

# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA**



**“PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN LA COMPAÑÍA MINERA LOS  
CHUNCHOS SAC.”**

**TESIS**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:**

**RICARDO HECTOR RODRIGUEZ ROBLES**

**ASESOR:**

**DR. ING. ISAURO CARLOS AGREDA TURRIATE**

**LIMA - PERÚ**

**2015**





**DEDICATORIA:**

A la memoria de mi abuela Agueda que me acompañó hasta iniciar mi adolescencia; a mis padres por haberme dado la vida y educado, a mis amigos y familiares que estuvieron conmigo en los momentos difíciles que me tocó afrontar.

**AGRADECIMIENTO:**

A los ingenieros Víctor Torres Nuñuvero y Walter Melchor Rojas, Gerente General y Gerente de Operaciones respectivamente, de la Compañía Minera los Chunchos, por brindarme todas las facilidades y por permitirme ser parte de dicha empresa.

A los trabajadores obreros de la empresa con quienes compartí diversas experiencias y de quienes aprendí.

Asimismo, al Doctor Carlos Agreda Turriate por sus sabios consejos brindados en las aulas universitarias.

## **RESUMEN.**

Se sabe que explotar las llamadas “vetas angostas” presenta una serie de retos y uno de los más difíciles es evitar o minimizar la dilución.

Teniendo en cuenta todos los conceptos postulados para evitar y/o minimizar la dilución, serán muy tomados en cuenta para obtener una dilución aceptable en las operaciones mineras de los Chunchos.

La dilución puede estar en el rango 5% a 10%, pero este dependerá del tipo del cuerpo mineralizado y su geometría. Así como también del control que se tenga en el momento de las operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo total de minado.

## **ABSTRACT**

In a mining context, dilution is the extracted tonnage of material below the economic cutoff grade for the mine.

The extracted material may contain the mineral being mined but in insufficient quantities to be recovered economically. On the other hand, the dilution must be kept within the economic limits of the mining operations.

Having into account this concept is that we are working at mineral los Chunchos SAC in these mining operations very selective mining methods have to be used; waste rock is left in the hanging wall and in the footwall respectively.

Dilution may be in the range 5% to 10%, but this will depend on the type of the ore body and its geometry. As well as on the level of dilution control that you have at the time of the operations.

**INDICE**

	<b>Página</b>
INTRODUCCION	1
CAPITULO I - GENERALIDADES.	3
1.1 Ubicación.	3
1.1.1 Vía de acceso desde la ciudad de Lima.	4
1.1.2 Vía de acceso desde la ciudad de Huancayo.	4
1.2 Reseña histórica.	5
1.3 Geografía.	8
1.4 Topografía.	9
1.5 Geología.	9
1.5.1 Geología regional.	9
1.5.2 Geología local.	11
1.5.2.1 Estratigrafía.	13
1.5.3 Geología estructural.	14
1.5.4 Geología económica.	14
1.6 Mineralización.	15
1.6.1 Estructuras mineralizadas.	15
1.7 Objetivos generales.	16
1.8 Objetivos específicos	17



CAPITULO IV - IMPACTO DE LA DILUCIÓN EN LA EXPLOTACION DE VETAS ANGOSTAS.	34
4.1 Introducción.	34
4.2 Definición de dilución.	37
4.3 Métodos usados para calcular la dilución.	39
CAPITULO V - ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS USADOS EN LA VOLA- DURA DE ROCAS EN LOS CHUNCHOS SAC.	43
5.1 Introducción.	43
5.2 Clasificación general de las mezclas explosivas comerciales.	44
5.2.1 Altos explosivos.	44
5.2.2 Bajos explosivos.	44
5.2.3 Agentes de voladura.	45
5.3 Accesorios y explosivos usados en la operación de voladura de rocas de la UEA Los Chunchos.	47
5.3.1 Accesorios de voladura de rocas.	48
5.3.2 Mezclas explosivas comerciales.	54
CAPITULO VI - VOLADURA CONTROLADA EN VETAS ANGOSTAS.	56
6.1 Introducción.	56
6.2 Definición.	57

6.3	Clasificación de los modelos matemáticos usados en la voladura controlada.	59
6.4	Perforación en línea.	60
6.4.1	Ventajas.	63
6.4.2	Desventajas.	63
6.5	Pre corte convencional.	64
6.5.1	La presión dentro de los taladros ( $P_b$ ).	66
6.5.2	Ventajas.	69
6.5.3	Desventajas.	69
6.6	Pre corte con cámaras de aire.	70
6.6.1	Variables de diseño.	71
6.6.2	Ventajas.	72
6.6.3	Desventajas.	73
CAPITULO VII - EQUIPOS MINEROS USADOS EN LAS OPERACIONES		
	MIENRAS DE LOS CHUNCHOS SAC.	75
7.1	Introducción.	75
7.2	Equipos usados para la explotación.	76
7.2.1	Perforadoras.	76
7.2.2	Equipos de bajo perfil.	78
7.2.3	Equipos pesados.	81
7.2.4	Volquetes.	82





**INDICE DE FIGURAS.**

	<b>Página</b>
Figura N° 1.1: Muestra la ubicación de la Compañía Minera Los Chunchos.	5
Figura N° 2.1: Muestra una veta mineralizada de la UEA Heraldos Negros.	19
Figura N° 2.2: Muestra una veta mineralizada.	20
Figura N° 2.3: Muestra las situaciones de paneles mineralógicos potenciales encontrados en vetas angostas.	22
Figura N° 2.4: Muestra la clasificación de las vetas en la Unidad Heraldos Negros.	23
Figura N° 3.1: Muestra las formas geométricas irregulares de las vetas angostas.	29
Figura N° 3.2: Muestra el método cut and fill.	31
Figura N° 3.3: Muestra el método de minado en UEA Heraldos Negros.	32
Figura N° 3.4: Muestra el método corte y relleno ascendente.	33
Figura N° 4.1: Muestra la secuencia de minado.	35
Figura N° 4.2: Muestra las capas de dilución.	35
Figura N° 4.3: Muestra una veta con la dilución planeada.	37
Figura N° 4.4: Muestra una veta angosta con su respectiva dilución planeada Vs. La dilución no planeada.	39
Figura N° 5.1: Muestra un alto explosivo y su iniciador. (Fuente FAMESA).	44

Figura N° 5.2: Muestra un bajo explosivo que se usa como ingrediente en la mecha de seguridad denominada pólvora negra.	45
Figura N° 5.3: Muestra un agente de voladura, como el AN/FO.	46
Figura N° 5.4: Muestra el ANFO listo para ser cargado en los taladros.	46
Figura N° 5.5: Muestra la clasificación de las MEC.	47
Figura N° 5.6: Muestra el primer y accesorios de voladura.	48
Figura N° 5.7: Muestra la conexión de los taladros.	48
Figura N° 5.8: Muestra el cebado de los primer listos para ser cargados.	49
Figura N° 5.9: Muestra la conexión de los accesorios de voladura.	50
Figura N° 5.10: Muestra el sistema mukinel.	51
Figura N° 5.11: Muestra las partes del sistema mukinel.	53
Figura N° 5.12: Muestra el ANFO en la UEA Los Chunchos.	54
Figura N° 5.13: Muestra las MEC usadas en la UEA Los Chunchos.	55
Figura N° 6.1: Muestra la aplicación de la voladura controlada.	56
Figura N° 6.2: Muestra el análisis de sensibilidad planteado.	57
Figura N° 6.3: Muestra las paredes finales de un frontón.	58
Figura N° 6.4: Muestra otra definición de voladura controlada.	59
Figura N° 6.5: Muestra los modelos matemáticos que usa la voladura controlada.	60
Figura N° 6.6: Muestra el frontón conectado en la UEA Los Chunchos.	61

Figura N° 6.7: Muestra el resultado de la perforación en línea en la UEA Los Chunchos.	62
Figura N° 6.8: Muestra el resultado de la voladura.	65
Figura N° 6.9: Muestra el pre-corte en la explotación de vetas angostas.	66
Figura N° 6.10: Muestra el corte cargado en la UEA Los Chunchos.	67
Figura N° 6.11: Muestra los rangos recomendados para los espaciamientos de los taladros como una función del diámetro de estos, para el pre-corte.	68
Figura N° 6.12: Muestra un taladro cargado de acuerdo a la teoría del pre-corte.	68
Figura N° 6.13: Muestra la voladura pre corte con cámaras de aire.	71
Figura N° 6.14: Muestra el pre corte y buffer blasting en una veta angosta.	74
Figura N° 7.1: Muestra la UEA Los Chuncos.	76
Figura N° 7.2: Muestra el jumbo en pleno trabajo de perforación.	77
Figura N° 7.3: Muestra la perforación de un frontón en la UEA Los Chunchos.	78
Figura N° 7.4: Muestra un scoop en pleno trabajo.	79
Figura N° 7.5: Muestra un scoop en pleno trabajo.	79
Figura N° 7.6: Muestra un dumper en operación.	80
Figura N° 7.7: Muestra un cargador frontal en plena trabajo.	81
Figura N° 8.1: Muestra el sostenimiento con madera en UEA Los Chunchos.	84
Figura N° 8.2: Muestra la labor minera de vetas angostas.	86

Figura N° 8.3: Muestra la clasificación general de los sistemas de sostenimiento.	87
Figura N° 8.4: Muestra el auto sostenimiento del macizo rocoso.	88
Figura N° 8.5: Muestra el sistema de sostenimiento artificial.	88
Figura N° 8.6: Muestra el sostenimiento artificial activo y pasivo.	89
Figura N° 8.7: Muestra usando madera en Los Chunchos.	90
Figura N° 8.8: Muestra usando mallas y split set en Los Chunchos.	91
Figura N° 8.9: Muestra el consumo mensual del sistema de sostenimiento de madera en la UEA Los Chunchos.	92
Figura N° 9.1: Muestra el tipo de arranque para roca dura y suave.	97
Figura N° 9.2: Muestra la perforacion del fronton.	98
Figura N° 9.3: Muestra la perforacion y conexión de los taladros en el fronton	98
Figura N° 9.4: Muestra la iniciación para este disparo.	103
Figura N° 9.5: Muestra el corte quemado con 9 taladros (shatter cut).	103
Figura N° 9.6: Muestra el diseño del frontón, el corte y la ubicación de todos los taladros.	104
Figura N° 9.7: Muestra el diseño de las mallas de perforación y voladura.	105
Figura N° 9.8: Muestra el corte quemado.	106

## INDICE DE TABLAS.

	<b>Página</b>
Tabla N° 1.1: Muestra las instalaciones de la unidad minera Heraldos Negros.	8
Tabla N° 5.1: Muestra el consumo de accesorios de voladura en la etapa de explotación del mes de junio 2015.	53
Tabla N° 5.2: Muestra el consumo de explosivos en la etapa de explotación del mes de junio 2015.	55
Tabla N° 6.1: Muestra algunas especificaciones genéricas promedio para el pre-corte.	67
Tabla N° 8.1: Muestra el consumo del sistema de sostenimiento con madera	93
Tabla N° 8.2: Muestra el estándar del enmaderado.	94
Tabla N° 8.3: Muestra el consumo del split set.	95
Tabla N° 8.4: Muestra el consumo de malla electrosoldada y pernos split set	96
Tabla N° 9.1: Muestra el cronograma de actividades	101
Tabla N° 9.2: Muestra costos utilizando solo Carmex.	107
Tabla N° 9.3: Muestra costos utilizando Mininel.	107
Tabla N° 9.5: Muestra costos utilizando Mukiinel.	108
Tabla N° 9.5: Muestra el avance por mes.	108

## INTRODUCCION

A nivel mundial la minería subterránea en especial la explotación de vetas angostas cada vez presenta mayores retos, tales como la profundización, la geometría irregular de las vetas es decir sus características geométricas como forma y tamaño, y aún más las características físico mecánicas del macizo rocoso, que se debe implementar algunos sistemas de sostenimiento para mantener y resguardar la vida de los trabajadores y proteger los equipos mineros. Es por ello que es muy importante seleccionar la mezcla explosiva comercial y hacer un buen diseño de mallas de perforación y voladura para que en el momento de hacer la voladura de rocas no afectar la roca remanente y así mismo evitar la dilución.

La UEA Los Chunchos es una minera polimetálica que explota cobre, plomo, plata, zinc, la irregular geometría de las vetas angostas usa el método de explotación corte y relleno convencional ascendente en secciones de 3.0m x 3.0m respectivamente, realizando la perforación con jumbo de un solo brazo con un alcance de 13 pies y la perforadora jackleg. Para la operación minera unitaria de voladura de rocas usa como agente de voladura el ANFO y emulnor 5000 de 1.1/2"x12" (Amarillo) y Emulnor 3000 1"x7" (Rojo) en las labores con presencia de agua, el corte que usa son con nueve taladros paralelos. Últimamente por decisión de la gerencia se está usando como accesorio de

voladura el mukinel (detonador no eléctrico) que se espera obtener mejores resultados.

En cuanto a los sistemas de sostenimiento para estas labores sabiendo que se cuenta con roca tipo II, III y IV se usa madera, el sistema combinado de mallas electro soldadas y pernos Split set.

## **CAPITULO I - GENERALIDADES.**

### **1.1 Ubicación.**

La Compañía Minera Los Chunchos S.A.C., comprende las concesiones, Heraldos Negros, Heraldos Negros N° 2, y Heraldos Negros N° 5.

Las operaciones mineras se desarrollan en el departamento de Huancavelica, provincia de Huancavelica, en el distrito de Acobambilla, en la Comunidad de Acobambilla, en el paraje del Cerro Condoray, con una altitud de 4700 a 5250 m.s.n.m.

A la zona denominada Heraldos Negros se llega por vías de acceso:

- Desde Huancayo hasta Cerca puquio y luego a Heraldos Negros, haciendo un total de 117 Km.
- Desde la ciudad de Lima, viajando por el Sur desde la ciudad de Cañete a Heraldos Negros, haciendo un total de 411 km.

### 1.1.1 Vía de acceso desde la ciudad de Lima.

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (hr)
Lima - Cañete (asfaltada)	150	2.00
Cañete - Lunahuana (asfaltada)	40	0.40
Lunahuana - Llapay (afirmada)	140	3.00
Llapay - Laraos (afirmada)	12	0.40
Laraos - San Valentín (Trocha)	19	1.20
San Valentín - Heraldos Negros	50	3.00
Total	411	10.40

### 1.1.2 Vía de acceso desde la ciudad de Huancayo.

Tramo	Distancia ( km )	Tiempo ( hr )
Huancayo - Mina Cercapuquio Carretera afirmada en buenas Condiciones	74	2
Mina Cercapuquio - Mina Heraldos Negros. Trocha Carrozable en regular estado	43	3
Total	117	5

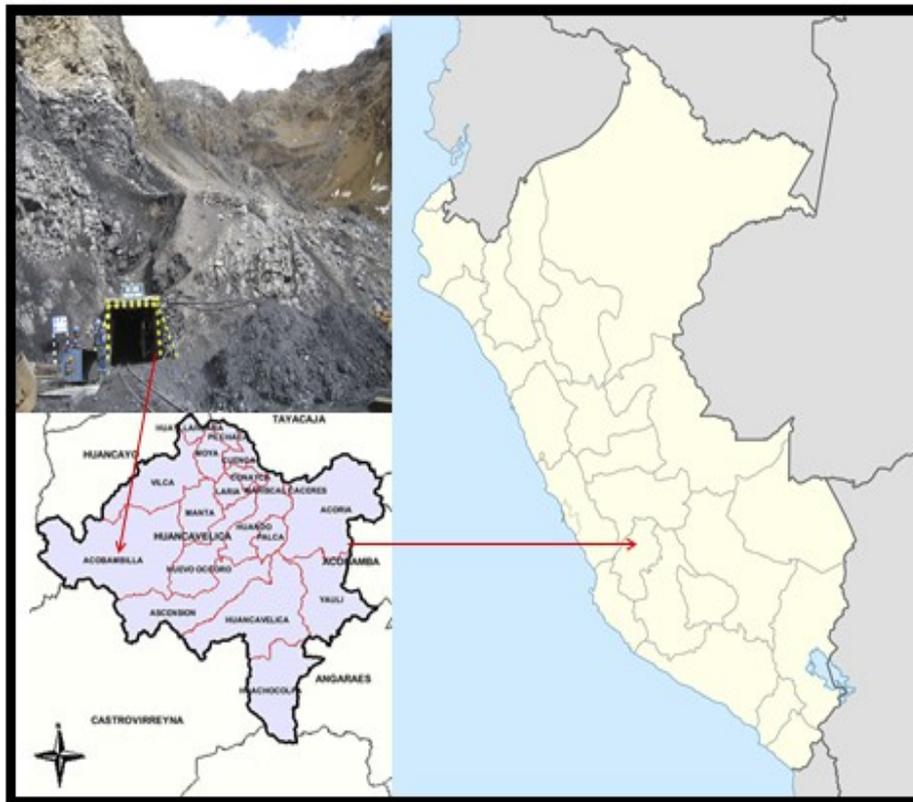


Figura N° 1.1: Muestra la ubicación de la Compañía Minera Los Chunchos SAC.

## 1.2 Reseña histórica.

La Compañía Minera Los Chunchos S.A.C., es el titular de la unidad Minera Heraldos Negros; el cual está conformado por las concesiones denominadas: Heraldos Negros, Heraldos Negros N°2 y Heraldos Negros N° 5.

Estas operaciones mineras se llevan a cabo en el distrito de Acobambilla, Departamento de Huancavelica; cabe mencionarse

que en esta área donde se realizarán las exploraciones, es un área remota donde no existen poblaciones, ni cultivos.

Los trabajos de producción y exploraciones de mina Heraldos Negros, se encuentra enmarcado dentro de las concesiones, Heraldos Negros de 200 Ha., y a concesión Heraldos Negros N° 2, de 12 Ha., se usará para los componentes de apoyo a la actividad. Estas concesiones constituirán el área de influencia directa.

Las estructuras mineralizadas principales en mina Heraldos Negros son; La veta Bombocito (Esperanza), la Veta Heraldos, la Veta Chismosa y la Veta Anquicha. La zona en estudio de Heraldos Negros, presenta característica típica de cordillera alta con clima frígido y con una topografía agreste.

Esta concesión, inicialmente fue de propiedad de la Compañía Minera Condoray S.A. que operó de fines desde el año 1957 hasta diciembre de 1962: La compañía minera Heraldos Negros, se constituyó en Octubre de 1963, asumiendo el activo y pasivo de la compañía anterior. Posteriormente el directorio del Banco Minero del Perú, en sesión del 30 de Junio de 1972, se adjudicó los derechos y bienes. Posteriormente en 1981, el Banco Minero del Perú remató, la Unidad Heraldos Negros, adjudicando legalmente

las tres concesiones al Ing. Pedro Díaz Jáuregui.

La Compañía Minera Los Chunchos S.A.C., es una empresa de capitales peruanos, que en su programa de expansión pretende desarrollar la exploración y producción de esta unidad en mención y evaluar las probabilidades de la existencia de mineral económico. El prospecto cuenta pasivos ambientales, producto de actividades anteriores; como depósito de relave en superficie, también hay depósito subacuático en la Laguna Condoray. Vecina a nuestra concesión, canchas de desmonte, Bocaminas y chimeneas abandonadas, edificaciones e instalaciones abandonadas

Los trabajos de preparaciones, explotación y de exploración están orientadas hacia la determinación de la forma, volumen, tonelaje y el contenido metálico de las zonas mineralizadas ; de manera que se pueda estimar las reservas de , plomo, plata, zinc y otros metales con valor económico.

Actualmente esta compañía minera de capitales netamente peruanos, cuenta con las siguientes instalaciones, las cuales se muestran en la siguiente tabla.

Tabla N° 1.1: Muestra las instalaciones de la unidad minera  
Heraldos Negros.

N°	Localización		Descripción
	Norte	Este	
1	448 520	8 604 684	Campamento (oficina principal)
2	448 989	8 604 676	Área de campamento y comedor
3	448 774	8 604 210	Talleres, grupo electrógeno y compresora de Mina Heraldos Negros
4	448 829	8 604 226	Bocamina del nivel 4940 y depósito de mineral
5	448 732	8 604 110	Taller de mantenimiento mecánico
6	448 559	8 604 212	Depósito de desmonte y poza de recepción de agua de mina
7	448 669	8 604 044	Bocamina del nivel 4890
8	448 297	8 604 732	Deposito temporal de residuos peligrosos
9	448 967	8 604 736	Pozos sépticos del sector campamento y comedor
10	448 608	8 604 672	Almacén central y depósito de aceite

### 1.3 Geografía.

La zona en estudio de Heraldos Negros. Presenta características típicas de cordillera alta, con clima frígido y con una topografía agreste.

Se puede diferenciar dos estaciones bien marcadas; entre noviembre y abril, Las lluvias y nevadas son frecuentes con abundantes precipitaciones, Especialmente en los meses de febrero y marzo. Desde mayo a octubre, es la época de sequía y que acompañan constantemente las heladas.

#### **1.4 Topografía.**

La topografía, del prospecto se caracteriza, por ser del tipo glaciar con perfiles agudos de erosión glaciar y valles colgados en forma de "U", lagunas escalonadas en el fondo de los valles y depósitos aluviales y glaciares. El área se extiende por un paisaje montañoso, por una cubierta discontinua de suelo escaso, alternando con afloramiento rocoso propio de la cordillera de los andes, donde predominan afloramientos de minerales dentro del área en estudio.

El área está caracterizada por cerros, montañas, lagunas y por valles abruptamente cortados y topografía accidentada con valles y planicie y valles de origen glaciar.

#### **1.5 Geología.**

##### **1.5.1 Geología regional.**

De los estudios y la correlación de imágenes satelitales Landsat III (MSS) y Landast V(TM) planos geológicos regionales y planos

de distribución, de los principales yacimientos o centros mineros en producción, se ha concluido que en las altas cumbres de la Cordillera Occidental, de los Andes centrales del Perú, existe un gran número de yacimientos polimetálicos que están ubicados dentro de una zona de fallamiento longitudinal de alto ángulo. Esta zona de falla, es el rasgo estructural regional lineal más importante y continuo que controla no solamente la ubicación de diversos yacimientos o distritos mineros sino también la localización de stocks intrusivos, plúgs y centros volcánicos Neógenos.

Tomando como referencia al Prospecto Heraldos Negros. La zona de fallamiento incluye hacia el noreste a los yacimientos polimetálicos de San Valentín (antes Satanás), Yauricocha, San Cristóbal y Morococha y hacia el sureste a los distritos mineros de Castrovirreyna, Huachocolpa, Julcani y San Genaro, entre otros.

