

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA  
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**“RECUPERACION DE MINERAL DISEMINADO MEDIANTE EL METODO  
DE SUBLEVEL STOPING CUERPOS”**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE**

**INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:**

**PABLO MUNGUIA HUARCAYA**

**Lima – Perú**

**2011**

### **Mi Agradecimiento:**

Mi eterno agradecimiento a mi esposa Maribel Isabel por su apoyo permanente y por ser la persona que me dio el sentido de la vida al darme hijos maravillosos: Paolo Diego, Antonella Isabel y Leandro Pablo, quienes generan en mí el espíritu de lucha y optimismo frente a la vida.

Mi agradecimiento a mis queridos padres quienes me brindaron el calor humano y el sentido de existencia en la vida inculcándome valores que hoy me sirven para afrontar la vida.

Igualmente mi agradecimiento a mis profesores de la Universidad Nacional de Ingeniería por sus enseñanzas y ejemplos de superación permanente.



2.6 Dimensiones de las excavaciones	42
Capítulo III – Ingeniería y Diseño para la Recuperación de Mineral Diseminado por el método Sub Level Stopping Cuerpos	44
3.1 Ingeniería y Diseño	44
3.2 Geomecánica	52
3.2.1 Consideraciones geomecánicas para la aplicación de taladros largos en diseminados	52
3.2.2 Evaluación del Sn. 743 Preparación de taladros largos	53
3.2.2.1 Generalidades	53
3.2.2.2 Método gráfico de estabilidad	64
3.2.2.3 Conclusiones	65
3.3 Equipos y accesorios de perforación	66
3.4 Dilución en el método de Sublevel Stopping Cuerpos	68
3.4.1 Generalidades	71
3.4.2 Desviación	71
3.4.3 Diseño	73
3.4.4 Problemas de equipos y accesorios	74
3.4.5 Accesorios	75
3.4.6 Condiciones geológicas	76
3.4.7 Aspectos geomecánicos	76
3.4.8 Equipos	76
3.4.8.1 Factores originados fuera del taladro	76
3.4.8.2 Parámetros de perforación	77
3.4.8.3 Factores relacionados con el equipo	77
3.4.8.4 Operación	77
3.4.8.5 Conservación del taladro	79
3.4.8.6 Voladura	79
3.5 Sistemas de sostenimiento	82
3.5.1. Utilización de Relleno en Tajeos	84

3.6 Seguridad	85
Capítulo IV – Control de taladros largos para disminuir la dilución del Mineral	87
4.1 Objetivo	87
4.2 Alcance	87
4.3 Definiciones	87
4.4 Responsabilidades	88
4.5 Descripción de la actividad	90
4.5.1 Levantamiento topográfico	90
4.5.2 Interpretación de contacto en 3D	90
4.5.3 Interpretación Geomecánica	90
4.5.4 Diseño de malla	91
4.5.5 Marcado topográfico	91
4.5.6 Perforación	92
4.5.7 Levantamiento de taladros	93
4.5.8 Revisión	94
4.5.9 Diseño de carguío	94
4.5.10 Voladura	95
4.5.11 Cálculo de dilución y recuperación	96
4.5.12 Control de Minado	96
Capítulo V – Costos y Productividad del Método Sublevel	
Stoping cuerpos	98
5.1 Costos	98
5.2 Productividad	102
CONCLUSIONES	105
RECOMENDACIONES	107
BIBLIOGRAFIA	109
ANEXOS	110

## RESUMEN

El presente informe trata sobre la implementación de la recuperación del mineral diseminado mediante el método de Sublevel Stopping Cuerpos en la unidad minera Yauliyacu, el cual inicia con el proceso de mecanización de la Mina a partir del año 1997 en donde la Empresa minera Yauliyacu que actualmente se denomina Empresa Minera Los Quenuales S.A. se hace cargo de las operaciones de este yacimiento.

Después de más de 10 años de implementado el sistema de trabajo de recuperación de diseminados podemos resumir en los siguientes puntos principales que más adelante se detallan en el informe.

- Lograr incrementar la producción anual en forma sostenida.
- Ayudar a bajar el costo operativo de Mina Yauliyacu.
- Trabajar con mayor seguridad.
- Aumentar la productividad.

### **Lograr incrementar la producción anual en forma sostenida.**

Desde la aplicación del método de Sub Level Stopping Cuerpos aplicado al mineral diseminado en la cajas de las vetas principales ya explotadas se ha logrado incrementar en forma sostenida la producción de mina, esta recuperación de diseminados aportó en el año 2008 alrededor de 620,000 TMS anuales, 962,000 TMS en el año 2009 y alrededor de 1'000,000 de TMS en el año 2010 además de considerarse un programa similar para el

año 2011; esto representa el 78% de la producción total anual de la mina. Ver anexo nº 1 y anexo nº 2.

### **Ayudar a bajar el costo operativo de Mina Yauliyacu.**

Al aumentarse la producción de los cuerpos diseminados se ha ido bajando los costos operativos de Mina desde el año 1997 en donde se inicia todo el proceso de mecanización mediante este método ayudando a reducir entonces el costo operativo de mina desde 17.74 USD \$/Ton. a 12.81 USD \$/Ton., luego del cual, los costos hasta la fecha han ido incrementándose año tras año debido a la variación de los precios de aceros de perforación, explosivos, energía, mano de obra, combustibles, precios unitarios de servicios de terceros etc. Ver Gráfico nº 4.

En el cuadro comparativo se puede notar que el costo de minado de sublevel stoping cuerpos es el más bajo con respecto a los demás métodos de explotación debido principalmente a los costos menores de perforación, voladura, mano de obra y materiales. Ver cuadro nº 13 y cuadro nº 14.

### **Trabajar con mayor seguridad.**

Para la explotación de los cuerpos diseminados se preparan subniveles intermedios de perforación mecanizada con Jumbo Electro hidráulicos, y la voladura se efectúa en retirada, empleándose entonces para la limpieza de mineral scoops de 3.5 Yd<sup>3</sup> provistos de Telemandos (Operación a control

remoto) el cual permite operar el equipo desde una ventana de acceso seguro evitando la exposición del trabajador al vacío del tajo disparado.

Es importante anotar que parte de las preparaciones de este método contempla la ejecución de ventanas de 15 metros de longitud distanciados cada 20 metros (que pueden variar dependiendo de la calidad de roca y del análisis geomecánico) desde las cuales se ejecuta la limpieza del mineral con los telemandos arriba mencionados. El operador tiene una buena visión para operar el control remoto hasta unos 20 mts.

#### **Aumentar la productividad.**

La recuperación de los diseminados con este método implica el consumo de Mano de Obra en menor proporción con respecto a los demás métodos. Por tratarse un método de explotación de alto tonelaje se consiguen rendimientos de 35 Toneladas por hombre-guardia mientras que en los métodos convencionales sólo se llega a tener una productividad de 6 toneladas hombre-guardia. La producción por tajo varía entre 3,000 a 23,000 toneladas mensuales mientras que de los tajos convencionales podemos esperar una producción de entre 800 ton. (Open stope) a 1,200 toneladas por mes en corte y relleno convencional.

## **INTRODUCCION**

La unidad Minera Yauliyacu cuenta con importantes reservas de mineral diseminado a las cajas de las vetas principales por este motivo se define su recuperación aplicando el método de Sublevel Stopping, el cual es un método de minado de menor costo, comparándolo con los demás métodos de explotación de esta unidad. Actualmente se cuenta con más de 2'500,000 toneladas de reservas de mineral diseminado estando aún otras zonas en proceso de exploraciones.

A inicios de la privatización de esta Mina, estos diseminados ya se explotaban mediante el corte y relleno convencional; pero la Empresa Minera Yauliyacu – hoy Empresa Minera los Quenuales –al asumir el control de las operaciones mineras desde el año 1997 y con la finalidad de incrementar la producción, con bajos costos, mayor seguridad y por ende mayor productividad decide implementar la recuperación del mineral diseminado mediante el método de minado Sublevel Stopping en Cuerpos.

La aplicación de este método a la recuperación de diseminados ha permitido extraer bloques mineralizados que con otros métodos de explotación, varios de ellos ya no serían económicamente rentables; además, ha permitido aumentar el volumen de producción con mayor seguridad, que añadido a la productividad ha ayudado a bajar los costos de la Mina y elevar sostenidamente la producción desde 1,997 (56,000 tms promedio mensual) hasta hoy 2,010 (109,000 tms. promedio mensual).

La recuperación del mineral diseminado mediante el Sub Level Stopping Cuerpos seguirá siendo una alternativa que nos permitirá seguir ganando más reservas y ayudar a aumentar la vida útil del yacimiento.

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1 UBICACION GEOGRAFICA**

La Mina Yauliyacu se encuentra ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes. Las coordenadas son: 11° 30 Latitud Sur, 76° 10 Latitud Oeste. La altura promedio es de 4,250 m.s.n.m.

El acceso es por la carretera Central Lima-Casapalca con una distancia aproximada de 129 km., en un tiempo promedio de tres horas.

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, muestra un relieve relativamente empinada, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciaria mostrándose en cotas muy elevadas presencia de nieve perpetua. El afluente principal de la zona representa el río Rímac surca de este a oeste drenando dentriticamente hacia el Océano Pacífico.

En la zona minera se aprecian dos estaciones bien definidas: la temporada de lluvias comprendidas entre los meses de enero y marzo caracterizada por fuertes precipitaciones con una temperatura de  $10^{\circ}$  y disminuyendo esta a  $0^{\circ}$  y, de abril a diciembre generalmente con ausencia de lluvias y más bien caracterizada por heladas en los meses de junio a agosto. La vegetación típica de la zona es el ichu y los plauales.



Fig. 1 Fuente: área de ingeniería. Plano de ubicación de la Minera Yauliyacu.

## **1.2 GEOLOGIA**

### **1.2.1 Mineralogía formación de diseminados**

El yacimiento Yauliyacu forma parte importante del distrito minero de la franja central del Perú. Regionalmente presenta una columna estratigráfica volcánico-sedimentaria. La formación Jumasha del Cretáceo es la base de la columna estratificada. Sobre yaciendo ocurre la formación Casapalca constituido por rocas sedimentarias divididos en dos miembros: capas rojas (areniscas y lutitas) y conglomerados Carmen.

Luego ocurre la formación volcánica Carlos Francisco dividida en tres miembros: volcánicos Tablachaca, volcánicos Carlos Francisco y tufos Yauliyacu. Todas estas rocas han sido plegadas por la Fase Incaica (Eoceno superior) de la Tectónica Andina, formando el Anticlinorium de Casapalca con rumbo general N 20° W, el cual presenta sinclinales y anticlinales asimétricos.

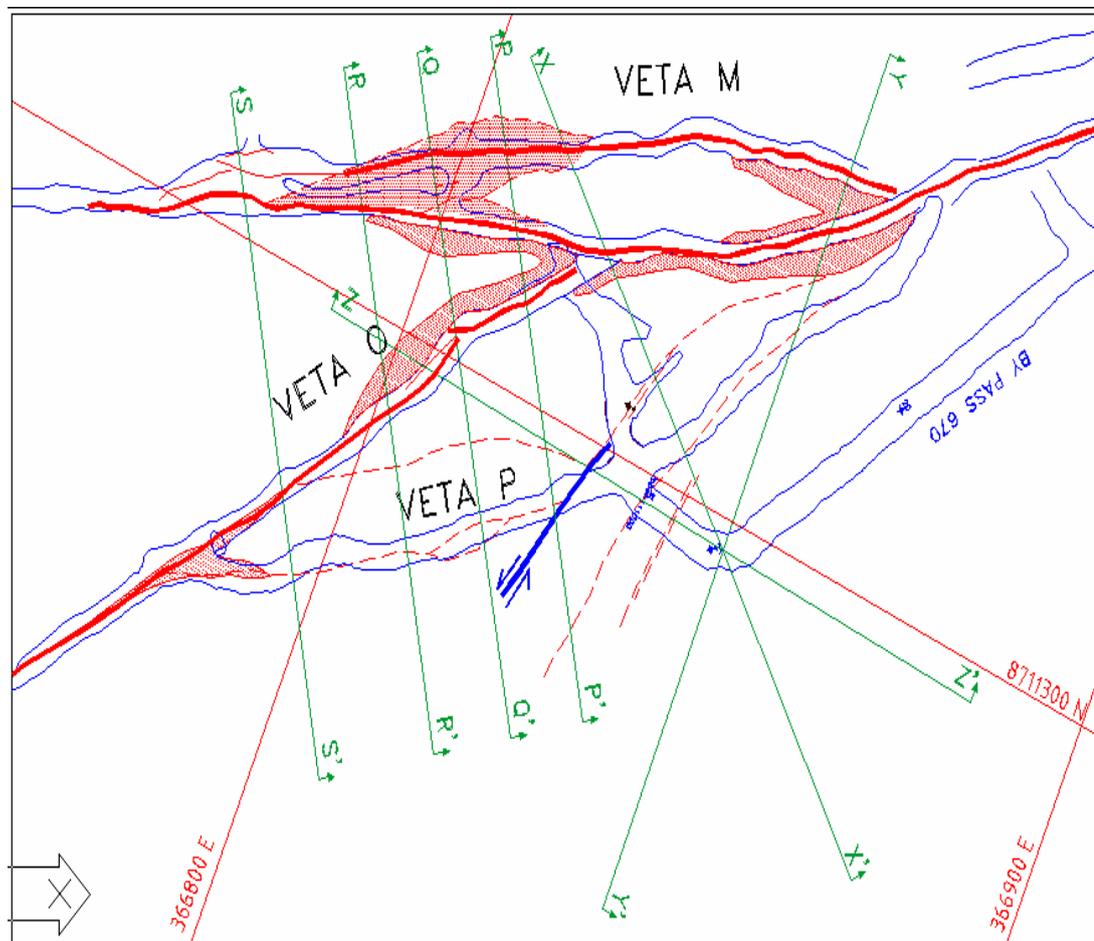
Los principales controles estructurales para la mineralización de los cuerpos son: la intersección de estructuras y el movimiento normal de las fracturas pre-minerales (Veta M y L), que produjeron brechamiento y reapertura formando zonas permeables a las soluciones mineralizantes.

Las vetas fueron posteriormente desplazadas por fallas sinextrales como la Gran Falla producto de la última fase tectónica del mio. plioceno.

Considerando que las cajas diseminadas se ubican tanto al techo como al piso de las estructuras anteriormente explotadas – vacías –, a fin de confirmar reservas y recursos en estas áreas, la perforación diamantina normalmente atraviesa los espacios vacíos, para lo cual se

ha logrado estandarizar procedimientos de perforación adecuados a esta condición. La mina Yauliyacu es productora de Zinc, Plomo, Plata y cantidades menores de Cobre.

La mineralogía es constituida por Esfalerita, Galena, Tetrahedrita y Calcopirita como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por Pirita, Calcita y Cuarzo.



**Fig.2 Fuente: área de Geología. Formación de diseminados; Cuerpos tipo Stockwork en lazos simoidales.**

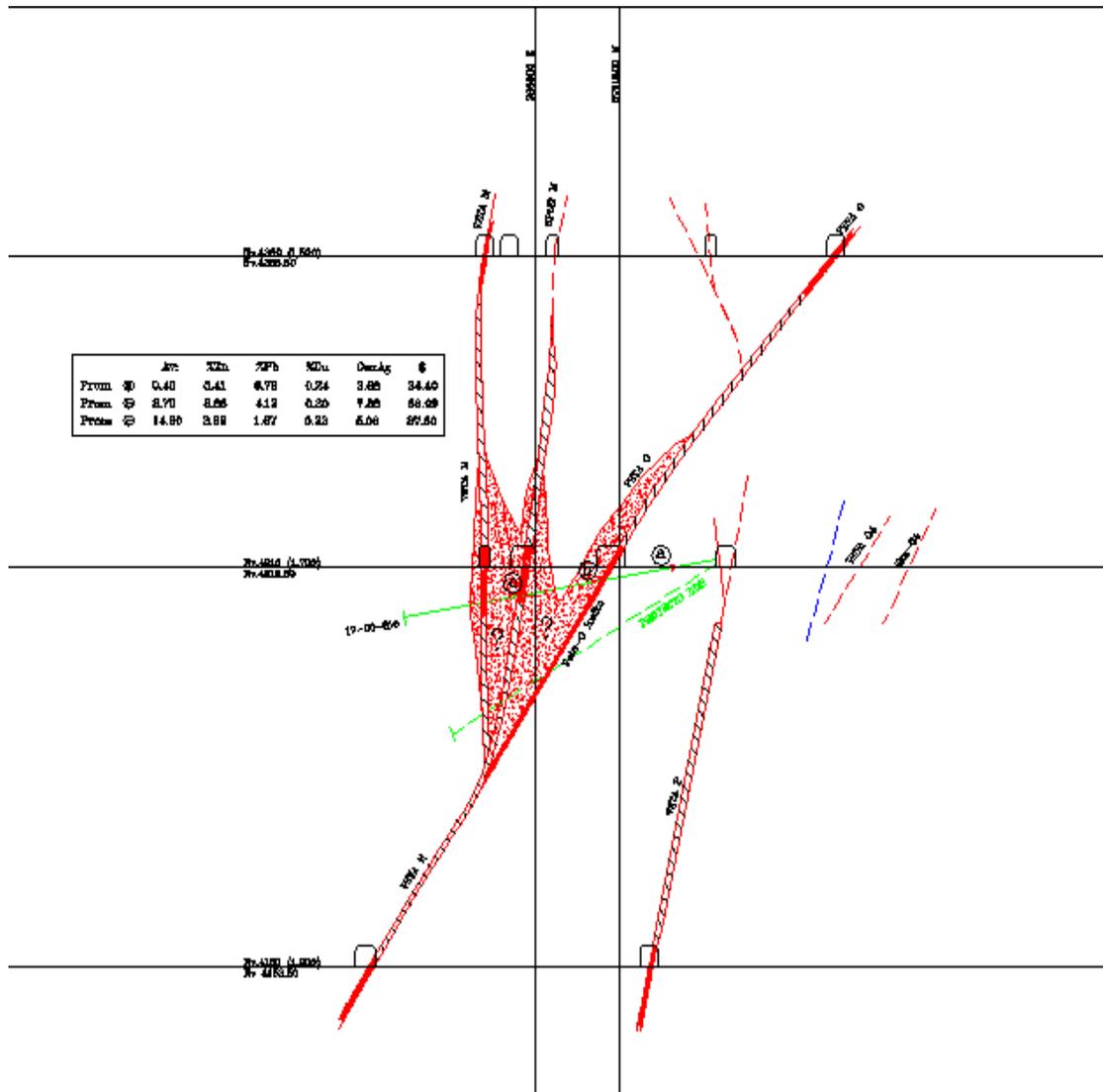


Fig.3 Fuente: área de Geología. Formación de diseminados; Cuerpos tipo Stockwork en unión de vetas.

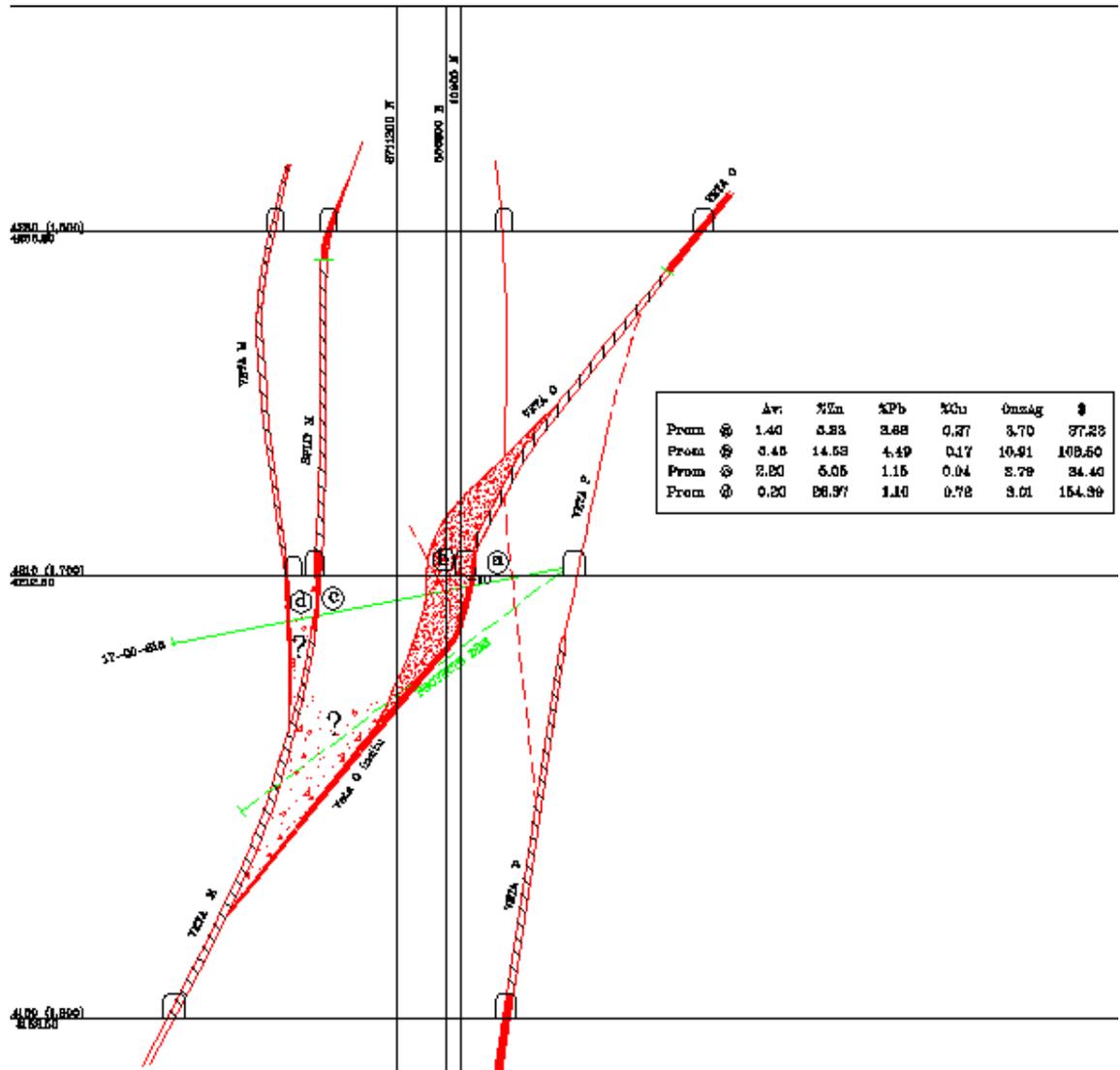


Fig.4 Fuente: área de Geología: Formación de diseminados; Cuerpos tipo Stockwork en cambios de buzamiento.

