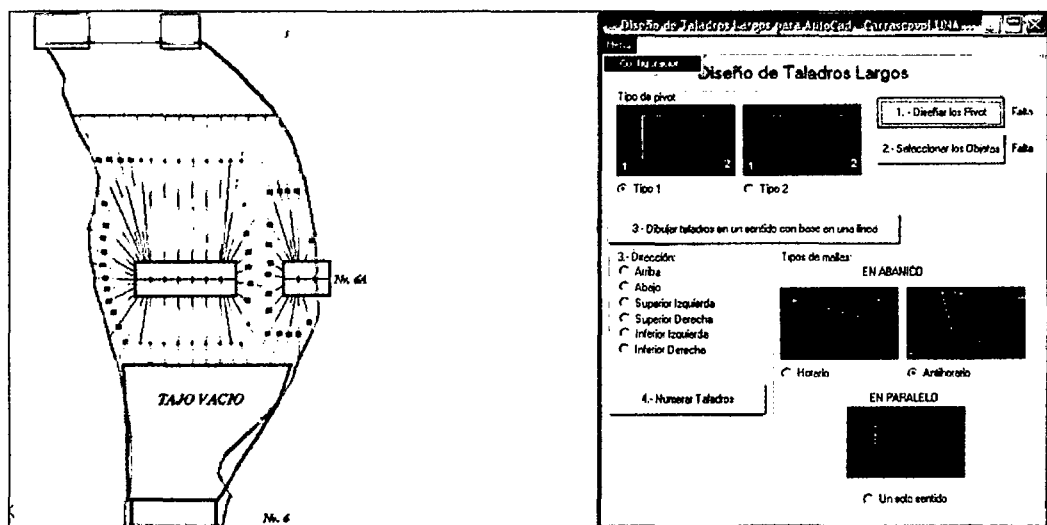


Fig. V-20: Muestra el entorno de entrada al programa Carrascovol y su modo de ejecutarse en el programa autocad.

Como se ve la figura V-18 el programa Carrascovol tiene un entorno bastante amigable por la forma de presentación y su manejo; esto es por el lenguaje y la estructura de programación que ha sido realizado en español.

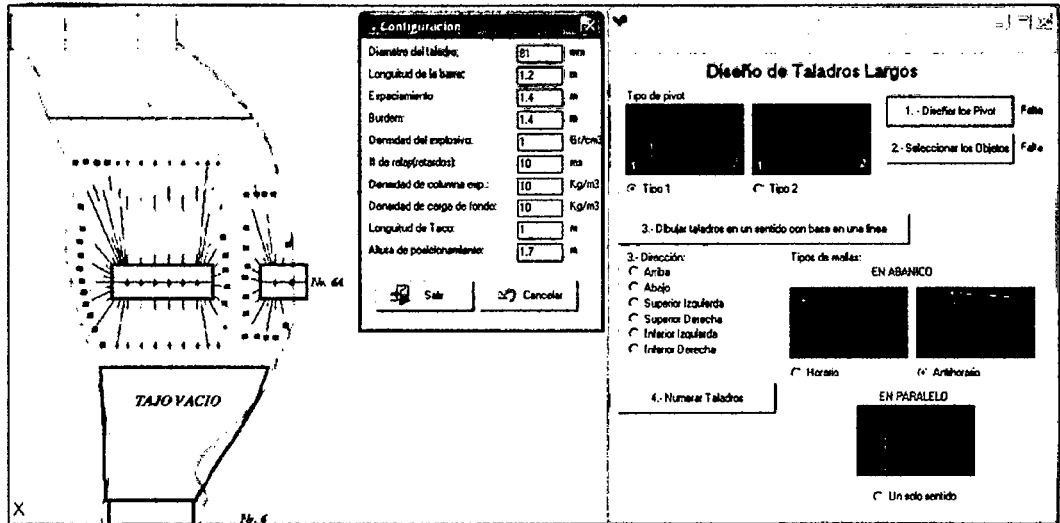


Fig. V-21: Muestra la configuración e introducción de variables de geometría de diseño, explosivos y equipos.