La zona de falla regional mencionada anteriormente fue mapeada con el nombre de "Falla Chonta", de alto ángulo, en el área de San Genaro, habiéndose podido seguirla con imágenes satelitales hasta su extremo noreste. La zona de "Falla Chonta" en Heraldos Negros, coincide con la traza de la Veta, falla

Esperanza (hoy veta Bomboncito). En la Mina San Valentín, por la zona de la falla, hay cuerpos de brecha y mineralización que se están explotando subterráneamente.

En la mina Yauricocha, con las fallas verticales y brechas longitudinales, que en conjunto forman la zona de falla Yauricocha Quillasca, se alojan cuerpos mineralizados recientemente en explotación subterránea.

#### **1.5.2 Geología local.**

En cuanto a la geología local en el área de Heraldos Negros, afloran calizas grises y gris claro del mesozoico con rumbo N° 24° W y 58° W de buzamiento, y rocas volcánicas andesíticas piritizadas; estas rocas han sido atravesadas por pequeños intrusivos de composición monzonítica, las mismas que han originado la piritación de las rocas adyacentes estando los depósitos minerales económicos relacionados a éstos intrusivos.

Las formaciones Jumasha y Pariatambo sobre yacen concordantemente a otras más antiguas formando un anticlinal, abierto con lineamiento andino. El cerro Nevado Condoray, dentro de Heraldos Negros, el plano axial del anticlinal, ocurrió una fue rotura y fallado formando esencialmente una brecha que

aloja a los cuerpos mineralizados entre dos fisuras que son la veta Heraldos y la veta Bomboncito (antes la veta Esperanza) y un sistema conjugado de fracturas transversales que alojan vetillas de calcita con algunos sulfuros. Existe también en este punto un lineamiento transversal coincidente con las vetillas de calcita, que hemos denominado lineamiento "Río Virgen".

En el flanco noreste del anticlinal, justamente en el lado noreste de la laguna Condoray, un Stock monzodiorítico instruye a las calizas de la Formación Jumasha formando una aureola de calcita mármolizada, de igual modo, un pórfido cuarcífero con intensa disseminación de pirita aflora al este de la laguna Condoray.

El mineral de Heraldos Negros, se encuentra constituida por bolsonadas distribuidas en dos estructuras principales:

- Heraldos y
- Bomboncito

Estas estructuras tienen contenido de plomo (Pb) y zinc (Zn) y algo de cobre (Cu), plata (Ag) y además otros cuerpos mineralizados como stockwork.

### 1.5.2.1 Estratigrafía.

La estratigrafía es simple, la formación Jumasha (Ks) descansa en concordancia sobre la formación Pariatambo (Ki) en un anticlinal de lineamiento andino cuyo eje se inclina levemente al NW.

- La formación Jumasha, aflora en toda el área de Heraldos Negros, tiene una potencia aproximada de 400 m. y sobre-yace concordante a las calizas y lutitas de formación Pariatambo. Esta potencia consiste de intercalaciones de calizas de color gris a calizas dolomíticas de color gris amarillento a blanco.
  
- Formación Pariatambo, en la zona mineralizada, aflora en un área de 500X80 m. como un paquete de estratificación delgada negra sobre el flanco NE, de la quebrada Heraldos Negros. Es una formación fosilífera, bituminosa y con nódulos de chert consiste de una intercalación de 50 a 60 m. de potencia compuesta de estratos delgados de calizas con algunos horizontes de lutitas y limonitas calcáreas. Esta formación no continua en el flanco opuesto del anticlinal debido a su desplazamiento normal por la veta falla Esperanza (Regional).

### **1.5.3 Geología estructural.**

Estructuralmente la veta Heraldos Negros forma parte de la falla regional "Chonta"; el cual es una falla regional de alto ángulo, cuya traza de la falla Esperanza coincide, con dicha falla cuyo rumbo varia de N58°W, N60°W, N45°W y N50°W. Estos tipos de fallas no solo controlan Yacimiento de minerales si también stock de intrusivos y centros volcánicos neógenos.

Las formaciones Jumasha y Pariatambo sobre-yacen concordante y forman un anticlinal en cuyo eje axial ocurrió una fue rotura y fallado formando una zona de brecha a donde aloja cuerpos mineralizados entre dos fisuras, veta heraldos negros y Veta Esperanza, además existe un sistema transversal de fracturas con relleno de calcita.

### **1.5.4 Geología económica.**

El Yacimiento de Mina Heraldos, forma parte de la Metalogenia de la Franja Sedimentaria del Mesozoico, dentro de la estructura Andina que se han desarrollado a través de los ciclos de sedimentación y tectónicas hercínicas y sobre todo Andina, sobre basamento andino precámbrico y presenta un magmatismo calco-alcalino. La deposición de los sulfuros fue favorecido por la

presencia de la falla y zona de cizallada, que es uno de los controles principales de la mineralización.

Génesis; el yacimiento tiene una génesis netamente de relleno de fracturas, por ser zona de alto fallamiento, presenta estructuras tipo rosario, también tiene grandes bolsonadas de mineral en forma de brechas o como mineral de arrastre.

## **1.6 Mineralización.**

### **1.6.1 Estructuras mineralizadas.**

El yacimiento consiste de un relleno de fracturas en los espacios abiertos favorables a lo largo de las fallas “Esperanza” y “Heraldos Negros”, en donde se forman cuerpos y/o lentes mineralizados de formas geométricas alongadas algo discontinuas.

- Minerales de Mena: Esfalerita rubia (SZn), Galena Argentífera (SPbAg), Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>)
- Minerales de Ganga: Pirita (S<sub>2</sub>Fe), Calcita (SOCa), Baritina (SOBa)
- Zona de Oxidación: La oxidación está representada por minerales hematina, goethita, limonita, Cerusita, Cincita; en los niveles de profundización van disminuyendo de intensidad.

- Zoneamiento y Paragenesis:** El zoneamiento en los cuerpos es que los minerales de alta temperatura se formaron cercanos a las rocas ígneas, y los de baja temperatura alejados de la masa ígnea. En los niveles cerca a la superficie se tiene mayores leyes de plomo-plata, de los niveles inferiores, conforme se profundiza se espera mayores leyes de Zinc, a mayor profundidad aparecerá el cobre. Los depósitos minerales de afinidad magmática se forman según una secuencia ordenada, a esta disposición se llama paragénesis.

### **1.7 Objetivos generales.**

Para la presente tesis de investigación se han planteado los siguientes objetivos:

- Las operaciones binomiales de perforación y voladura de rocas son fundamentales para obtener una buena fragmentación, lográndose minimizar los costos operacionales, obteniéndose mayor rentabilidad para la empresa en (US\$/Tm) explotada.
  
- La explotación de vetas angostas de minerales preciosos y que sea rentable es fundamental minimizar la dilución.

### **1.8 Objetivos específicos.**

- Dar a conocer los modelos matemáticos que existen a nivel mundial de la dilución que afecta directamente la producción y productividad en la explotación de vetas angostas.
  
- La revisión muy minuciosa y reportar los diversos modelos matemáticos desarrollados a la fecha, concernientes a la voladura controlada, y recomendar el que más se adecua y de fácil aplicación.
  
- Usar los modelos matemáticos de voladura para reducir los costos de la colocación de los sistemas de sostenimiento.

## **CAPITULO II - MINERALIZACION DE LAS VETAS ANGOSTAS EN LOS CHUNCHOS SAC.**

### **2.1 Introducción.**

Se puede decir que la explotación minera, es la ciencia de la extracción racional, económica, rentable y sostenible de los minerales contenidos en los yacimientos mineralógicos. Lo cual consta de diferentes etapas que van desde el simple cateo, la preparación de la mina, la explotación sistemática, la concentración o beneficios que tiene por objeto dar valor industrial o comercial al concentrado y/o metal obtenido. Generalmente las vetas se localizan a lo largo de pequeñas fallas locales, orientadas, paralelamente y cortantes a la foliación de la roca de caja; en el área de Heraldos Negros, afloran calizas grises y gris claro del mesozoico siendo la mayor parte de la mineralización aurífera está concentrada en vetas delgadas, caracterizada por la presencia de sulfuros de metales base, tales como pirita-calcopirita-galena-esfalerita como relleno de fracturas, intersticios, diseminados con rumbo N° 24° W y 58° W. En la unidad los Heraldos Negros los trabajos de producción y exploraciones de mina Heraldos Negros, se encuentra enmarcado

dentro de las concesiones, Heraldos Negros de 200 Ha., y la concesión Heraldos Negros N° 2, de 12 Ha., se usará para los componentes para llevar a cabo la explotación minera. Estas concesiones constituirán el área de influencia directa. Las estructuras mineralizadas principales en unidad minera Heraldos Negros son: La veta Bombocito (Esperanza), la Veta Heraldos, la Veta Chismosa y la Veta Anquicha. Los sistemas de vetas existentes corresponden a vetas y vetillas (5 a 90 cm de espesor) de cuarzo blanco lechoso y grisáceo cristalino, sub paralelas entre sí, hospedadas en gneises.



Figura N° 2.1: Muestra una veta mineralizada de la UEA Heraldos Negros.

La explotación minera de vetas angostas ya no ocupa una posición preeminente en el mundo de la minería, pero sigue siendo una importante fuente en cuanto a plata, oro, estaño y uranio. Con una veta que posee reservas suficientes y una ley alta en términos técnico económico es explotable en Europa, Australia, Canadá, Sudamérica y África. Por otro lado, a los administradores y financieros corporativos esta mineralización para la explotación de vetas angostas es vista como de alto riesgo debido a las zonas geográficas de pequeñas dimensiones, los altos costos asociados de recursos, que muchas veces el margen de beneficio es ajustado debido a la dilución cuando se hace la explotación.



Figura N° 2.2: Muestra una veta mineralizada.

Muchos profesionales con experiencia de campo consideran las vetas angostas de  $\approx$  6 m de ancho, pero son comúnmente  $\approx$  3 m.

Hay un número de problema de vetas angostas que los operadores deben abordar para tener éxito en la explotación de estas: compleja geología y ley de distribución, por lo tanto, las reservas son a menudo difíciles de evaluar por los siguientes factores:

- Alto porcentaje de dilución de la roca de la pared.
- Los bajos rangos del tonelaje de los tajeos por metro desarrollado
- Baja eficiencia total debido a los tonelajes pequeños involucrados
- Inaplicabilidad por una gran cantidad de mecanizaciones.

## **2.2 Definición de vetas angostas.**

Si se habla de vetas angostas, existen varias definiciones de los investigadores especialistas en este tema. A continuación se esgrimen algunas de estas:

- Veta angostas: Es un depósito de tipo veta mineralizada, en otras palabras es una zona bien definida de mineralización de forma geométrica irregular, generalmente inclinada y

discordante, que es generalmente angosta en comparación con su longitud y profundidad. Los depósitos de la vetas se ubican en aberturas, fallas o fisuras o en zonas de corte en el macizo rocoso in situ.

- Veta angostas: Es un sistema de la veta, es un grupo de vetas con similares características y generalmente relacionados con la misma estructura rocosa.
- Con el propósito de simplificar y clarificar, se puede mencionar que un depósito que representa una veta angosta u otras formas de presentarse el mineral o paneles mineralógicos se muestra en la siguiente figura.

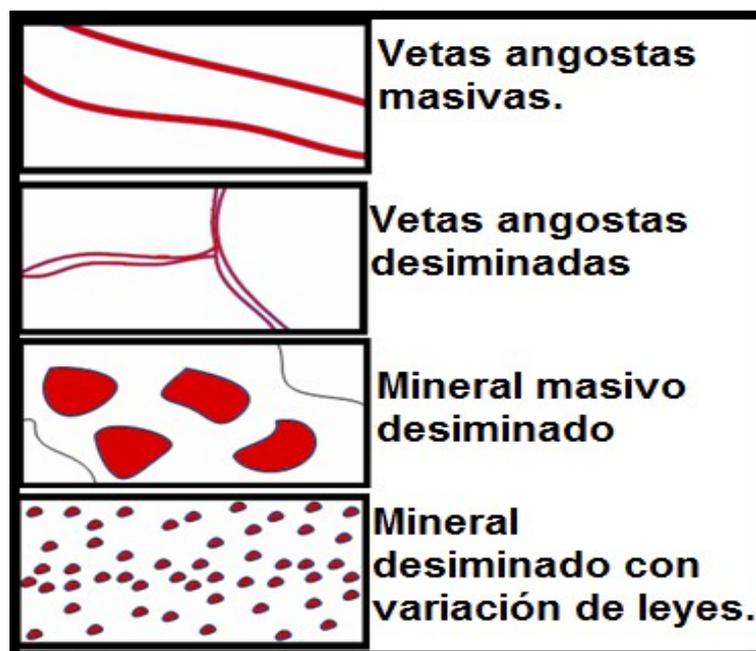


Figura N° 2.3: Muestra las situaciones de paneles mineralógicos potenciales encontrados en vetas angostas.

### 2.3 Clasificación de las vetas angostas.

En la unidad minera Heraldos Negros, las vetas mineralizadas se clasifican de la siguiente manera:



Figura N° 2.4: Muestra la clasificación de las vetas en la Unidad Heraldos Negros.

**2.3.1 Veta Heraldos:** Está formado por una mineralización de sulfuros como Pirita, esfalerita, galena, galena-argentífera, calcopirita; formando estructuras tipo rosario. Con potencias variables desde el 3.50 metros hasta estrangularse; Además en algunas zonas presenta calizas fuertemente fracturadas rellenas con calcita y con sulfuros de zinc y plomo. Los hastiales son calizas bituminosas de la formación Pariatambo.

La veta Heraldos el mineral económico probado eventualmente accesible incluido en mineral económico probable eventualmente accesible es: 73,848 Tm., porcentaje en Zinc 6.93%, porcentaje en plomo Pb 2.18%, porcentaje en Cu 0.09% y la onza de plata Ag/TCS es 0.95.

**2.3.2 Veta Bomboncito:** Estructura mineralizada emplazada en la falla “Esperanza”, cuya longitud más representativas es en el nivel 940 con 300 metros de exposición, presentándose como bolsonadas y lazos cimoides con potencias que llegan a los 8 metros. Aparentemente con un plunge NW-SE. La mineralización se presenta con esfalerita rubia y galena en matriz brechoza y panizada, a veces como mineral deleznable.

En esta veta en mineral económico probado eventualmente accesible incluido en mineral económico probable eventualmente accesible es: 122, 960 Tm., porcentaje en Zinc 6.31%, porcentaje en plomo Pb 1.91%, porcentaje en Cu 0.15% y la onza de plata Ag/TCS es 0.80.

**2.3.3 Stock Work:** En la zona de superficie existe una zona de vetilleo entre las fallas Heraldos Negros y Esperanza un ancho

de 60 metros, todo emplazado en la formación Jumasha, este vetilleo al pasar la formación Pariatambo se comienzan a estrangular y empobrecer. En superficie se observa fracturas con relleno de calcita estas además presenta venillas y diseminaciones de esfalerita y galena separados por brechas de calizas pobres.

#### **2.3.4 Veta Débora.**

La denominada veta Débora tiene una potencia de 1.20m a 1.30m y el mineral económico probado eventualmente accesible incluido en mineral económico probable eventualmente accesible es: 11,796 Tm., porcentaje en Zinc 12.83%, porcentaje en plomo Pb 1.91%, porcentaje en Cu 0.41% y la onza de plata Ag/TCS es 0.58, cuyo VPT es 194.90 US\$/Tm.

#### **2.3.5 Veta Melissa.**

Esta veta cuenta con una potencia variada de 0.73m, 1.25m y 0.75m y el mineral económico probado eventualmente accesible incluido en mineral económico probable eventualmente accesible es: 7,622 Tm., porcentaje en Zinc 13.51%, porcentaje en plomo Pb 3.77%, porcentaje en Cu

0.20% y la onza de plata Ag/TCS es 0.64, cuyo VPT es 223.10 US\$/Tm.

### **2.3.6 Veta Vanessa.**

En esta veta tiene una potencia variada de nivel a nivel siendo de 1.30m, 1.62m, 1.04, y 1.53m, y el mineral económico probado eventualmente accesible incluido en mineral económico probable eventualmente accesible es: 18,222 Tm., porcentaje en Zinc 9.58%, porcentaje en plomo Pb 3.50%, porcentaje en Cu 0.13% y la onza de plata Ag/TCS es 0.90, cuyo VPT es 167.68 US\$/Tm.

### **2.3.7 Veta Angelita.**

La denominada veta Angelita el mineral económico probado eventualmente accesible incluido en mineral económico probable eventualmente accesible es: 71,600 Tm., porcentaje en Zinc 6.47%, porcentaje en plomo Pb 1.85%, porcentaje en Cu 0.09% y la onza de plata Ag/TCS es 0.47, cuyo VPT es 109.31US\$/Tm.

## **CAPITULO III - MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN USADOS EN LOS CHUNCHOS SAC.**

### **3.1 Introducción.**

La mayoría de las minas en la explotación de vetas angostas enfrentan la necesidad de profundizar más las operaciones para explotar las vetas angostas, trayendo consigo el incremento de los costos operacionales, y otras veces la disminución de la ley del mineral. Se presentan una serie de obstáculos en la explotación de vetas angostas, pero estos tienen que ser superados para tener una exitosa explotación; de tal manera que los depósitos de mineral se incluyen el control adecuado para no contaminarlo con el desmonte, así como también es muy importante manejo de materiales y la ventilación.

Además de estos factores, la explotación de depósitos de vetas angostas enfrenta los desafíos económicos adicionales en la baja productividad del método típico de vetas angostas y el efecto de contaminación del mineral por el desmonte más conocido como dilución.

### 3.2 Explotación de las vetas angostas.

La explotación subterránea de un depósito mineralizado que se presenta en forma de vetas angostas es inevitablemente asociada con la dilución del mineral. Para evitar la dilución del mineral, tanto el ingeniero geólogo como el ingeniero de minas deben trabajar en equipo para que puedan elegir el método de explotación más adecuado, de tal manera de minimizar la dilución.

Como se sabe, la selección del método de explotación más adecuado depende principalmente de:

- La geometría de la veta
- Las características físico mecánicas del macizo rocoso, entre otras.

Para sistemas de explotación de vetas angostas, el método elegido debe adaptarse a límites mineralizados irregulares, y debe permitir una buena recuperación con una mínima dilución. Principalmente el método seleccionado debe ser seguro y rentable.

Las condiciones principales a tenerse en cuenta cuando se va a elegir el método de explotación entre otras son las siguientes:

- Resistencias tanto del mineral como de las cajas techo y piso respectivamente
- Rumbo y buzamiento de la veta
- Consistencia del cuerpo mineralizado (ancho, regularidad de los límites de la relación mineral/desmante)
- Las dimensiones y regularidad de las zonas minables dentro del cuerpo mineralizado (zonas que tengan leyes de corte superiores a las determinadas)
- Ley total de mineralización
- Tamaño (alto, ancho o espesor)
- Forma (tabular, lenticular, masivo, irregular)
- Disposición (inclinado, manteo)
- Profundidad (media, extremos, razón de sobrecarga), etc.

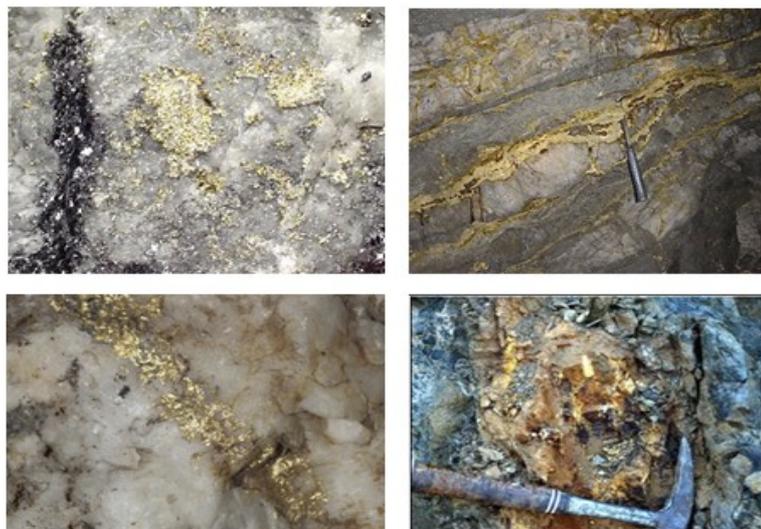


Figura N° 3.1: Muestra las formas geométricas irregulares de las vetas angostas.

### **3.3 Métodos de explotación de vetas angostas más usados a nivel mundial.**

Por otro lado, en cuanto a los métodos de explotación subterráneos son: Cámaras y Pilares, Stope and Pillar, Shrinkage Stopping, Sublevel Stopping, Vertical Crater Retreat, Cut and Fill Stopping, Excavation Techniques, Backfilling Method, Longwall Mining, Sublevel Caving, Block / Panel Caving. Sin embargo, en la práctica, la explotación requiere variar y combinar los métodos, dado que los depósitos raramente se ajustan exactamente a las características ideales de aplicación de alguno de los métodos mencionados anteriormente.

Cabe enfatizar, que para vetas angostas tan pequeñas como de 0.5m de ancho se debe usar un método de explotación muy selectivo, de tal manera que el desmonte sea dejado tanto en la caja piso como en la caja techo respectivamente.

#### **3.3.1 Método de explotación usado en minera Los Chunchos**

##### **SAC.**

Entonces, por todo lo dicho anteriormente en la UEA Heraldos Negros, para la explotación de vetas angostas se ha seleccionado el método Corte y Relleno Ascendente convencional (conventional cut and fill).

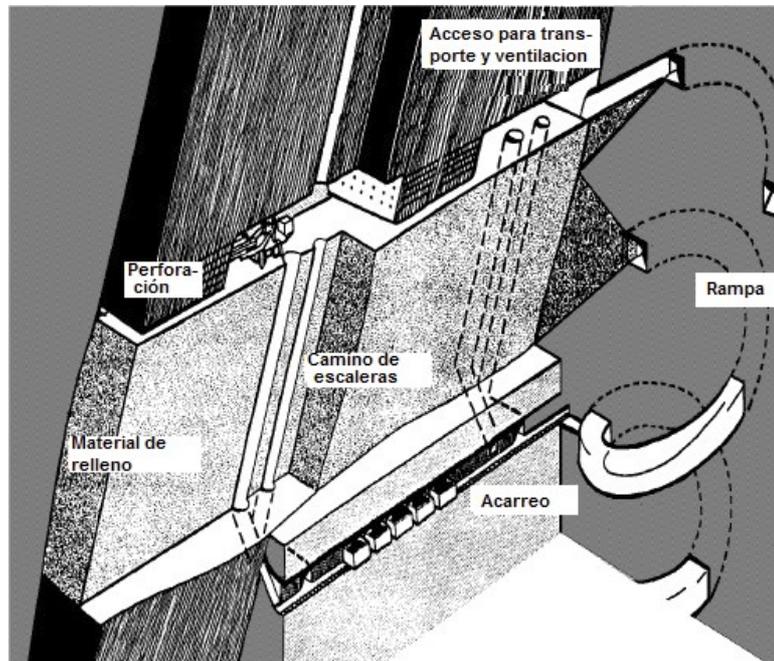


Figura N° 3.2: Muestra el método cut and fill.