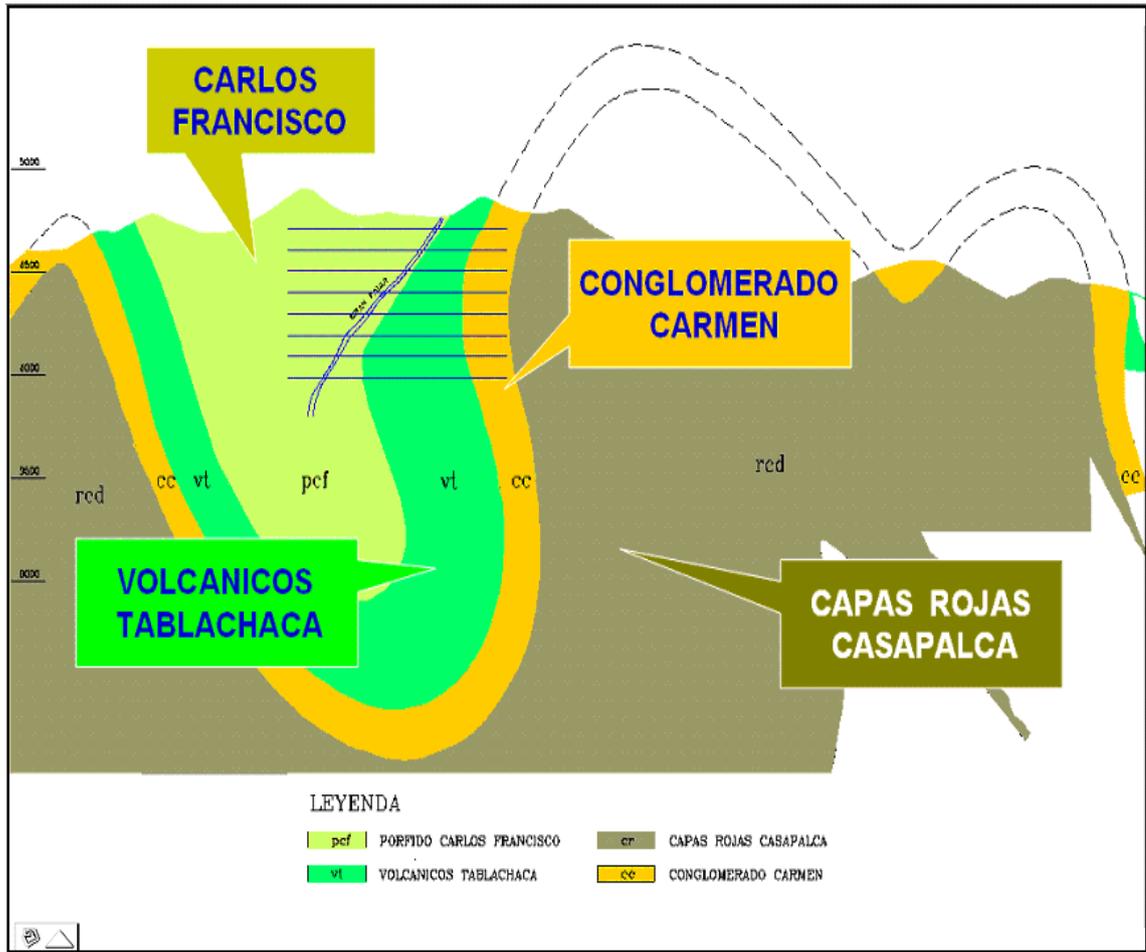


Fig.5 Fuente: área de Geología: Sección Longitudinal Geología de Yauliyacu.

## 1.2.2 Reservas y Recursos.

### ORE RESERVES

	Sep. 30, 2010	Ton.	Width (m.)	%Zn	%Pb	%Cu	Oz/Ton Ag.	USD\$/Ton.
	Proven	398,084	1.62	2.46	1.22	0.27	5.08	
	Probable	852,160	1.56	2.51	1.48	0.3	5.71	
<b>Veins</b>	<b>39%</b>	<b>1,250,244</b>	<b>1.58</b>	<b>2.49</b>	<b>1.40</b>	<b>0.29</b>	<b>5.51</b>	<b>104.76</b>
	Proven	713,220	14.71	2.13	0.57	0.23	2.62	
	Probable	1,272,241	7.1	2.12	0.81	0.18	2.93	
<b>Ore Bodies</b>	<b>61%</b>	<b>1,985,461</b>	<b>9.83</b>	<b>2.12</b>	<b>0.72</b>	<b>0.2</b>	<b>2.82</b>	<b>61.16</b>
	Proven	1,111,305	10.02	2.25	0.8	0.24	3.5	
	Probable	2,124,401	4.88	2.28	1.08	0.23	4.05	
<b>Total</b>	<b>100%</b>	<b>3,235,706</b>	<b>6.64</b>	<b>2.27</b>	<b>0.98</b>	<b>0.23</b>	<b>3.86</b>	<b>78.01</b>

Las Reservas has sido estimadas usando el codigo JORC (Joint Ore Reserves Committe)

Las estructuras mineralizadas que tienen menos de 2.5 metros han sido consideradas como vetas mientras que las estructuras por encima de 2.5 metros de potencia son consideradas como cuerpos.

Los precios de metales considerados para el calculo son:

Zn:	1,800	USD\$/Ton.
Pb:	1,800	USD\$/Ton.
Ag:	18.5	USD\$/Oz.

RECURSOS ACCESIBLES E INACCESIBLES						
Sep. 30, 2010	Ton.	Width (m.)	%Zn	%Pb	%Cu	Oz/Ton Ag.
Measured	1,649,589	7.41	3.48	1.22	0.38	5.37
Indicated	6,455,467	3.37	3.6	1.64	0.37	6.93
Inferred	12,216,971	3.67	3.25	1.21	0.35	4.83
<b>TOTAL</b>	<b>20,322,027</b>	<b>3.88</b>	<b>3.38</b>	<b>1.35</b>	<b>0.36</b>	<b>5.54</b>

RECURSOS POR DEBAJO DEL NIVEL 3900

<b>TOTAL</b>	<b>5,451,650</b>	<b>4.71</b>	<b>3.7</b>	<b>1.1</b>	<b>0.45</b>	<b>6</b>
<b>GRAND TOTAL</b>	<b>25,773,678</b>	<b>4.05</b>	<b>3.45</b>	<b>1.3</b>	<b>0.38</b>	<b>5.64</b>

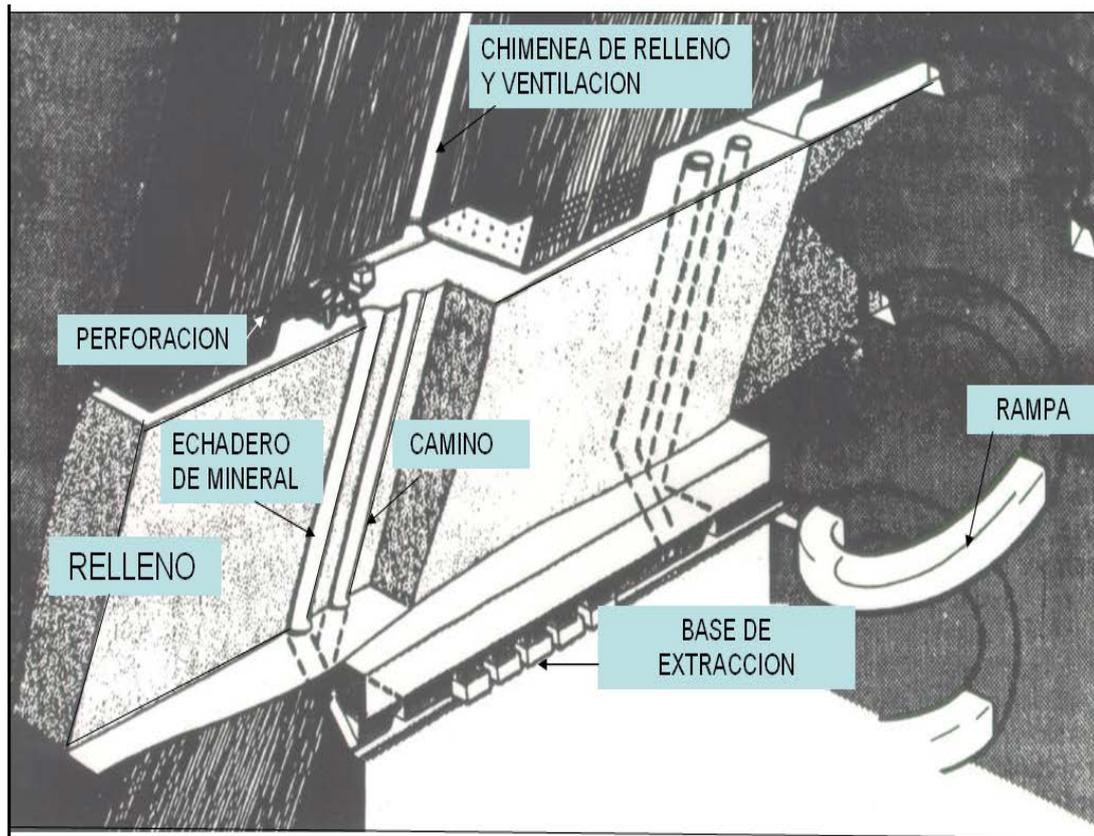
**Cuadro 1: Fuente: área de Geología. Reservas de Mineral y Recursos de Mineral.**

El 80% de las Reservas de Ore Bodies pertenecen a la mineralización de tipo diseminado, es decir alrededor de 2'580,000 Toneladas.

### **1.3 METODOS DE EXPLOTACION EN MINA YAULIYACU**

La unidad Yauliyacu aplica en sus operaciones varios métodos de minado los cuales son:

**1.3.1 Corte y Relleno en Veta Convencional. (CRVC).**- Es un método que consiste en corte horizontales, mediante perforación vertical con máquinas convencionales tipo Stoper con una longitud total de 8 pies. Una vez ejecutado el corte se procede a limpiar o a extraer la carga de mineral roto con microscoops de 1.0 yd<sup>3</sup> y en algunas ocasiones con winchas de arrastre, esto equipos de menores dimensiones son usados para evitar la dilución y tener mejor control de la selectividad. El relleno utilizado es el desmonte (relleno detrítico) el mismo que proviene de los avances de Desarrollos Primarios, Exploratorios y en algunos Casos de labores de Preparación en interior mina.



**Fig.6 Corte y relleno veta convencional.**

**1.3.2 Corte/Relleno Veta con cuadros/madera (CRVCS).**- En este caso la perforación se ejecuta en breasting en sentido horizontal con máquinas convencionales Jackleg con 08 pies de perforación. Los equipos de extracción son igualmente de menor capacidad como Winches de arrastre y microscoops de 0.7 Yd<sup>3</sup> a 1 Yd<sup>3</sup>. El relleno utilizado también es el relleno detrítico. Todo el espacio abierto es sostenido con cuadros de madera en su totalidad, de igual forma las labores de preparación para este método son encofradas con madera al 100% para evitar el colapso. Este método se aplica a mineralizaciones en terrenos muy inestables que para nuestro caso está bordeando un RMR=30.



El área tajeada va quedando vacía durante la explotación y se dejan pilares acordes a las recomendaciones geomecánicas como sostenimiento a lo largo del tajo, además para la seguridad del personal son instalados cuerdas de acero en forma horizontal a lo largo del tajo en donde el personal engancha sus líneas de vida desde sus respectivos arneses de seguridad.

Por otro lado, es un método muy selectivo ya que el ancho de minado permitido durante la rotura es de 0.80 metros, llegando en algunos caso a 0.70 m de ancho de minado si es que favorece el buzamiento de la estructura mineralizada. Es necesario el colocado de puntales con plantilla en la partes más inestables a fin de evitar el posterior desprendimiento de las cajas de desmonte que diluyen al mineral roto.



Fig.8 Fuente: área de Ingeniería. Estándar de diseño de Open Stop.

**1.3.4 Shrinkage. (SHR).**- A este método también se le conoce como un método de acumulación, pues sólo se extrae en nuestro caso alrededor del 30% del mineral roto que es el esponjamiento de la roca después de la voladura y el resto queda como piso de perforación.

Una vez que el bloque de nivel a nivel es culminado mediante la rotura se procede a su extracción desde la base con equipos LHD de 2.5 a 3.5 Yd<sup>3</sup>. Como medidas de prevención se utilizan como en el método anterior cables de aceros instalados con grampas Grosby de tal manera

que el personal asegura a este cable sus líneas de vida de sus arneses respectivos.

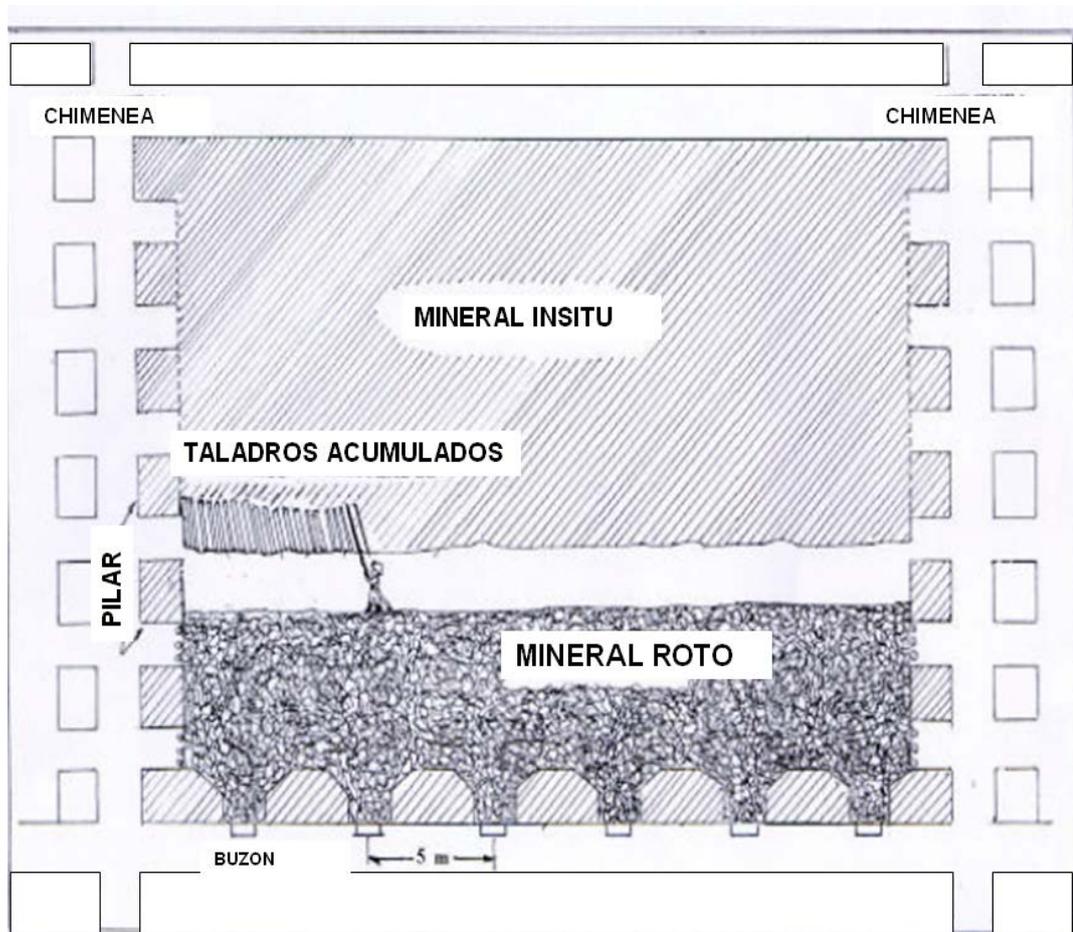


Fig.9 Shrinkage.

**1.3.5 Sublevel Stopping en Cuerpos. (SLC).**- Método mecanizado con una producción masiva y que representa actualmente más de 80% de producción al nivel de Mina Yauliyacu. El tema es ampliado en el presente informe.

## TALADROS LARGOS EN CUERPOS

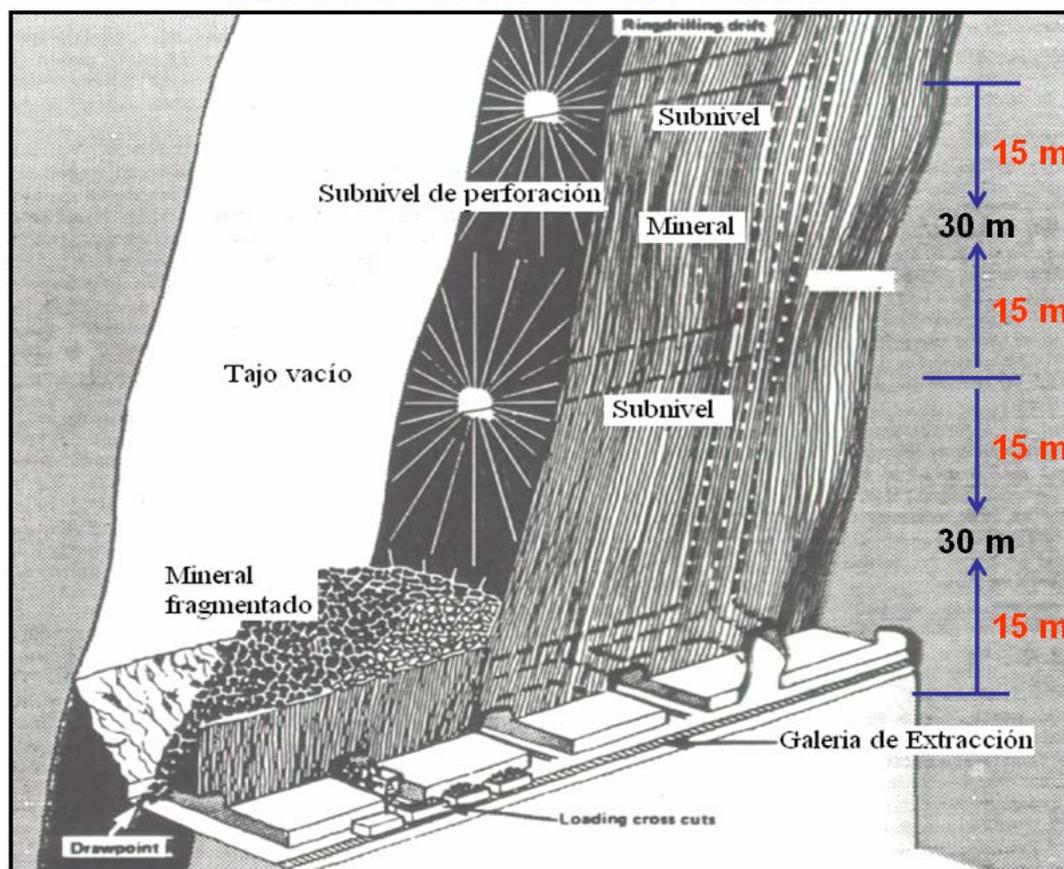
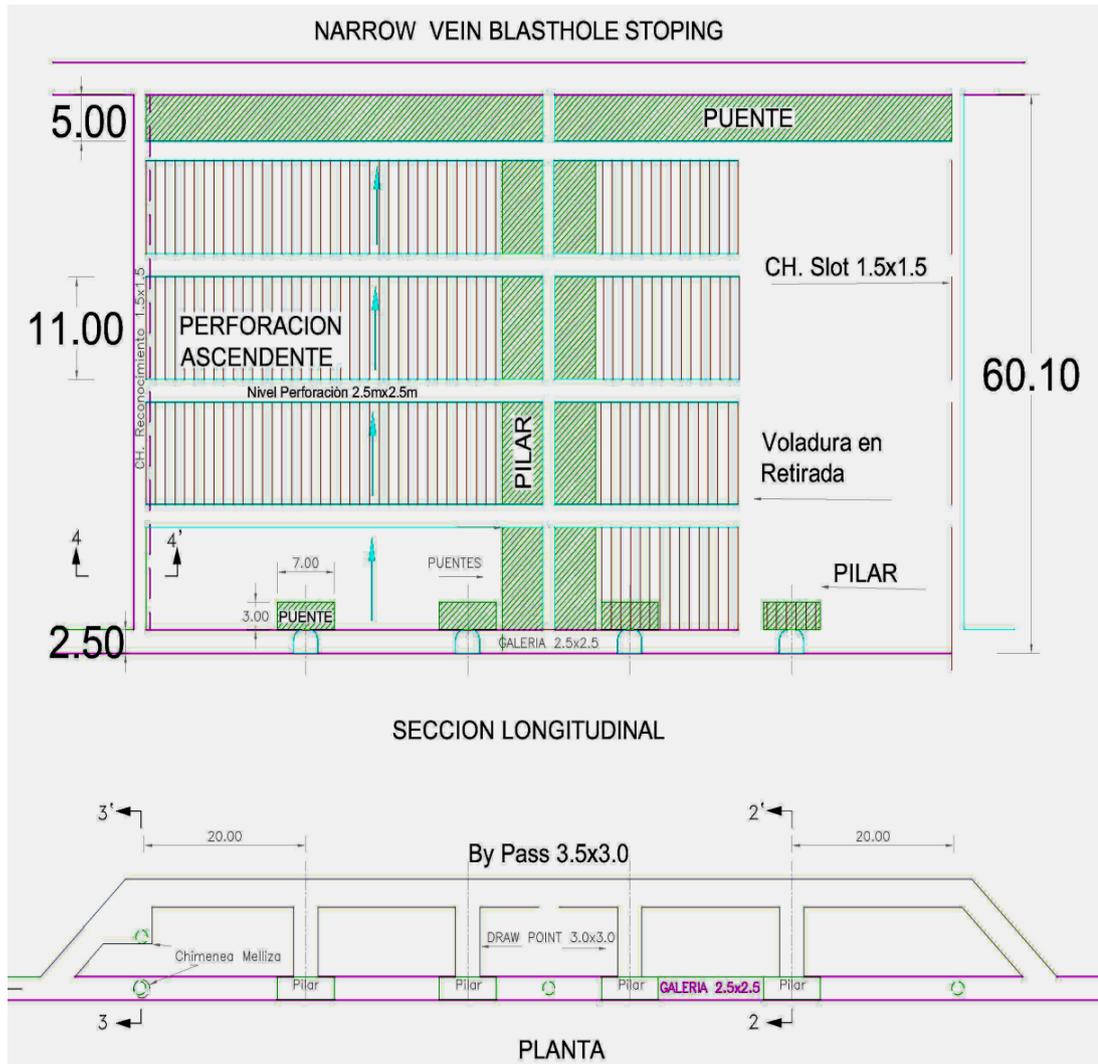


Fig.10 Sublevel stoping cuerpos.

**1.3.6 Sublevel stoping en Vetas. (SLV).** - Este método es la variación del Sub Level Stoping en Cuerpos pero para mineralizaciones con una potencia menor a 3 metros. Las preparaciones varían por el equipo de perforación a usarse y como tal, la sección de perforación es de sólo  $2.5 \times 2.5 \text{ m}^2$ , esto es para evitar la dilución durante el proceso de minado. Otro detalle importante es el banco de perforación que en este caso varía entre 10 a 12 metros de longitud para evitar la desviación de los taladros perforados y por ende la dilución posterior.

El diámetro de los taladros para este método son de 2.0 pulgadas. La extracción se realiza con equipo scoops con telemando de 2.5 a 3.5 yd<sup>3</sup> desde los draw points ubicados en la base del tajeo.