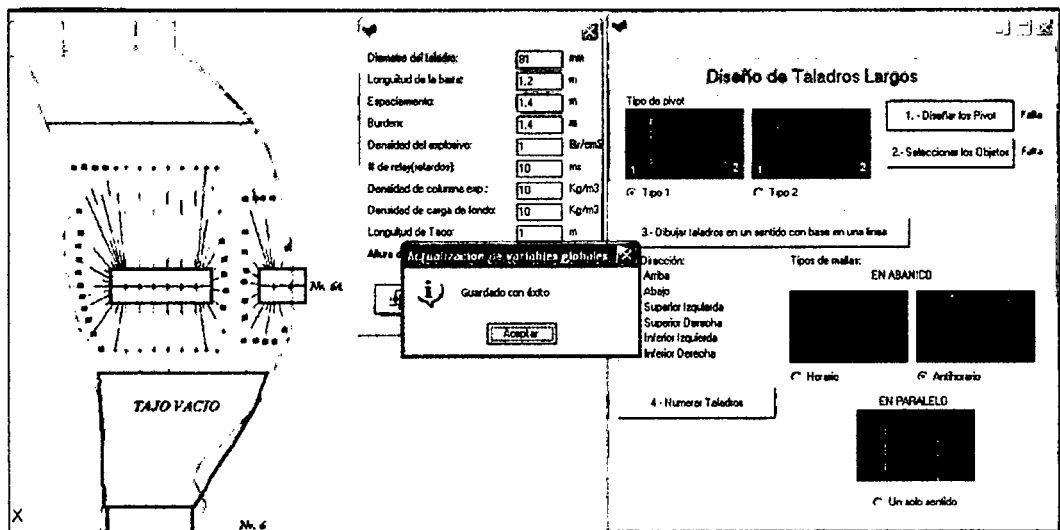


Fig. V-22: Se observa la forma como guarda el programa Carrascovol las variables de entrada para el diseño de malla

Las variables de entradas serán propias de cada mina en cuanto a su operación, explosivos usados y equipos disponibles de perforación.

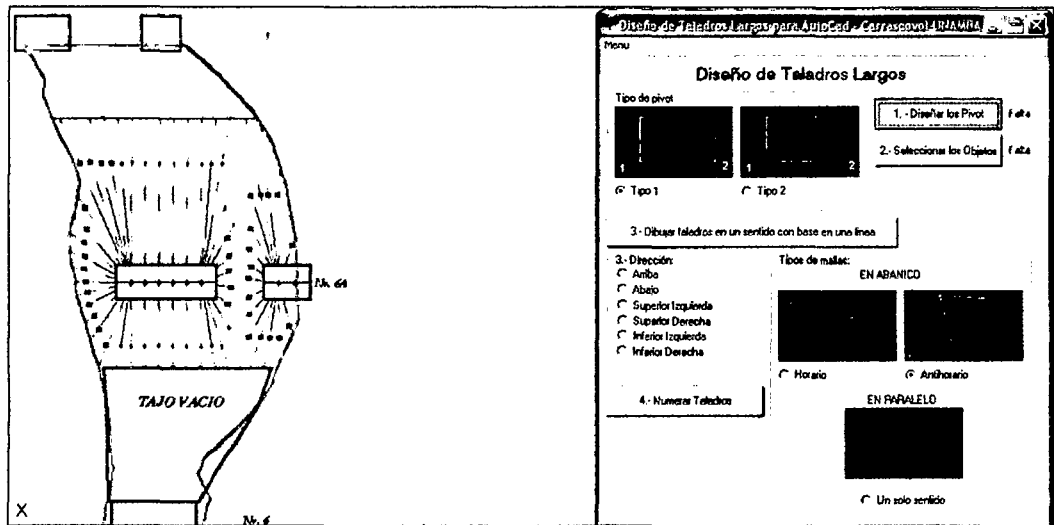


Fig. V-23: Muestra el diseño final de la malla realizado de forma automática por el programa Carrascovol.

5.3.- Análisis de resultado e interpretación.

- El índice de uniformidad logrado con la estandarización de la geometría de perforación es 1.40 con lo cual se consigue la fragmentación uniforme y la tendencia de conseguir mayor cantidad de finos.
- El 87.71% del mineral de cada voladura pasa la parrilla de los echaderos sin la ayuda del “rompebanco”; Con esto se está dinamizando el traspase de los camiones de bajo de perfil hacia los echaderos y locomotoras.
- Cuando la fragmentación es adecuada y uniforme el acarreo y transporte del mineral es bastante dinámico; ya que se tiene mayor rendimiento de los Scoops, camiones de bajo de perfil “camiones 2010” y los convoyes.
- El modulo Carrascovol en cuanto a diseño de malla y distribución de cargas es bastante manejable y dinámico para los usuarios; con esto se

consiguió que los ingenieros de planeamiento a corto plazo pase mayor tiempo en operaciones que en oficina.

- La carga operante mediante la distribución de carga por retardo y secuencia de salida genera mayor estabilidad del macizo rocoso circundante de las operaciones, con esto se consigue la detonación de tiro por tiro.