### 3.3.2 Corte y relleno ascendente (cut and fill).

Como ya se mencionó anteriormente en la UEA Heraldos Negros la explotación se realiza por el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional, a partir del subnivel de explotación se realizan cortes de 1.5m, siendo la altura del tajeo de 3.0m, después de la voladura la secuencia de minado es limpieza, simultáneamente se instala el sistema de sostenimiento con pernos de roca, puntales en línea y cuadros de madera, luego se rellena con desmonte provenientes de las chimeneas de los tajeos antiguos.

Los niveles están espaciados entre 20 y 50 metros, los accesos se realizan por chimeneas, rampas y galerías.

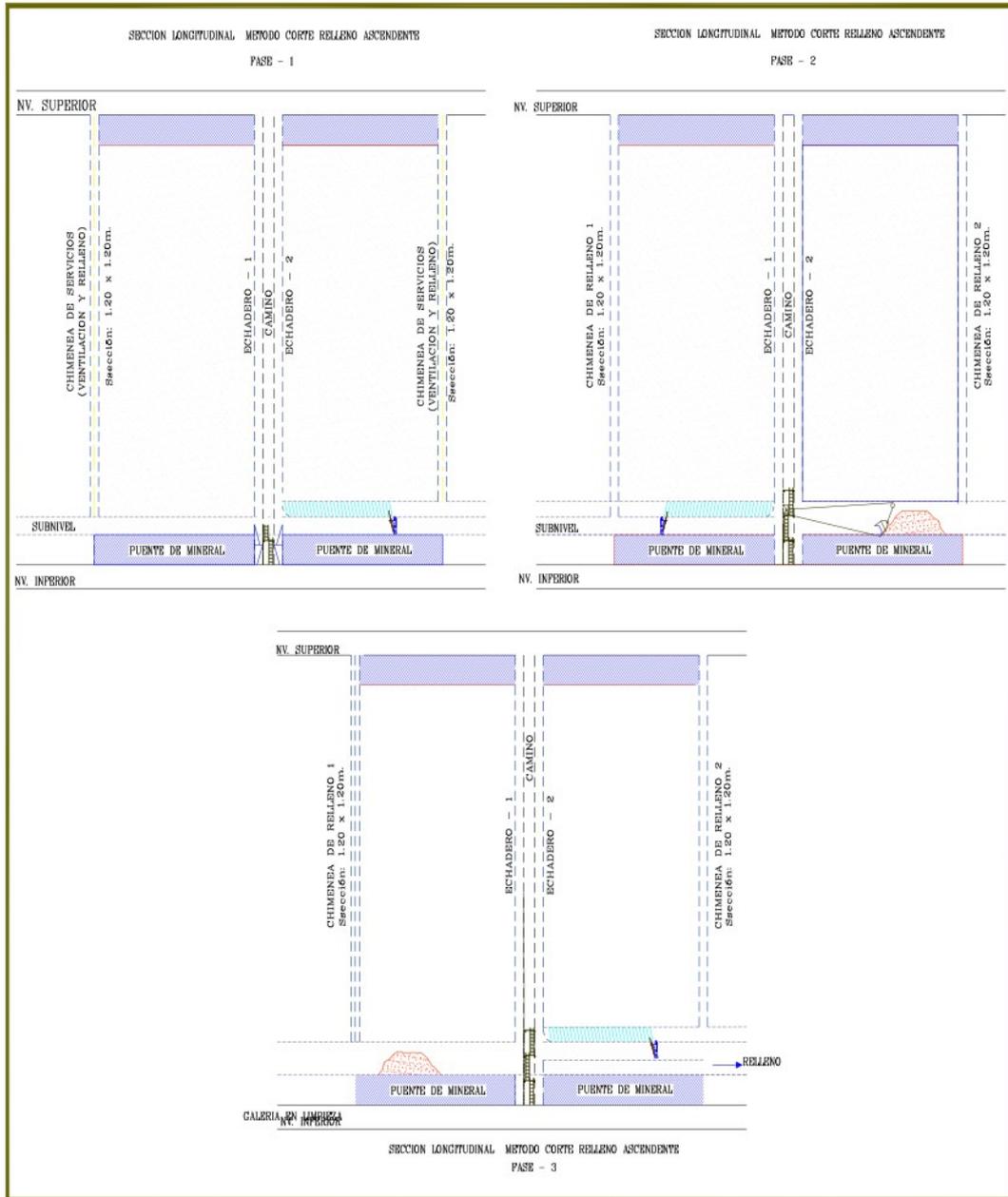


Figura N° 3.3: Muestra el método de minado en UEA Heraldos

Negros

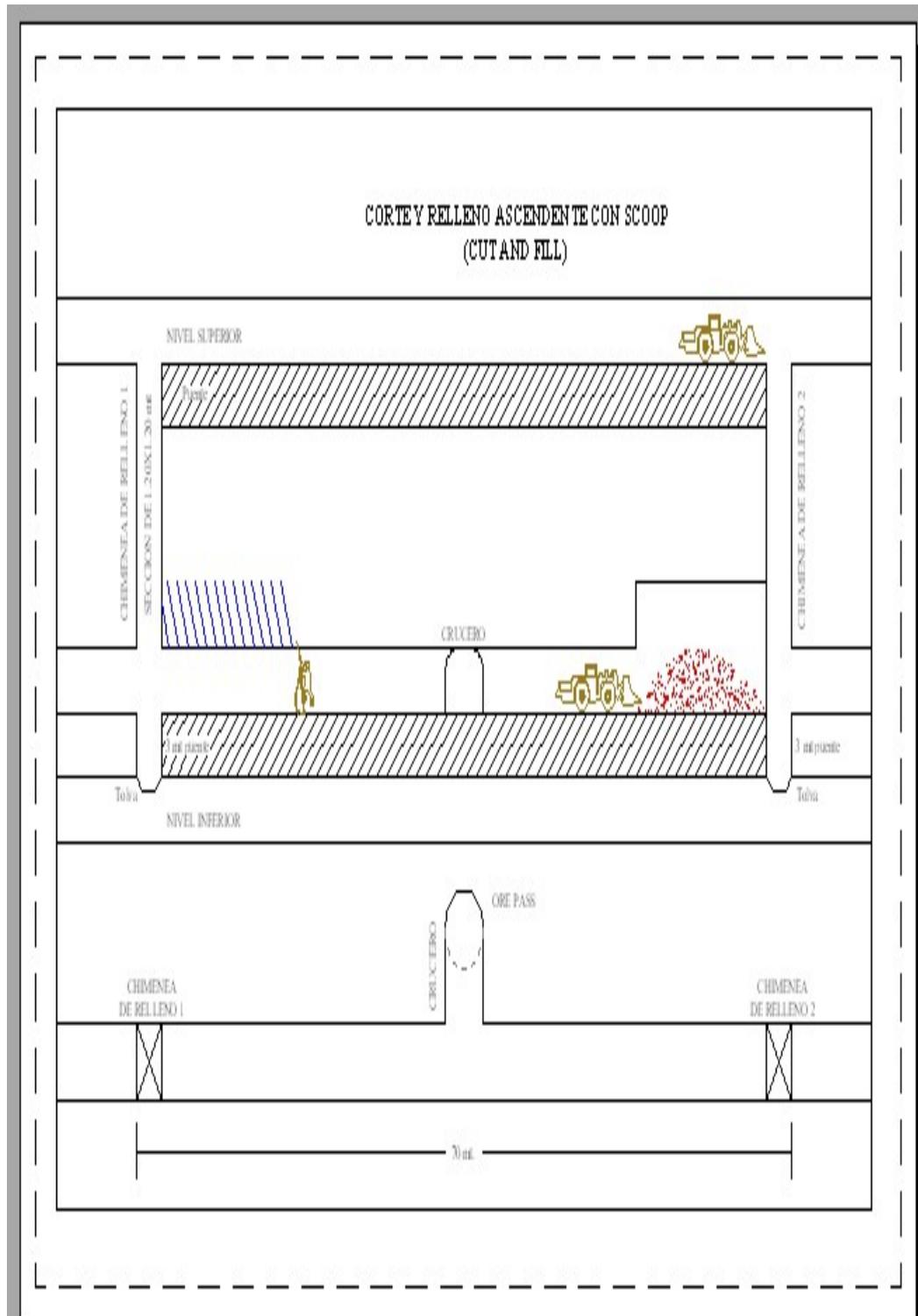


Figura N° 3.4: Muestra el método corte y relleno ascendente.

## **CAPITULO IV - IMPACTO DE LA DILUCIÓN EN LA EXPLOTACION DE VETAS ANGOSTAS.**

### **4.1 Introducción.**

Para considerar los impactos de la dilución en las reservas minables se debe tener en cuenta lo siguiente:

- El minado debe ser selectivo, primero se debe extraer el desmonte para de esta manera lograr exponer la veta. Generalmente, se comienza desde la caja techo, luego el mineral debe ser cuidadosamente disparado y cargado, y finalmente el desmonte debe ser removido.
- Se debe hacer una provisión del ancho de la veta de 1.0m, esta capa debe ser de 0.5m a cada lado de la veta.

Obviamente, que la experiencia y habilidad para perforar, disparar y cargar el mineral selectivamente con un ancho de límite definido de 0.5m es crítico, cuando se quiere controlar la dilución. De igual importancia en vetas angostas de alta ley, se debe evitar daños excesivos producidos por la voladura de rocas causando pérdidas de mineral. El uso de

0.5m como límite debe ser considerado en la etapa de planeamiento mina, etc.

Todo lo mencionado anteriormente se muestra en la siguientes figuras.

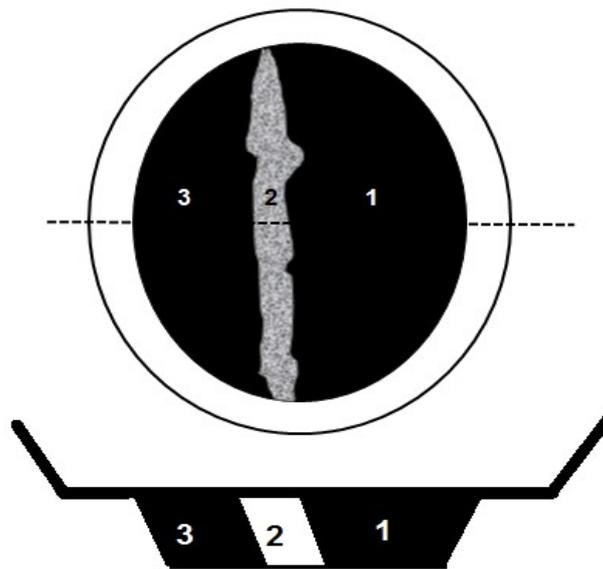


Figura N° 4.1: Muestra la secuencia de minado.

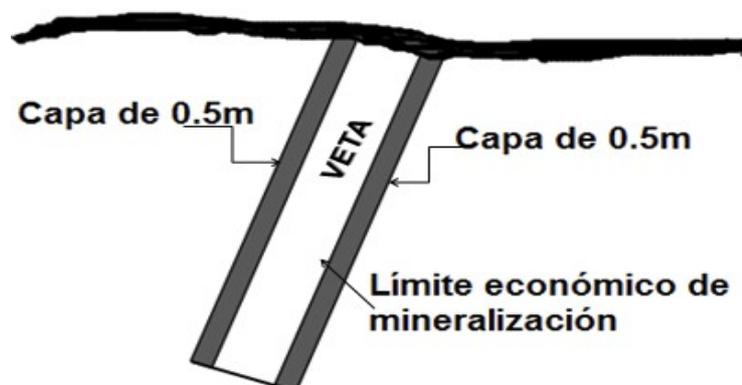


Figura N°4.2: Muestra las capas de dilución.

Por otro lado, se pronostica que en un futuro muy cercano la explotación de vetas angostas en el Perú de materiales preciosos, será la sostenibilidad de la economía, porque es una fuente de ingresos a pesar de las dimensiones o potencia de las vetas, es sensible al agotamiento de minería y la cantidad de desarrollo subterráneo necesario para acceder a las áreas de minería. Porque el recurso no renovable de vetas angostas son exclusividad de la explotación por el método de minado subterráneo. Esto es porque una gran proporción del recurso está contenida dentro de un ancho de solo algunos metros que generalmente en algunas minas son de 0.6m a 0.8m.

Algunos profesionales con experiencia en explotación de vetas angostas están de acuerdo que el uso de perforadoras mecanizadas como jumbos produce residuos que diluye el mineral. La alternativa es utilizar una técnica manual para extraer solo el material de ley superior de dicha veta. Pero la mano de obra es costosa, difícil de encontrar expertos en la materia, entonces las técnicas manuales no son eficientes; pero proponen usar un método muy selectivo para hacer la voladura por partes, ya sea empezando por la caja piso, luego el mineral y finalmente la caja techo.

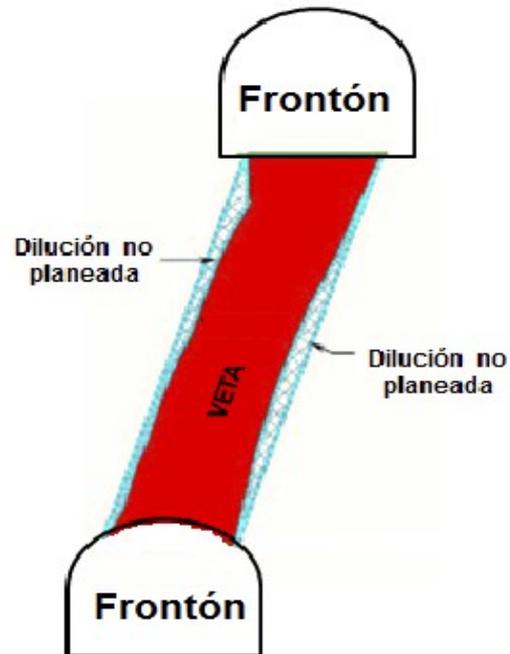


Figura N° 4.3: Muestra una veta con la dilución planeada.

#### 4.2 Definición de dilución.

En cuanto al término dilución existen varias definiciones, entre las cuales se tienen:

Dilución se puede definir como la contaminación del mineral con el desmonte durante el proceso de explotación minera. Las consecuencias de esta contaminación son las siguientes: La cantidad real de material extraído será más grande que lo que es necesario para obtener el mismo contenido en metal equivalente. La ley del mineral será menor que el estimado de la ley in situ.

Dilución: Se define como la relación de: Desmonte (mineral + waste); y esto vendría a ser el total de material extraído. Se asume que la dilución ocurre cuando y donde el mineral está siendo explotado; esto es el desmonte producido durante el minado subterráneo o el desencapado antes que una operación superficial se lleven a cabo; este no es incluido.

Los investigadores Scoble y Moss (1994) definen la dilución total como la suma de la dilución prevista y la dilución no planificada, donde:

- La dilución prevista es el material no mineral (por debajo del nivel de la ley de corte) que se encuentra dentro de los límites diseñados, según lo determinado por la selectividad del método de explotación minera; la continuidad del cuerpo mineral a lo largo y a lo largo de la inmersión; y la complejidad de la forma del cuerpo mineralizado.
  
- Dilución no planificado es material no mineral adicional (por debajo del nivel de la ley de corte) que se deriva de la roca o el relleno fuera de los límites. La incorporación de este material es por la voladura inducida hacia los costados de la

labor (overbreak); o por desprendimiento de la roca de la pared inestable o relleno.

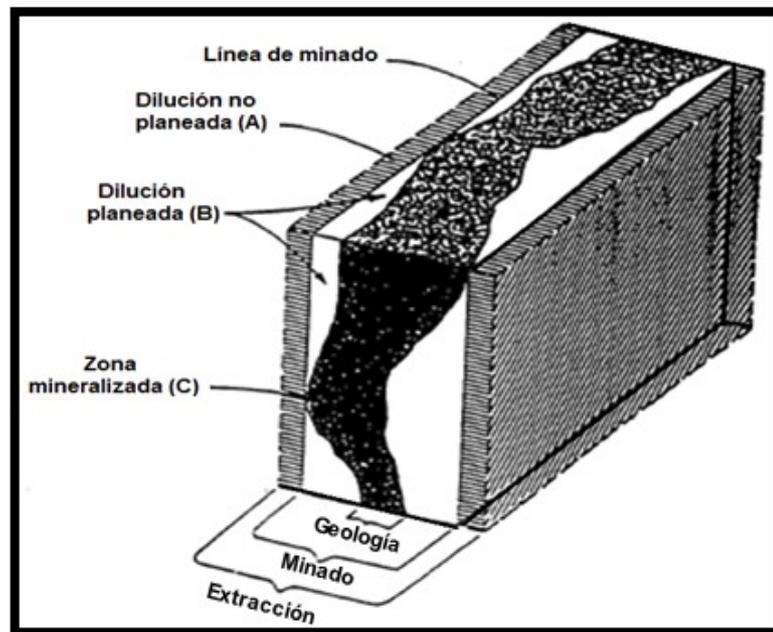


Figura N° 4.4: Muestra una veta angosta con su respectiva dilución planeada Vs. La dilución no planeada.

#### 4.3 Métodos usados para calcular la dilución.

A nivel mundial existen varios métodos para calcular la dilución, entre ellos se tienen:

Uno de los más conocidos es el modelo matemático de Oñara, que se expresa de la siguiente manera:

$$\%Dil = \frac{25}{AV \cdot \text{sen } \theta} \cdot 100$$

Donde

% Dil: porcentaje de dilución

A.V: Ancho de la veta

Sen buz: Seno del buzamiento de la veta.

Reemplazando datos en (1), se tiene:

$$\%Dil = \frac{25}{2.7 \cdot \text{sen } 90} = \frac{25}{2.7 \cdot 0.89} = 10.42$$

$$\%Dil = 11\%$$

También, se tiene los modelos matemáticos postulados por Scoble y

Moss (1994), que se expresa de la siguiente manera:

$$Dilución = \frac{Tm \text{ desmonte}}{Tm \text{ mineral}} \quad (2)$$

$$Dilución = \frac{Tm \text{ desmonte}}{Tm \text{ mineral} + Tm \text{ desmonte}} \quad (3)$$

Pakalnis et. al (1995) recomienda el usar de la ecuación (2) como una medida estándar de dilución ya que la ecuación (3) es mucho menos sensible a los aumentos en el material del desmonte.

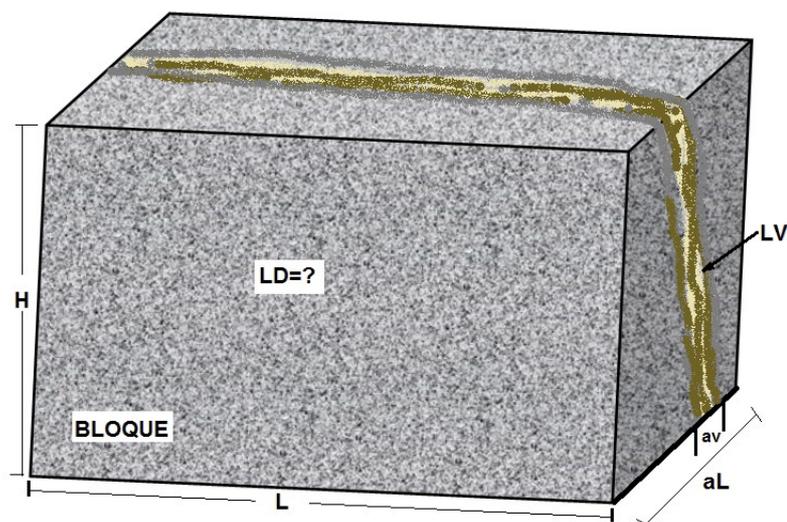
Martin et. al (1999): Sugiere que la dilución no planificada de una veta angosta puede definirse según la ecuación (4).

$$\text{Dilución} = \frac{\text{metres of } F / w \text{ waste} \times \text{metres of } H / w \text{ waste}}{\text{Planned Mining Width}} \quad (4)$$

**Lappalainen y Pitkajarvi (1996):** Definen la dilución de la roca desmonte (WRD) como una disminución relativa en la ley desde los recursos de ley in situ (SIG) a la ley de salida del molino (Gmf) según la ecuación 5.

$$\text{WRD\%} = \frac{G_{is} - G_{mf}}{G_{is}} \times 100 \quad (5)$$

También existe otro modelo matemático práctico para calcular la dilución, que se expresa de la siguiente manera:



Definición de variables

$aV$ : ancho de veta (m)

$aL$ : Ancho de labor (m)

L: Longitud de bloque (m)

H: Altura de bloque (m)

$\rho_R$ : Densidad de roca (Tm/m<sup>3</sup>)

$\rho_v$ : Densidad de mineral (Tm/m<sup>3</sup>)

Lv : Ley de veta

LD: Ley diluida del bloque (Gr /Tm)

$$\text{Ley Diluida } \rho = \frac{\text{Contenido metálico del block}}{\text{Tonelaje total del block}}$$

$$LD = \frac{\rho_v \cdot L \cdot H \cdot a \cdot LV}{\rho_R \cdot L \cdot H \cdot a + \rho_v \cdot L \cdot H \cdot a \cdot LV}$$

$$\text{Si } \rho_v \ll \rho_R$$

$$L \approx a \cdot LV$$

Otro método práctico, se expresa de la siguiente manera:

$$\%Dil = \frac{HL \cdot PV}{PV \cdot 2.85 \cdot HL \cdot PV} \cdot 100$$

Dónde:

HL: Altura de la labor

PV: Potencia de la veta

## **CAPITULO V - ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS USADOS EN LA VOLADURA DE ROCAS EN LOS CHUNCHOS SAC.**

### **5.1 Introducción.**

Como se sabe, a nivel mundial se usan las mezclas explosivas comerciales y los accesorios de voladura para extraer los minerales que se encuentran dentro de la corteza terrestre. También se debe mencionar que en países desarrollados se vienen usando las mezclas explosivas comerciales de última generación tales como la emulsión convencional, la emulsión gasificada, el ANFO pesado y los ANFOs y como accesorios el fanel, booster cordón detonante y para dar inicio al proceso de voladura se usa la mecha de seguridad; es decir la dinamita ya no se usa por los gases tóxicos que esta produce.