**Fig.11 Fuente: área de Ingeniería. Sublevel stoping en vetas.**

## **1.4 CICLO DE MINADO DEL METODO SUBLEVEL STOPING CUERPOS**

### **1.4.1. Preparación**

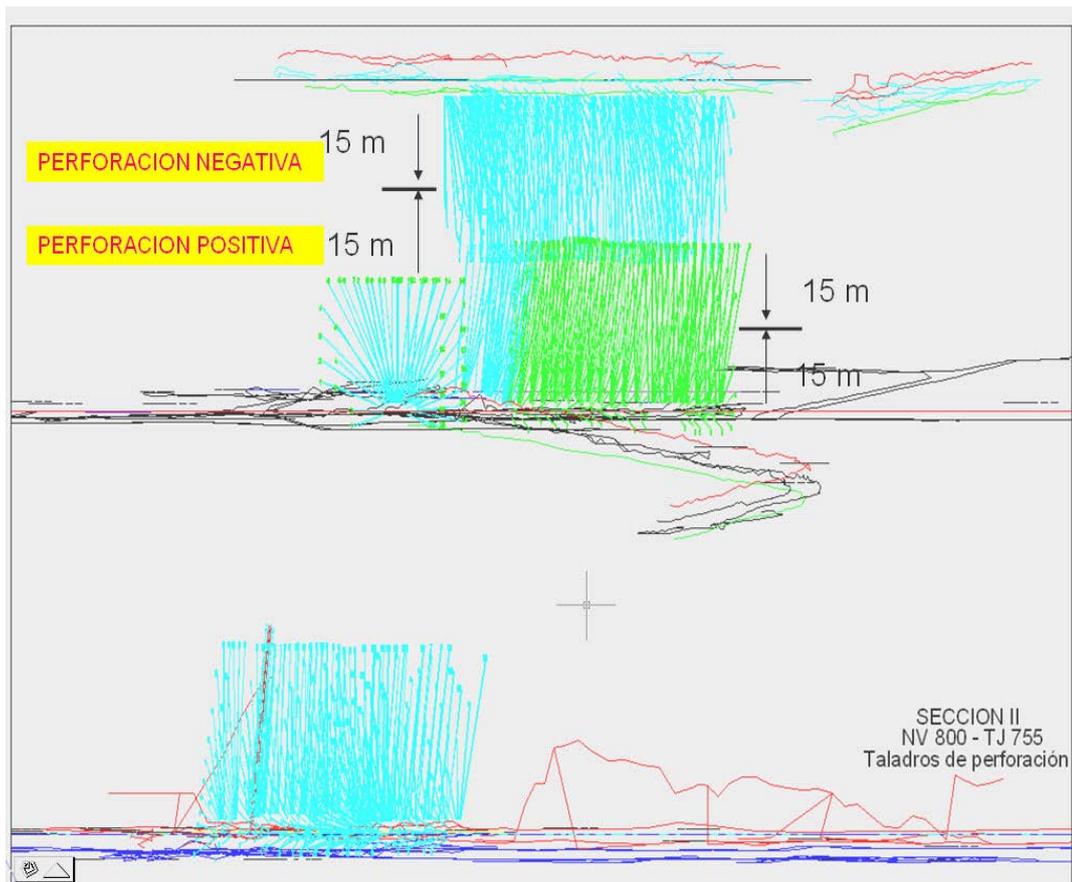
Los niveles de perforación se preparan a una sección de 3,5m.x 3,5m esto es la sección requerida para perforar y operar adecuadamente el Equipo long hole. Los Slots raise que sirven como cara libre son preparados ya sea en forma convencional o mediante taladros largos mediante el método VCR. Estas son de sección 2,0m x 2,0m, hay casos también que el mismo tajo vacío antiguo es utilizado como slot los cuales son considerados al tope del block de tal manera que el minado se hace en retirada y en rebanadas verticales.

En cualquiera de los casos a partir de esta chimenea o tajo vacío se abren zanjas perpendiculares hasta cruzar todo el diseminado de tal manera que se asegura la salida a todo lo ancho del mineral. Igualmente, en la base del bloque mineralizado se preparan ventanas paralelas distanciadas cada 20 metros de secciones 3,5m x 3,5m a partir de un bypass paralelo al rumbo del diseminado, las cuales servirán para acceder y extraer el mineral con scooptrams de 3.5 yd<sup>3</sup>, equipados con telemandos (control remoto). Ver Fig. 22 y Fig. 28. Para prevenir desprendimientos de las cajas y generar mayor dilución y condición insegura se deben evitar de preparar el tajo con la salida o cara libre a todo lo lateral, es decir, al tajo vacío, ya que esto genera daños a la caja techo, hay que tomar en cuenta que estas cajas se encuentran sin relleno durante muchos años y como tal en su mayoría presentan

inestabilidad y son propensos a desprendimientos post voladura. Dentro de los laboreos de preparación también está considerada la rampa de acceso a los subniveles de perforación, que para algunos bloques es necesario desarrollar hasta tres subniveles de perforación para completar la explotación del block mineralizado. En muchos casos estos bloques mineralizados por tratarse de diseminados no necesariamente se pueden delimitar de nivel a nivel. Para la etapa de rellenado de los tajos vacíos generados por la explotación por taladros largos es necesario considerar chimeneas comunicantes al nivel superior para que a futuro sirvan como echaderos de desmonte y a su vez de relleno.

#### **1.4.2. Perforación**

La perforación se realiza con Jumbos Electro hidráulicos con los cuales es posible perforar bancos de 15 metros ya sea en forma positiva o negativa. Estos equipos necesitan subniveles de 3,5 x 3,5m para lograr un buen performance de perforación durante la perforación se realizan controles de la calidad de ejecución de los taladros perforados de acuerdo al diseño, esto se logra mediante el levantamiento topográfico, en caso de encontrarse desviaciones se procede a su corrección.



**Fig.12 Fuente: área de Ingeniería. Control de la calidad de ejecución de los taladros perforados mediante levantamientos topográficos.**

Las mallas de perforación y la longitud de los taladros están en función al análisis geomecánico. El nivel de perforación debe reunir las condiciones necesarias para una buena perforación como: sección de acuerdo a la altura del equipo, el techo y piso lo mas horizontal posible y limpios.

Los indicadores y el abastecimiento de aire, agua, energía eléctrica permiten un normal trabajo de perforación es decir las condiciones deben darse antes se empezar la perforación. Además de lo indicado en el párrafo anterior es necesario recalcar que para la perforación de los taladros negativos se debe contar con una compresora que va instalada en el mismo equipo Long Hole. Cuando las presiones de agua y aire no

son las adecuadas se generan atascamientos de la columna de perforación a raíz de un deficiente barrido de detritus de perforación incrementando los costos de aceros el cual es considerado en esta unidad como material crítico ya que afecta a los costos operativos de mina en forma relevante.

#### REQUERIMIENTO DE PERFORACIÓN (SLC+SLV) - BUDGET 2010

DESCRIPCION	UNIDAD	ZONA I	ZONA II	ZONA IV	ZONA V	ZONA VI	TOTAL
Producción Anual (SLC + SLV)	ton	294,164	261,700	143,700	231,950	24,000	955,514
Perforación en Mineral	100% mp	91,926	81,781	44,906	72,484	7,500	298,598
Perforación en Desmonte	2% mp	1,839	1,636	898	1,450	150	5,972
Perforación Acumulada	8% mp	7,354	6,543	3,593	5,799	600	23,888
<b>TOTAL PERFORACION REQUERIDA</b>	<b>mp</b>	<b>101,119</b>	<b>89,959</b>	<b>49,397</b>	<b>79,733</b>	<b>8,250</b>	<b>328,458</b>
Ratio de Perforación	ton/mp	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2
<b>PERFORACIÓN ESTIMADA MENSUAL</b>	<b>mp/mes</b>	<b>8,427</b>	<b>7,497</b>	<b>4,116</b>	<b>6,644</b>	<b>688</b>	<b>27,371</b>

**Cuadro 2. Cálculo de metrajes necesarios para una producción sostenida durante le 2010 en los métodos de SLC y SLV.**

El cuadro anterior muestra el cálculo de los metrajes necesarios para mantener una producción sostenible en los métodos de minado mecanizados: Sublevel Stoping en cuerpos y Vetas. Estos cálculos se ejecutan a partir de indicadores de cada Jumbo según sus performances logrados durante los últimos 12 meses en operación, tal como se puede consultar en los anexos. Ver Gráfico 1.

## METROS PERFORADOS POR MES 2010 - JUMBOS LONG HOLE (Método de minado por taladros largos 2004 - 2010)

Metros

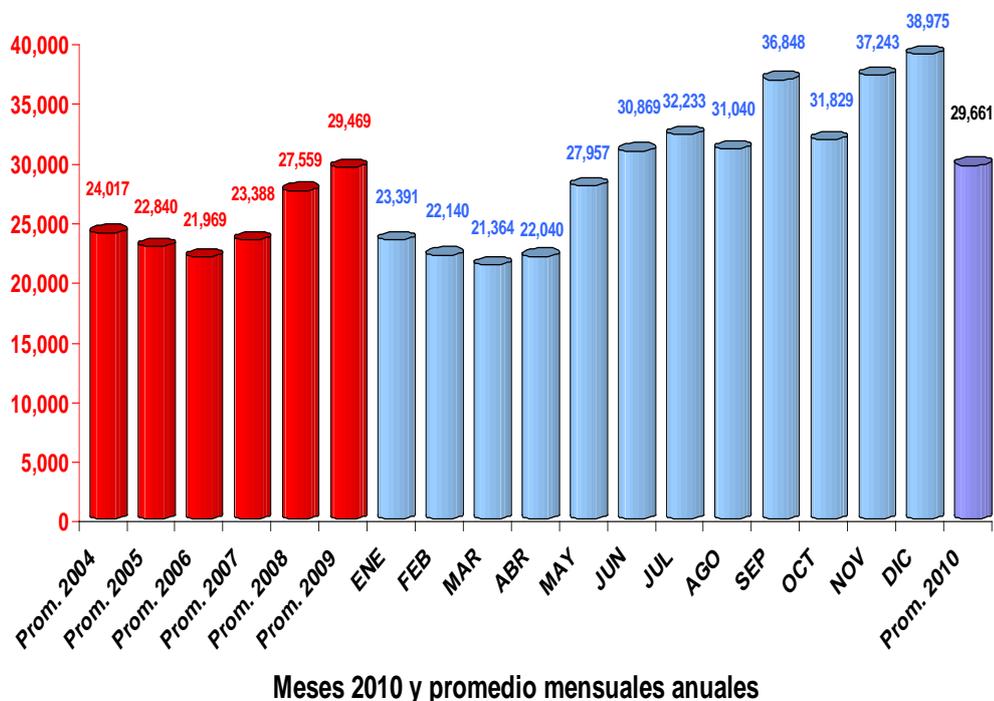
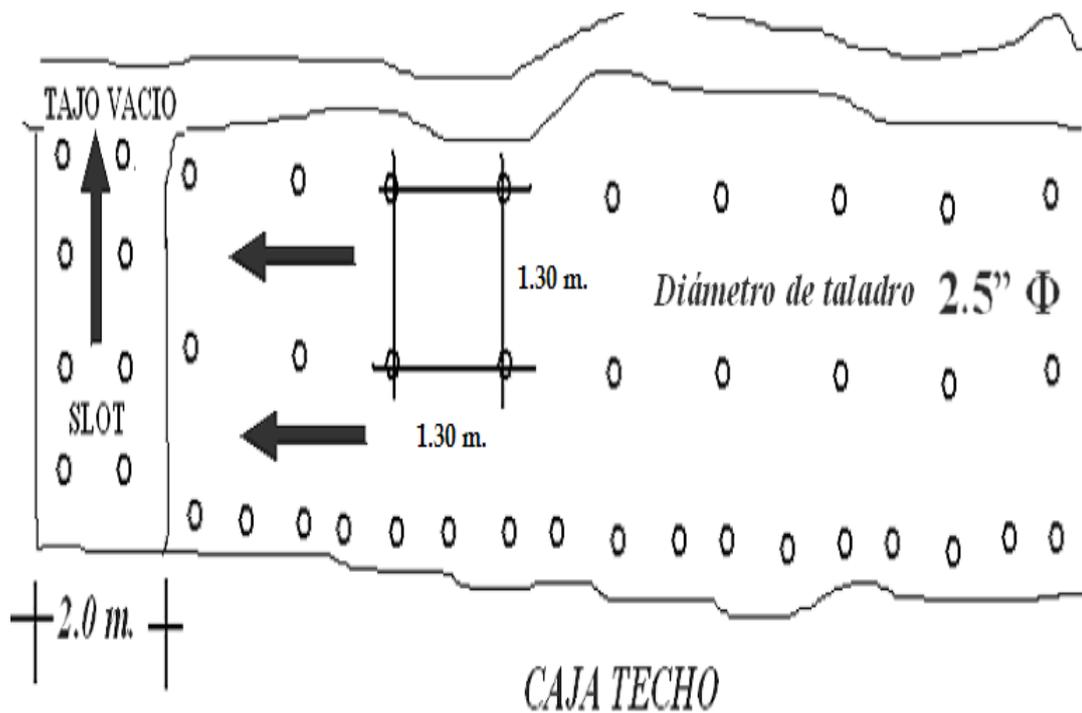


Gráfico 1: Rendimiento promedio anual de los equipos de perforación Long Hole durante los últimos 03 años.

Existe un procedimiento para lograr un buen posicionamiento en el que se toma en cuenta las características de la estructura del equipo y la sección de la labor con respecto al punto marcado por topografía este procedimiento es determinante para lograr la menor desviación.



**Fig.13 Fuente: área de Ingeniería. Malla de Perforación.**

Si los taladros no se conservan limpios luego de la perforación por las condiciones de la roca, se deben colocar tuberías de PVC de 2"  $\Phi$  (Fig. 19) taponeándolos adecuadamente apenas terminada la perforación.

En el plano de perforación debe indicarse lo más exacto posible la longitud de perforación, la presencia de vacíos y agua. Datos necesarios en la voladura. Los que deben archivar estrictamente.

**CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS**

**Tajo 743 Nv H3 Base RMR: 45-50 B=1.40 E=1.60**

<b>Bmáx.</b>	Burden Máximo (mts)	1.89	1.88	1.88
<b>BP 1</b>	Burden Práctico	1.46	1.45	1.45

Espaciam. Max	2.17	2.17	2.16
Espaciamiento Práctico	1.68	1.67	1.66

		INGRESE DATOS		
<b>D</b>	Diametro del taladro (mm)	64	64	64
<b>C</b>	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.01	1.015	1.023
	<b>RMR</b>	45	47	50
	Descripción del RMR	REGULAR	REGULAR	REGULAR
<b>f</b>	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	0.9	0.9	0.9
<b>E/B</b>	Relación entre Espaciamiento y Burden	1.15	1.15	1.15
<b>dc</b>	Densidad de carga (g/cm <sup>3</sup> )	0.90	0.90	0.90
<b>PRP</b>	Potencia relativa en peso del explosivo	1.10	1.10	1.10
<b>L</b>	Longitud de taladro (m.)	15	15	15

CONSTANTE DE LA ROCA					
RMR		RMR		RMR	
44	1.008	64	1.058	84	1.109
45	1.010	65	1.061	85	1.112
46	1.013	66	1.064	86	1.114
47	1.015	67	1.066	87	1.117
48	1.018	68	1.069	88	1.119
49	1.020	69	1.071	89	1.122
50	1.023	70	1.074	90	1.124
51	1.025	71	1.076	91	1.127
52	1.028	72	1.079	92	1.130
53	1.030	73	1.081	93	1.133

### OBSERVACIONES

Diseño.

B= 1.5 m.      E= 1.7 m.

Cuadro 3. Fuente: área de Ingeniería. Cálculo del burden y espaciamiento. El burden puede variar desde 1.20 m. hasta 1.70 m. dependiendo de los parámetros considerados en el cálculo.

#### **1.4.2.1. Procedimiento de posicionamiento para equipos de Perforación Long Hole.**

Condiciones que debe reunir la labor de Perforación:

La labor de perforación debe de tener la sección de 3.5 m x 3.5 m, debiéndose llevar la veta tal como indica el diseño, ya en la ejecución el piso y el techo de la labor deben ser bien llevados procurando ser lo mas horizontal posible, el piso de perforación debe estar raspado y limpio, estas condiciones **influyen notoriamente en la precisión y estabilidad del equipo.**

En las páginas siguientes se detallan con vistas fotográficas el presente procedimiento paso por paso.

- **Paso 1.-** Paralelismo: Eje-Corredera/Sección-Perforación. Traslado del MINI-RAPTOR a la sección de perforación tomando como referencia el carril de la perforadora el cual debe alinearse (con un cordel) con la sección de perforación, (con esto se logra que el eje de la corredera este paralelo a la sección de perforación diseñada), luego retroceder el equipo haciendo coincidir la línea de varillaje y la sección de perforación.



**Fig.14** Alineamiento del eje de corredera con la sección de perforación.

- **Paso 2.-** Ubicar: Eje-Corredera/Línea Horizontal. Nivelación horizontal del chasis del equipo de perforación con las 4 gatas hidráulicas y haciendo coincidir el eje de la corredera con la línea horizontal de perforación de 1.50 m. a 1.70m de altura según el diseño de los taladros a perforar. La altura "H" puede variar de acuerdo al equipo long hole a usarse.



Fig.15 Nivelación Horizontal.

- **Paso 3.-** Colocar Varillaje/Pto. Topog. Alinear el carril en vertical absoluta, haciendo coincidir la línea de varillaje con el punto topográfico.



**Fig.16 Alineamiento vertical.**

**NOTA:** Si la perforación es negativa concluida el PASO 3 girar la viga del equipo 180° y verificar la verticalidad. En el caso que la viga del equipo no pueda girar los 180°, bajar el punto topográfico al piso con plomada y repetir el PASO 3 con respecto a este punto.

- **Paso 4.-** Dar el ángulo Perforación. indicado por el plano al carril, ubicar la posición del equipo en el plano para que el ángulo gire en el sentido correcto.



**Fig.17 Colocado del clinómetro para el ángulo de perforación.**

- **Paso 5.-** Asegurar el Equipo. Fijar la viga del equipo de perforación con los stinger superior e inferior, activar los stingers lentamente, anclar primero el superior luego el inferior, se recomienda colocar una madera como apoyo en la base del stinger inferior. especialmente cuando el terreno no es firme.



**Fig.18** Uso adecuado de los stingers superior e inferior.

- **Paso 6.-** Verificar la verticalidad y el Angulo de perforación del eje del carril, luego del PASO 5, si existe variación hacer los ajustes adecuados.
- **Paso 7.-** Verificar que el inicio de la perforación este en la sección de perforación, en caso que no coincida hacer los ajustes adecuados.
- **Paso 8.-** Preparar La roca debe presentar una superficie favorable para el emboquillado en el caso de no estarlo preparar la superficie de perforación percutando la roca suavemente.
- **Paso 9.-** Verificar los ángulos de posicionamiento, después de la perforación corta que se hace para el colocado del casing.

**NOTA:** El clinómetro debe colocarse sobre el eje del carril.



**Fig.19 Tubo casing.**

### **1.4.3. Voladura**

La secuencia de la voladura debe realizarse en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los niveles de perforación, esto dará estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajen como enormes pilares. No debe ejecutarse la voladura de los taladros bajo ninguna circunstancia sin el plano de levantamiento topográfico de los taladros, el diseño de voladura y sin la hoja de carga autorizada por el Jefe de Sección, en el que el disparador registra la cantidad del explosivo utilizado y resultados del disparo.

Los vacíos generados después de la voladura se levantan topográficamente mediante los equipos OPTECH de tal manera que se determinen los cubos necesarios a rellenar, las toneladas reales rotas

etc., estos datos servirán para los cálculos de: Factor de potencia, % de recuperación, dilución por sobre rotura mediante la comparación con el contorneo geológico inicial entre otros. Ver Fig. 48.

Tomar en consideración las discontinuidades, planos, fallas, zonas de fracturas especialmente si son paralelas a la caja de ser muy fuertes es preferible que deba quedar esa parte como pilar.

La Fig. nº 20 muestra la secuencia de Minado de uno de los tajos actualmente en Producción (H2L 254) en donde la voladura se ejecuta siguiendo rebanadas verticales según indica el orden de los números de los bloques. Las parrillas en los echaderos de mineral en interior mina han sido estandarizadas a una abertura de 50cm.x50cm. y en estas condiciones podemos citar que la voladura secundaria representa el 13% al nivel mina específicamente en los taladros largos.

<b>CALCULO TIPICO DE F.P. EN SLC.</b>	
<b>VOLADURA PRIMARIA</b>	
ANFO, 0.73 g/cm <sup>3</sup> , VEL. DET. 3000 ms	7,800
EMULSION 1.1/2" X 8" 1.14g/cm <sup>3</sup> (Kg)	640
EMULSION 1.1/8"X8" 1.12g/cm <sup>3</sup> (Kg)	380
<b>Sub total Kg.</b>	<b>8,820</b>
<b>VOLADURA SECUNDARIA</b>	
PLASTEX (Kg.)	1,171
<b>Sub total Kg.</b>	<b>1,171</b>
<b>TOTAL (Kg.)</b>	<b>9,991</b>
<b>ROTURA DE SLC ZONA I (Ton.)</b>	<b>25,600</b>
<b>FACTOR DE POTENCIA (Kg./Ton)</b>	<b>0.39</b>

**Cuadro 4. Cálculo típico del Factor de Potencia en Taladros largos.**

Es importante recalcar que la cubicación de los tajos de taladros largos se realiza con el equipo OPTECH el cual garantiza un mejor cálculo de las toneladas rotas y por ende un mejor cálculo de los ratios como: Factor de potencia, porcentaje de recuperación, dilución etc.



Fig. 20 Fuente: área de Ingeniería. Secuencia de Minado en un tajo de Subnivel Stopping Cuerpos.

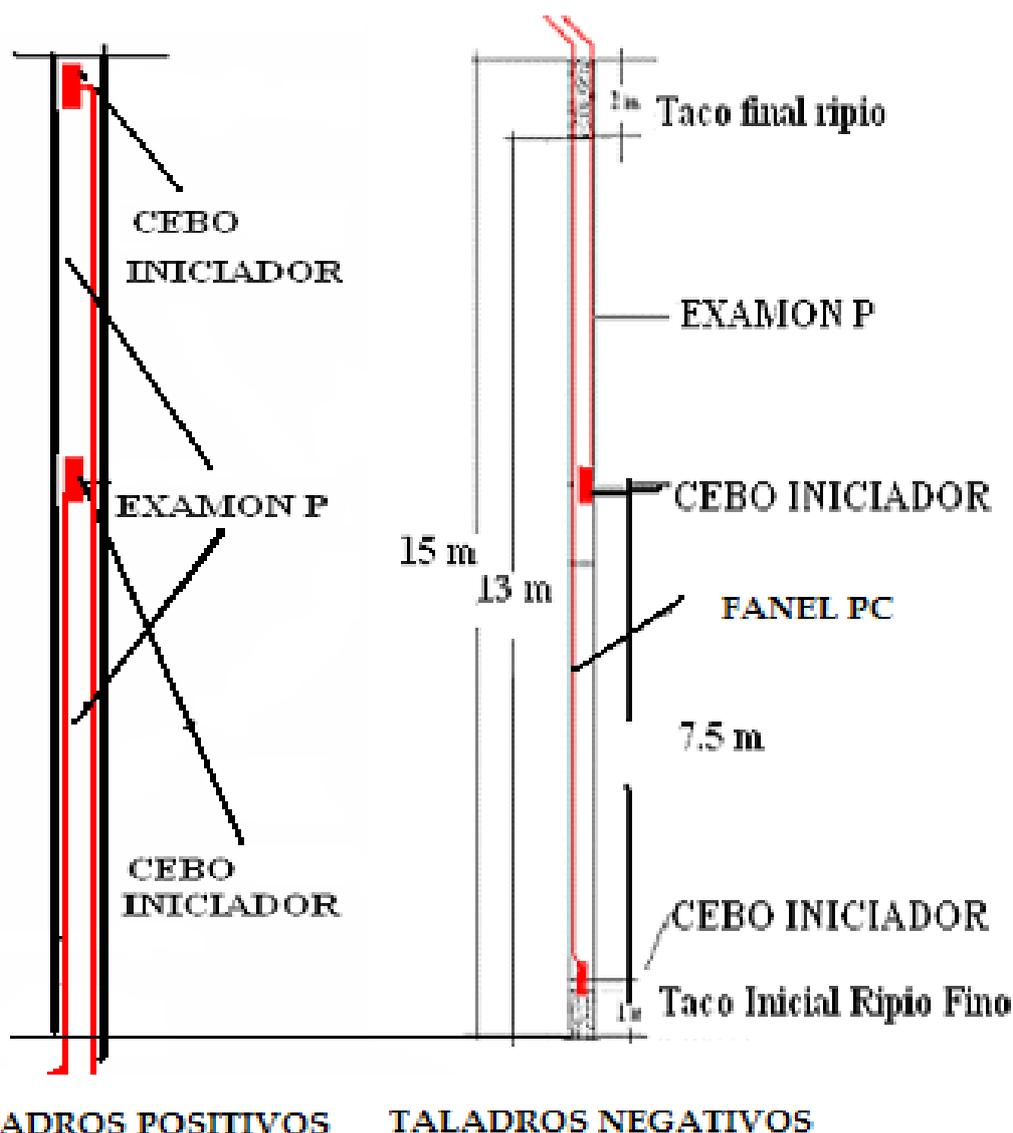


Fig. 21 Distribución de la Carga Explosiva

#### 1.4.4. Limpieza

La extracción del mineral se realiza con scoops diesel de 3.5 yd<sup>3</sup> que cuentan con telemando y el operador ejecuta la limpieza ubicándose en el hastial de la ventana Draw Point. El operador tiene una buena visión para operar el control remoto hasta unos 20 m. de distancia por lo que los ejes de las ventanas de limpieza se encuentran ubicados cada 20 m, Por lo tanto si la secuencia de voladura es en retirada partiendo de

un extremo el operador se ubicara bajo un techo seguro y podrá manipular el control remoto con bastante comodidad.