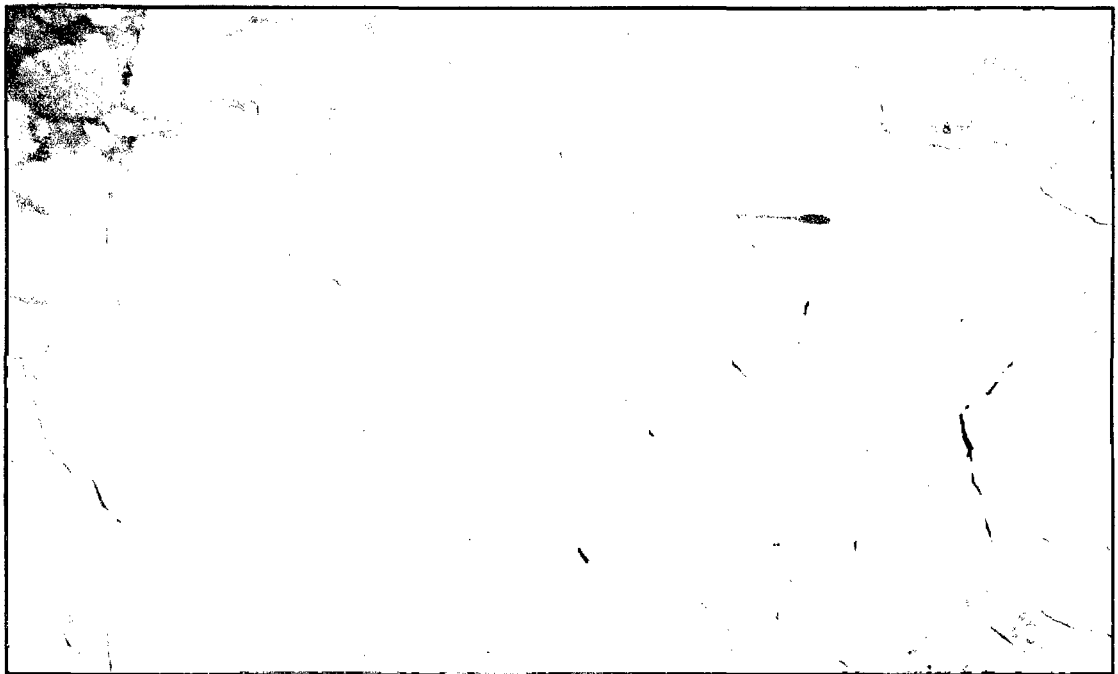


Fig. V-24: Muestra la fragmentación homogénea de la voladura que resultado de la estandarización de malla y distribución de carga explosiva, con esto se consiguió dinamizar los procesos de operación mina y de la planta de beneficio.



Fig. V-25: Muestra la fragmentación homogénea de la voladura en una de la ventanas de jale del tajo 620 Nv. 6A. Cuerpo Esperanza.

CAPITULO VI
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

Conclusiones y Recomendaciones.

Conclusiones.

- Con la aplicación del modelo matemático de Langerfors, para la determinación de los parámetros geométricos (Burden y Espaciamiento), usando los criterios de caracterización del macizo rocoso, de selección de explosivos y parámetros técnicos-operacionales del equipo de perforación de taladros largos, se determinó que el burden es igual a 1.30 m. y el espaciamiento igual a 1.45m. valores que resultan de la experiencia de campo.
- Utilizar el modelo matemático de Kuz-Ram, nos permitió predecir y en función a esto ajustar los parámetros geométricos de diseño y voladura, este modelo matemático se implementó como parte de mejora continua en la mina, logrando los siguientes resultados, el 25.637% presenta una fragmentación por debajo de 10 cm, 57.472% representa al tamaño entre 10 cm. y debajo de los 20 cm y 16.891% corresponde a la bolonería por encima de los 20 cm y por debajo de los 60 cm., con lo cual se logró optimizar la fragmentación.
- La aplicación del Módulo Carrascovol, en cuanto a diseño de malla y distribución de cargas explosivas, permitió conseguir los siguientes resultados:
 - a) La automatización de diseño de malla.
 - b) La distribución de carga por medio de reportes resulta rápida (otorga una distribución de carga escalonada).
 - c) Permite la minimización en horas-hombre y los recursos de materiales (explosivos, combustible, etc.).