Por otro lado, se debe enfatizar que la industria minera desde décadas atrás es uno de los componentes muy importante para la economía de cualquier país, ya que esta contribuye al producto bruto interno (PBI). Entonces se deduce que un país que consume la mayor cantidad de mezclas explosivas comerciales es más

desarrollado en todos sus ámbitos, porque la industria minera es “la madre” de todas las industrias, sin el producto final que son los metales no podría existir ninguna otra industria.

## 5.2 Clasificación general de las mezclas explosivas comerciales.

Las mezclas explosivas comerciales se clasifican en: Altos explosivos, bajos explosivos y agentes de voladura.

**5.2.1 Altos explosivos:** Se refieren a las mezclas explosivas comerciales que en su composición si llevan un explosivo intrínsecamente explosivo y que para su iniciación se requiere de un fulminante común. Ejemplo la dinamita.



Figura N° 5.1: Muestra un alto explosivo y su iniciador.

(Fuente FAMESA).

**5.2.2 Bajos explosivos:** Son las mezclas explosivas comerciales que en su composición no llevan ningún explosivo

intrínsecamente explosivo y que combustionan o deflagran, pero no detonan. Ejemplo Pólvora negra (ingrediente principal de la mecha seguridad).



Figura N° 5.2: Muestra un bajo explosivo que se usa como ingrediente en la mecha de seguridad denominada pólvora negra. (Fuente ISEE)

**5.2.3 Agentes de voladura:** Son las mezclas explosivas comerciales que en su composición no llevan ningún explosivo intrínsecamente explosivo y pero que al mezclarse sus ingredientes se convierten en un explosivo, así por ejemplo al mezclar el  $\text{NO}_3\text{NH}_4 + \text{CH}_2 = \text{AN/FO}$ .

Un agente de voladura no es sensible a los fulminantes comunes y para su iniciación se requiere de un booster que produzca una alta presión de detonación.

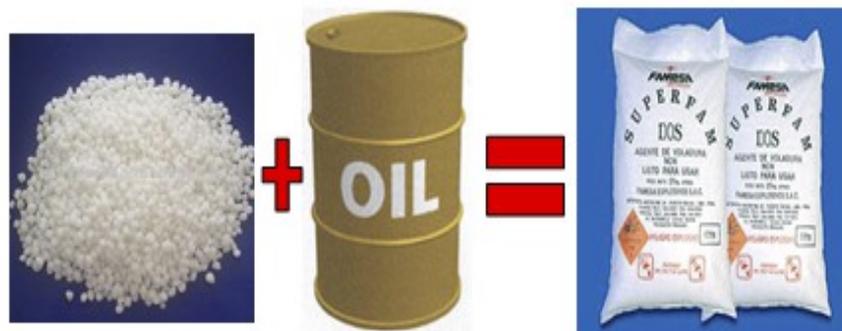


Figura N° 5.3: Muestra un agente de voladura, como el AN/FO.



Figura N° 5.4: Muestra el ANFO listo para ser cargado en los taladros.

Desde que el hombre inventó la pólvora negra, los explosivos se han clasificado de la siguiente manera:



Figura N° 5.5: Muestra la clasificación de las MEC.

Cabe resaltar que la mayoría de estas mezclas explosivas comerciales han sido inventadas por el Dr. Melvin Cook, por lo que se sugiere que para seguir contribuyendo con la industria de los explosivos, en la Universidad Nacional de Ingeniería se debe hacer investigación científica y/o aplicada; de tal manera que se pueda inventar nuevas mezclas explosivas comerciales con ingredientes naturales que no contaminen el ambiente, logrando minimizar los impactos ambientales producidos por la voladura de rocas.

### 5.3 Accesorios y explosivos usados en la operación de voladura de rocas de la UEA Los Chunchos.

### 5.3.1 Accesorios de voladura de rocas.

En cuanto a los accesorios de voladura se usan los siguientes:

- Cordón detonante:** Cabe enfatizar que respecto a este accesorio de voladura un porcentaje importante de los perforistas utilizan este accesorio de voladura en su arranque y luego estos son amarrados.



Figura N° 5.6: Muestra el primer y accesorios de voladura.



Figura N° 5.7: Muestra la conexión de los taladros.

- Cuando se usa el sistema mininel y/o mukinel en secciones de 3m x 3m entran 12 m de cordón detonante.

**Fanel:** En el encebado se utilizaba el fanel (14 pies) de periodo corto en el arranque y largo en los demás taladros.

**Mecha rápida:** En secciones de 3m x 3m cuando se usa Carmex generalmente entran 8m de mecha rápida y cuando se usa mininel y/o mukinel en secciones de 3m x 3m entran 0.5 m de mecha rápida.

- Carmex:** Se utilizaba este accesorio de voladura, siendo este reemplazado en la actualidad por el mukinel (similar al mininel).



Figura N° 5.8: Muestra el cebado de los primer listos para ser cargados.



Figura N° 5.9: Muestra la conexión de los accesorios de voladura.

- **El sistema MUKI:** Es un Detonador No Eléctrico de Doble Retardo, consiste de un detonador de retardo corto transmisor de superficie albergado en un gancho conector de plástico y un detonador de alto poder de retardo largo que se sitúa dentro del taladro para iniciar la carga explosiva, unidos por un tramo de tubo o manguera de transmisión de onda de choque altamente resistente a la abrasión y esfuerzo mecánico. El detonador de superficie se encuentra dentro de un gancho conector de plástico de color fosforescente que facilita el acople de dos líneas para el amarre de los taladros, de conexión fácil, el uso del Muki es usado en operaciones mineras subterráneas, cuya

principal aplicación son en labores de producción (tajeos). La aplicación está orientada al campo de retardos de periodo corto.

- El accesorio de voladura MUKI reúne las características que permiten un fácil manipuleo y seguridad en las labores mineras.
- Garantiza siempre altos rendimientos en la voladura y bajos costos operacionales, utilizando la tecnología de los micro retardos.
- El sistema No Eléctrico de doble retardo MUKI sustituye la utilización del conjunto de: Mecha de Seguridad, Fulminante, Conector y Mecha Rápida.

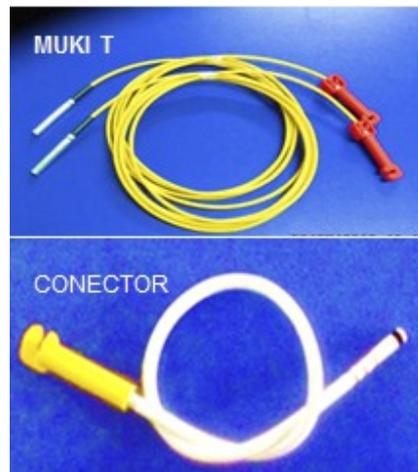


Figura N° 5.10: Muestra el sistema mukinel.

**Mukinel:** es un detonador no-eléctrico de retardo tipo Milisegundo, está conformado por un tubo de choque de color amarillo, que en uno de sus extremos posee un detonador de alta potencia y el otro extremo se encuentra sellado. Cerca del sello se encuentra un conector plástico de color azul, con el periodo de retardo impreso

#### **Partes del sistema mukinel.**

- Tubo de choque: Es un tubo plástico laminado de pequeño diámetro (3 mm. de diámetro exterior) interiormente está recubierto de material reactivo a razón de 15 - 20 gramos por kilómetro (1 kilo por 600,000 m.). Este tubo transmite una señal de baja energía al punto de iniciación del retardo en la capsula - fulminante, a una velocidad de aproximadamente 2000 m/s.
- Detonador interior: Es una Capsula Fulminante que se encuentra en un extremo del tubo de choque, el cual asegura una iniciación precisa y confiable.
- Detonador de superficie: Es un Capsula Fulminante que se encuentra en el otro extremo del tubo de choque, el cual esta albergado en un gancho de plástico.
- Gancho: Es un aditamento plástico de diseño especial, el cual permite enganchar 2 tubos de choque.

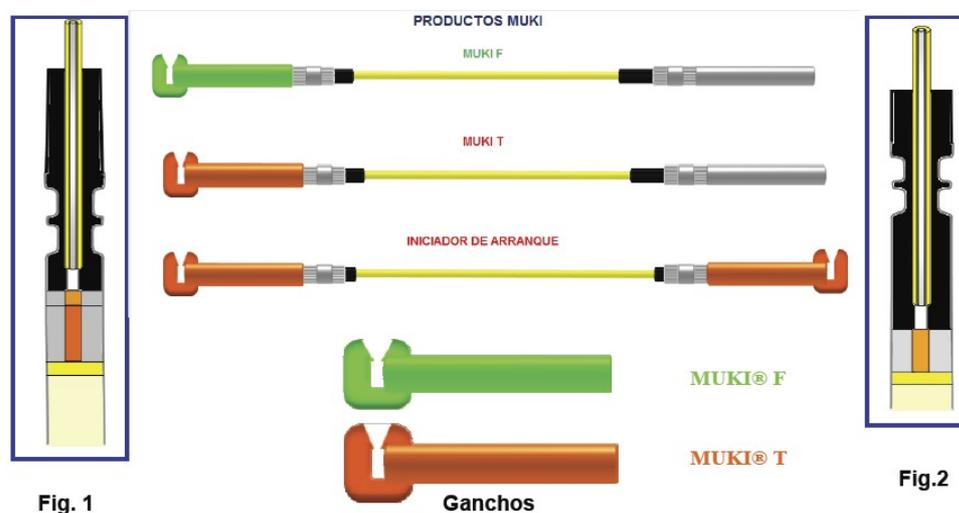


Figura N° 5.11: Muestra las partes del sistema mukinel.

**Tabla N° 5.1: Muestra el consumo de accesorios de voladura en la etapa de explotación del mes de junio 2015.**

Nivel	Labor	Cordón detonante (m)	Fanel (und)	Muki (und)	Iniciador (und)	Mukinel (und)	Mecha rápida (m)	Carmex (und)
4930	TJ 015	329	15	450	69	270		37
4890	TJ 130	143	77	23	0	28		14
4890	TJ 179	425	46	220	4	147	3	51
5010	TJ 036	137	127	216	11	104		30
4980	TJ 975N	272	68	252	12	642		35
4980	TJ 975S	85	0	79	5	194	3	9
4980	TJ 960N	293	146	223	3	391		27
4965	TJ 051	110	113	681	19	157	13	44
4965	TJ 056	135	0	192	15	504	4	18
Total		1929	592	2336	138	2437	23	265

### 5.3.2 Mezclas explosivas comerciales.

La UEA los Chunchos para la explotación de vetas angostas se está usando las siguientes mezclas explosivas comerciales:

- Dinamita semexa 65 (1"x7") se usa como primer (cebo), pero por disposición de gerencia de operaciones se ordenó utilizar semexa 65 en el arranque. Cabe resaltar que al momento de cargar el explosivo en los taladros no se cumple con esta orden impartida desde gerencia.
- ANFO (Nitrochem), este explosivo se carga en toda la columna con la pistola cargadora, y cuya manguera es antiestática.



Figura N° 5.12: Muestra el ANFO en la UEA Los Chunchos.

- Emulnor 3000 1"x7" de color rojo y Emulnor 5000 de 1.1/2"x12", se carga en los taladros con presencia de agua.



Figura N° 5.13: Muestra las MEC usadas en la UEA Los Chunchos.

Tabla N° 5.2: Muestra el consumo de explosivos en la etapa de explotación del mes de junio 2015.

Nivel	Labor	Emulnor 3000 1"x8" (und)	Emulnor 5000 1.1/2"x12" (und)	Semexsa 65 1"x7" (und)	Semexsa 65 1.1/2"x12" (und)	ANFO (kg)
4930	TJ 015	2839	0	750	0	349
4890	TJ 130	128	0	183	0	155
4890	TJ 179	1256	0	585	0	276
5010	TJ 036	476	0	246	0	539
4980	TJ 975N	1579	15	418	0	1007
4980	TJ 975S	582	0	0	0	280
4980	TJ 960N	1247	0	687	0	575
4965	TJ 051	1837	0	691	80	928
4965	TJ 056	1254	0	0	0	732
Total		11198	15	3560	80	4841

## CAPITULO VI - VOLADURA CONTROLADA EN VETAS ANGOSTAS.

### 6.1 Introducción.

La dilución y recuperación, realizado para un caso particular de tajo abierto, es una medida de la calidad del diseño y la práctica y experiencia de los profesionales en la minería. Un buen diseño es aquel que maximiza la recuperación y minimiza la dilución, teniendo en cuenta que las dos medidas son inter dependientes (en otras palabras lograr una cierta recuperación sólo puede ser posible a costa de aceptar un cierto nivel de dilución).



Figura N° 6.1: Muestra la aplicación de la voladura controlada.

Pero cuando se trata de minería subterránea, el uso de uno de los métodos de la voladura controlada para minimizar la dilución en explotación de vetas angostas es de suma importancia. Entonces, la elección de una mezcla explosiva comercial tiene una influencia determinante en la reducción de costos operacionales. Sin embargo, esto ha traído como consecuencia un incremento de la concentración de energía en el área del disparo, creando problemas de “back break” y del uso de los diversos sistemas de sostenimiento. Es por esta razón que algunos investigadores proponen que debe llevarse a cabo un análisis de sensibilidad técnico-económico.

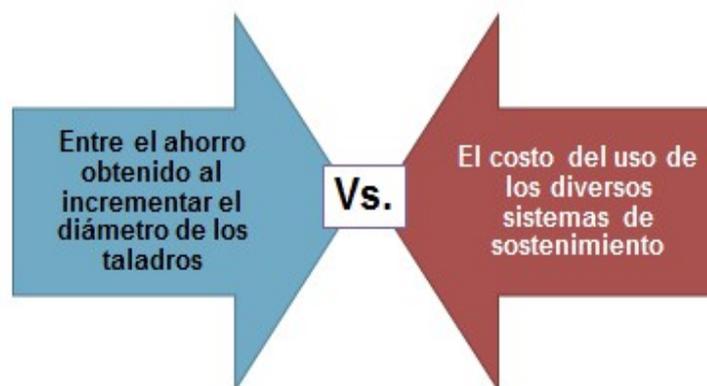


Figura N° 6.2: Muestra el análisis de sensibilidad planteado.

## 6.2 Definición.

Cuando se trata de voladura controlada Voladura perimetral, perimétrica o de contorno, los expertos en la materia han propuesto las siguientes definiciones:

- Es la descripción, análisis y discusión de una serie de técnicas que sirven para mejorar la competencia del macizo rocoso en la parte perimetral de una labor y/o excavación cualquiera.



Figura N° 6.3: Muestra las paredes finales de un frontón.

- Es el proceso mediante el cual ciertas técnicas son aplicadas, durante la excavación de labores mineras subterráneas o superficiales, de tal manera de producir una superficie final geoméricamente precisa y relativamente no afectada.
- Es el uso de varias técnicas, para tratar de minimizar los daños producidos a la roca remanente en los límites de una labor y/o excavación debido a la acción de la onda de choque subterránea y a las altas presiones de los gases de la explosión, generados durante la detonación de las mezclas explosivas comerciales usadas en un disparo primario.

- Es evitar daños en la roca remanente y tratar de dejar después de la operación minera unitaria de voladura de rocas, una superficie rocosa competente y lisa y bien definida, de tal manera de no producir agrietamientos excesivos de la roca, lo que conlleva a mejorar su estabilidad.

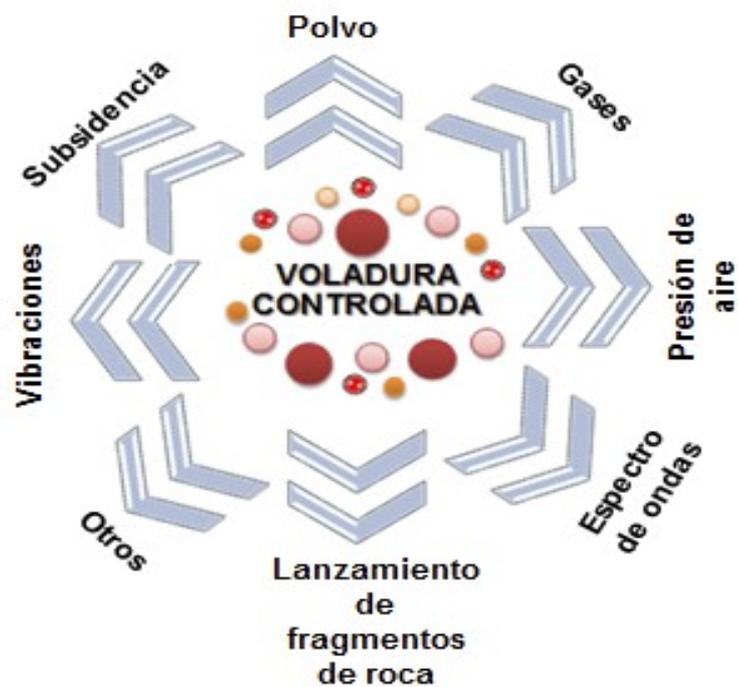


Figura N° 6.4: Muestra otra definición de voladura controlada.

### 6.3 Clasificación de los modelos matemáticos usados en la voladura controlada.

La voladura controlada usa los siguientes modelos matemáticos:



Figura N° 6.5: Muestra los modelos matemáticos que usa la voladura controlada.

Cabe enfatizar que cada modelo matemático tiene su propia base matemática y su aplicación respectiva en el campo.

#### **6.4 Perforación en línea.**

Es un modelo matemático de fracturamiento, que usa taladros vacíos de 35 a 75 mm. de diámetro, los cuales están separados uno de otro por un espaciamiento equivalente entre 2 a 4 veces el diámetros de los taladros. Como los taladros están ubicados muy cercanamente uno de otro y si las condiciones in-situ del macizo rocoso son favorables, dichos taladros pueden actuar como concentradores de esfuerzo o como guías de algunas fracturas de tal manera de crear un plano de debilidad entre los antes mencionados taladros.

La precisión en la perforación es muy importante para poder obtener buenos resultados, lo mismo que la homogeneidad de la roca, porque de otra manera las fisuras naturales del macizo rocoso tenderán a crear un plano de debilidad más fácilmente que el causado y/o creado por los taladros perforados.



Figura N° 6.6: Muestra el frontón conectado en la UEA Los Chunchos.

Es la perforación de una línea simple de taladros cercanamente espaciados de diámetros pequeños y que no se cargan con MEC, y que se encuentran ubicadas a lo largo de la línea final de cualquier excavación. Esta línea simple de taladros produce un plano de debilidad hacia el cual el disparo de producción puede tratar de fracturar. También este plano de debilidad provoca que algunas de

las ondas de choque creadas por el disparo de producción sean reflejadas, lo cual reducirá la trituración y la compresión en las paredes finales de la excavación.

Cabe enfatizar que la UEA Los Chunchos se está usando este modelo matemático, lo que implica el incremento de los costos por la perforación de los taladros que son de menor espaciamiento.



Figura N° 6.7: Muestra el resultado de la perforación en línea en la UEA Los Chunchos.

#### 6.4.1 Ventajas.

Las principales ventajas de esta técnica, son las siguientes:

- Puede aplicarse cuando las cantidades muy pequeñas de las MEC al ser detonadas pueden causar cierto daño detrás de la línea límite de la excavación.
- Es una técnica muy simple de efectuar. No requiere el carguío de MEC, y por lo tanto, no causara daños a la roca circundante. No existirá ningún problema de presión ni de vibraciones. Otra es necesario un control especial de la perforación, más que para cualquier otra técnica de la voladura controlada.

#### 6.4.2 Desventajas.

Las principales desventajas de esta técnica son:

- Los resultados inciertos que se obtendrán cuando esta técnica es aplicada en rocas heterogéneas. El costo es demasiado alto, debido a que los espaciamientos de los taladros son muy pequeños.
- El excesivo tiempo empleado para efectuar la perforación que a su vez debe ser muy precisa.
- Los resultados que se obtienen usando este modelo, a veces son impredecibles excepto en macizos rocosos muy homogéneos.

- Los taladros deben ser perforados de tal manera que ellos puedan corresponder al buzamiento natural del macizo rocoso y/o a las paredes del pit, etc., etc.

### **6.5 Pre corte convencional.**

Para este modelo matemático los investigadores ha propuesto varias definiciones, entre ellas se tienen:

- Consiste en crear un plano de contacto o de fracturas en el macizo rocoso, antes que los disparos de producción hayan sido iniciados, y esto se lograra perforando una fila de taladros generalmente de diámetros pequeños, los cuales son cargados con MEC desacopladas.

Se debe mencionar que la iniciación de los taladros del pre-corte puede efectuarse simultáneamente con los taladros que conforman los disparos de producción, pero la detonación de los primeros deben ser entre 90 a 120 MS de adelanto.

Es perforar una fila de taladros cercanamente espaciados y con un ángulo correcto con respecto al límite de la excavación planeada, dichos taladros son ligeramente cargados con MEC adecuadas; los cuales deben ser detonados, instantáneamente antes que el disparo de

producción sea iniciado. Lo anterior generara una falla tensional, la cual creara una fractura entre taladro y taladro, la cual permitirá la disipación de las fuerzas y la expansión de los gases que provienen del disparo de producción.

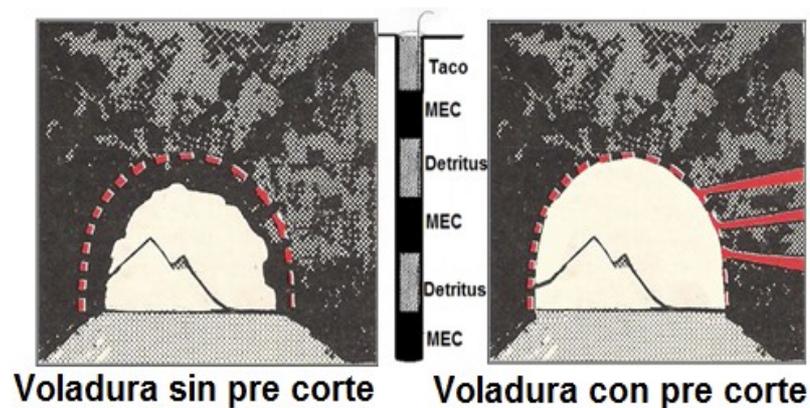


Figura N° 6.8: Muestra el resultado de la voladura.