**Fig 22: Operador controlando el scooptram de 3.5 yd<sup>3</sup> mediante el telemando.**

Se cuenta con 12 scooptrams provistos de telemandos en la unidad. La productividad de los tajos de taladros largos es de 35 toneladas por hombre guardia.

#### **1.4.5. Relleno**

En el caso de Minera Yauliyacu, es necesario rellenar los espacios vacíos, para prevenir los estallidos, estos vacíos son altamente necesarios para evitar sacar el desmonte a superficie producto de las preparaciones y Desarrollos. En el caso de este método también es

necesario que las chimeneas se diseñen y se ejecuten antes del minado.

El siguiente cuadro muestra el balance general de la Mina en cuanto a la necesidad de relleno y asimismo los vacíos generados hasta la fecha con promedios mensuales de generación de los mismos que necesitan ser rellenos.

**OBSERVACIONES:**

VOLUMEN DE TAJOS VACIOS A LA FECHA	262,330 m3	VACIOS A LA FECHA
VACIOS GENERADOS AL MES (SLC+SLV)	24,837 m3	VACIOS SLC+SLV
DESMONTE GENERADO AL MES (AVANCES)	15,867 m3	DESMONTE AVANCES
DESMONTE USADO PARA RELLENO AL MES	12,301 m3	RELLENO
REQUERIMIENTO DE DESMONTE PARA RELLENO AL MES	15,670 m3	REQUERIMIENTO DE RELLENO

**Cuadro 5. Fuente: área de ingeniería. Balance general de generación de desmonte y necesidad de relleno año 2010**

PRODUCCION POR EL METODO SUBLEVEL STOPING CUERPOS ENERO-DICIEMBRE 2011 (TMS)															
SECCION	M. Explot.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total	Promedio/mes
I	SLC	17,500	15,600	16,500	16,200	17,500	17,500	17,500	18,500	17,500	17,500	18,800	18,500	209,100	17,425
II	SLC	28,500	25,300	27,500	28,200	28,500	28,200	28,200	27,200	27,000	27,000	27,200	27,800	331,800	27,650
IV	SLC	13,600	9,650	12,000	11,000	14,900	13,400	13,400	14,900	13,400	13,500	15,800	15,800	161,350	13,446
V	SLC	9,000	9,200	10,700	11,000	11,000	11,000	10,500	12,930	13,200	13,200	13,200	14,460	139,390	11,616
<b>Total general</b>		<b>59,750</b>	<b>76,950</b>	<b>83,300</b>	<b>84,000</b>	<b>87,300</b>	<b>84,400</b>	<b>84,500</b>	<b>87,510</b>	<b>84,800</b>	<b>84,700</b>	<b>88,400</b>	<b>89,030</b>	<b>1,023,690</b>	<b>85,308</b>

GENERACION DE ESPACIOS VACIOS PARA RELLENO POR LA PRODUCCION MENSUAL POR EL METODO SUBLEVEL STOPING CUERPOS 2011 (m3)															
SECCION	M. Explot.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total	Promedio/mes
I	SLC	6,250	5,571	5,893	5,786	6,250	6,250	6,250	6,607	6,250	6,250	6,714	6,607	74,679	6,223
II	SLC	10,179	9,036	9,821	10,071	10,179	10,071	10,071	10,071	9,714	9,643	9,714	9,929	118,500	9,875
IV	SLC	4,857	3,446	4,286	3,929	5,321	4,786	4,786	5,321	4,786	4,821	5,643	5,643	57,625	4,802
V	SLC	3,214	3,286	3,821	3,929	3,929	3,929	3,750	4,618	4,714	4,714	4,714	5,164	49,782	4,149
<b>TOTAL MINA (M3)</b>		<b>24,500</b>	<b>21,339</b>	<b>23,821</b>	<b>23,714</b>	<b>25,679</b>	<b>25,036</b>	<b>24,857</b>	<b>26,618</b>	<b>25,464</b>	<b>25,429</b>	<b>26,786</b>	<b>27,343</b>	<b>300,586</b>	<b>25,049</b>

**Cuadro 6: Balance general de generación de desmonte y necesidad de relleno año 2011.**

Como se puede observar en el cuadro anterior la cantidad de relleno a reponer a raíz de la generación de vacíos generados por la

explotación mediante el método de Sublevel Stopping Cuerpos es 25,000 m<sup>3</sup> promedio mensual según el programa de producción del 2011, por otro lado según el relleno ejecutado en los últimos 12 meses llega a cubrir 270,000 m<sup>3</sup>., (ver anexo nº 6) el cual estaría reponiendo prácticamente los vacíos generados por la explotación de taladros largos, sin embargo el cuadro de balance 2010 (cuadro nº 8) muestra pasivos pendientes de relleno el cual es necesario ir disminuyendo y, es por esta razón que se ha definido la necesidad de contar con 08 scoops de 3.5 yd<sup>3</sup> para relleno en forma permanente y 02 Dumpers de 15 toneladas cada uno. El material que se usa para el relleno proviene del desmonte acumulado en las galerías antiguas y chimeneas que permiten captar el desmonte de zonas de la parte superior de la Mina, así como de superficie, además, se está proyectando la ejecución de otras chimeneas mediante equipos R/B para captar mayor cantidad de relleno detrítico de superficie ya que desde el balance general podemos deducir que sólo la generación de desmonte de los avances a mediano y largo plazo no será suficiente para abastecer relleno a los tajos, de esta manera se evitará el deciclaje en los tajos de taladros largos.

Es importante recalcar que se deben evitar concentrar tajos de taladros largos en explotación en un área de radio menor a 300 metros ya que esto implica que los esfuerzos se concentren en mayor proporción y que podrían causar estallidos y/o reventazones de roca.

## **CAPITULO II**

### **ESTALLIDO DE ROCA**

Este uno de los problemas que se tiene en la mina Yauliyacu y que afecta la explotación de diseminados, por lo que se presenta aquí como afecta al dimensionamiento del as excavaciones.

#### **2.1 Antecedentes**

- Las primeras noticias sobre la ocurrencia de estallidos se remontan a la segunda mitad de la década del 70'.
  
- Entre los años 1989 y 1991 la Mina Yauliyacu pasó por una etapa de inestabilidad a causa de la sismicidad inducida por el minado. Las áreas críticas fueron las ubicada entre los Nvs. 1200 y 1500 y entre los Nvs. 2300 y 3000, principalmente en las excavaciones asociadas a las Vetas M, N, O, P y 256P (en las cuales se utilizó mayormente el método de minado shrinkage).
  
- Las medidas que se adoptaron, como el **cambio del método de minado de shrinkage a corte y relleno**, contribuyó grandemente a

una disminución drástica de la frecuencia y severidad de los eventos sísmicos.

- En el presente año se registraron dos eventos de estallidos de rocas uno el 15 de mayo y otro en el 24 y 25 de agosto de 2010.

## 2.2 Concepto de estallido de rocas.

- Son liberaciones inestables de energía potencial de la roca circundante a las excavaciones
- Debido a cambios producidos por el minado **activan eventos sísmicos que se derivan principalmente de la energía de deformación**, es decir, al llegar a un cierto valor la energía acumulada en la roca (la cual rebasa la resistencia de la misma), esta produce el fenómeno del estallido
- EL Dr. Cook la define como **“la rotura o falla incontrolada de la roca asociada con una liberación violenta de energía**

## 2.3 Factores que condicionan la ocurrencia de estallidos de roca.

PARAMETROS A CONSIDERAR PARA SU OCURRENCIA	
CONDICIONES NO CONTROLABLES	CONDICIONES CONTROLABLES
<ul style="list-style-type: none"> <li>• El medio geológico.</li> <li>• Las propiedades de comportamiento mecánico de ese medio geológico; y,</li> <li>• El campo de esfuerzos original.(Esfuerzos In-Situ)</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Dimensionamiento de excavaciones (ancho, alto, longitud) pilares de rumbo y buzamiento</li> <li>• El planeamiento a corto y largo plazo de las secuencias y esquemas de minado.</li> <li>• sistemas de sostenimiento utilizados y voladura.</li> <li>• relleno en los tajeos.</li> </ul>

## 2.4 Medio Geológico.

- Generalmente están asociados con la ocurrencia de estallidos, rocas que cualitativamente son descritas como duras, fuertes y frágiles.
- En términos de composición mineralógica, las rocas más silíceas y aquellas que contienen otros minerales duros son más propensas a los estallidos, mientras que por ejemplo los carbonatos y otros minerales sueltos no lo son.

### Estructuralmente

- La presencia de **plegamientos**, crean zonas muy susceptibles a la ocurrencia de los estallidos de rocas.
- La presencia de **fallas, las cuales constituyen debilidades en la estructura de la mina**, favorece la ocurrencia de estallidos en sus proximidades

## 2.5 Comportamiento mecánico del medio geológico.

- Así, se ha establecido que generalmente los estallidos ocurren en rocas que tienen resistencias compresivas en el rango de 100 a 400 MPa, las rocas con menores resistencias compresivas son menos propensas a este fenómeno.

## ESFUERZOS IN-SITU

- Existe una correlación frecuencia y severidad de los estallidos con el incremento de la profundidad debajo de la superficie del terreno. La causa de este fenómeno se atribuye al efecto gravitatorio de la carga litostática, lo cual crea esfuerzos in-situ altos

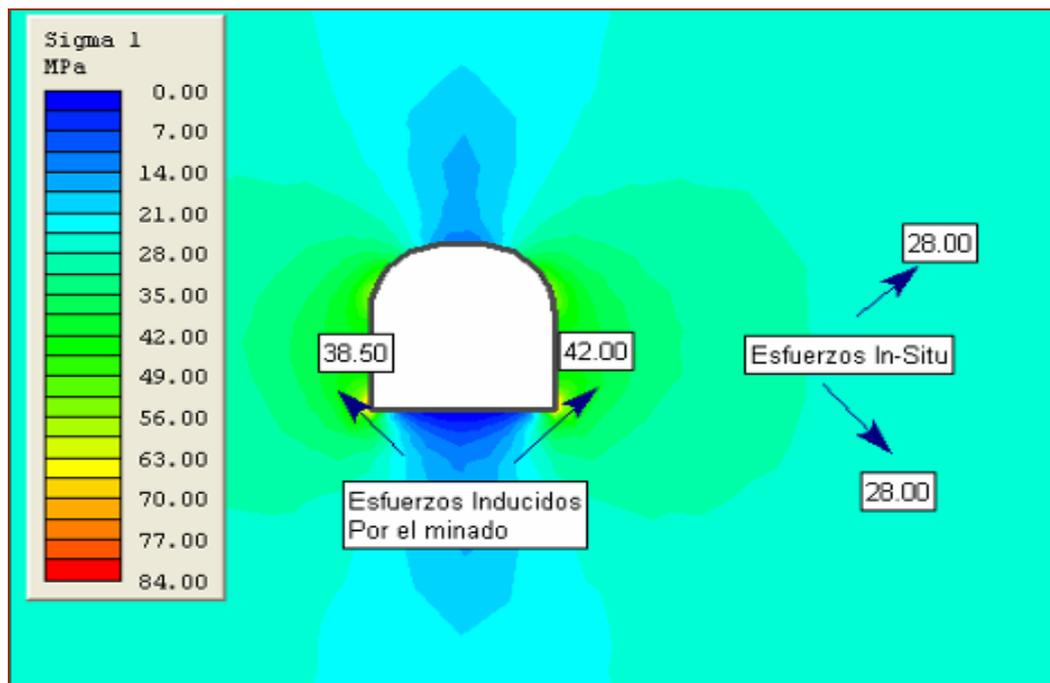


Fig. 23. Fuente: área de Geomecánica. Figura que muestra los esfuerzos inducidos según la profundidad.

## 2.6 Dimensiones de las excavaciones.

La densidad de las excavaciones o ubicación espacial de unas excavaciones con respecto a otras a **mayor densidad de excavaciones, hay mayor probabilidad de generar zonas de alta concentración de esfuerzos.**

El minado próximo a áreas antiguas de minado, en los cuales no ha habido un adecuado re-establecimiento del equilibrio de la masa rocosa involucrada, genera mayor disturbancia en los esfuerzos.

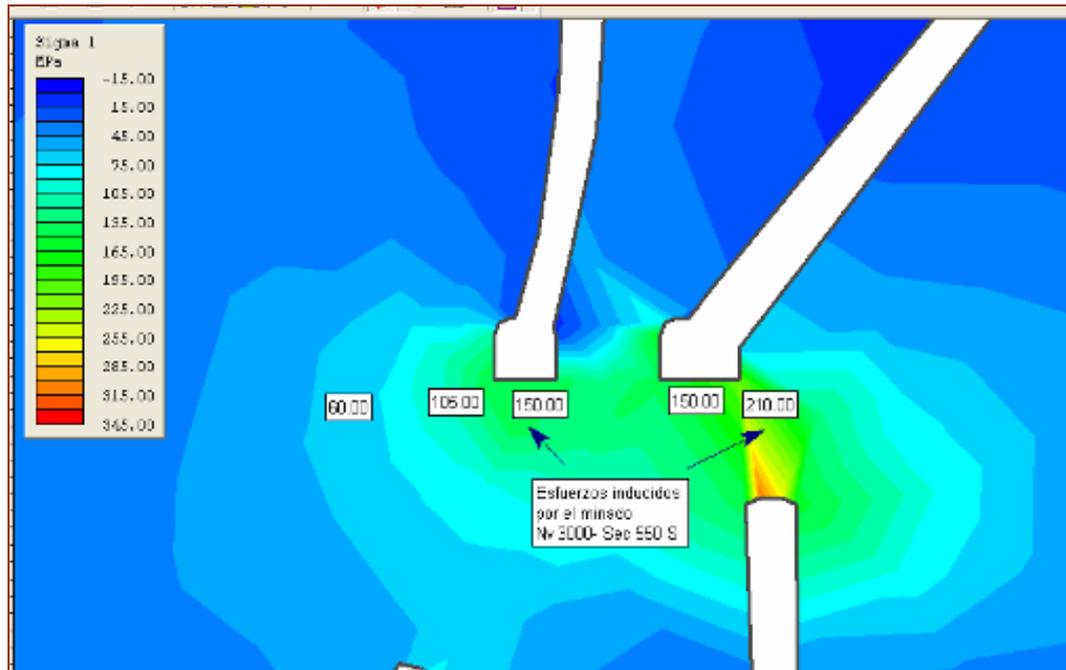


Fig. 24. Fuente: área de Geomecánica. La concentración de tajos en explotación genera mayores esfuerzos inducidos.



Fig. 25 Fotos de reventazón de roca en interior mina.

## **CAPITULO III**

### **INGENIERIA Y DISEÑO PARA LA RECUPERACION DE MINERAL DISEMINADO POR EL METODO DE SUBLEVEL STOPING CUERPOS**

#### **3.1. INGENIERIA Y DISEÑO**

La implementación de Long hole drilling en cuerpos diseminados se diseñan con longitudes variables dependiendo de las dimensiones del block mineralizado, se han preparado tajos de Sublevel cuerpos de hasta 200 metros de largo por 80 metros de altura. La altura entre Subniveles de perforación es de 30 metros para potencias de mineral de más de 5 metros, mientras que para aquellos menores de 5 metros se consideran 20 metros de banco de perforación, la razón principal radica en que la perforación de mayor longitud en una mineralización de potencia angosta es más propensa a diluirse por la desviación de taladros. A partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros positivos y negativos en abanico y/o paralelos de 15 metros o 10 metros de longitud según sea el caso. El diámetro de los taladros es de 64 mm.

El buzamiento promedio es de 75°, el cual facilita el desplazamiento del material roto dentro del tajo. Existe una regular continuidad en la mineralización lo cual hace factible la aplicación de este sistema. En

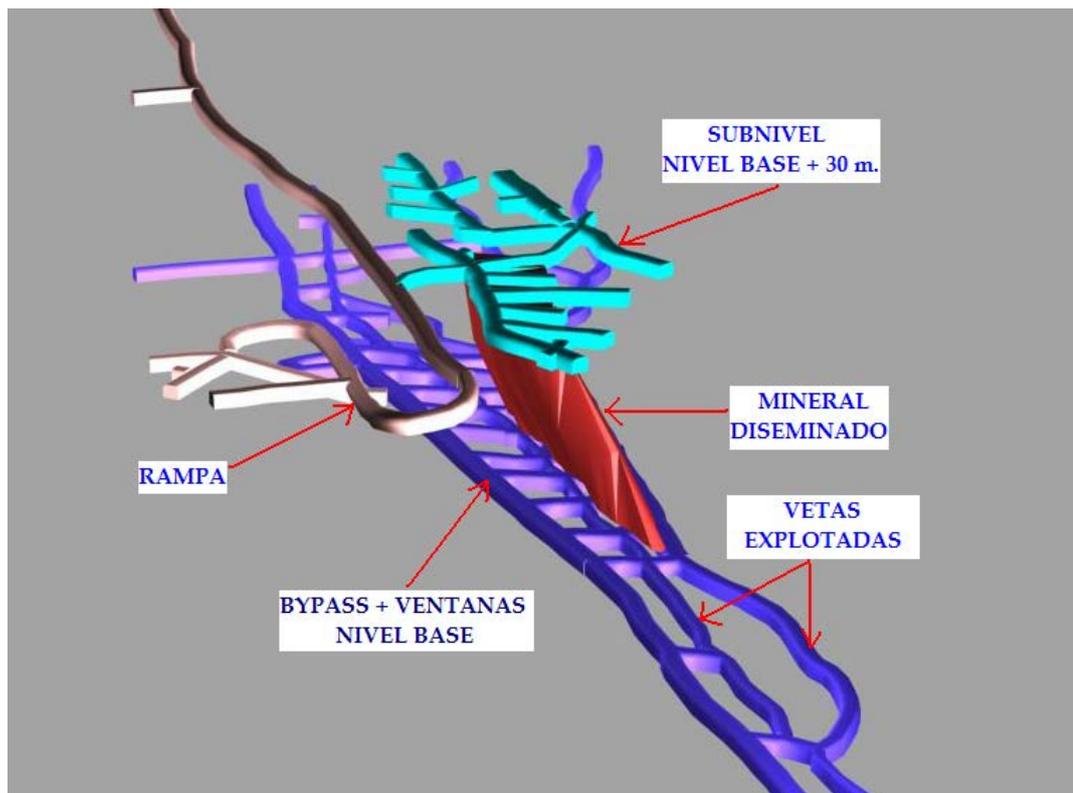
algunos tramos existen planos de falla regularmente fracturados por lo que en la etapa de preparación se les identifica de tal forma que esos tramos queden como pilares.

También los tramos que se reconocen como mineral marginal se pueden dejar como pilares previa evaluación económica.

Es importante considerar que para el diseño de la malla de perforación se toma en cuenta la competencia de las rocas encajonantes, presencia de fallas u otros aspectos estructurales importantes como: geodas, fallas, y el equipo de perforación disponible, así como el diámetro de perforación.

También es importante contar con toda la información topográfica de los alrededores del bloque mineralizado como: tajos vacíos explotados, ancho de estos vacíos, disposición etc. para un diseño adecuado del tajo.

En la recta de extracción se considera un Bypass paralelo al rumbo del diseminado desde donde se ejecutarán a su vez ventanas de extracción de mineral para el scoop con telemando como se muestra en la figura 26.



**Fig. 26.** Fuente: área de Ingeniería. Vista isométrico de un diseño de un tajeo de taladros largos.

Para el acceso al subnivel intermedio se deben contar con rampas de acceso, pero es importante recalcar que hay casos en donde se usan chimeneas para izar equipos de perforación al subnivel intermedio, especialmente si la perforación se hace con los MiniJumbos Raptor, esto permite preparar el tajo en menos tiempo pues se obvia la preparación de la rampa de acceso, pero, la observación principal es el riesgo mayor que implicar izar equipos y la dificultad en el traslado de materiales por las chimeneas de servicio durante todo el proceso de explotación del tajo.

Es importante que la labor propuesta, debe reunir ciertas condiciones: Geológicas, Geomecánicas y de Ingeniería para considerar aplicable este método de minado.