- d) Se minimiza la presencia de bancos y por consiguiente se disminuye el uso de “rompe-bancos”.
- e) Entre otras consecuencias, dinamiza el acarreo, carguío, transporte y el proceso de beneficio. Igualmente, se consiguen condiciones adecuadas de trabajo, un uso controlado de los recursos de agua y aire.

Recomendaciones:

- Realizar los estudios geomecánicos con proyección a las operaciones futuras puesto que esto servirá para un mejor control y dirección adecuada de las operaciones mina.
- Las perforaciones se deben realizar con tubos Tag (tubos de guía) esto con finalidad de reducir la desviación de taladros largos.
- Uso de la brocas retractil para un mejor control de la desviación de taladros.
- Afilar las brocas cada 150 m perforados, esto ayudara a un mejor rendimiento del equipo y de la columna de perforación.
- Cambiar el iniciador (Emulnor) por el booster de 1/3 lb para una mejor activación de la carga de columna.
- Realizar el monitoreo de vibraciones producidas por la voladura con finalidad de mejorar la distribución de carga.
- El Módulo Carrascovol está sujeta a ser modificado y extenderla a otras aplicaciones relacionadas a las operaciones mineras, por lo que se sugiere que los futuros profesionales en la actividad minera continúen con la investigación.

BIBLIOGRAFÍA

Kaushik DEY & Phalguni SEN. (September, 2003), Concept of Blastability – An Update Dept. of Mining Engg. Indian School of Mines, Dhanbad – 826 004, India
E-mail: kausdey@yahoo.co.uk.

S. GHEIBIE & H. AGHABABAEI, Kuznetsov model's efficiency in estimation of mean fragment size at the Sungun copper mine. Faculty of Mining Engineering, Sahand University of Technology, Tabriz, Iran S.H. Hoseinie.

TAYLOR & FRANCIS GROUP. (London, 2010), A practical method of bench blasting design for desired fragmentation based on digital image processing technique.

HUSTRULID. (1993), Sub level stopping engineering and planning.

RESEMIN, Manual De Equipos RAPTORS.

PETERSEN, U. 1965; Regional geology and mayor ore deposits of Central Peru.

Calvin KONYA y A. LABARRA; Diseño de voladura; 1era Edición Cuicati Mexico.

Carlos LOPEZ JIMENO, Manual de perforación y voladura de rocas E.T.S; Ingeniería de minas Madrid.

Dr. Carlos AGREDA T. (1992), Introducción a la tecnología de explosivos.

David CORDOVA ROJAS. (2007), Evaluación geotécnica de minado de los cuerpos Mery, DCR Ingenieros SRLtda.

Iván VILLALBA MONTOYA. (2008), Modelos predictivos de fragmentación- ENAEX.

Ritaldo CHAUPIS. (2003), Explotación mecanizada con taladros largos en la unidad minera Iscaycruz. "Simposium EXSA 2003, Taladros Largos".

Edward MEDINA BÁRCENA. (2003), Perforación y voladura de taladros largos en la mina San Rafael, Puno.

Paul Jose CARHUAMACA GUERRERO. (2009), Evaluación y Optimización en sostenimiento con Cimbras en minería subterránea-UNI.

Pedro TUMIALÁN DE LA CRUZ. (2003), Boletín N° 10, Serie B, Geología Económica, INGEMET-UNI.

Oscar LLANQUE, M., NAVARRO T. Vidal (1999), “Explotación Subterránea, métodos y casos prácticos” “elección del método y planificación de la mina”.

Departamento de PLANEAMIENTO E INGENIERÍA. (2010), Esquema de minado y operación de la mina Casapalca presentado al Ministerio de Energía y Minas para la certificación de operación minera (COM).

Joe SUTPHIN. (2006), The expert's voice Autocad-VBA a programmer's reference.

Jorge Andres CASTRO CHAMORRO, (Lima 2005). Tesis en optimización del proceso de flotación de concentrados de Zinc en la compañía Minera Yauliyacu; presentado en la Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

Compañía Minera Casapalca S.A. (Julio 2006), Plan de cierre presentado al Ministerio de Energía y Minas.

Jorge DUEÑAS – Asistente de Investigación, Pablo MEZA – Docente, Caracterización geomecánica en cerro verde y sus implicancias en la voladura, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.

GERENCIA TECNICA. (2009), Manual de tronadura ENAEX.

Manual Práctico de voladura de EXSA; Cuarta Edición; Edición 2010.

Compendio informativo del X SIPERVOR-UNI; Evento realizado 2010

Manual de minería - estudios mineros del Perú; www.estudiosmineros.com.

Manual de minería - estudios mineros del Perú; www.estudiosmineros.com.

ANEXO N°01