- HOLMES: Define este modelo matemático como: “Es la creación en el macizo rocoso de una superficie plana o plano de cizallamiento mediante la utilización controlada de las MEC y sus accesorios en taladros con un alineamiento y espaciamientos adecuados.

En este caso la metodología de explotación y la secuencia de salida se muestran en la siguiente figura.

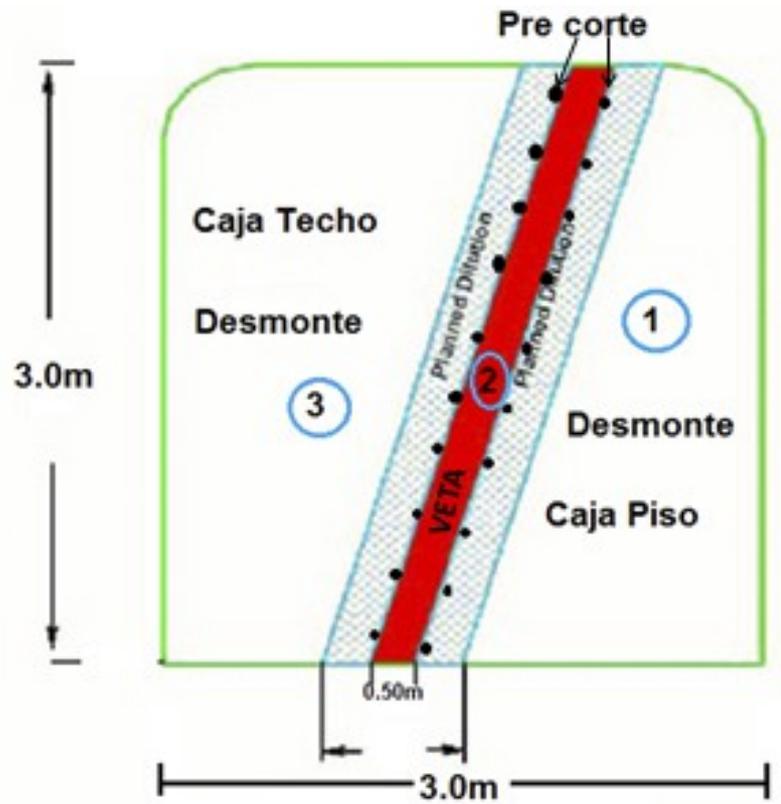


Figura N° 6.9: Muestra el pre-corte en la explotación de vetas angostas.

### 6.5.1 La presión dentro de los taladros ( $P_b$ ).

Está definida como la presión máxima inicial ( $P_i$ ) desarrollada dentro de los taladros por una detonación de una MEC cualquiera.

**Dr. Melvin Cook:** “La curva que representa a la presión y el tiempo de una MEC cualquiera en la voladura de un taladro se caracteriza por las siguientes propiedades:

- La intensidad
- La presión dentro del taladro ( $P_b$ )
- La máxima energía disponible (MAE)



Figura N° 6.10: Muestra el corte cargado en la UEA Los Chunchos.

La tabla N° 6.1: Muestra algunas especificaciones genéricas promedio para el pre-corte.

Diámetro de los taladros (pulg.)	Espaciamiento (ft)	Carga explosiva (lbs/Ft)
1.50 - 1.75	1.00 - 1.50	0.08 - 0.25
2.00 - 2.50	1.50 - 2.00	0.08 - 0.25
3.00 - 3.50	1.50 - 3.00	0.13 - 0.50
4.00	2.00 - 4.00	0.25 - 0.75

Figura N° 6.11: Muestra los rangos recomendados para los espaciamientos de los taladros como una función del diámetro de estos, para el pre-corte.

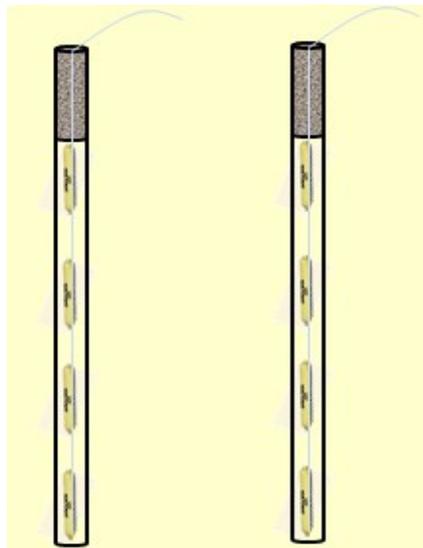
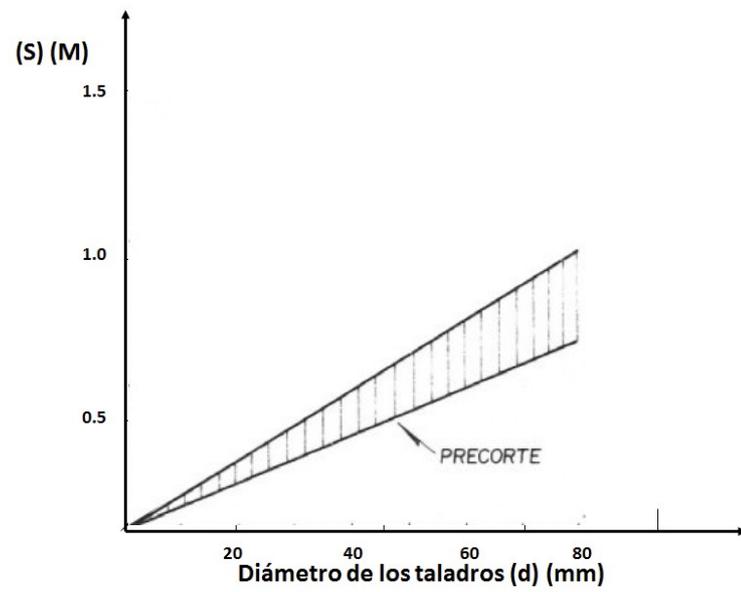


Figura N° 6.12: Muestra un taladro cargado de acuerdo a la teoría del pre-corte

### 6.5.2 Ventajas.

Las ventajas importantes que ofrece este modelo matemático, son las siguientes:

- Reduce el excesivo fracturamiento del macizo rocoso.
  - Se obtiene paredes y límites finales más limpios y estables.
  - Se necesita perforar menor número de taladros que son necesarios cuando se usa otras técnicas de voladura controlada.
  - Se reduce el nivel de vibraciones producidos por la detonación del disparo de producción.
  - Los espaciamientos entre los taladros de la fila del pre-corte son menores que los que se usan por otras técnicas de voladura controlada.
  - Los costos de perforación serán menores en \$/ML perforado.
- No es necesario volver a disparar en taludes y/o paredes después de haberse efectuado la primera excavación.
- En algunas operaciones mineras donde se ha empleado el pre-corte se han obtenido buenos resultados, aun en macizos rocosos muy fracturados e incompetentes.

### 6.5.3 Desventajas.

Las desventajas más saltantes de este modelo matemático son las siguientes:

- La perforación de los taladros que conforman la fila del pre-corte debe ser efectuada con mucho cuidado, y ellos deben estar muy bien alineados, y por lo tanto, esta operación es lenta y costosa.
- El carguío de los taladros de la fila del pre-corte toma mayor tiempo que el carguío de los taladros de producción.
- Los resultados del pre-corte son muy difíciles de determinar hasta que la excavación principal sea completada hasta las paredes finales.
- Desde que el pre-corte es generalmente efectuado antes que los disparos de producción, no es posible tener un conocimiento cabal de las condiciones locales de la roca, que recién se conocerán después de efectuarse los disparos de producción correspondientes.
- Se requiere mayor perforación que el modelo matemático de voladura controlada lisa o uniforme (smooth blasting)
- El pre corte produce un nivel de vibraciones mayor, y también una mayor intensidad de ruido que el que se produce con la voladura lisa o uniforme.

### **6.6 Pre corte con cámaras de aire.**

Las técnicas de los espaciamientos de aire y/o las ondas de aire pueden definirse, como un método en el cual envuelven el uso de

una MEC concentrada dentro del taladro con un vacío de aire en la parte superior de la carga explosiva.

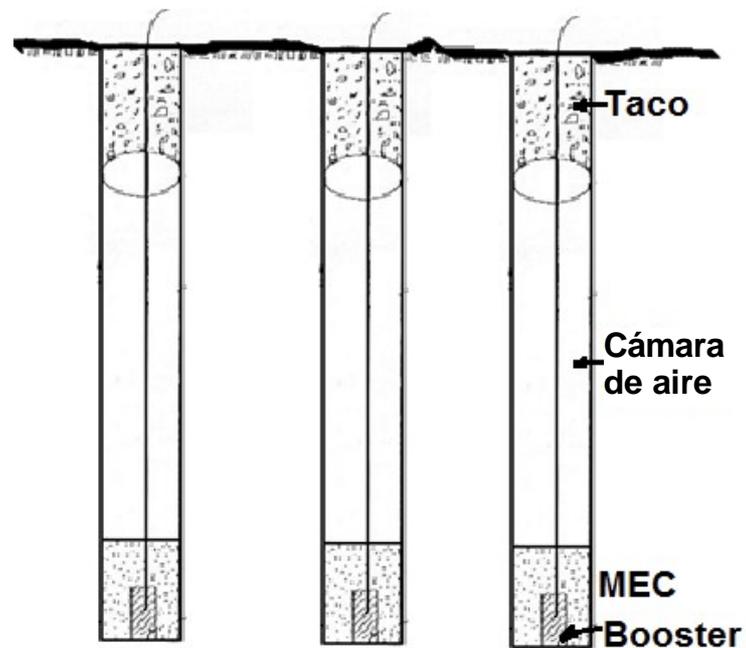


Figura N° 6.13: Muestra la voladura pre corte con cámaras de aire.

MELNIKOV: En 1940 este doctor tuvo la idea de esta técnica; pero su aplicación a gran escala comenzó en la década de 1980. Esta técnica ha sido usada en voladura controlada llamada pre-corte donde una carga explosiva es colocada en el fondo de los taladros y una bolsa de aire es colocada cerca de la parte superior del taladro, el cual tiene el taco en la parte superior.

### 6.6.1 Variables de diseño.

Las más importantes entre otras, son las siguientes:

- El peso de la MEC.
- El espaciamiento entre los taladros.
- La ubicación del tapón.

La formulación matemática para calcular estas variables está en pleno proceso de desarrollo, pero la mayoría de investigadores está de acuerdo en lo siguiente:

- Carga explosiva/taladro del pre-corte =  $(0.08-0.12)$  lbs. x área superficial del pre-corte
- El espaciamiento entre los taladros en la línea del pre-corte =  $(1.7-2.0)$  x diámetro del taladro en pulgadas, para obtener el espaciamiento en pies.
- El taco en los taladros del pre-corte =  $(1.0 - 1.2)$  diámetro del taladro en pulgadas para obtener el taco en pies.

### **6.6.2 Ventajas.**

Las principales ventajas que ofrece el uso de esta técnica, son las siguientes:

- Se emplea menor cantidad de MEC.
- Se obtiene una mejor estabilidad de las paredes finales de la excavación.

- Se obtiene un menor costo de perforación, esto se debe a que el espaciamiento entre los taladros que conforman la línea del pre-corte, es mayor que el que se usa cuando se aplica otras técnicas de la voladura controlada.
- Para la perforación de los taladros, no se necesita una perforadora adicional ya que se usa la misma perforadora que se emplea para perforar los taladros de producción.
- Se obtiene paredes finales más lisas y de mejor acabado.
- En general usando esta técnica se obtendrá un mejor costo en  $\$/m^2$ , de pared o superficie final requerida.

### **6.6.3 Desventajas.**

Las desventajas que puede ofrecer el uso de esta técnica, son las siguientes:

- Es necesario contar con personal bien entrenado y capacitado para efectuar el carguío de los taladros en forma adecuada, ya que prácticamente de esto dependerá los resultados a obtenerse.
- El diseño de carga debe ser efectuado por personal calificado y con amplia experiencia de campo, porque

los resultados a obtenerse estarán en función del diseño.

En este caso la metodología y la secuencia de explotación sería como se muestra en la siguiente figura.

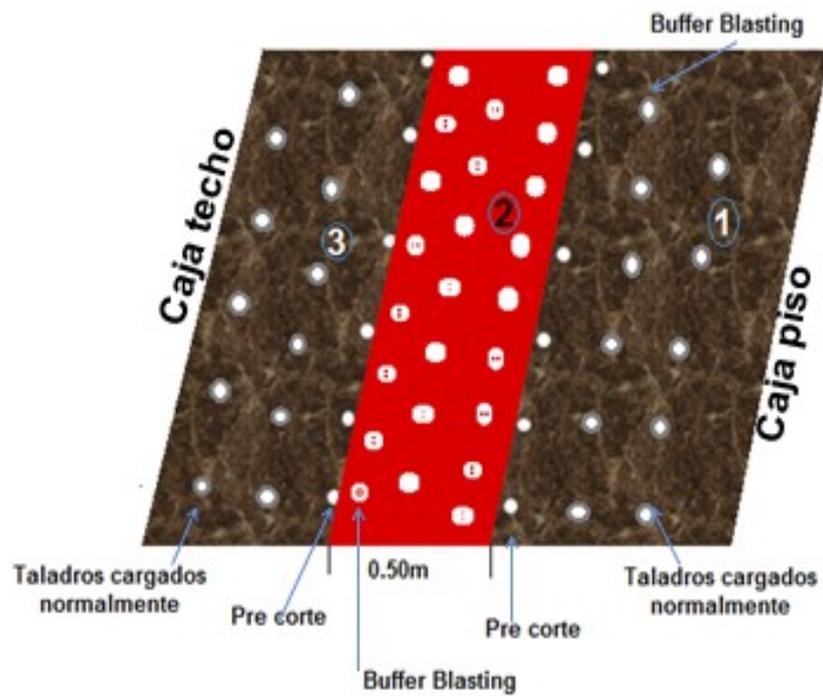


Figura N° 6.14: Muestra el pre corte y buffer blasting en una veta angosta.

## **CAPITULO VII - EQUIPOS MINEROS USADOS EN LAS OPERACIONES MINERAS DE LOS CHUNCHOS SAC.**

### **7.1 Introducción.**

Como se sabe, así como se necesita como prioridad las mezclas explosivas comerciales y los accesorios de voladura, también se necesita de los equipos mineros tanto principales como auxiliares para continuar con el proceso y lograr el objetivo de obtener un concentrado y/o metal que esté listo para la venta nacional y/o exportación.

Entonces no es ajena la UEA Los Chunchos, siendo subterránea cuya explotación se realiza a través del método corte y relleno convencional ascendente; que para cumplir con el objetivo de obtener el metal precioso para la venta, es necesario que para el carguío, acarreo y demás operaciones se cuente con los equipos pertinentes.



Figura N° 7.1: Muestra la UEA Los Chuncos.

## 7.2 Equipos usados para la explotación.

### 7.2.1 Perforadoras.

La perforación es de 6 pies y la longitud efectiva perforada es 1.75m. Cabe enfatizar que se perfora en primer lugar con barra cónica de 4 pies y con broca de 41 mm; luego se pasa la barra cónica de 6 pies con su broca de 38 mm.

Existen también barras cónicas de 8 pies, con la cual se realiza la perforación en breasting o realce. El tiempo promedio que se realiza la perforación es de aproximadamente 2h 50 minutos a 3 horas.

Se tienen las siguientes perforadoras: Perforadoras neumáticas.

- Jumbo, modelo bomer 281: F5L 912 W, este equipo de perforación tiene un solo brazo para realizar este trabajo (un boom).



Figura N° 7.2: Muestra el jumbo en pleno trabajo de perforación.

- Simba, modelo H-104: F4L 912 W (un boom)
- Jackeg N° FH-073 serie RN-S83F
- Jackeg N° GY-062 serie RN-S83F
- Jackeg N° HL-054 serie RN-S83F

- Jackeg N° GU-085 serie RN-S83F
- Jackeg N° FS-018 serie RN-S83F
- Jackeg N° GV-002 serie RN-S83F
- Jackeg N° FV-025 serie RN-S83F
- Jackeg N° FV-025 serie RN-S83F
- Jackeg N° GV-096 serie RN-S83F



Figura N° 7.3: Muestra la perforación de un frontón en la UEA Los Chunchos.

### 7.2.2 Equipos de bajo perfil

El scoop, es un equipo diseñado para minería subterránea, con llantas de caucho, funciona con batería o diesel,

diseñado para la limpieza, en este caso para el acarreo del material fragmentado.



Figura N° 7.4: Muestra un scoop en pleno trabajo.



Figura N° 7.5: Muestra un scoop en pleno trabajo.

En la UEA Los Chunchos, se tienen los siguientes:

- Scoop SD N° 16: HP 137, modelo ST - 2G con una capacidad de 2.5 yardas
- Scoop SD N° 23: HP 685, ST - 3.5 WACNER con una capacidad de 3.5 yardas
- Scoop: HP 685, modelo ST - 3.5 WACNER con una capacidad de 3.5 yardas
- Scoop: HP 685, modelo EJC 130D TAMROCK con una capacidad de 3.5 yardas
- Scoop: HP 137, modelo GGH con una capacidad de 2.5 yardas
- Dumper: HP 685, modelo EJC con una capacidad de 16 Tm.



Figura N° 7.6: Muestra un dumper en operación.

### 7.2.3 Equipos pesados

En la UEA Los Chunchos, se cuenta con los siguientes:

- Cargador Frontal CF N° 02, modelo CAT 966F-II con una capacidad de 5 Tm. Este equipo está indicada para operaciones subterráneas de dimensiones medianas y grandes. Cuenta con un sistema eléctrico es fiabilidad y fácil simplicidad en el mantenimiento, reduciendo tiempos de parada ocasionados por fallas en el sistema eléctrico.



Figura N° 7.7: Muestra un cargador frontal en pleno trabajo.

- Tractor CAT TR - 03m modelo CAT-D6R
- Cargador Frontal CF - N°01, modelo CAT 966C
- Tractor CAT TR - 01, modelo CAT-D6D

#### **7.2.4 Volquetes**

En las unidades de acarreo, se tienen los siguientes:

- Volquete V - N° 07, modelo VOLVO NL-10
- Camión VL - N° 26, modelo HD-78, A4X-809
- Volquete V - N° 05, modelo VOLVO NL-10
- Volquete V - N° 13, modelo Izusu LD3T

#### **7.3 Otros equipos auxiliares.**

Como equipos auxiliares que se cuenta en la UEA Los Chunchos, se mencionan los siguientes:

##### **7.3.1 Grupo electrógeno:**

- Grupo electrógeno N° 01, modelo 3406 TA
- Grupo electrógeno N° 02, modelo CAT 3412

##### **7.3.2 Compresoras de aire.**

- Compresora eléctrica N° 06, modelo SULLAIR
- Compresora eléctrica N° 08, modelo SULLAIR

##### **7.3.3 Otros equipos**

- Bomba de lodos, modelo FMC - 435

## **CAPITULO VIII - SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO USADOS EN LOS CHUNCHOS SAC.**

### **8.1 Introducción.**

Se sabe a nivel mundial que, así como el cuerpo mineralizado se procede a elegir el método de explotación ya sea superficial y/o subterráneo, también se debe tener en cuenta, que cuando es el método de explotación es subterráneo las operaciones binomiales de perforación y voladura juegan un papel muy importante en la fragmentación de la roca, dilución etc. Así también estas operaciones influyen de manera determinante en la selección de los sistemas sostenimiento.

Cabe enfatizar que existe una relación estrecha en hacer una buena y adecuada voladura Vs. La cantidad de dinero que se debe gastar en instalar algún sistema de sostenimiento. Los sistemas de sostenimiento tienen su fundamental objetivo de mantener estable la labor minera que se está trabajando, de tal manera crear ambientes de condiciones seguras que protejan a los equipos y fundamentalmente a los trabajadores en sus diferentes actividades que realizan. Cabe señalar que el tipo de

macizo rocoso donde se desea sostener es mandatorio que sistema de sostenimiento instalar. Es por ello, que de acuerdo al tipo de roca en la UEA Los Chunchos se instala en las labores mineras los sistemas de sostenimiento de madera, malla y los pernos de acero llamados split set.



Figura N° 8.1: Muestra el sostenimiento con madera en al UEA Los Chunchos.

## 8.2 Definición.

Sistema de sostenimiento, se define como el conjunto de elementos estructurales que se colocan en una excavación para estabilizarlo, o como su mismo nombre lo indica para sostenerlo. El sostenimiento

está ligado al reajuste tensional que se produce en el macizo rocoso, como consecuencia de la realización de la excavación.

También, se puede definir como la metodología y la aplicación de los diferentes materiales usados para obtener una buena estabilidad y mantener la capacidad portante del macizo rocoso circundante a la labor minera.

### **8.3 Principios de los sistemas de sostenimiento.**

Cuando se va a dimensionar un sistema de sostenimiento, se tiene presente lo siguiente:

- Considerar que el macizo se va a deformar por efecto de la construcción de la excavación, y que el nivel de deformación debe ser compatible con el uso que se le va a dar a dicha excavación.
- Para dimensionar y calcular un elemento estructural de sostenimiento, se debe considerar el tiempo durante el cual va a ser utilizada la excavación. El factor tiempo implica una degradación natural de las rocas, debido a efectos ambientales.

El dimensionamiento del sostenimiento depende del estado de tensiones inicial de la dimensión de la excavación, y de la calidad de las rocas que forman parte del macizo rocoso circundante, antes de realizar la excavación.



Figura N° 8.2: Muestra la labor minera de vetas angostas.

#### **8.4 Clasificación de los sistemas de sostenimiento**

En general se puede decir que, existen dos sistemas principales de sostenimiento:



Figura N° 8.3: Muestra la clasificación general de los sistemas de sostenimiento.

#### 8.4.1 Sostenimiento natural

En este tipo de sostenimiento, como su nombre lo indica, el macizo rocoso se auto-sostiene.

Cabe enfatizar que este caso se da cuando la roca es competente o dura, que en la UEA Los Chuncos no es el caso.



Figura N° 8.4: Muestra el auto sostenimiento del macizo rocoso.

#### 8.4.2 Sostenimiento artificial.

Se puede definir como los diferentes materiales y/o dispositivos que se emplean para sostener cualquier excavación subterránea. Este se clasifica en:



Figura N° 8.5: Muestra el sistema de sostenimiento artificial

**8.4.2.1 Sostenimiento activo:** Se refiere cuando el sistema de sostenimiento una vez instalado pasa a formar parte de la roca. Un ejemplo típico el perno.