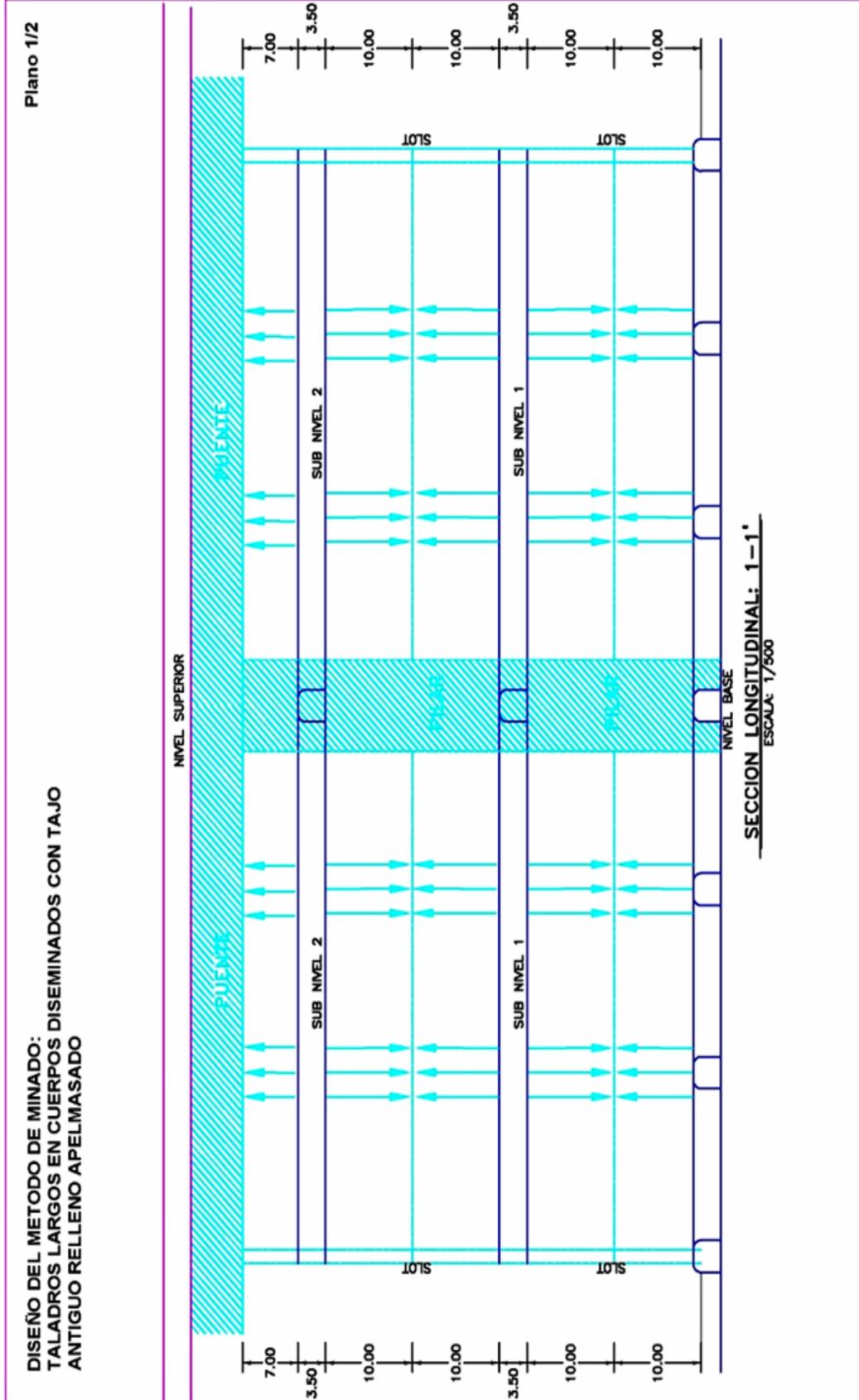


Fig. 27. Fuente: área de Ingeniería. Diseño de taladros largos vista longitudinal

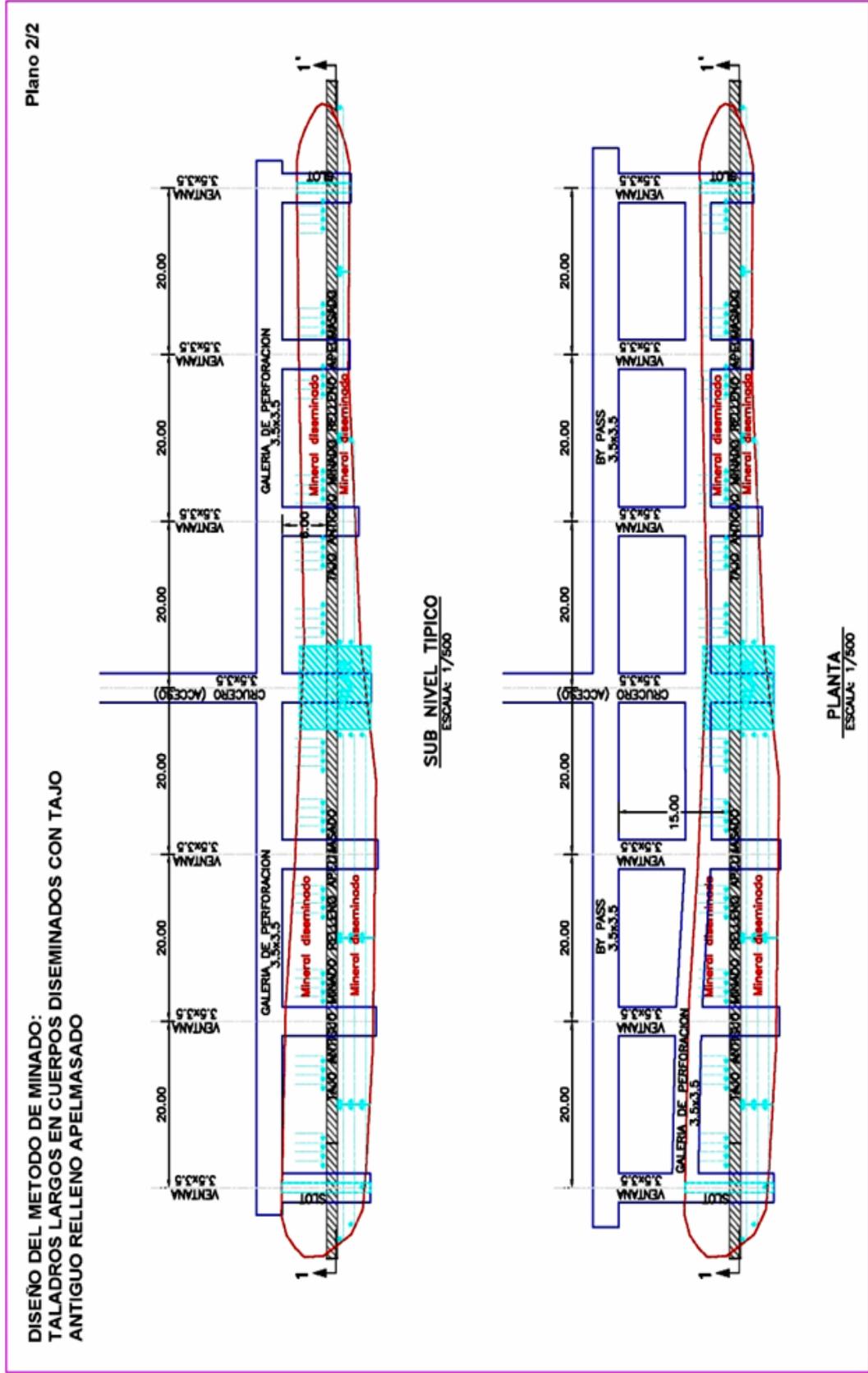


Fig. 28. Fuente: área de Ingeniería. Diseño de taladros largos vista Planta.

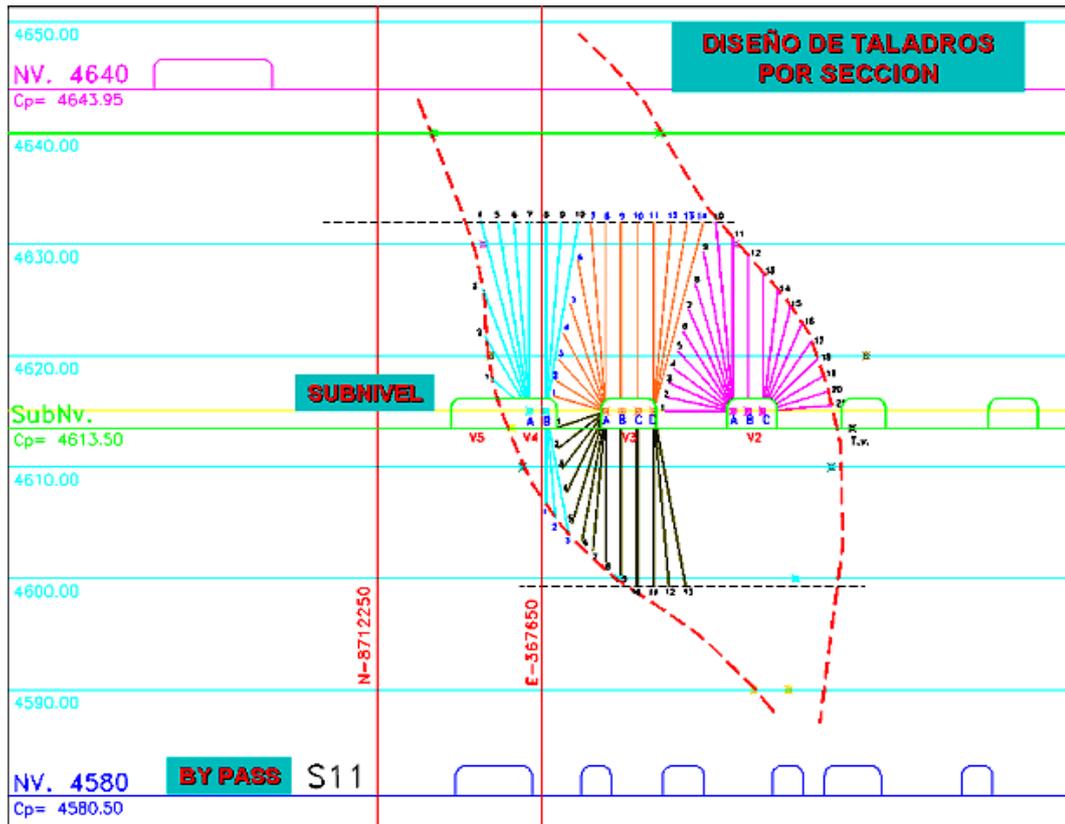


Fig. 29. Fuente: área de Ingeniería. Vista del diseño de taladros de perforación en una sección.

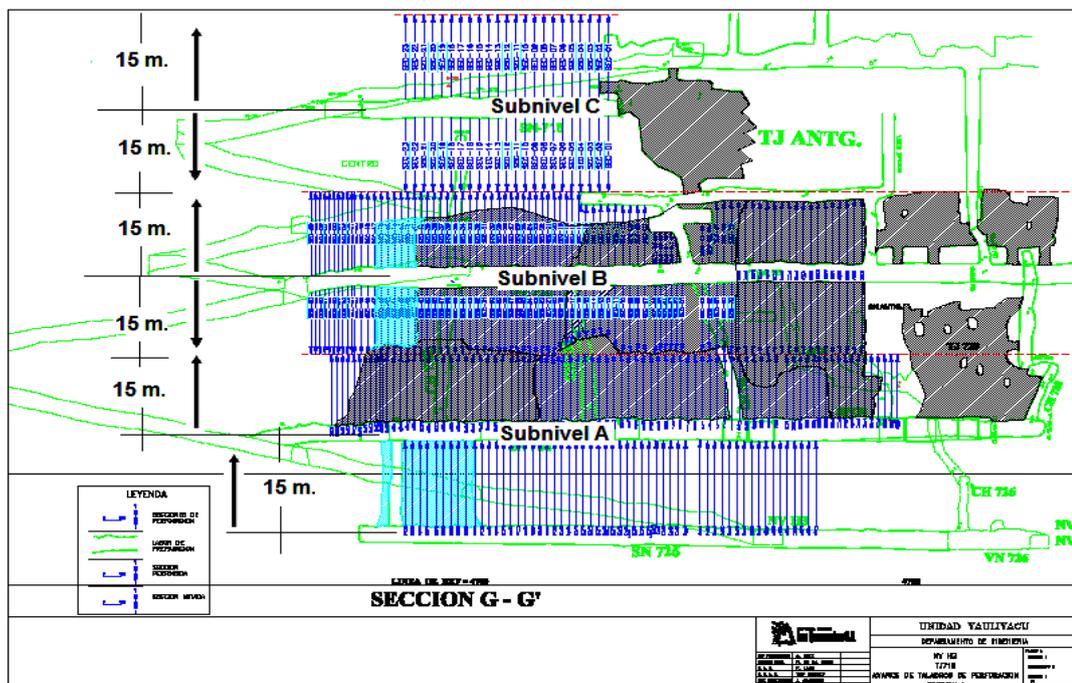


Fig. 30. Fuente: área de Ingeniería. Sección Longitudinal – Subniveles de perforación

Para el diseño de la malla de perforación se toma en cuenta: La competencia de las rocas encajonantes, presencia de los aspectos estructurales mas importantes como: geodas, fallas, planos, topografía actualizada y el equipo de perforación disponible.

Es importante el levantamiento topográfico de los tajos explotados y de los taladros perforados, lo que nos permite cuantificar la dilución y la desviación respectivamente.

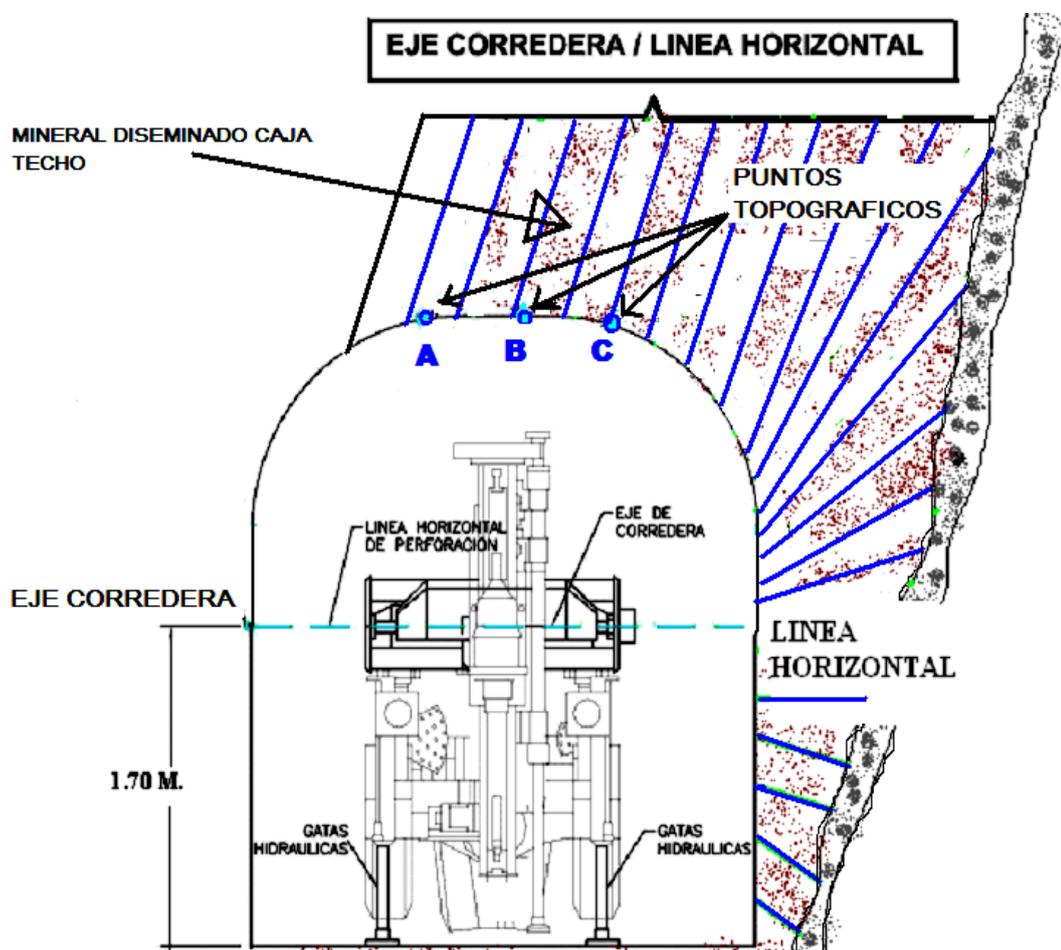


Fig. 31 Posición del Equipo para la Perforación

### 3.2 GEOMECANICA

#### Parámetros Geomecánicos para la explotación de los cuerpos diseminados

CUADRO RESUMEN DE EVALUACION		
Potencia del mineral diseminado	$\geq 2.50$	m
Valor de mineral diluido	29.23	USD\$/TMS
Buzamiento	$\geq 60^\circ$	
RMR Corregido	$\geq 60$	
Factor de Seguridad	$\geq 1.2$	
Radio Hidráulico	$\geq 15$	

Cuadro 7: Parámetros geomecánicos para Sub Level Stopping Cuerpos.

#### 3.2.1 Consideraciones Geomecánicas para la aplicación de Taladros Largos en diseminados.

Dentro de las Consideraciones tomados en cuenta son:

Los bloques de explotación varían de 60 a 90 metros de altura entre niveles y de acuerdo a las características geométricas (presencia de tajos antiguos vacíos laterales con diferentes características como: vacíos sin relleno hace mucho tiempo, fracturamientos etc.) y según análisis geomecánicos algunas veces se determinan dejar pilares, en esto también contribuye el tamaño del bloque mineralizado que a veces presentan mineralización no necesariamente de nivel a nivel.

El diseño de los taladros largos en diseminados comprende chimeneas que después de la explotación servirán para rellenar los tajos

vacíos y así evitar estallidos y/o desprendimientos de cajas comprometiendo a las labores circundantes.

El By Pass desde donde parten las ventanas Draw Point para la limpieza del mineral debe estar ubicado mínimo a 10 metros de la base del tajo preparado, para evitar que se vea afectado por la influencia de los esfuerzos, de preferencia estos deberán ser construidos en la caja Piso.

Estos draw points que se construyen de igual manera deben tener una longitud de 15 mts; todos estos factores harán que se logren factores de seguridad superiores a 1.5 en los pilares.

### **3.2.2 Evaluación del Sn. 743 Preparación de taladros largos**

#### **3.2.2.1 Generalidades.**

Se requiere minar el Sn 743 de la Sección II, Nivel 600. Se trata de un cuerpo irregular con contenido de mineral de zinc y se necesita conocer las características geomecánicas de la roca encajonante y mineral para determinar la estabilidad del tajo y seguridad de la operación.

### Características del cuerpo:

Punto 1: Caja Techo	: Andesita,	RMR = 48,	GSI = F/B-R,	Q = 1.73
Punto 2: Mineral	: Diseminado,	RMR = 49,	GSI = F/B,	Q = 1.80
Punto 3: Caja Piso	: Andesita,	RMR = 54,	GSI = F/B,	Q = 3.33
Punto 4: Caja Techo	: Andesita,	RMR = 49,	GSI = F/B,	Q = 1.93

### Ubicación de la zona de mapeo

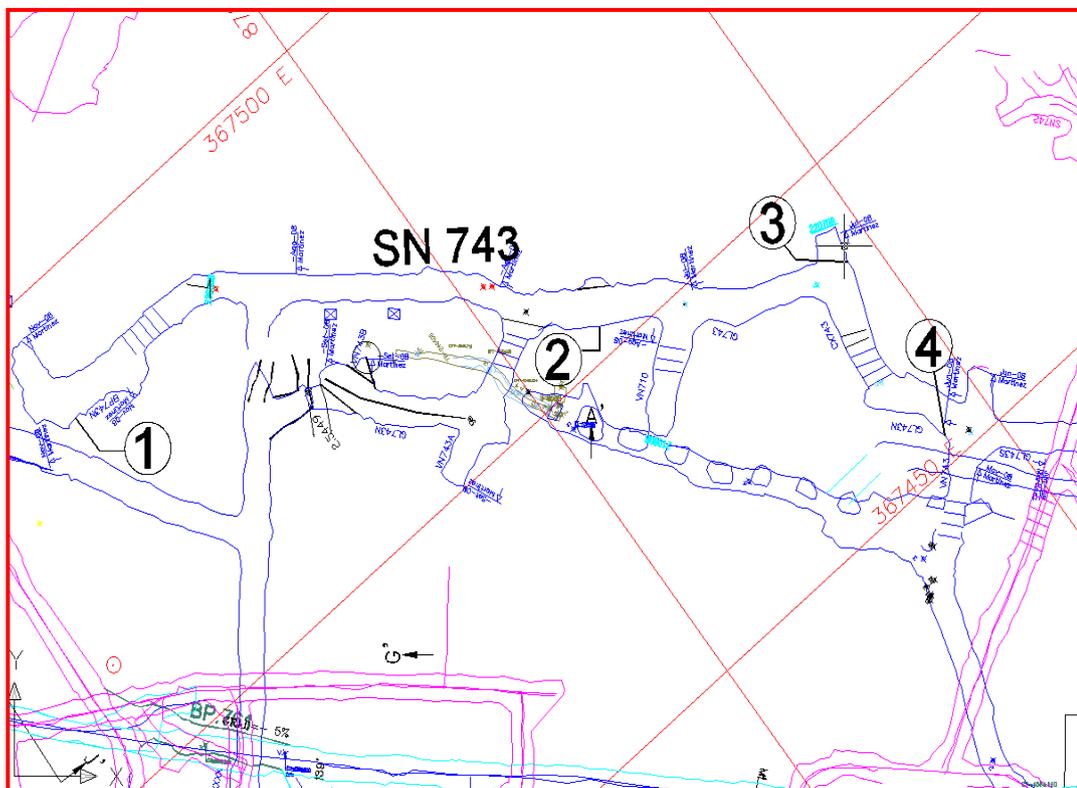


Fig. 32. Fuente: àrea de Geomecánica. Mapeo geomecánico de labores.



Fig.33. Fuente: área de Geomecánica. Mapeo geomecánico.

Mineral

Roca: Diseminado  
RMR = 49



Fig. 34. Fuente; área de Geomecánica. Mapeo geomecánico.

Caja Techo

Roca: Andesita

RMR = 49   Q = 1.93   GSI = F/B-R



Fig. 35. Fuente: àrea de Geomecánica. Mapeo geomecánico.

Caja Piso

Roca: Andesita

RMR = 54

Q = 3.33

GSI = F/B

**REPORTE GEOMECÁNICO**

Progresiva: Punto 1  
 Mina Seccion II  
 Nivel 4635 600  
 Labor Sn 743

Fecha	12-Dic-08
Profundidad	215 m
Estructura	
Litología	Andesita Caja Techo
Rc / Sv	10.34

**SISTEMA RMR**

PARAMETROS	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial	60 MPa	7
RQD	65 %	11
Espaciamiento de discontinuidades	60 - 200 mm	9
<b>CONDICION DE DISCONTINUIDADES</b>		
Familia	Buz./D. Buz	f/m
1	74/320	8
2	81/30	3
3	35/220	4
4		
Persistencia	3 - 10 m	2
Abertura	0.1 - 1 mm	4
Rugosidad	R	5
Relleno	S < 5 mm	2
Alteración	Ligeramente a Moderada	4
Agua subterránea	Humedo	9
Orientación	Moderado	-5
	<b>RMR<sub>89</sub> =</b>	<b>48</b>
<b>Condiciones secas</b>	<b>RMR'<sub>89</sub> =</b>	<b>59</b>

**SISTEMA Q**

PARAMEROS		RANGO	VALOR
RQD %	RQD	65 %	65
Número de discontinuidades	Jn	3 f	9
Número de rugosidad	Jr	CS	2
Número de alteración	Ja	limoso	3
Número de agua subterránea	Jw	Humedo	0.9
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Moderado	2.5
	<b>Q =</b>		<b>1.733</b>
	<b>Q' =</b>		<b>4.81</b>
RMR = 9 Ln Q + 44			
RMR = 9 Ln Q' + 44			
<b>GSI = RMR'<sub>89</sub> - 5</b>	<b>=</b>		<b>54</b>

TABLA GEOMECANICA	GSI =	F/B-R
	RMR =	48
	Q =	1.733

**OBSERVACIONES:** Roca andesita caja techo inmediato, de calidad F/B-R, con humedad a saturacion. No hay problema de relajamiento. Labor Temporal T3.

**MAXIMA ABERTURA AUTOESTABLE**

ESR = 3  
 MAA = 7.48 m

**TIEMPO DE AUTOSOPORTE**

TAS = 1 mes

**RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO**

$\sigma_{MR}$  = 2.79 MPa

**DETERMINACION DEL SOPORTE:** Para labor temporal la roca es autoestable.

Tipo de labor	Temporal	T3
Relación soporte excavación	ESR =	3
Altura	H	3 m
Ancho	A	3 m
Dimensión equivalente	De =	1.00
	Q =	1.73

**SopORTE recomendado:** Para taladros largo, roca autoestable.

**REPORTE GEOMECÁNICO**

Progresiva: Punto 2  
 Mina Seccion II  
 Nivel 4635 600  
 Labor Sn 743

Fecha	12-Dic-08
Profundidad	215 m
Estructura	
Litología	Mineral
Rc / Sv	13.78

**SISTEMA RMR**

PARAMETROS	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial	80 MPa	7
RQD	60 %	10
Espaciamiento de discontinuidades	60 - 200 mm	9
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		
Familia	Buz./D. Buz	f/m
1	80/310	8
2	11/305	5
3	85/187	4
4		
	Persistencia	3 - 10 m
	Abertura	0.1 - 1 mm
	Rugosidad	R
	Relleno	D < 5 mm
	Alteración	Ligeramente a Moderada
Agua subterránea	Humedo	9
Orientación	Moderado	-5
	<b>RMR<sub>89</sub> =</b>	<b>49</b>
Condiciones secas	<b>RMR'<sub>89</sub> =</b>	<b>60</b>

**SISTEMA Q**

PARAMEROS		RANGO	VALOR
RQD %	RQD	60 %	60
Número de discontinuidades	Jn	3 + 1 f	12
Número de rugosidad	Jr	CS	2
Número de alteración	Ja	granular	2
Número de agua subterránea	Jw	Humedo	0.9
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Moderado	2.5
	<b>Q =</b>		<b>1.800</b>
	<b>Q' =</b>		<b>5.00</b>

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$RMR = 9 \ln Q' + 44$$

<b>GSI = RMR'<sub>89</sub> - 5</b>	<b>=</b>	<b>55</b>
------------------------------------	----------	-----------

<b>TABLA GEOMECANICA</b>	{	<b>GSI =</b>	<b>F/B</b>
		<b>RMR =</b>	<b>49</b>
		<b>Q =</b>	<b>1.800</b>

**OBSERVACIONES:** Mineral diseminado en roca andesita compacta, humedo a saturado.  
 Labor temporal por taladros largos.

**MAXIMA ABERTURA AUTOESTABLE**

<b>ESR =</b>	<b>3</b>
<b>MAA =</b>	<b>7.59 m</b>

**TIEMPO DE AUTOSOPORTE**

<b>TAS =</b>	<b>6 meses</b>
--------------	----------------

**RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO**

<b><math>\sigma_{MR}</math> =</b>	<b>3.98 MPa</b>
-----------------------------------	-----------------

**DETERMINACION DEL SOPORTE:** Para labor temporal la roca es autoestable.

<b>Tipo de labor</b>	<b>Temporal</b>	<b>T3</b>
<b>Relación soporte excavación</b>	<b>ESR =</b>	<b>3</b>
<b>Altura</b>	<b>H</b>	<b>3 m</b>
<b>Ancho</b>	<b>A</b>	<b>3 m</b>
<b>Dimensión equivalente</b>	<b>De =</b>	<b>1.00</b>
	<b>O =</b>	<b>1.80</b>

**REPORTE GEOMECÁNICO**

Progresiva: Punto 3  
 Mina Sección II  
 Nivel 4635 600  
 Labor Sn 743

Fecha	12-Dic-08
Profundidad	215 m
Estructura	
Litología	Andesita Caja Piso
Rc / Sv	15.50

**SISTEMA RMR**

PARAMETROS	RANGO	VALOR			
Resistencia a la compresión uniaxial	90 MPa	7			
RQD	75 %	13			
Espaciamiento de discontinuidades	200 - 600 mm	10			
<b>CONDICION DE DISCONTINUIDADES</b>					
Familia	Buz./D. Buz	f/m	Persistencia	10 - 20 m	1
1	74/325	5	Abertura	0.1 - 1 mm	4
2	89/38	4	Rugosidad	R	5
3	55/85	3	Relleno	D < 5 mm	4
4			Alteración	Ligeramente	5
Agua subterránea				Humedo	10
Orientación				Moderado	-5
				<b>RMR<sub>89</sub> =</b>	<b>54</b>
Condiciones secas				<b>RMR<sub>89</sub> =</b>	<b>64</b>

**SISTEMA Q**

PARAMEROS		RANGO	VALOR
RQD %	RQD	75 %	75
Número de discontinuidades	Jn	3 f	9
Número de rugosidad	Jr	CS	2
Número de alteración	Ja	granular	2
Número de agua subterránea	Jw	Humedo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Moderado	2.5
		<b>Q =</b>	<b>3.333</b>
		<b>Q' =</b>	<b>8.33</b>
<b>RMR = 9 Ln Q + 44</b>			
<b>RMR = 9 Ln Q' + 44</b>			
<b>GSI = RMR<sub>89</sub> - 5 = 59</b>			

**TABLA GEOMECANICA**

GSI =	F/B
RMR =	54
Q =	3.333

**OBSERVACIONES:**

Roca andesita caja piso inmediato, compacto y humedo.  
 No hay problema de relajamiento.

**MAXIMA ABERTURA AUTOESTABLE**

ESR = 3  
 MAA = 9.71 m

**TIEMPO DE AUTOSOPORTE**

TAS = 6 meses

**RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO**

$\sigma_{MR}$  = 5.85 MPa

**DETERMINACION DEL SOPORTE:**

Para labor temporal la roca es autoestable.

Tipo de labor	Temporal	T3
Relación soporte excavación	ESR =	3
Altura	H	3 m
Ancho	A	3 m
Dimensión equivalente	De =	1.00
	Q =	3.33

**Soporte recomendado:** Para taladros largo, roca autoestable por tiempo limitado.

**REPORTE GEOMECÁNICO**

Progresiva: Punto 4  
 Mina Sección II  
 Nivel 4635 600  
 Labor Sn 743

Fecha	12-Dic-08
Profundidad	215 m
Estructura	
Litología	Andesita Caja Techo
Rc / Sv	12.06

**SISTEMA RMR**

PARAMETROS	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial	70 MPa	7
RQD	65 %	11
Espaciamiento de discontinuidades	60 - 200 mm	9
<b>CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES</b>		
Familia	Buz./D. Buz	f/m
1	78/325	7
2	77/15	4
3	13/170	4
4		
Persistencia	3 - 10 m	2
Abertura	0.1 - 1 mm	4
Rugosidad	R	5
Relleno	S < 5 mm	2
Alteración	Ligeramente a Moderado	4
Agua subterránea	Humedo	10
Orientación	Moderado	-5
	<b>RMR<sub>89</sub> =</b>	<b>49</b>
<b>Condiciones secas</b>	<b>RMR'<sub>89</sub> =</b>	<b>59</b>

**SISTEMA Q**

PARAMETROS		RANGO	VALOR
RQD %	RQD	65 %	65
Número de discontinuidades	Jn	3 f	9
Número de rugosidad	Jr	CS	2
Número de alteración	Ja	Limoso	3
Número de agua subterránea	Jw	Humedo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Moderado	2.5
	<b>Q =</b>		<b>1.926</b>
	<b>Q' =</b>		<b>4.81</b>
<b>RMR = 9 Ln Q + 44</b>			
<b>RMR = 9 Ln Q' + 44</b>			
<b>GSI = RMR'<sub>89</sub> - 5</b>	<b>=</b>		<b>54</b>

**TABLA GEOMECANICA**

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{GSI} = \text{F/B} \\ \text{RMR} = 49 \\ \text{Q} = 1.93 \end{array} \right.$$

**OBSERVACIONES:**

Roca andesita caja techo inmediato, de calidad F/B con humedad.  
 No hay problema de relajamiento. Labor Temporal T3.

**MAXIMA ABERTURA AUTOESTABLE**

$$\begin{array}{l} \text{ESR} = 3 \\ \text{MAA} = 7.80 \text{ m} \end{array}$$

**TIEMPO DE AUTOSOPORTE**

$$\text{TAS} = 6 \text{ meses}$$

**RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO**

$$\sigma_{MR} = 3.26 \text{ MPa}$$

**DETERMINACION DEL SOPORTE:**

Para labor temporal la roca es autoestable.

Tipo de labor	Temporal	T3
Relación soporte excavación	ESR =	3
Altura	H	3 m
Ancho	A	3 m
Dimensión equivalente	De =	1.00
	Q =	1.93

**SopORTE recomendado:** Para taladros largo, roca autoestable por tiempo limitado.

### Simulación de la excavación:

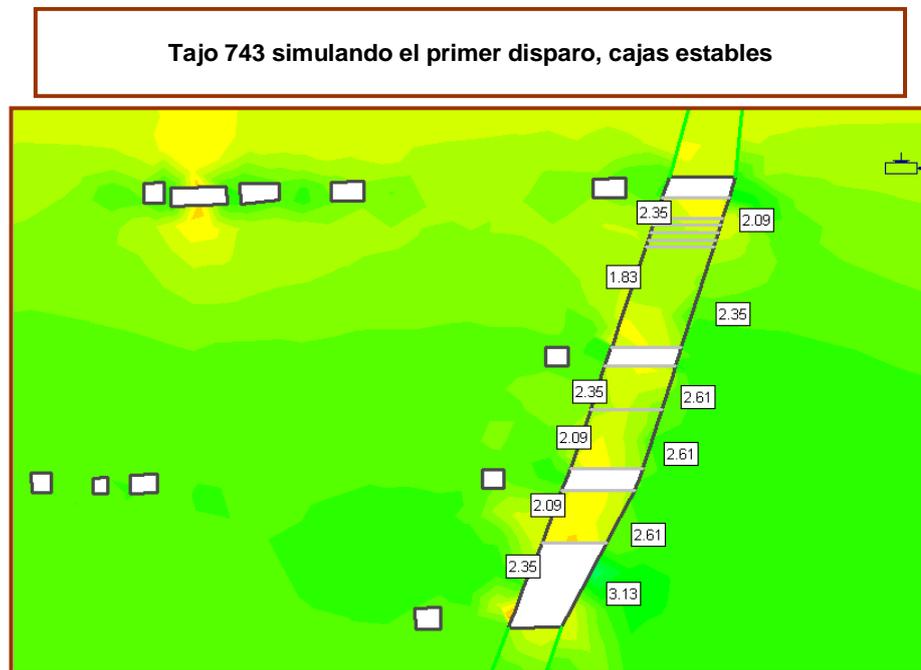


Fig. 36. Fuente: àrea de Geomecánica. Simulación de estabilidad por efecto de la voladura 1.

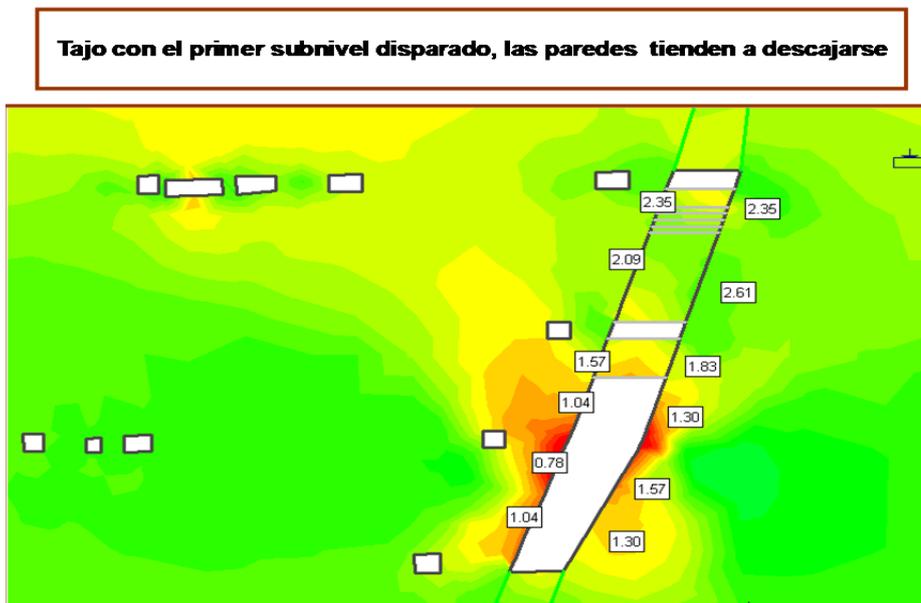


Fig. 37. Fuente: àrea de Geomecánica. Simulación de estabilidad por efecto de la voladura 2.

Estabilidad del tajo vacío después de disparar los dos subniveles, labor muy inestable que requiere ser rellenado

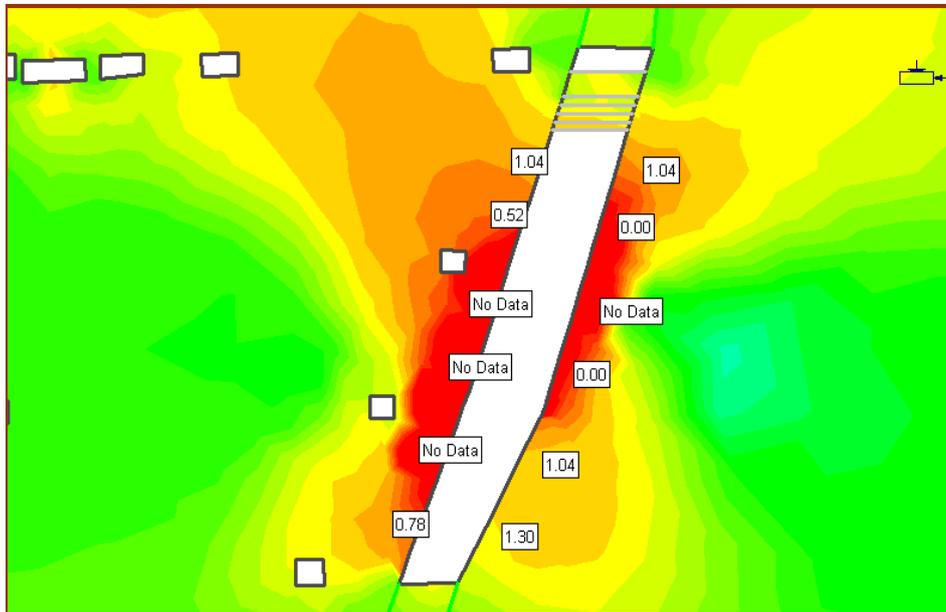


Fig. 38. Fuente: área de Geomecánica. Simulación de estabilidad por efecto de la voladura 3.

Caja piso del tajo 743 estable después de rellenar a partir del segundo subnivel

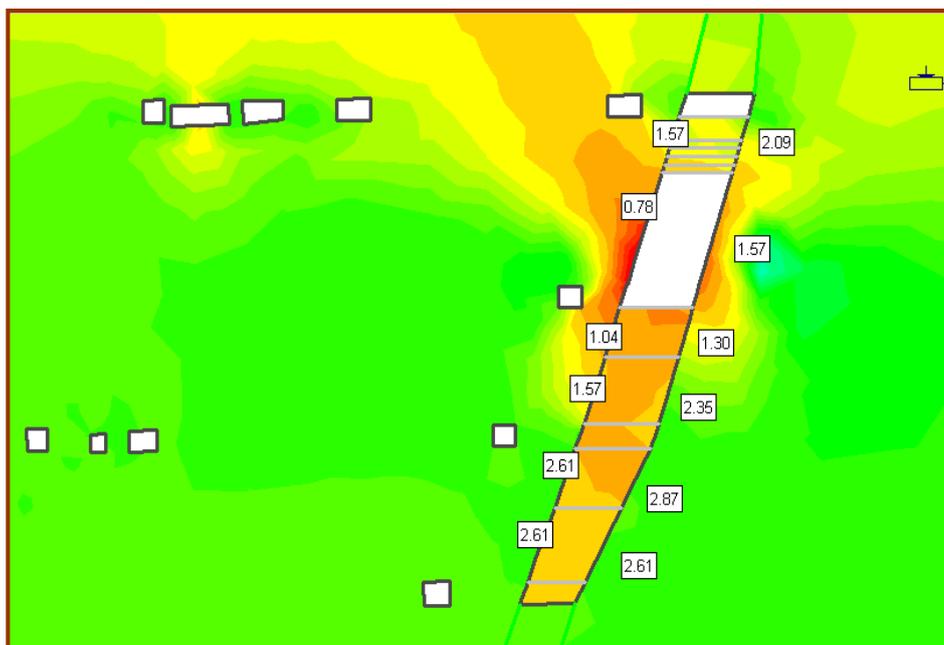


Fig. 39. Fuente: área de Geomecánica. Simulación de estabilidad por efecto de la voladura 4.

Para el pilar de rumbo se tiene que con 7 metros se consigue un factor de seguridad mayor a 1.5

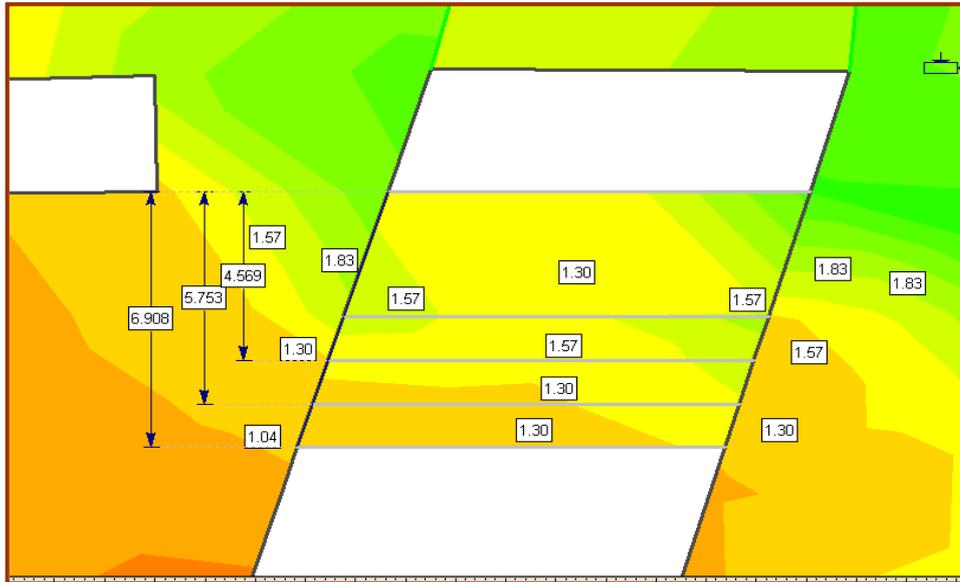


Fig. 40. Fuente: área de Geomecánica. Simulación de estabilidad por efecto de la voladura 5.

Para el pilar de rumbo se tiene que con 6 metros se consigue un factor de seguridad mayor a 1.3

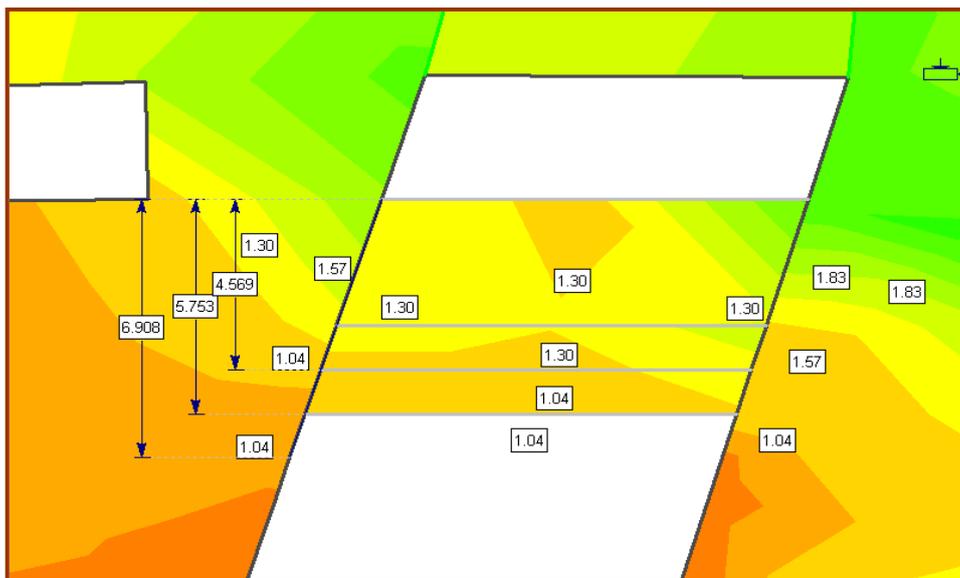


Fig. 41. Fuente: área de Geomecánica. Simulación de estabilidad por efecto de la voladura 6.

### 3.2.2.2 Método gráfico de estabilidad

El MGE nos determina que para una altura de minado de 65 metros que será la altura del tajo 743, se podrá tener una longitud máxima de minado de 21.5 metros, lo cual indicaría que se deberá contar con tres pilares en toda la longitud del minado.

#### CÁLCULO DEL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD DEL TJ 743 SECCION II

##### Cálculo de Q'

RQD	65
Jn	9
Jr	2
Ja	3
<b>Q'</b>	<b>4.81</b>

##### Cálculo del Factor A

$\sigma_c$	60
$\sigma_1$	5.805
$\sigma_c/\sigma_1$	10.336

Si:  $\sigma_c/\sigma_1 < 2$   
 $\sigma_c/\sigma_1 > 10$   
 $\sigma_c/\sigma_1$

<b>A = 1</b>
--------------

##### Cálculo de "B"

Sistema crítico 74/320, diferencia de DB es de 10° y el B es de 5°

<b>B = 0.3</b>
----------------

##### Cálculo de "C"

$$C = 8 - 6 \cos \alpha$$

$$\alpha = 75^\circ$$

<b>C = 6.45</b>
-----------------

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

<b>N' = 9.317</b>
-------------------

##### Cálculo de Radio Hidráulico "S"

$$S = \text{Área} / \text{Perímetro}$$

S	Altura de Minado	Longitud de Minado
6	65	14.7
8	65	21.5

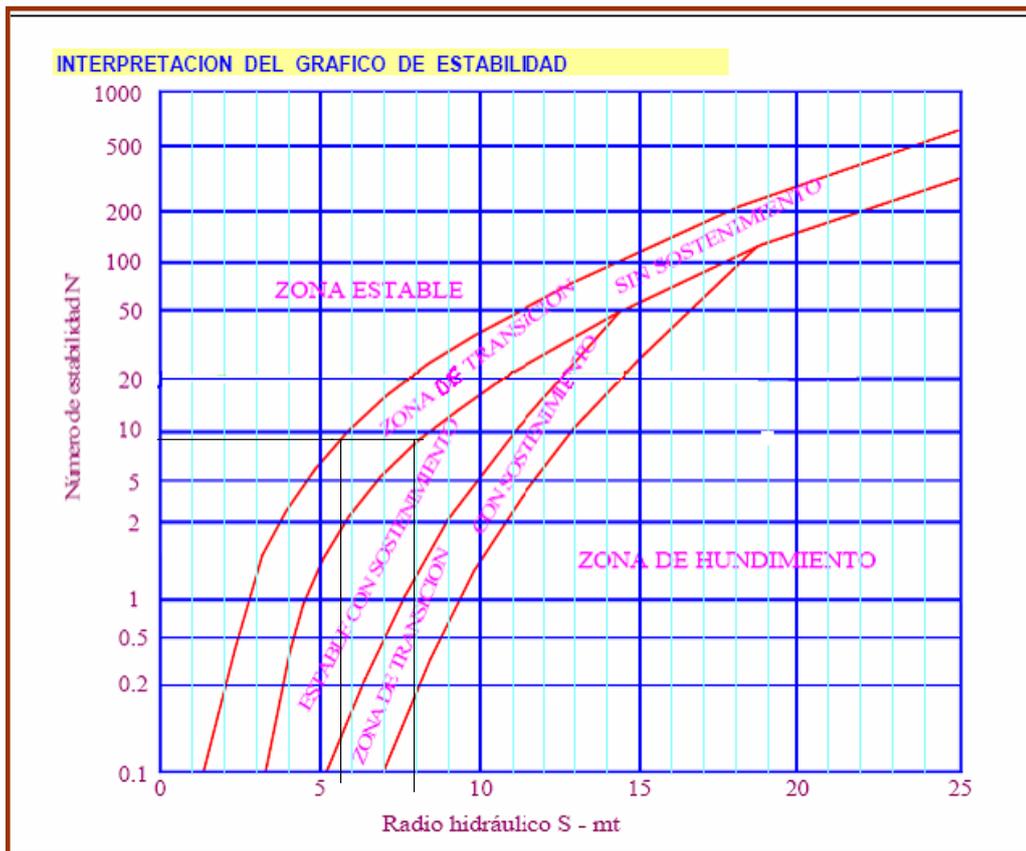


Fig. 42. Fuente: área de Geomecánica. Interpretación gráfica de la estabilidad.

### 3.2.2.3. CONCLUSIONES:

1. El tajo 743 tendrá una altura de minado de 65 metros.
2. El pilar de rumbo por simulación deberá ser de 6 metros, con ello se consigue un factor de seguridad de 1.3, con menos de 5 metros el factor de seguridad será de 1.04 que está cerca al límite de estabilidad.
3. Por el MGE, la longitud máxima estable para el tajo será de 21.5 m.
4. En la distribución de los pilares se deberá considerar la zona de empobrecimiento del mineral.
5. Los pilares de buzamiento serán de 5 metros de ancho.

6. Al finalizar la vida útil del tajo, esta deberá ser rellena con material detrítico, para evitar problemas de estabilidad posteriores a las labores aledañas.