**8.4.2.2 Sostenimiento pasivo:** Se refiere cuando el sistema de sostenimiento una vez instalado solo sostiene o soporta al macizo rocoso. Un ejemplo típico las cimbras metálicas.



Figura N° 8.6: Muestra el sostenimiento artificial activo y pasivo.

Entonces, se enfatizara en los tres sistemas de sostenimiento es la madera, malla y los pernos llamados Split set que se está

usando en la UEA Los Chunchos, dado que el tipo de rocas es II, III y algunas veces tipo IV.



Figura N° 8.7: Muestra usando madera en Los Chunchos.



Figura N° 8.8: Muestra usando malla y split set en Los Chunchos.

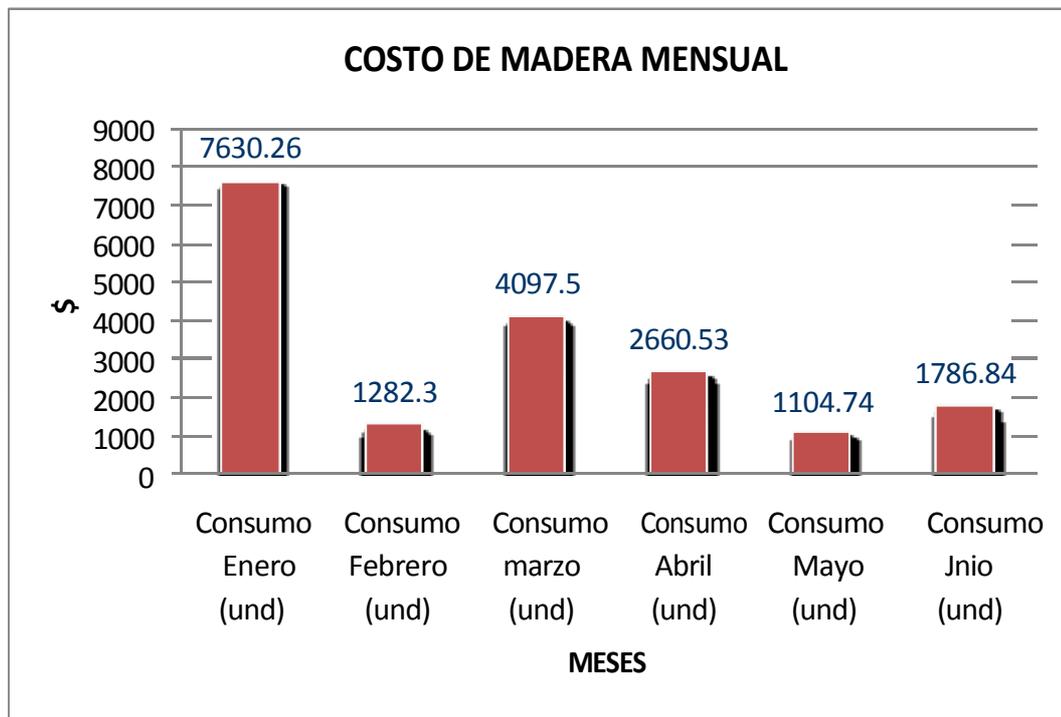


Figura N° 8.9: Muestra el consumo mensual del sistema de sostenimiento de madera en la UEA Los Chunchos.

Tabla N° 8.1: Muestra el consumo del sistema de sostenimiento con madera.

CONSUMO Y COSTO MENSUAL DE MADERA POR OPERACION Y SERVICIOS MINA								
2015	PU (\$/und)	Consumo Enero (und)	Consumo Febrero (und)	Consumo Marzo (und)	Consumo Abril (und)	Consumo Mayo (und)	Consumo Junio (und)	Costo (\$)
Madera aserrada 2" x 8" x 10´	4.20	220	30	168	210	140	10	3264.49
Madera redonda natural 5" X 10'	3.31	116	11	0	33	7	63	761.30
Madera redonda natural 6" X 10'	4.03	203	29	105	37	23	82	1929.51
Madera redonda natural 7" X 10'	5.71	249	49	105	60	0	51	2933.19
Madera redonda natural 8" X 10'	7.72	139	25	59	47	52	54	2902.98
Madera redonda natural 9" X 10´	8.81	130	45	125	60	0	50	3613.58
Madera redonda natural 10" X 10´	9.57	195	14	85	30	0	6	3157.11
COSTO TOTAL MENSUAL		7630.26	1282.32	4097.51	2660.53	1104.74	1786.84	18562.16

Tabla N° 8.2: Muestra el estándar del enmaderado.

Nivel	Labor	Tm.	Tablas	Longarina	Red 5		Red 6		Red 7		Red 8		Red 9		Red 10	
					uni	uni/tm	uni	uni/tm								
980	GL 995	266.27	6	2	6	0.023	22	0.083	7	0.026			14	0.05		
965	TJ 056	442.83							5						6	0.014
930	SN 020	298.89	4		16	0.054	6	0.020	8	0.027			6	0.02		
930	CH 015	1872.86					10	0.005	3	0.002	5	0.003				
930	GL 033	228.16					16	0.070	3	0.013	6	0.026	9	0.04		
930	CX 992	0.00			7		4		9		11		2			
890	SN 130	181.73			28	0.154	10	0.055			3	0.017	11	0.06		
890	TJ 208	0.00			2		6				9					
890	CH 100	0.00			2	0.000	8		12		15		4			
890	TJ 025	32.90			2	0.061					3	0.091				
890	TJ 179	444.92							4	0.009	2	0.004				
890	TJ 160	0											4			
TOTAL			10	2	63	0.291	82	0.233	51	0.077	54	0.141	50	0.17	6	0.014

Tabla N° 8.3: Muestra el consumo del split set.

Descripción	UM	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Total
Malla electro-soldada N°10	m <sup>2</sup>	50	100	200	50	250	106	756
Split set 7'	und	48	132	149	174	147	331	981
Split set 5'	und	264	304	350	530	715	177	2340

Tabla N° 8.4: Muestra el consumo de malla electro-soldada y pernos

split set.

Nivel	Labor	Split set de 5' (und)	Split set de 7' (und)	Malla electro-soldada (m <sup>2</sup> )	m <sup>2</sup> /split
5010	GL 036	11	11		0.000
5010	GL 055	9		10	1.111
980	GL 960 N	33	36		0.000
980	GL 975 N	28			0.000
980	TJ 028	6			0.000
980	GL 975		24	8	0.333
980	CX 995	18	5	10	0.435
980	TJ 035	68	3		0.000
965	GL 033	44		78	1.773
965	GL 056	15	7		0.000
965	TJ 051	3			0.000
930	TJ 015	2	42		0.000
930	SN 020	6			0.000
890	TJ 130	3	10		0.000
890	XC 108	11			0.000
890	TJ 208	3			0.000
890	GL 179	39	15		0.000
890	TJ 160	6	24		0.000
890	RP 300	20			0.000
890	CX 150	6			0.000
TOTAL		331	177	106	3.652

**CAPITULO IX - CASOS-ESTUDIO MONITOREADOS Y EVALUADOS  
EN LA OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE VOLADURA DE ROCAS.**

**9.1 Introducción.**

En primer lugar se debe mencionar que de acuerdo a la dureza de la roca: El espaciamiento del arranque y ayudas es el siguiente:

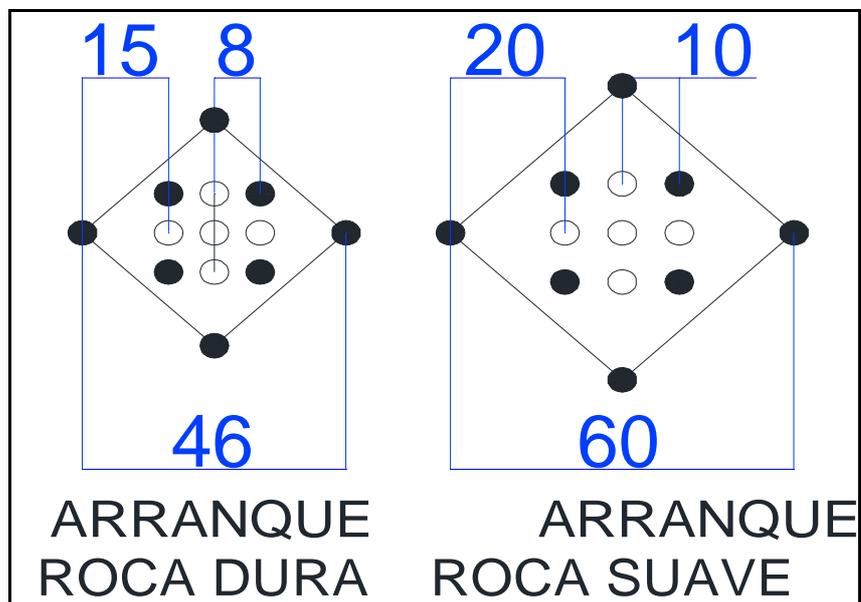


Figura N° 9.1: Muestra el tipo de arranque para roca dura y suave.



Figura N° 9.2: Muestra la perforacion del fronton.



Figura N° 9.3: Muestra la perforacion y conexión de los taladros en el fronton.

## **9.2 Formulación del problema.**

La explotación de vetas angostas ha sido, es y será siempre un problema por la dilución. Entonces, las mallas de perforación y voladura ( $B \times S$ ) deben ser bien diseñadas, y la voladura debe ser monitoreada, controlada y/o evaluada usando cualquier modelo matemático de la voladura controlada para evitar dicha dilución.

## **9.3 Hipótesis**

Para dar solución al problema planteado se hará una revisión general de todos los modelos matemáticos planteados a nivel mundial relacionados con el tópico de la dilución y la voladura controlada, y luego se elegirá el modelo matemático que más se adecue, y que proporcione resultados confiables desde el punto de vista técnico-económico.

## **9.4 Metodología de la investigación aplicada.**

La metodología de la presente tesis de investigación será llevando a cabo el desarrollo matemático para calcular la dilución inducida por la voladura de rocas de producción, y evitar dicha dilución se debe elegir un modelo matemático de la voladura controlada como es el pre corte.

### **9.5 Justificación de la investigación.**

Como se sabe, la explotación de vetas angostas mediante la explotación subterránea es cada vez más tendiente y en un futuro muy cercano se explotara más aun; es por ello que debe estandarizar en el Perú un modelo matemático para calcular la dilución y usar los modelos matemáticos de voladura controlada de fácil aplicación. Entonces, está más que justificado llevar a cabo la presente investigación.

### **9.6 Plan de trabajo.**

Para llevar a cabo la presente investigación, el plan de trabajo es el siguiente:

#### **9.6.1 Cronograma de actividades.**

El cronograma de actividades se muestra en la siguiente tabla

9.1.

**Tabla 9.1** Muestra el cronograma de actividades

Actividades	Meses			
	1	2	3	4
a.				
b.				
c.				
d.				

**Descripción de actividades.**

a. Revisión de toda la información relacionada con el tema de tesis, especialmente de los modelos matemáticos postulados a nivel mundial para calcular la dilución y los modelos matemáticos que usa la voladura controlada.

b. Análisis e interpretación del modelo matemático más adecuado.

c. Desarrollo del modelo matemático; lo cual implica considerar aspectos como es el rumbo y buzamiento de la veta; así como también conocer la variable aleatoria macizo rocoso.

Monitoreos de las aplicaciones de campo usando el modelo matemático seleccionado.

**d.** interpretación, análisis, evaluación y discusión de resultados.

- Conclusiones, recomendaciones y bibliografía.
- Elaboración de la tesis, etc., etc.

Los casos-estudio de esta investigación se presentan a continuación.

### **9.7 Caso-estudio N° 01.**

#### **Datos de campo:**

- Labor minera: Frontón
- Sección: 3.0m x 3.0m
- Diámetro del taladro BH□: 38mm
- Densidad del mineral: 3.0 Tm/m<sup>3</sup>
- Densidad del desmonte: 2.8 Tm/m<sup>3</sup>
- Numero de taladros BHN: 34 taladros (Roca dura).
- Perforadora usada: Jackleg
- Explosivo usado: ANFO (ANFO/taladro = 1 Kg)
- En taladros con agua de usa emulsión (Emulnor 3000 de 1" x 7")

- En promedio el factor de carga LF: 1.2 Kg/taladro
- En este caso-estudio los arrastres fueron cargados con 6 cartuchos de emulsión por taladro.

La iniciación para este disparo fue como se muestra en la figura 9.4.

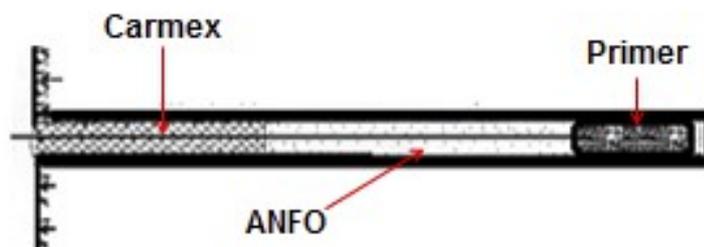


Figura N° 9.4: Muestra la iniciación para este disparo

El corte quemado en este caso-estudio se muestra en la figura 9.5

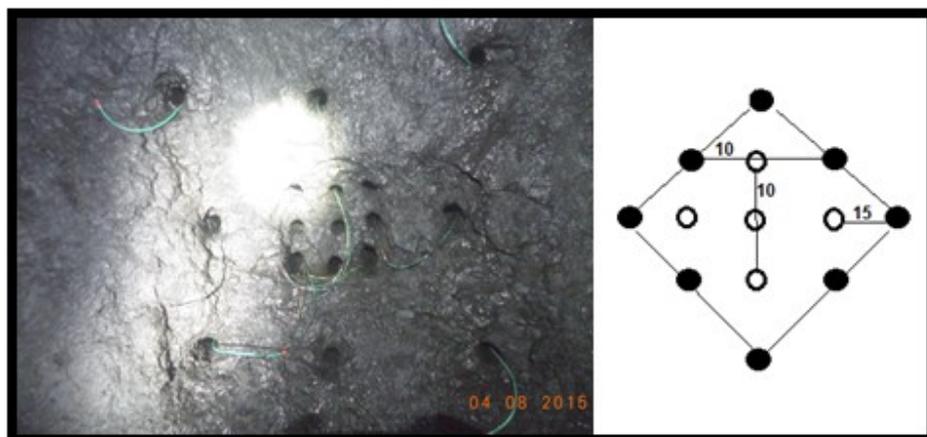


Figura N° 9.5: Muestra el corte quemado con 9 taladros (shatter cut).

Por otro lado, el diseño del frontón, el corte y la ubicación de todos los taladros, se muestran en la figura N° 9.6

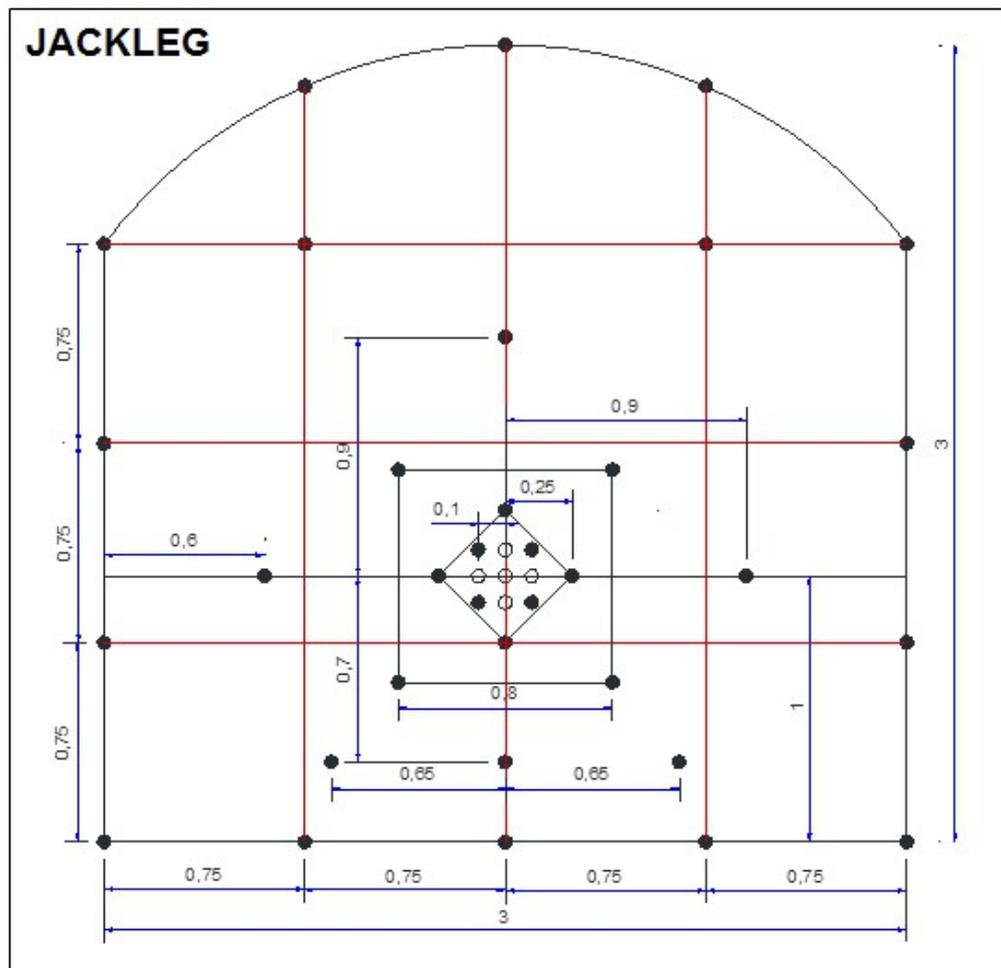


Figura N° 9.6: Muestra diseño del frontón, el corte y la ubicación de los taladros

El consumo de explosivos, estadísticas de producción, etc. Se muestran en los apéndices N° 01 y N° 02 respectivamente.

### 9.8 Caso-estudio N° 02.

#### Datos de campo:

- Labor minera: Frontón
- Sección: 3.0m x 3.0m
- Diámetro del taladro BH□: 45mm
- Perforadora usada: Jumbo

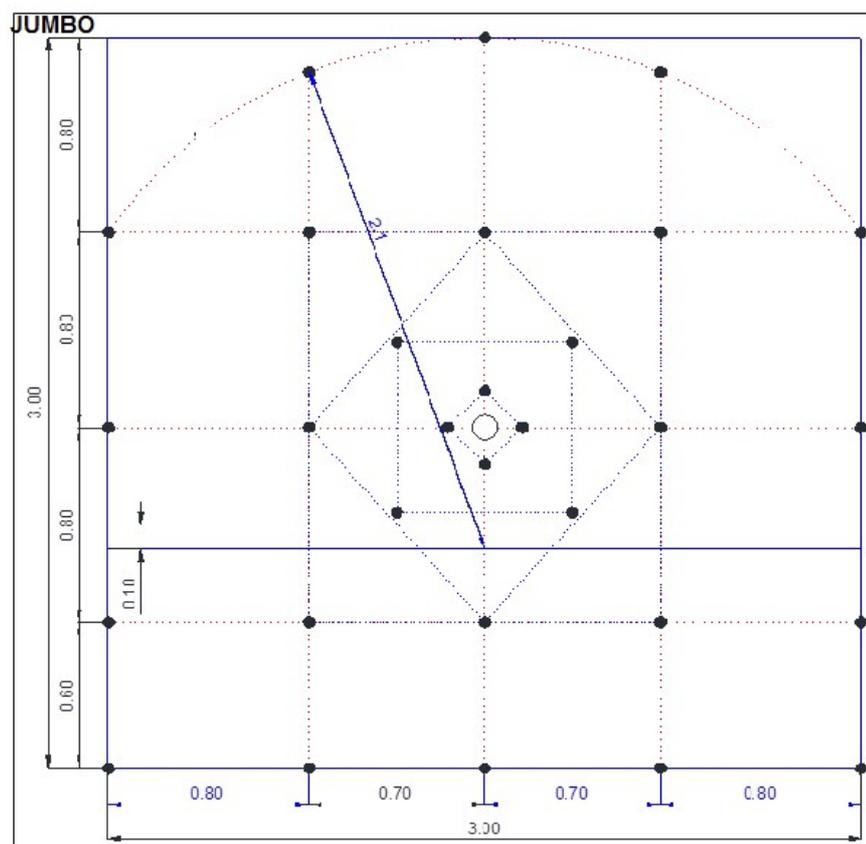


Figura N° 9.7 Muestra el diseño de la malla de perforación y voladura

El diseño de las mallas de perforación y voladura ( $B \times S$ ), la ubicación de los taladros, el corte quemado, etc. Se muestran en la figura 9.7 y 9.8 respectivamente.

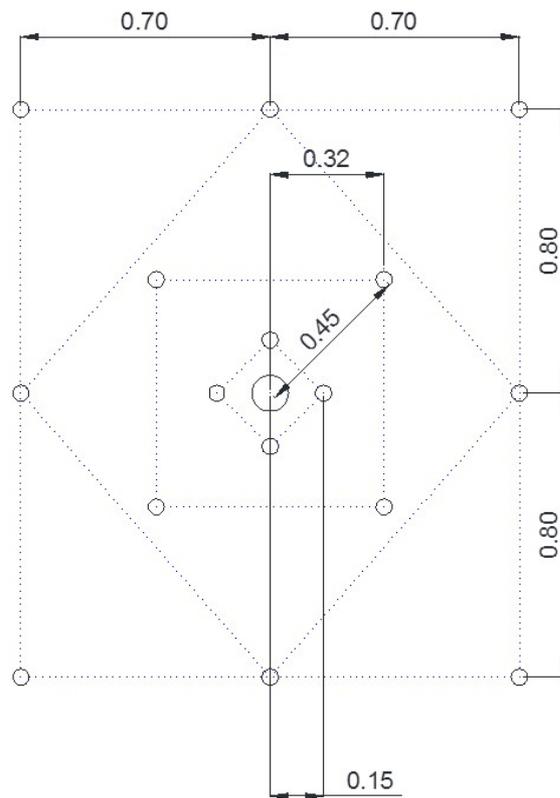


Figura N° 9.8 Muestra el corte quemado

Como bien se sabe, se utilizó faneles de periodo corto para el corte, y faneles de periodo largo para el resto de taladros.

Toda la información correspondiente para este caso-estudio se muestra en las tablas 9.2, 9.3, 9.4 y 9.5 respectivamente.