### **3.3 EQUIPOS Y ACCESORIOS DE PERFORACION**

Los equipos disponibles con que cuenta la unidad para la perforación de Taladros largos son: Jumbo Boomer 126XN (Fig. 40), Jumbo Quasar Tamrock Secoma, Jumbo Simba H-157 DC4 N° 1 y 2, además de Jumbos Raptor (Fig. 43). Estos Jumbos están provistos de Maquinas perforadoras COP 1238 y Montaber HC-50 con brocas de 64 mm. y barras de perforación T-38 de 4 pies. Un elemento importante es que cuenta con 2 stingers hidráulicos que permiten fijar bien el equipo una vez posicionado al techo y piso de la labor reduciendo la desviación por efecto de esfuerzos en la perforación. Es importante tomar en cuenta algunas consideraciones como presiones y energía de trabajo para estos equipos Long Hole (Cuadro 9.)

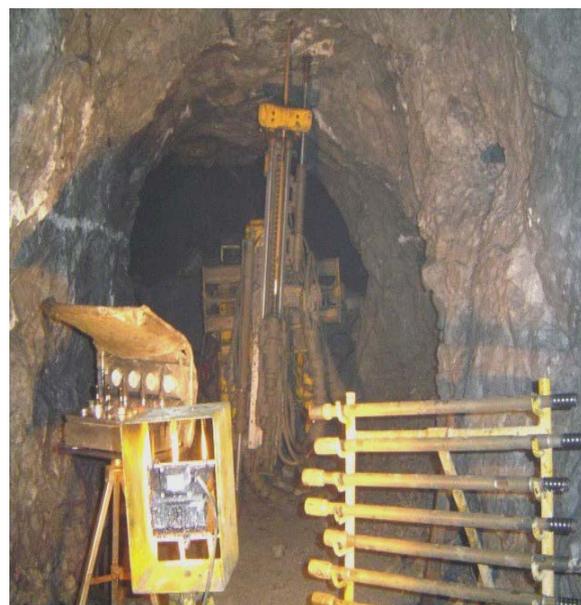
Actualmente se cuenta con 9 Jumbos en operación distribuidos en las diferentes zonas de trabajo y 1 en Over haul como muestra el cuadro siguiente.

FLOTA DE EQUIPOS DE PERFORACION - JUMBOS						
ITEM	EQUIPO	MARCA	MODELO	SERIE	SECCIÓN	ESTADO
1	SIMBA N° 08	ATLAS COPCO	SIMBA H-281	AVO-98A157/8941-2129-00	SEC - I	Operativo
2	MINI RAPTOR N°2	RESEMIN	MINI RAPTOR	JMC-121	SEC - I	Operativo
3	SIMBA N°2	ATLAS COPCO	SIMBA H-157 DC04		SEC - II	Operativo
4	SIMBA N° 07	ATLAS COPCO	BOOMER H-281	AVO - 98A145/8991-2089-00	SEC - II	Operativo
5	SIMBA N° 9	ATLAS COPCO	SIMBA H -157	AVO 10A325 / 8991 8512 00	SEC - II	Operativo
6	QUASAR	TAMROCK	QUASAR	NV 3030	SEC - IV	Operativo
7	BOOMER	ATLAS COPCO	BOOMER H 126XN	AVO 908330 / 7295086	SEC - V	Operativo
8	MINI RAPTOR N°1	RESEMIN	MINI RAPTOR	JMC-120	SEC - V	Operativo
9	RAPTOR JUNIOR	RESEMIN	RAPTOR JUNIOR	JMC-113	SEC - V	Operativo
10	SIMBA N°1	ATLAS COPCO	SIMBA H-157 DC04	AVO 097A139/8991 1904 00	SEC - IV	Over Haull

**Cuadro 8: Flota de Jumbos para perforación de Taladros largos.**



**Fig 43: Vista fotográfica del Jumbo Raptor**



**Fig. 44: Fotografía del Jumbo Long Boomer.**

<b>INDICADORES:</b>	<b>UNID.</b>	<b>COP 1238</b>
Presión de percusión Alta:	bar	90 – 110
Presión de percusión baja:	bar	160
Presión de percusión emboquillado:	bar	30 – 50
Presión de percusión Perforación:	bar	50 – 70
Presión de avance:	bar	50
Presión de rotación:	bar	50
Presión barrido de agua:	bar	5
Presión de barrido de aire (PSI):	psi	90 – 100
Energía eléctrica (Amperios):	psi	60 - 80

**Cuadro 9.: Presiones y Energía de Trabajo para los Jumbos Long hole.**

<b>ITEMS</b>	<b>DESCRIPCION</b>	<b>RENDIMIENTO REAL PROMEDIO MENSUAL(m.)</b>	<b>RENDIMIENTO ESTIMADO MENSUAL (m.)</b>	<b>% CUMPTO.</b>
<b>BOOMER - MINI RAPTOR N° 2 - RAPTOR JUNIOR - SIMBA N° 1- SIMBA N°2, - SIMBA N°8 - SIMBA N°7 - MINI RAPTOR N°1 - KLEF - QUASAR</b>				
1	<b>BROCA DE 64 mm - T38</b>	658	630	104%
2	<b>BARRA DE 4', T-38</b>	2,753	2,400	115%
3	<b>SHANK ADAPTER COP - T38</b>	3,412	3,100	110%

**Cuadro 10: Rendimiento de los aceros de perforación en el método Sublevel Stopping.**

### **3.4 DILUCION EN EL METODO DE SUBLEVEL STOPING CUERPOS**

La dilución es uno de los principales problemas en la recuperación de los diseminados ya que este tipo de mineralización al estar ubicado a la caja piso y/o techo de las vetas antiguas explotados (especialmente por el método shrinkage) sin relleno y sin ningún tipo de sostenimiento, presentan cajas inestables que durante el proceso de voladura generan desprendimientos de material estéril contaminando al mineral roto y también generando condiciones de inestabilidad.

Para minimizar el problema anterior descrito se contemplan varias metodologías de control en las diferentes etapas de desarrollo, preparación y minado como: Durante el proceso de exploraciones es necesario definir la geometría del diseminado ya que éstos suelen presentar en formas irregulares totalmente diferentes a otras formaciones de potencias definidas en ancho y comportamiento de la mineralización de un nivel a otro, esto hace que el bloque de mineral a explotarse sea definido muchas veces no necesariamente de nivel a nivel, tampoco se puede estandarizar longitudes de tajos pues igualmente podemos encontrar diseminaciones que tengan más de cien metros de longitud y otros hasta de treinta o cuarenta metros, entonces el método de taladros largos se tiene que adecuarse a este tipo de bloques previo análisis económico de tal manera que su explotación sea rentable.

En la etapa de preparaciones es necesario considerar que el contorneo se lleve ubicando la galería base y los subniveles intermedios de perforación en lo posible a la caja techo de tal manera que el diseño de los taladros se ejecute en forma paralela al contorno mineralizado, esto permitirá un mejor control y que la dosificación de la carga explosiva tenga mejor efecto de minimizar el daño a la caja reduciendo luego el desprendimiento del material estéril. La secuencia de minado igualmente es muy importante ya que a través de esto podemos reducir el desprendimiento de las cajas de tajeo a raíz de un tiempo prolongado de exposición que sobrepase el tiempo de autosoporte de la roca.

La secuencia de minado puede definirse en paneles considerando pilares de tal manera que la explotación sea más dinámica y, permita ir rellenando por tramos, evitándose entonces la dilución por desprendimiento de la caja durante el tiempo que toma el minado del bloque.

La desviación de los taladros es otro factor primordial por el cual se genera dilución en el minado. Para mejor control de los taladros perforados dentro de los procedimientos existe la actividad de levantamiento de los taladros perforados que luego de superponer estos taladros levantados contra los diseñados se puede observar la desviación generada, esto es para que los taladros mal ejecutados puedan ser corregidos a tiempo pero por otro lado es importante minimizar la cantidad de taladros a corregir que quitan la eficiencia de perforación, después de este levantamiento se procede a diseñar la voladura de los taladros de producción.

El levantamiento topográfico del vacío generado después de la voladura es sumamente importante porque nos permitirá visualizar en el plano la sobre rotura y por ende la dilución generada por la voladura. Ver Fig. 48.

### **3.4.1 Generalidades.**

La explotación de tajos mediante el método de Sublevel Stopping requiere de una buena precisión de perforación, entre los mayores obstáculos que encontramos durante la implementación de taladros largos son:

- Conservación de taladro
- Factor de Potencia.

### **3.4.2 Desviación.**

La desviación tiene 02 orígenes: Fuera del taladro; En este caso está considerado el mal diseño a raíz del incumplimiento del estándar de perforación, también es generado por el mal posicionamiento del equipo de perforación en las secciones marcadas por topografía e, incluso por el mal empuje que puede ejecutar el operador al momento de ejecutar la perforación, y dentro del taladro. Las condiciones geológicas afectadas principalmente por la presencia de Fallas, geodas, planos importantes, zonas intensamente fracturadas entre otros y, factores como los anteriores originan la desviación y en algunos casos no permite continuar con la perforación a falta de retorno del aire, agua, o retorno del detritus.

Por otro lado las condiciones Geológicas, la inadecuada técnica de perforación y el uso de inadecuadas herramientas de perforación son aspectos que inciden en una mala perforación y por ende generan desviación en los taladros.

Si la desviación es en sentido contrario al burden puede originar disparo soplado o creación de puente y, si es en sentido lateral puede dañar la caja techo originando sobre rotura y por ende generando dilución.

Existen dos tipos de desviaciones:

- Absoluta desviación.
- Relativa desviación

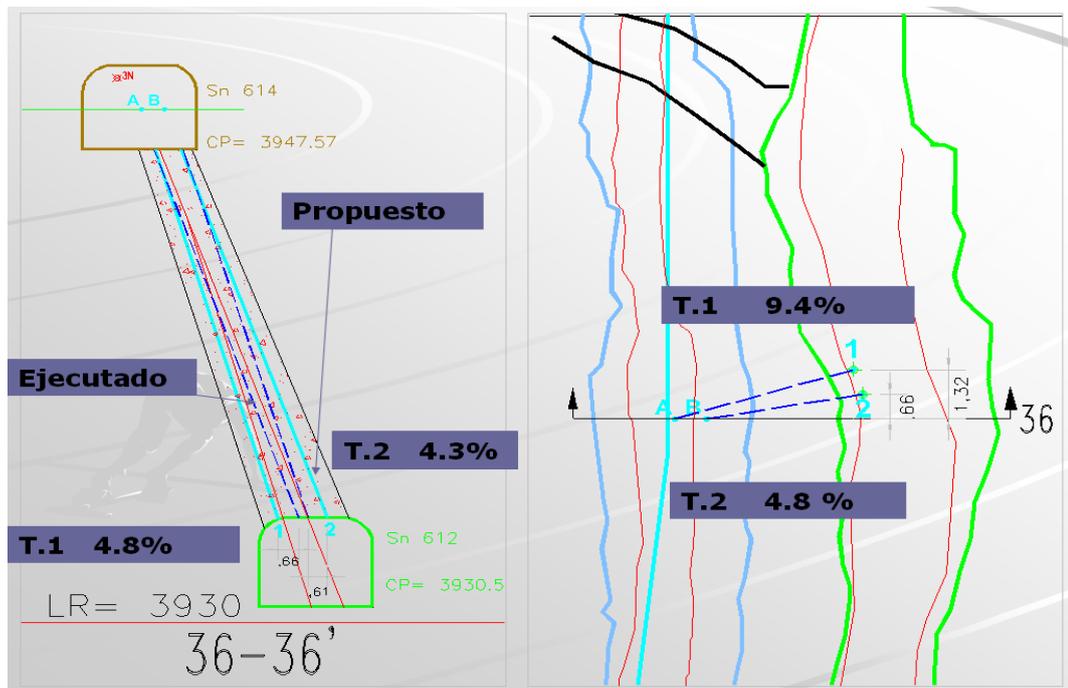


Fig. 45 Desviación de taladros

### **Causas de la Desviación.**

Entre las causas de la desviación podemos citar:

- Diseño
- Equipos y Accesorios
- Condiciones Geológicas
- Condiciones Geomecánicas
- Equipos
- Operación

#### **3.4.3 DISEÑO**

La perforación se debe ejecutar tomando en cuenta todas las condiciones de los equipos de perforación, identificando en primer lugar las condiciones geológicas y las características geomecánicas de la roca. Es muy importante encontrar el rango de desviación para obtener el factor de corrección en el Burden para la malla, igualmente el levantamiento topográfico de los taladros como control de la calidad de perforación. Cada equipo de perforación posee características exclusivas las cuales deben ser consideradas como: La altura del eje de la corredera que dependerá de la altura del equipo disponible (en el caso de los equipos actuales en uso están en el rango de 1.70 MT - 1.50 MT.), la longitud de la viga de perforación etc., por otro lado el marcado del eje horizontal y el eje de sección tanto en el campo como en los planos de perforación será de vital importancia, una vez, ejecutados los taladros el levantamiento topográfico de estos taladros ayuda a visualizar y/o corregir si en caso se presentan algunos mal ejecutados, de igual

manera el levantamiento topográfico del tajo una vez ejecutado la voladura y culminado la limpieza nos indica el porcentaje de recuperación, las toneladas rotas para el cálculo del factor de potencia, dilución etc.

#### **Deducción del burden.**

$$B_{\text{máx}} = D/33 \{dc*PRP/c*f(E/B)\}^{1/2}$$

$$B_{\text{max}} = 1.4\text{mt.}$$

$$B_{\text{pract.}} = 1.4 - \text{Fact. desv. (max 2\%)}$$

$$= \mathbf{1.16 \text{ m.}}$$

$$\text{Actual} = 1.20 \text{ sin desviación}$$

$$\text{Burden} = 1.42 - 2\%$$

$$= 1.56 - 3\%$$

$$= 1.68 - 4\%$$

$$= \mathbf{1.82} \text{ Para 5\% Disparo soplado}$$

#### **3.4.4 PROBLEMAS DE EQUIPOS Y ACCESORIOS**

Para minimizar los problemas de desviación proveniente de los equipos y accesorios el Equipo long hole debe tener: Sistema de Nivelación adecuado especialmente en la horizontal, poseer stinger de fijación en la parte superior e inferior del carril para evitar la desviación por vibración al momento de perforar, eje del sinfín debe permitir perforar por lo menos 2 taladros paralelos desde una sola posición, debe tener un sistema de lector de ángulos, y, un sistema láser que indique el nivel horizontal de perforación, y la posición vertical al punto de perforación.

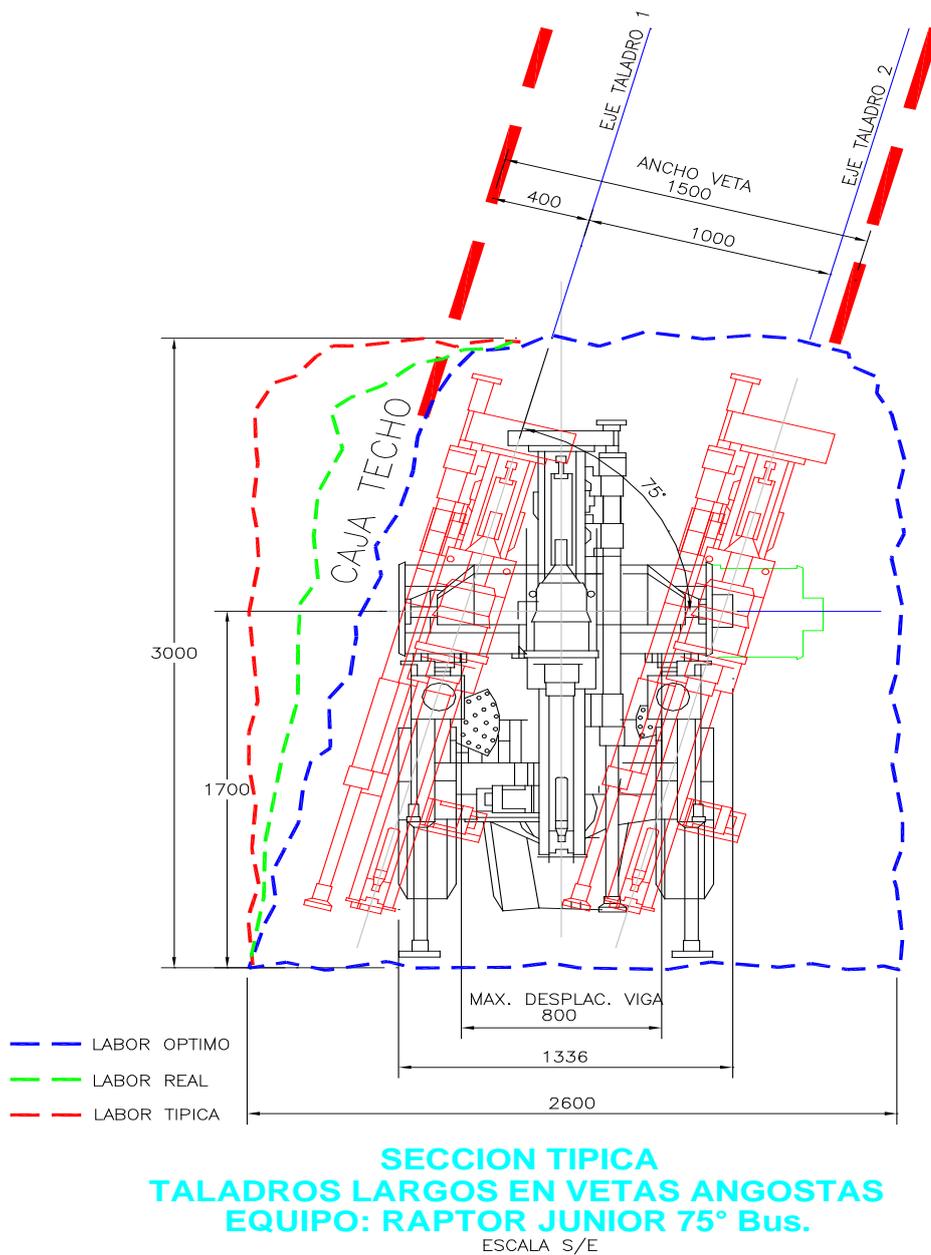


Fig. 46. Fuente: àrea de Ingeniería. Alineamiento del equipo Raptor para la perforación.

### 3.4.5 ACCESORIOS

Las condiciones del estado de las brocas como el correcto afilado y a tiempo, el uso de las barras Tub Tack llamado también barra estabilizadora, el uso de los clinómetros adecuados, el uso de láser para un correcto alineamiento y ubicación del equipo en las secciones de

perforación en el campo así como el uso de flexómetros, cinta métrica ayudarán al operador a ejecutar taladros con menores desviaciones.

#### **3.4.6 CONDICIONES GEOLOGICAS**

La presencia de ciertas características geológicas en el campo como: fallas, geodas, planos importantes y las zonas de intenso fracturamiento originan desviaciones impidiendo en algunos caso la continuidad de la perforación esto es debido especialmente a que por las fracturas empieza a desfogar el agua de perforación generando el atascamiento de la columna de aceros a causa de un mal barrido de los detritus por la falta de presión del agua y del aire.

#### **3.4.7 ASPECTOS GEOMECANICOS**

Entre los aspectos geomecánicos es primordial considerar el cambio de dureza en el terreno el cual puede originar cambio de dirección del taladro, el RMR de la roca encajonante, el RMR del área mineralizada y, la sectorización del tajeo considerando los valores de RMR ya que no todo el bloque mineralizado posee un RMR homogéneo.

#### **3.4.8 EQUIPOS**

Factores que influyen en la desviación de los taladros.

##### **3.4.8.1 Factores originados fuera del taladro.**

Error en el posicionamiento del equipo para ejecutar el taladro.

Error en la selección y lectura de ángulos.

Error en la fijación de la viga de avance.

Factores relacionados durante la perforación.

#### **3.4.8.2 Parámetros de perforación.**

Fuerza de avance.

Rotación.

Barrido.

Percusión.

Sistema anti-atasque

#### **3.4.8.3 Factores relacionados con el equipo**

Condición mecánica de la perforadora.

Regulación de la perforadora.

Selección adecuada del varillaje de perforación.

Afilado correcto y oportuno de las brocas.

Correcta condición mecánica del equipo.

Carro portaperforadora.

Viga de avance.

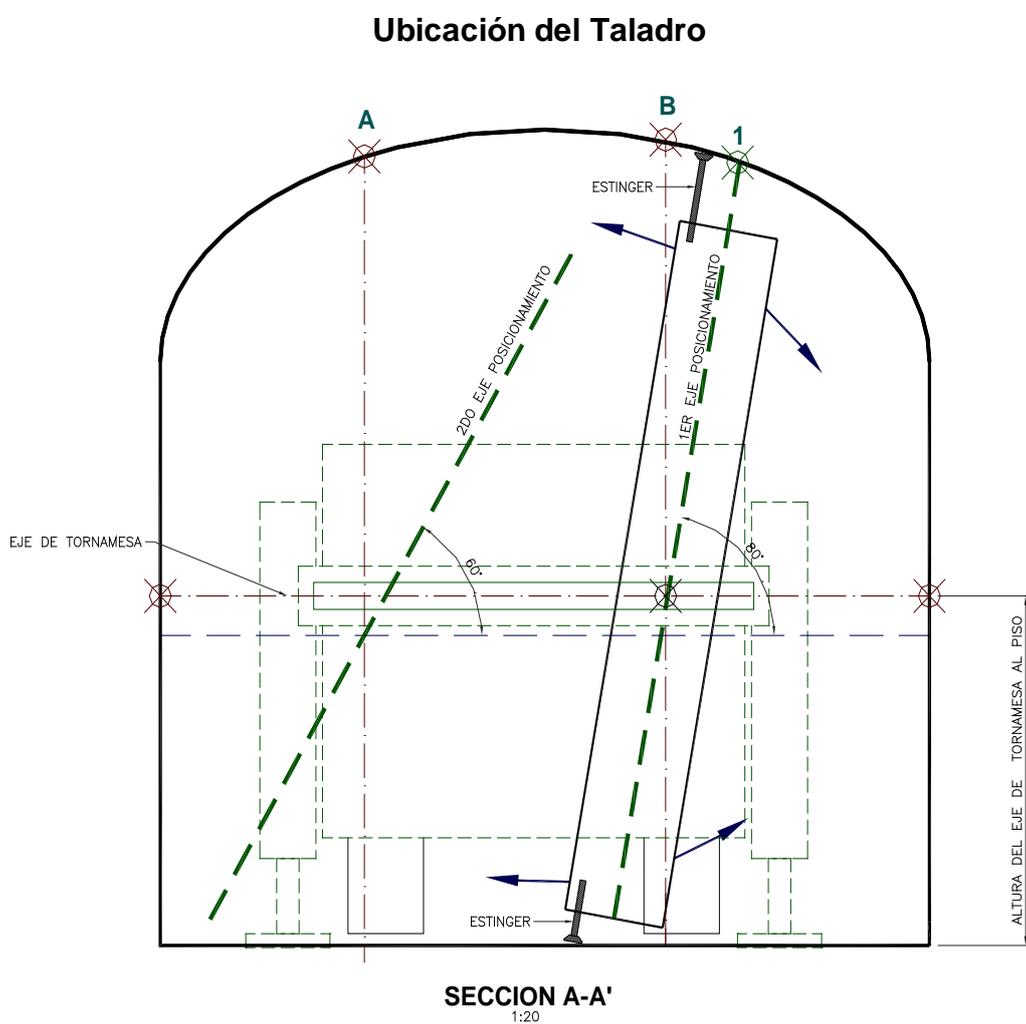
Sistema lector de ángulos.

#### **3.4.8.4 OPERACIÓN**

Tomar en cuenta los siguientes aspectos:

- Posicionamiento del equipo debe de hacerse de acuerdo a la malla:
- Línea vertical

- Línea horizontal
- Uso del láser
- Nivelación del equipo
- Preparar la roca en el punto de empate
- Utilizar el tubo de Pvc. para los taladros negativos
- Respetar el diseño de las secciones.