Tabla N° 9.2: Muestra de costos utilizando solo Carmex						
		Taladros perforados	37	long. Efect /tal	1.72	
		Taladros cargados	34			
Máquina jackleg		pies/disparo	63.64	ton/disp	45.36	
Sección	3 x 3	densidad	3			
Avance/disparo	1.68	vol/disp (m <sup>3</sup> )	15.12			
Cambio S./.\$	3.12					
VOLADURA		Cant	Precio Unitario (\$)		Costo Parcial (\$)	Costo Total(\$)
Semexsa 65	und	34	0.36		12.13	
ANFO	kg	40	0.99		39.6	
Carmex	und	34	0.80		27.3	
Mecha rápida	mtr	8	0.53		4.26	
Precio en \$/m:	49.58					
Precio en \$/Tn:	1.84					

Tabla N° 9.3: Muestra de costos utilizando Mininel						
		Taladros perforados	37	long. Efect /tal	1.72	
		Taladros cargados	34	factor carga	0.96	
Máquina jackleg		pies/disparo	63.64	ton/disp	45.36	
Sección	3 x 3	densidad	3			
Avance/Disparo	1.68	vol/disp (m <sup>3</sup> )	15.12			
Cambio S./.\$	3.12					
Voladura		Cant	Precio Unitario (\$)		Costo Parcial (\$)	Costo Total (\$)
Semexsa 65	und	34	0.36		12.13	
ANFO	kg	40	0.99		39.6	
Carmex	und	1	0.80		0.8	
Mecha rápida	mtr	0.5	0.53		0.27	
Cordón detonante	mtr	12	0.31		3.66	
Mininel	und	34	1.50		51	
Precio en \$/m:	63.96					
Precio en \$/Tn:	2.37					

Tabla N° 9.4: Muestra de costos utilizando Mukinel						
		Taladros perforados	37	<i>long. Efect /tal</i>	1.72	
		Taladros cargados	34			
<i>Máquina jackleg</i>		pies/disparo	63.64	<i>ton/disp</i>	45.36	
<i>Sección</i>	3 x 3	densidad	3			
<i>Avance/Disparo</i>	1.68	vol/disp (m <sup>3</sup> )	15.12			
<i>Cambio S./.\$</i>	3.12					
Voladura		Cant	Precio Unitario (\$)		Costo Parcial (\$)	Costo Total (\$)
Semexsa 65	und	34	0.36		12.13	
ANFO	kg	40	0.99		39.6	
Carmex	und	1	0.80		0.8	
Mecha rápida	mtr	0.5	0.53		0.27	
Cordón detonante	mtr	12	0.31		3.66	
Mukinel	und	34	1.25		42.5	
Precio en \$/m:	58.9					
Precio en \$/Tn:	2.18					

Tabla N° 9.5

Avance por Mes	TOTAL		% CUMPL.
	PROG.	EJEC.	
	Metros	Metros	
Promedio 2014	211.92	176.06	89%
Enero	196	324.81	166%
Febrero	294	346.94	118%
Marzo	326.5	377.15	116%
Abril	313	383.14	122%
Mayo	268	476.93	178%
Junio	360	499.05	139%
Promedio 2015	279.50	381.79	140%

## **CAPITULO X - INTERPRETACIÓN, ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS DE LOS CASOS-ESTUDIO.**

### **10.1 Introducción.**

La interpretación y análisis de la referencia es como sigue:

### **10.2 Caso estudio N° 01.**

Se puede aseverar que en general en este caso-estudio los resultados fueron buenos en términos de fragmentación. Para este disparo se usó un factor de carga promedio de:  $L.F = 1.2$  Kg/taladro de ANFO.; como se dijo anteriormente para la perforación se utilizó una perforadora jackleg. Obviamente que para mejorar tanto la producción, como la fragmentación y la dilución se va a proponer varios cambios técnicos de diseño, mezcla explosiva comercial, diámetro de los taladros, cálculos de la dilución, el uso de voladura controlada, etc.

En general, los resultados de este caso-estudio se pueden observar tanto en el apéndice 1 y 2 respectivamente.

### **10.3 Caso estudio N° 02.**

En este caso-estudio se utilizó para perforar, un jumbo de un solo brazo. También, en este caso se perforó en un frontón de 3.0m x 3.0m de sección, tal como se muestra en la figura 9.7 y 9.8 respectivamente.

En general, se puede decir que los resultados obtenidos fueron buenos en términos de fragmentación. Obviamente que para mejorar los resultados en estos casos también se deben hacer algunos cambios técnicos, tales como usar modelos matemáticos para calcular las mallas de perforación y voladura. Si bien es cierto que para la explotación de vetas mineralizadas por su geometría irregular es difícil establecer un solo diseño; pero eso no quiere decir que es imposible diseñar una malla para cada caso, para ello la experiencia y los estudios hace que el profesional tome decisiones al respecto, de tal manera de obtener una máxima producción y productividad y una mínima dilución.

## CONCLUSIONES.

1. Después de realizar el presente trabajo de investigación se arriban a las siguientes conclusiones:
2. Actualmente la producción mensual es de 15,000Tm.
3. La sección de los frontones es de: 3.0m x 3.0m
4. El número de taladros perforados con máquina jackelg es 34 y con jumbo es 30.
5. La fragmentación obtenida fue buena
6. El avance por disparo es de 1.68m, cuando se perfora con barrenos de 6".
7. El número promedio de cartuchos de emulsión por taladro es 6. Esto en el caso que se encuentre agua en la operación minera.
8. Cuando el macizo rocoso es seco, los taladros se cargan con un promedio de 1 Kg de ANFO por taladro.
9. No se calcula la dilución que se obtiene en la operación de voladura de rocas de minera Los Chunchos.
10. Cuando el techo de la labor minera está un poco alterado se usa voladura controlada.

## RECOMENDACIONES.

Las recomendaciones que se pueden esgrimir son las siguientes:

1. Para diámetros de taladros de 41mm no se debe usar ANFO como agente de voladura para llevar a cabo la voladura de rocas; porque el diámetro crítico del ANFO es 51mm. Y por tanto si este agente de voladura es cargado en taladros menores a su diámetro crítico, este no detonara eficientemente, y en ciertos casos este puede deflagrar; con todas las consecuencias que esto puede provocar.
2. Se debe calcular la dilución que se obtiene en la explotación de vetas angostas en la UEA Los Chunchos usando uno de los modelos matemáticos que están disponibles a nivel mundial.
3. Para calcular las mallas de perforación y voladura (B X S), se debe usar uno de los modelos matemáticos disponibles a nivel mundial, lo mismo que para calcular el número de taladros por frontón.

**BIBLIOGRAFIA.**

1. Sandy, M. P & Albrecht: An overview of geotechnical issues in narrow vein mining, 2012
2. N. S. Rauert: Walla by the horizontally challenged opportunity, in proceedings, narrows vein mining conference, AIMM-2005.
3. P. C. Stewart & R. Trueman: Strategies for minimizing and predicting dilution in narrow vein mines. The narrow vein dilution method. AIMM, 2005.
4. E. G. Thomas: Mine fill in narrow vein mining, 2012
5. C. Komp & G. Morgan: Using borehole to refine ore body interpretation in a narrow vein gold deposit, NVMC, 2006.
6. Hustrulid, A.W: Underground Mining Methods Handbook. Society Of Mining Engineers of AIME, New York, 1982.
7. Aplin, P: Reducing dilution by the creeping cone. Mining Magazine 176(1), 1997.
8. Brewis, T: Narrow vein mining 1 - steep veins. Mining Magazine, 173: p 316-317. 1995.
9. Agreda, C: Voladura controlada, teoria y aplicaciones, 1995.
10. Brinkman, J. R., Giltner, S. G., and Gibson, P. A: Fundamental studies of blasting in narrow-stope gold mines, in 2nd International symposium in rock fragmentation by blasting. Keystone, Colorado, p 498-520). 1987.

11. Bullis, H. R., Hureau, R. A., and Soares, P. D: Dilution measurement and control at Lupin Operations. CIM Bulletin 87(982), 1994.
12. Chadwick, J: Kundana's narrow veins. Mining Magazine 173(3), 1995.
13. Clark, L. M: Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting. MSc thesis, University of British Columbia, 1998.
14. Clark, L. and Pakalnis, R: An empirical design approach for estimating unplanned dilution from stope hangingwalls and footwalls, CIM AGM, Calgary, Alberta, 1997.
15. DeVries, J. and Lee, M: Hangingwall dilution in main lode, Lancefield Gold mine, 2003.
16. Diakite, O: Ore dilution in sublevel stoping. Department of Mining and Metallurgical Engineering, McGill University, Montreal, Quebec, Canada, 1998.
17. Dunne, K., and Pakalnis, R. C: Dilution aspects of a sublevel retreat stope at Detour Lake mine, in 2nd North American Rock Mechanics Symposium. Balkema, Quebec, Canada, 1996.
18. Emond, R: Exploitation de la zone nord de la Mine Kiena avec des équipements catifs, in International Symposium on Mining Techniques of Narrow-Vein Deposits. CIM, Val-d'Or, Quebec, 2001.

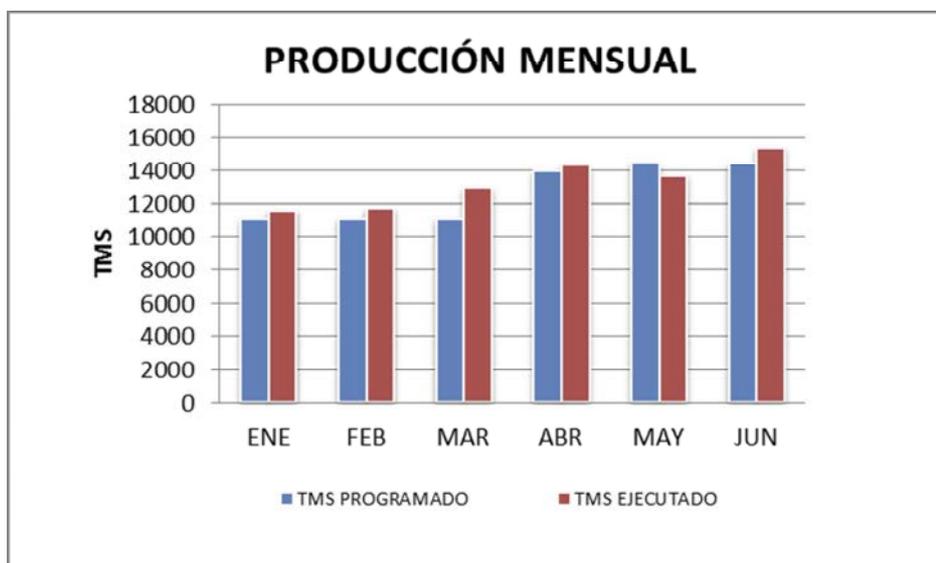
19. Gemell, S. G: Australian Narrow-Vein Mining - Problems and Opportunities, in World Gold'89, Australian Inst of Mining and Metallurgy, Parkville, Australia - 1989.
20. Lizotte, Y: Blast hole stoping for narrow vein mining. CIM Bulletin 84, p 35-41. 1991.
21. Lappalainen, P., and Pitkajarvi, J: Dilution control at Outokumpu mines. In 1996 Nickel Conference, Australasian Inst of Mining & Metallurgy, Carlton, Australia 1996.
22. Manunen, T., and Lahtela, K: New method to reduce rock dilution of a small underground mine in terms of effective waste separation. In 12th Congress of World Mining Congress: Optimal Exploitation of Solid Mineral Resources - Challenges and Constraints, Institution of Engineers (India), Calcutta, India, 1984.
23. Misra, A: Cable bolting design methods and dilution control in underground metal mines. Journal of Mines, Metals and Fuels. January 1998.
24. Pageau, C., LeJuge, G. E., and McKenzie, C. K: Mining a narrow ore body - innovative mining and blasting methods. In AusIMM Annual Conference, Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Broken Hill, Australia, 1992.
25. Pakalnis, R. C., Poulin, R., and Hadjigeorgiou, J: Quantifying the cost of dilution in underground mines. Mining Engineering, 1995.

- 26.Revey, G. F. 1998. Effects and control of overbreak in underground mining. *Mining Engineering* 50(8), p 63-67.
- 27.Robertson, B. E: Mechanization of narrow vein mining at the Dome Mine. *Mining Magazine*, 1986.
- 28.Robertson, B. E., Vehkala, J. T., and Kerr, S. S: Alimak narrow vein mining at the Dome Mine. *CIM Bulletin* 82(938), 1990.
- 29.Scoble, M. J., and Moss, A: Dilution in underground mining: implications for production management. In *Mineral Resource Evaluation II: Methods and Case Histories*, Geological Society Special Publication No. 79, 1994.
- 30.Elbrond, J: Economic effects of ore losses and rock dilution. *CIM Bulletin* 87(978), 1994.
- 31.Wills, J., Laflamme, M., and WQuesnel, B: Simple mechanisation of narrow-vein deposits in South Africa. In *International Symposium on Mining Techniques of Narrow-vein Deposits*. CIM, Val-d'Or, 2001.
- 32.Wright, E. A: Dilution and mining recovery - review of the fundamentals. *Erzmetall* 31(1)- 1983.

## APENDICES.

### Apéndice 01

<b>PRODUCCIÓN MENSUAL</b>			
MES	PROGRAMA	EJECUTADO	%
	TMS	TMS	CUMPL.
ENE	11062	11637	105%
FEB	11083	11755	106%
MAR	11072	12992.57	117%
ABR	14023	14347.80	102%
MAY	14517	13719.16	95%
JUN	14461	15452.03	107%
<b>TOTAL</b>	<b>76218</b>	<b>79904</b>	<b>105%</b>



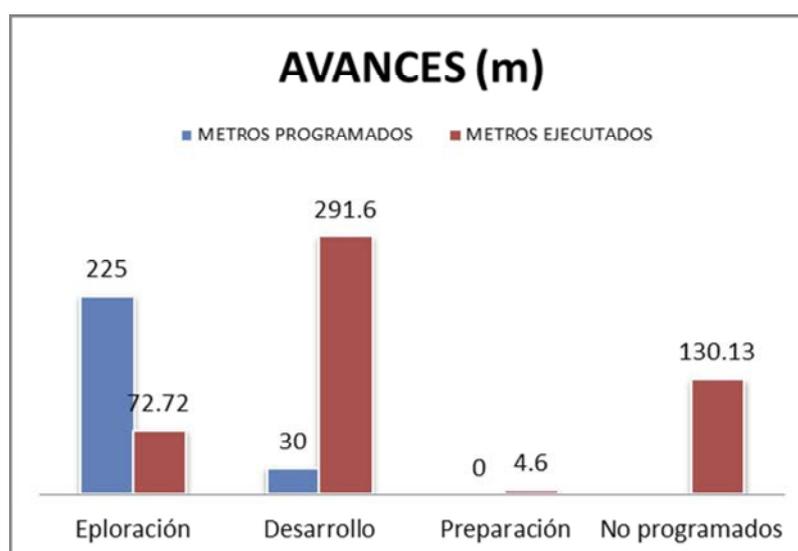
PRODUCCIÓN MENSUAL DE MINA POR VETAS (Tm)					
Veta	Nivel	Labor	Programa Tm	TMS Mineral	% De Cump.
VANESSA	4980	TJ 028	2016.00	0.00	0%
VANESSA	4980	TJ 990	1008.00	0.00	0%
VANESSA	4930	TJ 015	3225.60	1872.86	58%
MELISSA	4890	TJ 170	1209.60	0.00	0%
MELISSA	4890	TJ 130	1596.00	181.73	11%
MELISSA	4890	TJ 179	1008.00	444.92	44%
VANESSA	4980	GAL 960 N	378.00	440.06	116%
VANESSA	4980	GAL 960 S	252.00	0.00	0%
HERALDOS	5010	GAL 055 N	378.00	486.12	129%
HERALDOS	5010	GAL 055 S	252.00	0.00	0%
VANESSA	4980	GAL 975 N	504.00	1308.60	260%
VANESSA	4980	GAL 975 S	504.00	2230.51	443%
MELISSA	4965	GAL 056 E	378.00	726.83	192%
MELISSA	4965	GAL 056 S	378.00	1860.07	492%
MELISSA	4930	GAL 033 E	252.00	228.16	91%
VANESSA	4890	GAL 160 N	378.00	0.00	0%
VANESSA	5010	GAL 036 W	504.00	148.37	29%
VANESSA	4980	SN 028	176.40	0.00	0%
MELISSA	4890	CH 100	63.00	0.00	0%
VANESSA	5010	TJ 036		597.05	100%
VANESSA	4980	TJ 975 N		1293.79	100%
VANESSA	4980	TJ 975 S		560.25	100%
VANESSA	4980	TJ 960 N		655.50	100%
VANESSA	4965	TJ 051		1322.43	100%
VANESSA	4965	TJ 056		442.83	100%
VANESSA	4980	GAL 995 E		266.27	100%
VANESSA	4940	SN 025 E		32.90	100%
VANESSA	4940	SN 020 W		250.90	100%
VANESSA	4940	SN 020 E		47.99	100%
TOTAL			14461	15452.03	107%

RESUMEN	
VETA	Tm
Heraldos	486.12
Melissa	3441.7
Vanessa	11,470.32
<b>TOTAL</b>	<b>15,452.03</b>

CUMPLIMIENTO DE LEYES - JUNIO 2015				
ELEMENTO	%Cu	%Pb	%Zn	Oz Ag/Tm
Programado	0.08	1.05	4.76	0.43
Ejecutado	0.10	1.60	5.06	0.50
Cumplimiento	<b>126%</b>	<b>153%</b>	<b>106%</b>	<b>117%</b>

AVANCE POR MES	TOTAL		% CUMPL.
	PROG.	EJEC.	
	Metros	metros	
Promedio 2014	211.92	176.06	89%
Enero	196	324.81	166%
Febrero	294	346.94	118%
Marzo	326.5	377.15	116%
Abril	313	383.14	122%
Mayo	268	476.93	178%
Junio	360	499.05	139%
Promedio 2015	279.50	381.79	140%

AVANCE JUNIO-2015	TOTAL		% CUMPL.
	PROG.	EJEC.	
	Metros	metros	
Exploración	105	72.72	69%
Desarrollo	225	291.6	130%
Preparación	30	4.6	15%
No programados	0	130.13	100%
TOTAL	360	499.05	139%



AVANCE DETALLADO POR LABOR				
Nivel	Labor	Sección	Avances (m)	Ton.
4980	GAL 960 N	3.00 x 3.00	7.85	211.95
4980	GAL 960 S	3.00 x 3.00	1.70	45.90
5010	GAL 055 N	3.00 x 3.00	38.47	1038.69
4890	RP(-) 300	3.00 x 3.00	14.46	351.38
4980	GAL 975 N	3.00 x 3.00	35.63	962.01
4980	GAL 975 S	3.00 x 3.00	94.6	2554.20
4965	GAL 056 E	3.00 x 3.00	20.6	555.12
4965	GAL 056 S	3.00 x 3.00	65.3	1763.64
4930	GAL 033 E	3.00 x 3.00	9.09	245.43
5010	GAL 036 W	3.00 x 3.00	3.92	105.84
4980	XC 995	2.50 x 2.50	9.30	156.94
4965	XC 150	3.00 x 3.00	63.42	1541.11
4930	CH 100	1.50 x 1.50	4.62	31.19
4940	GAL 015 SE	3.00 x 3.00	5.00	93.75
4980	GAL 995 E	2.50 x 2.50	3.95	74.06
4890	GAL 154 W	2.50 x 2.50	2.80	52.50
4890	RP(-) 208	3.00 x 3.00	8.06	195.86
5010	V - 1 GAL 055 N	2.50 x 2.50	7.32	137.25
4980	XC 957	3.00 x 3.00	6.55	159.17
4890	XC 185	3.00 x 3.00	63.19	1535.52
4890	XC CH 192	2.50 x 2.50	6.16	103.95
4940	SN 025 E	1.50 x 2.10	3.20	30.24
4940	SN 020 W	1.50 x 2.10	13.10	123.80
4940	SN 020 E	1.50 x 2.10	3.40	32.13
4930	EST 15	2.50 x 2.50	7.40	124.88

**CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIO DE VOLADURA EN EXPLOTACIÓN**

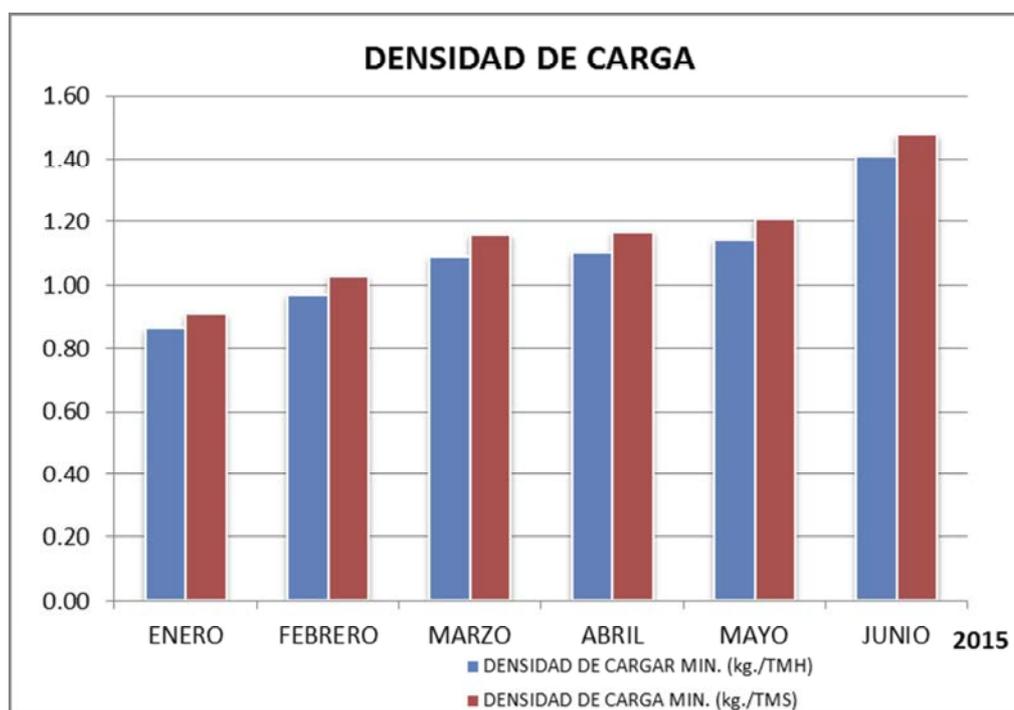
**TAJEOS**

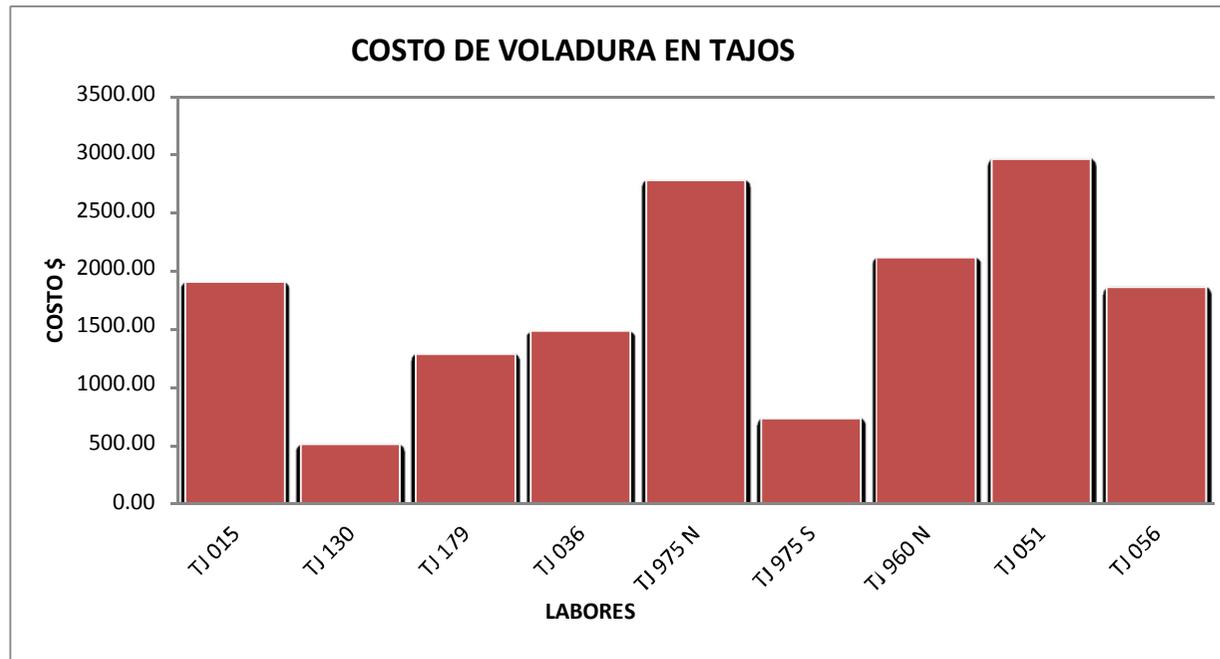
Nivel	Labor	Emulnor 3000 1"x8" (und)	Emulnor 5000 1.1/2"x12" (und)	Semexsa 65 1"x7" (und)	Semexsa 65 1.1/2"x12" (und)	Cordón detonante (m)	Fanel (und)	Muki (und)	Iniciador (und)	Mukinel (und)	Mecha rápida (m)	Carmex (und)	Anfo (kg)
4930	TJ 015	2839	0	750	0	329	15	450	69	270		37	349
4890	TJ 130	128	0	183	0	143	77	23	0	28		14	155
4890	TJ 179	1256	0	585	0	425	46	220	4	147	3	51	276
5010	TJ 036	476	0	246	0	137	127	216	11	104		30	539
4980	TJ 975N	1579	15	418	0	272	68	252	12	642		35	1007
4980	TJ 975S	582	0	0	0	85	0	79	5	194	3	9	280
4980	TJ 960N	1247	0	687	0	293	146	223	3	391		27	575
4965	TJ 051	1837	0	691	80	110	113	681	19	157	13	44	928
4965	TJ 056	1254	0	0	0	135	0	192	15	504	4	18	732
total		11198	15	3560	80	1929	592	2336	138	2437	23	265	4841

**FACTOR DE POTENCIA**

Nivel	Labor	Tonelaje (tms)	Explosivo kg/tms	Pentacord m/tms	Fanel und/tms	Muki und/tms	Iniciador und/tms	Mukinel und/tms	Mecha rápida m/tms	Carmex und/tms
4930	TJ 015	1872.86	0.50	0.18	0.01	0.24	0.04	0.14	0.00	0.02
4890	TJ 130	181.73	1.30	0.79	0.42	0.13	0.00	0.15	0.00	0.08
4890	TJ 179	444.92	1.41	0.96	0.10	0.49	0.01	0.33	0.01	0.11
5010	TJ 036	597.05	1.14	0.23	0.21	0.36	0.02	0.17	0.00	0.05
4980	TJ 975 N	1293.79	1.04	0.21	0.05	0.19	0.01	0.50	0.00	0.03
4980	TJ 975 S	560.25	0.61	0.15	0.00	0.14	0.01	0.35	0.01	0.02
4980	TJ 960 N	655.50	1.47	0.45	0.22	0.34	0.00	0.60	0.00	0.04
4965	TJ 051	1322.43	1.05	0.08	0.09	0.51	0.01	0.12	0.01	0.03
4965	TJ 056	442.83	1.96	0.30	0.00	0.43	0.03	1.14	0.01	0.04
PROMEDIO			1.17	0.37	0.12	0.32	0.02	0.39	0.003	0.05

<b>ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA</b>					
2015	MINERAL (TMH)	MINERAL (TMS)	PESO EXPLOS.TOTAL	DENSIDAD CARGA MIN. (Kg. / TMH)	DENSIDAD CARGA MIN. (Kg. / TMS)
ENERO	12292.32	11637.72	10587	0.86	0.91
FEBRERO	12430.27	11755.03	12044.00	0.97	1.02
MARZO	13799.95	12992.57	15053.43	1.09	1.16
ABRIL	15201.28	14347.80	16767.83	1.10	1.17
MAYO	14577.31	13778.11	16659.92	1.14	1.21
JUNIO	16167.20	15452.03	22820.48	1.41	1.48
<b>TOTAL</b>	<b>84468.33</b>	<b>79963.25</b>	<b>93932.66</b>	<b>1.10</b>	<b>1.16</b>



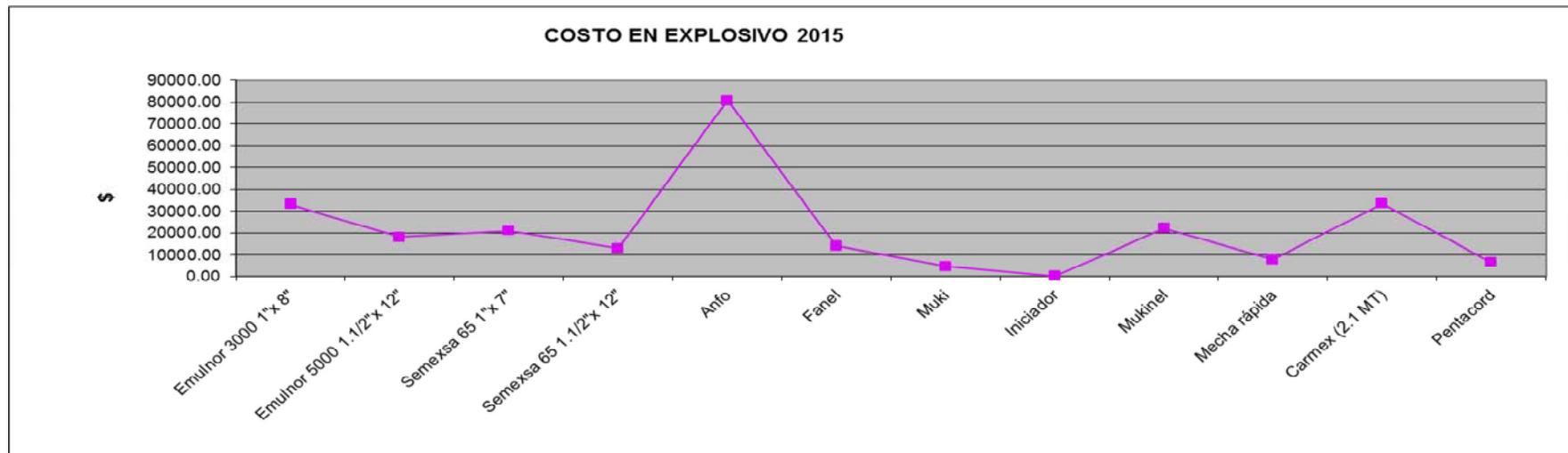
**GRAFICA DEL COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA POR LABORES (TAJEOS)**

**CUADRO DE COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA (TAJEOS)**

<b>COSTO DE VOLADURA (US\$)</b>													
LABORES	EMULNOR 3000 (1"x8") (US\$)	EMULNOR 5000 (1.1/2"x12") (US\$)	SEMEXSA 65 (1"x7") (US\$)	SEMEXSA 65 (1.1/2"x12") (US\$)	CORDON DETONANTE (US\$)	FANEL (US\$)	MUKI (US\$)	INICIADOR M (US\$)	MUKINEL (US\$)	MECHA RAPIDA (US\$)	CARMEX (US\$)	NITROCHEM ANFO (US\$)	COSTO VOLADURA (US\$)
TJ 015	814.23	0.00	267.60	0.00	82.58	27.05	666.00	75.21	337.50	0.00	28.97	418.80	1903.71
TJ 130	36.71	0.00	65.29	0.00	35.89	138.83	34.04	0.00	35.00	0.00	10.96	186.00	506.02
TJ 179	360.22	0.00	208.73	0.00	106.68	82.94	325.60	4.36	183.75	1.60	39.93	331.20	1284.78
TJ 036	136.52	0.00	87.77	0.00	34.39	228.98	319.68	11.99	130.00	0.00	23.49	646.80	1483.10
TJ 975 N	452.86	15.28	149.14	0.00	68.27	122.60	372.96	13.08	802.50	0.00	27.41	1208.40	2779.64
TJ 975 S	166.92	0.00	0.00	0.00	21.34	0.00	116.92	5.45	242.50	1.60	7.05	336.00	730.85
TJ 960 N	357.64	0.00	245.12	0.00	73.54	263.24	330.04	3.27	488.75	0.00	21.14	690.00	2115.10
TJ 051	526.85	0.00	246.55	104.14	27.61	203.74	1007.88	20.71	196.25	6.92	34.45	1113.60	2961.84
TJ 056	359.65	0.00	0.00	0.00	33.89	0.00	284.16	16.35	630.00	2.13	14.09	878.40	1859.02
<b>Total</b>	<b>3211.59</b>	<b>15.28</b>	<b>1270.21</b>	<b>104.14</b>	<b>484.18</b>	<b>1067.38</b>	<b>3457.28</b>	<b>150.42</b>	<b>3046.25</b>	<b>12.24</b>	<b>207.50</b>	<b>5809.20</b>	<b>15,624.06</b>

### CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

Descripción	UM	2015									
		Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Total	Prom. Mensual	PU \$	Costo (\$)
Emulnor 3000 1"x 8"	cr	24497	20951	11600	12712	22981	21204	113945	18990.83	0.2895	32987.08
Emulnor 5000 1.1/2"x 12"	cr	2044	1573	4164	4046	2835	2928	17590	2931.67	1.0242	18015.68
Semexsa 65 1"x 7"	cr	0	0	14956	16454	16996	9911	58317	9719.50	0.3569	20813.34
Semexsa 65 1.1/2"x 12"	cr	0	0	791	802	2874	5437	9904	1650.67	1.3015	12890.06
Anfo	kg	10684	9112	10304	11789	10227	15123	67239	11206.50	1.2	80686.80
Fanel	und	1438	1037	976	1482	1361	1440	7734	1289.00	1.803	13944.40
Muki	und	0	0	0	0	0	3098	3098	516.33	1.48	4585.04
Iniciador	und	0	0	0	0	0	114	114	19.00	1.09	124.26
Mukinel	und	0	0	0	0	7387	10342	17729	2954.83	1.25	22161.25
Mecha rápida	m	3142	2577	4465	3778	1392	74	15428	2571.33	0.506	7806.57
Carmex (2.1 MT)	pza	8878	6154	12770	9727	4,414	659	42602	7100.33	0.783	33357.37
Pentacord	m	2677	3525	2640	4164	6571	6052	25629	4271.50	0.251	6432.88
<b>TOTAL COSTO (\$)</b>											<b>253804.71</b>



<b>CONSUMO DE BARRENOS</b>												
<b>MES</b>	Barrenos				Barrenos				Brocas			
	Integral				Cónica		De Extensión		Descartable		Escariadora	Tipo Botón
	2'	4'	6'	8'	7/8" x 4'	7/8" x 6'	12'	14'	38 mm	41 mm	89mm	45mm
<b>Total 2014</b>	<b>0</b>	<b>15</b>	<b>17</b>	<b>0</b>	<b>40</b>	<b>49</b>	<b>0</b>	<b>5</b>	<b>58</b>	<b>55</b>	<b>0</b>	<b>18</b>
Enero	0	0	3	0	4	11	0	1	14	7	0	1
Febrero	0	0	1	0	3	3	0	0	15	16	0	2
Marzo	0	0	13	0	3	7	0	0	2	10	0	1
Abril	0	2	4	2	7	14	0	0	12	11	0	6
Mayo	0	2	6	0	11	9	0	1	19	13	0	3
Junio	0	0	5	0	2	21	0	0	22	14	1	2
<b>Total 2015</b>	<b>0</b>	<b>4</b>	<b>32</b>	<b>2</b>	<b>30</b>	<b>65</b>	<b>0</b>	<b>2</b>	<b>84</b>	<b>71</b>	<b>1</b>	<b>15</b>

<b>CONSUMO DE BARRENOS POR LABORES</b>
--

Labor	Broca 41 mm	Broca 38 mm	Barreno integral 4'	Barreno integral 6'	Barreno cónico 4'	Barreno cónico 6'	Broca de 45 mm	Escareadora
TJ 179	1			1		1		
TJ 051					1			
TJ 056	5	4				4		
TJ 975	1	5				5		
TJ 015	4	7		2	1	4		
GL 960	1			1		3		
GL 055	1	2						
GL 160		1				1		
SN 033	1							
CX 048		1				1		
TJ 130				1		1		
GL 995		1						
RP 300		1				1		
Jumbo							2	1
<b>TOTAL</b>	14	22	0	5	2	21	2	1

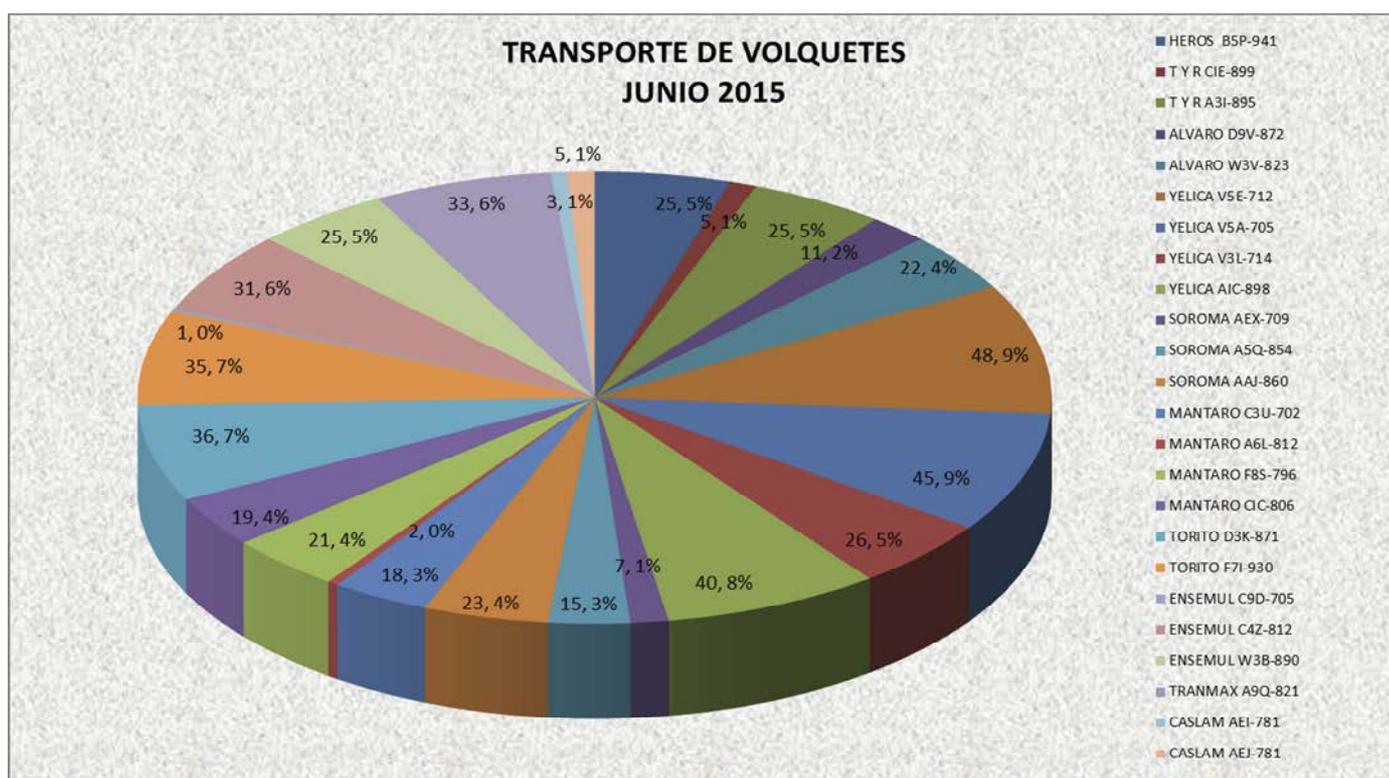
## Apéndice N° 02

## RENDIMIENTO DE EQUIPOS

Eficiencia de Equipos Junio 2015						
Identificación	Horas	Horas	Paradas	Utilización	Consumo	Consumo
	Programada	Trabajada	Mecánica	Operativa	Petróleo GI	GI/Hr
Scoop SD 14	600	461	139	77%	1388	3.01
Scoop SD 23	600	427	173	71%	1838	4.30
Jumbo J-01	600	52.2	547.8	9%	63	1.21
Cargador Frontal Cf 02	600	264.6	335.4	44%	153	0.58
Scoop DRG Wagner	600	287.1	312.9	48%	1247	4.34
Scoop DRG Tamrock	600	394.9	205.1	66%	1756	4.45
Scoop R&D Ghh	600	159	441	27%	574	3.61
Dumper R&D	600	462	138	77%	1485	3.21
Total	4800	2507.8	2292.2	52%	1063.00	0.42

## TRANSPORTE DE MINERAL EN VOLQUETES

TRANSPORTE DE VOLQUETES		
EMPRESA	PLACA	VIAJES
HEROS	B5P-941	25
TYR	CIE-899	5
TYR	A3I-895	25
ALVARO	D9V-872	11
ALVARO	W3V-823	22
YELICA	V5E-712	48
YELICA	V5A-705	45
YELICA	V3L-714	26
YELICA	AIC-898	40
SOROMA	AEX-709	7
SOROMA	A5Q-854	15
SOROMA	AAJ-860	23
MANTARO	C3U-702	18
MANTARO	A6L-812	2
MANTARO	F8S-796	21
MANTARO	CIC-806	19
TORITO	D3K-871	36
TORITO	F7I-930	35
ENSEMUL	C9D-705	1
ENSEMUL	C4Z-812	31
ENSEMUL	W3B-890	25
TRANMAX	A9Q-821	33
CASLAM	AEI-781	3
CASLAM	AEJ-781	5
<b>TOTAL</b>		<b>521</b>



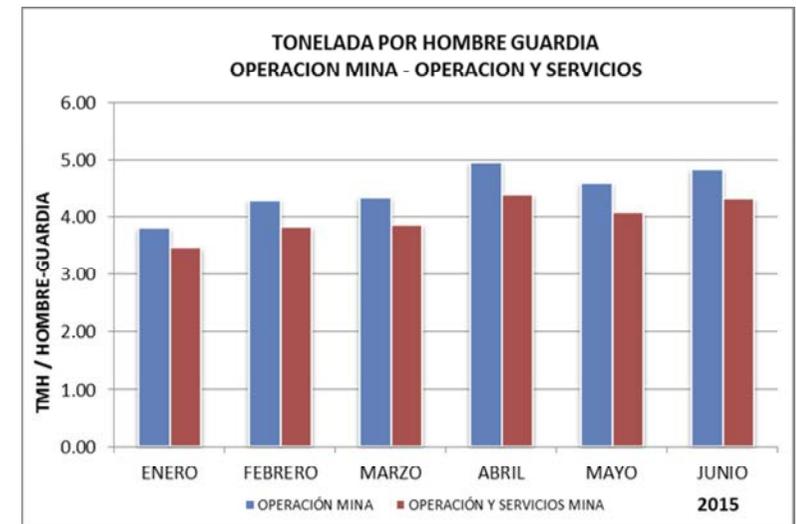
### REPORTE DE HORAS HOMBRE TRABAJADAS

2015	Compañía				Contratas								Total Hombre/GDIA	Total HHT / MES
	Uea Heraldos Negros				DRG				R&D					
	EMP	OBR	SUB TOTAL	HHT	EMP	OBR	SUB TOTAL	HHT	EMP	OBR	SUB TOTAL	HHT		
Enero	4	100	104	25792	0	4	4	992	0	6	6	1488	3534	28272
Febrero	4	99	103	23072	0	7	7	1568	0	6	6	1344	3248	25984
Marzo	4	98	102	25296	0	7	7	1736	0	6	6	1488	3565	28520
Abril	4	98	102	24480	0	7	7	1680	0	6	6	1440	3450	27600
Mayo	4	98	102	25296	0	7	7	1736	0	6	6	1488	3565	28520
Junio	4	107	111	26640	0	7	7	1680	0	6	6	1440	3720	29760
<b>Acumulado</b>				<b>123936</b>				<b>7712</b>				<b>7248</b>	<b>21082</b>	<b>168656</b>

### PRODUCTIVIDAD DE LA MINA

#### PRODUCTIVIDAD TOTAL MINA

2015	tonelaje extraído por mes (tmh)	OPERACIÓN MINA		OPERACIÓN Y SERV. MINA	
		tareas-gdia operac.	tmh / hg	tareas-gdia operac+serv	tmh / hg
ENERO	12292.32	3224	3.81	3534	3.48
FEBRERO	12430.27	2884	4.31	3248	3.83
MARZO	13799.95	3162	4.36	3565	3.87
ABRIL	15201.28	3060	4.97	3450	4.41
MAYO	14577.31	3162	4.61	3565	4.09
JUNIO	16167.2	3330	4.86	3720	4.35
<b>PROMEDIO</b>	<b>14078.06</b>	<b>3137.00</b>	<b>4.49</b>	<b>3513.67</b>	<b>4.00</b>



Apéndice N° 03

Fotografías de la UEA Los Chunchos.