**Fig. 47. Fuente: área de Ingeniería. Ubicación del taladro.**

### **3.4.8.5 CONSERVACION DEL TALADRO**

Para la conservación del taladro es importante considerar que:

- Si no hay taladro limpio no se puede cargar
- El taladro puede taparse por: desmoronamiento de las paredes del taladro por la presencia de fallas, terreno inestable etc., de igual manera puede taparse por la influencia de los disparos de los taladros adyacentes, por la falta de protección de los taladros una vez ejecutados, comunicación del taladros a niveles superiores con presencia de carga etc. Por lo tanto es de suma importancia que la limpieza se debe hacer al 100% en los Niveles o subniveles de perforación, inculcando en los operadores el uso de las tuberías de PVC. previo taponeo de la entrada ya que así ayudan a mantener el taladro y restringir el acceso de personal y/o equipo al área perforada.

### **3.4.8.6 VOLADURA**

#### **Control de Factor de Potencia.**

El factor de potencia no se puede controlar si las paredes del taladro tienen huecos o fisuras (en estos casos es vital el uso de mangas plásticas o tubos de pvc.), por otro lado la hoja de carga debe hacerse anticipadamente antes de efectuar la voladura, llevar un registro de todos los disparos con su informe (parámetros) y en casos de carguío de los taladros positivos de 2 ½" utilizar la manga plástica de 3" para evitar el uso excesivo del Anfo.

### Accesorios de Voladura.

- Flexómetro.
- Bola de acero de 1½"Ø Pesa
- Pita de yute ¼" trancar el taladro
- Manga de plástico de 3"Ø.

Un mayor detalle de procedimiento para controlar la dilución en el método aplicado se presenta en el capítulo IV del presente informe.

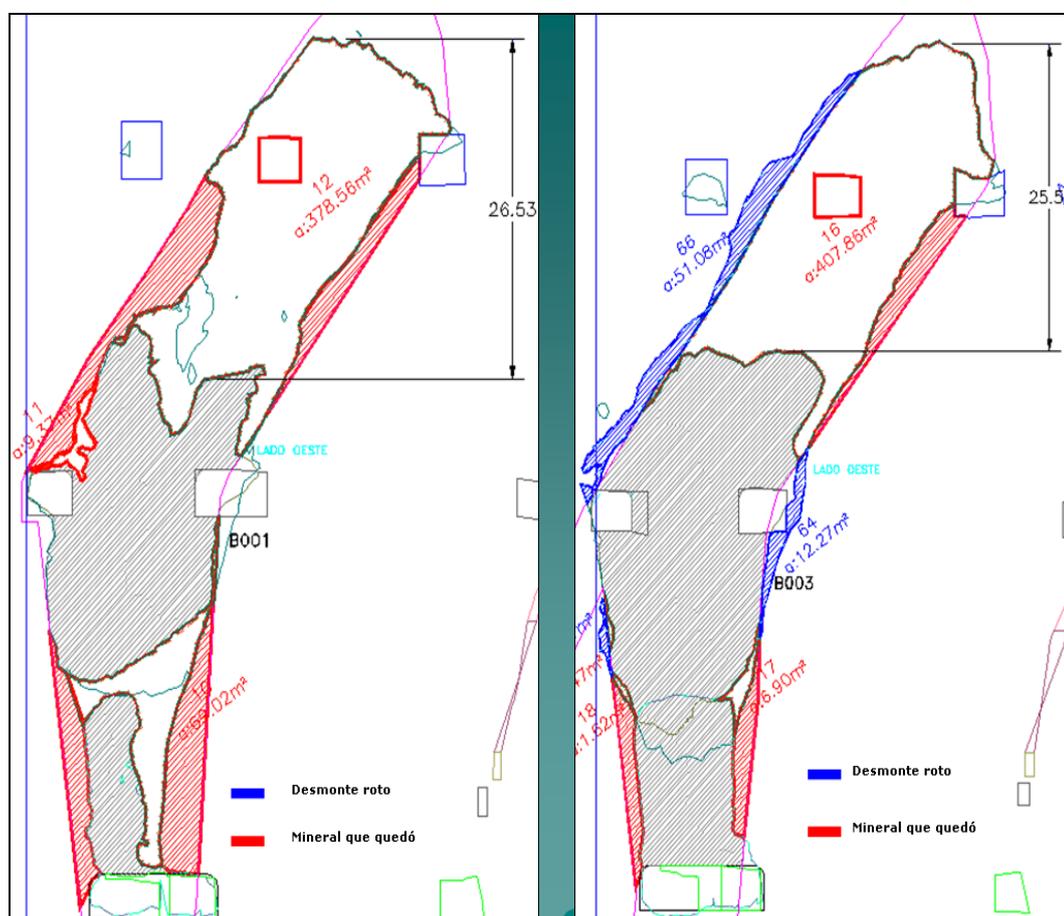
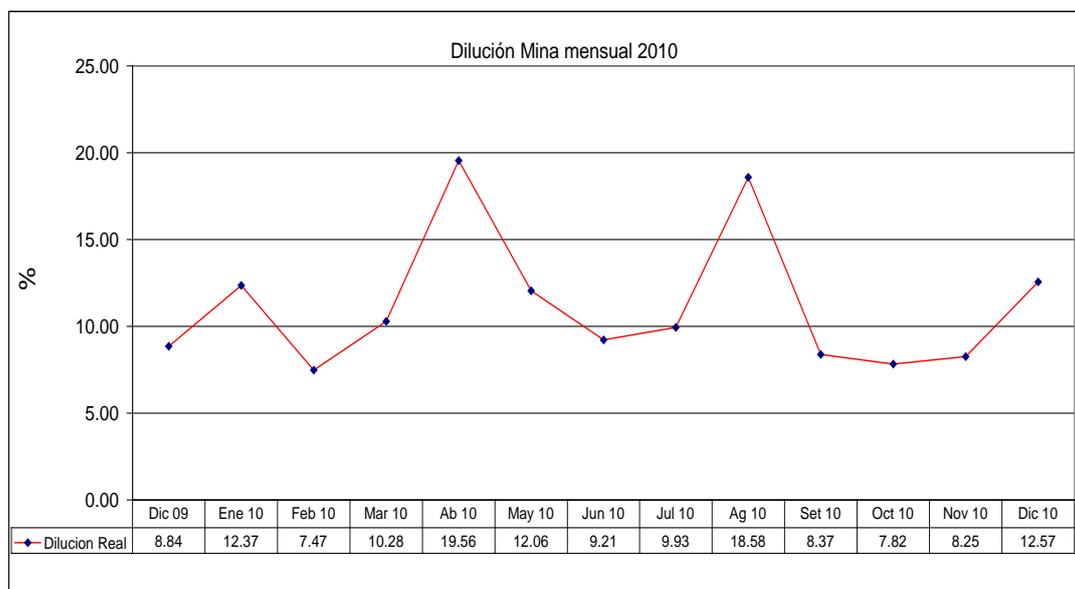


Fig. 48. Fuente: área de Ingeniería. Levantamiento topográfico después de la voladura con el equipo OPTECH.

TALADROS LARGOS														
2009-2010		Dic 09	Ene 10	Feb 10	Mar 10	Ab 10	May 10	Jun 10	Jul 10	Ag 10	Set 10	Oct 10	Nov 10	Dic 10
Sec 1	Dilución Sec1	3.54	2.74	2.73	5.38	25.54	7.69	7.69	10.76	68.97	4.82	3.14	7.55	5.11
	Recuperación	91.30	91.40	114.37	63.46	47.93	58.62	60.23	83.22	27.72	94.23	75.65	89.03	84.64
	Ton Programado	21500	23070	27900	24500	16500	19000	17840	12513	14000	21100	22800	16500	18500
	Ton Roto	20350	21680	32804	16431	10622	12065	11639	11670	12505	20890	17807	15890	16500
	Ton Desm	720	595	895	884	2713	928	895	1256	8624	1007	560	1200	842
Sec 2	Dilución Sec2	15.80	16.28	12.19	11.06	9.91	9.30	4.84	6.24	5.27	6.15	6.52	7.01	12.98
	Recuperación	76.64	73.17	79.79	79.13	59.63	83.23	89.27	85.94	85.21	89.61	83.05	89.23	84.06
	Ton Programado	24500	24600	25500	25400	28000	30000	27500	27250	27000	31000	31500	29500	26500
	Ton Roto	22300	21500	23172	22600	18532	27530	25800	24980	24289	29600	27987	28306	25600
	Ton Desm	3523	3500	2825	2500	1836	2561	1250	1560	1281	1820	1825	1984	3324
Sec 4	Dilución Sec4	12.30	13.06	4.89	13.82	51.79	25.38	9.18	13.66	4.09	9.20	6.44	4.23	5.42
	Recuperación	71.29	65.74	119.63	95.45	23.78	74.34	122.98	117.04	77.83	128.38	124.54	104.56	168.64
	Ton Programado	8000	12150	10600	9800	11000	8700	7500	8800	7000	5000	7000	11000	7000
	Ton Roto	6503	9188	13332	10854	5426	8667	10156	11928	5680	7069	9318	12010	12481
	Ton Desm	800	1200	652	1500	2810	2200	932	1629	232	650	600	508	676
Sec 5	Dilución Sec5	6.17	20.56	12.61	11.26	16.31	13.69	17.11	11.59	7.60	16.20	13.60	11.95	21.43
	Recuperación	87.89	65.95	85.35	83.90	74.56	85.29	76.36	83.16	106.32	99.91	88.36	150.44	97.93
	Ton Programado	19350	20500	18000	16500	17200	17000	16500	15500	17800	14500	23000	14700	19500
	Ton Roto	18126	17020	17580	15600	15324	16800	15200	14580	20480	17286	23522	25116	24305
	Ton Desm	1119	3500	2216	1757	2500	2300	2600	1690	1556	2800	3200	3001	5208
Sec 6	Dilución Sec6	0.00	0.00	0.00	17.14	14.45	1.43	19.25	16.83	18.77	0.00	0.00	9.85	0.00
	Recuperación	96.00	63.06	73.65	74.88	86.91	95.14	86.50	71.48	52.16	4.66	0.00	62.37	108.42
	Ton Programado	2500	2750	1739	1500	1900	1400	1000	2300	3000	2300	0	1500	1000
	Ton Roto	2400	1734	1281	1356	1930	1351	1071	1977	1927	107	417	1038	1084
	Ton Desm	0	0	0	232	279	19	206	333	362	0	0	102	0
	Dil Real (%)	8.84	12.37	7.47	10.28	19.56	12.06	9.21	9.93	18.58	8.37	7.82	8.25	12.57
	Recuperación (%)	83.74	75.03	97.42	77.18	55.89	76.75	82.43	88.40	76.78	92.93	86.44	103.23	96.44
	Progr Tot	75850	83070	83739	77700	74600	76100	70340	66363	68800	73900	84300	73200	72500
	Roto Tot	69679	71122	88169	66840	51834	66414	63866	65135	64881	74953	79051	82360	79970
	Des Tot	6161	8795	6588	6873	10138	8008	5884	6468	12055	6277	6185	6796	10050



**Cuadro 11. Fuente: área de Ingeniería. Estadística de dilución del año 2010 por secciones.**

En el cuadro nº 11 es necesario recalcar que los cálculos de Dilución y Recuperación de diferentes zonas se ha ejecutado tomando en cuenta que las voladuras realizadas hayan completado el secuenciamiento de

minado, es decir en la figura nº 20 se ha considerado la recuperación y dilución del área disparada una vez que haya concluido los bloques nº 1, nº 2 y nº 3. Cuando el cálculo se realiza mientras se rompe el mineral en este primer panel vertical puede suceder que la voladura del tramo nº 1 por ejemplo pueda generar pérdida de mineral al no salir durante la voladura todo este panel nº 1, pero esto es recuperado con los taladros que se perforan desde los niveles superiores, entonces una recuperación baja reportada en el primer disparo puede variar cuando se culmina de disparar todo el panel vertical conformado por los bloques 1, 2, y 3. En conclusión podemos afirmar que los valores de dilución y recuperación reales sólo sabremos cuando todo el tajo se haya culminado de explotar.

ZONA	DILUCION (%)		RECUPERACION (%)	
	2009	2010	2009	2010
S1	9.50	9.56	87.70	78.11
S2	13.90	9.25	70.90	81.62
S4	6.60	11.74	87.80	95.31
S5	7.80	13.88	69.20	90.19
S6	17.60	8.68	69.80	70.51
<b>MINA</b>	<b>9.86</b>	<b>10.85</b>	<b>78.97</b>	<b>84.04</b>

Cuadro 12. Fuente: área de Ingeniería. Comparativo de dilución y recuperación en métodos de minado mecanizado

### 3.5 SISTEMAS DE SOSTENIMIENTO

El sostenimiento de las labores mineras será una medida muy importante para minimizar las posibilidades de daño al personal y a los equipos mineros por la ocurrencia de estallidos.

Por ahora, el mejor sistema de sostenimiento para controlar los estallidos es la combinación de **pernos de roca tipo barra helicoidal + malla metálica**. Este sostenimiento debe ser aplicado en la bóveda y en los hastiales, **en todo el hastial hasta el nivel del piso**. En caso de estallidos más fuertes queda la posibilidad de añadir primero el “enlazado” con cables y luego una capa de shotcrete. En los lugares donde han ocurridos estallidos la rehabilitación de las labores consistirá primero en un **buen desate y luego la instalación de pernos + malla**, si en el desate encontrara mucha roca suelta, seguir desatando razonablemente y aplicar una capa de shotcrete luego los pernos y malla.

En casos puntuales también se usan el sostenimiento con cimbras especialmente en labores cercanas a los tajos vacíos antiguos.

Es importante señalar que todos estos sistemas de sostenimiento son instalados **antes que los esfuerzos inducidos pongan en peligro la estabilidad de la excavación**, es decir tan pronto después de ejecutada la excavación. La definición de uno u otro tipo de sostenimiento a aplicarse es dada por el área de Geomecánica aunque actualmente estamos en un proceso de capacitación al personal supervisor e ingenieros responsables de las zonas de operación, a fin de que ellos mismos puedan definir dicho tipo de sostenimiento.

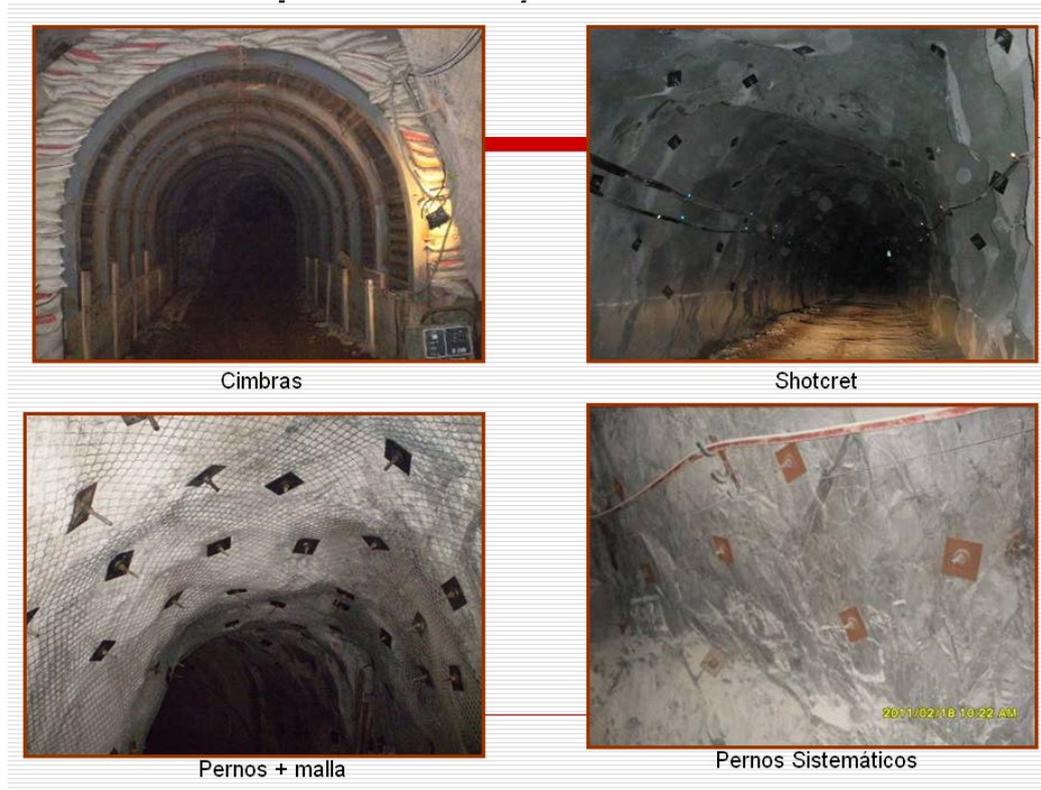
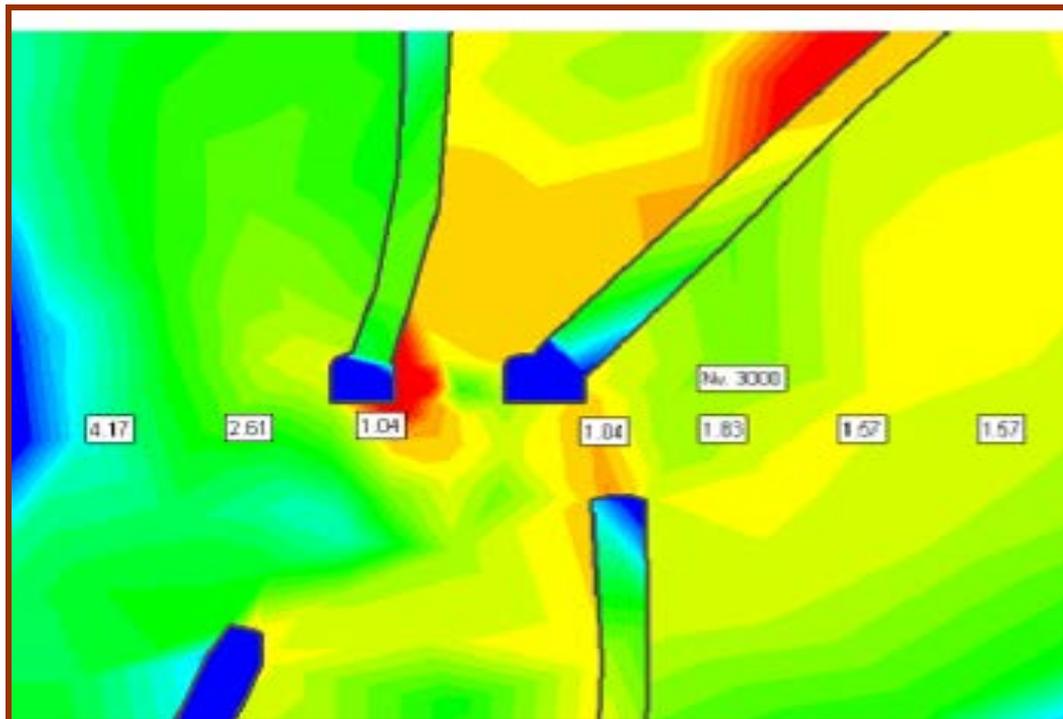


Fig. 49 Sistemas de sostenimiento aplicados en la mina Yauliyacu.

### 3.5.1 UTILIZACION DE RELLENO EN TAJEOS

El relleno en los tajeos, por un lado, para reducir el ancho que puede ser tomado por la convergencia, disminuyendo de esta manera tanto el volumen de convergencia final como los desplazamientos inducidos en cada etapa de minado; por otro lado, la **masa rocosa debe hacer algún trabajo sobre el relleno para compactarla, proceso este que consume alguna energía**; como resultado, la energía es reducida.



**Fig. 50.** Fuente: área de Ingeniería. El relleno de los tajos vacíos es primordial para reducir la concentración de esfuerzos en la roca.

### 3.6 SEGURIDAD

Se realizan controles de perforación de tal manera que servirán para el diseño de la voladura y evitar daños a las cajas. Se realiza el IPER para todas las actividades propias de este método el cual nos servirá para reconocer los riesgos asociados a dichas actividades y desde donde (especialmente para los riesgos altos) generaremos los medios de control tales como, estándares, procedimientos escritos de trabajo, observaciones planificadas de trabajo, permisos de trabajo, inspecciones, etc. Para la limpieza del mineral se cuenta con 18 scoptrams (3.5 Yd<sup>3</sup> y 4.2 Yd<sup>3</sup>) que cuentan con telemandos los cuales permiten a los operadores ejecutar la limpieza de mineral a partir de un lugar seguro sin exponerse al tajo vacío después de la voladura.

El cuadro siguiente muestra la estadística del índice de accidentabilidad de los últimos 9 años, es necesario recalcar que el proceso de mecanización mediante la ejecución de rampas y aplicación de taladros largos inicia desde la privatización de esta unidad (1997).

**FORMULA:**

Indice de Frecuencia: *Indicador para el M.E.M.*

$$I.F. = \frac{(\text{Nro. Accid. Fatales} + \text{Accid. Incapacitantes}) \times 1'000,000}{\text{Horas Hombre Trabajadas}}$$

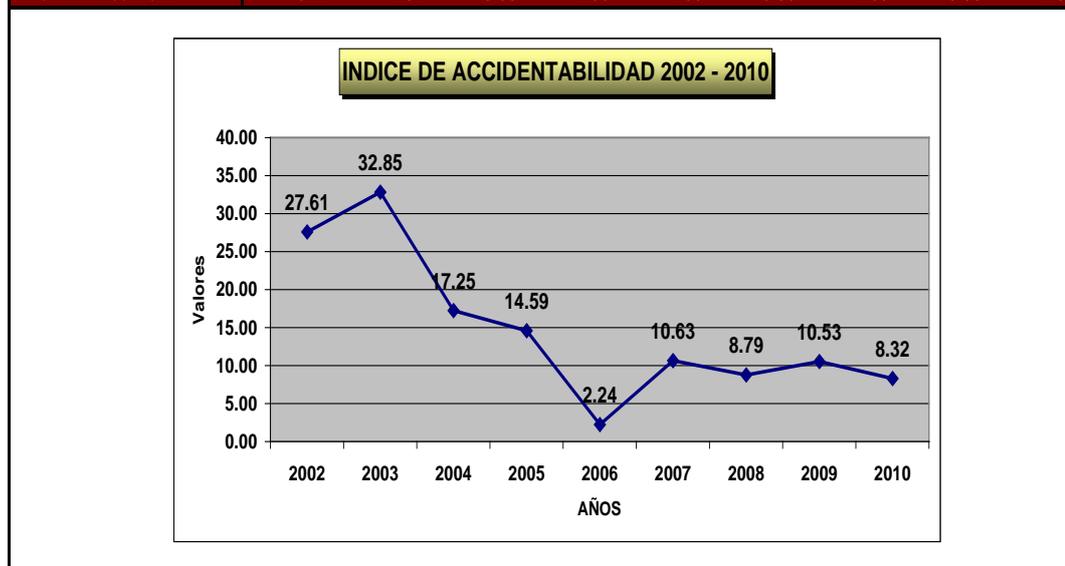
Indice de Severidad *Indicador para el M.E.M.*

$$I.S. = \frac{\text{Nro. Días Perdidos} \times 1'000,000}{\text{Horas Hombre Trabajadas}}$$

Indice de Accidentabilidad *Indicador para el M.E.M.*

$$I.A. = \frac{\text{Ind. Frecuencia} \times \text{Ind. Severidad}}{1,000}$$

DESCRIPCION	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
INDICE DE ACCIDENTABILIDAD	27.61	32.85	17.25	14.59	2.24	10.63	8.79	10.53	8.32
INDICE DE SEVERIDAD	5.103	6.677	2.622	3.354	0.493	2.762	1.874	1.758	1.797
INDICE DE FRECUENCIA	5.41	4.92	6.58	4.35	4.55	3.85	4.69	5.99	4.63



**Gráfico 2. Fuente: área de Seguridad. Estadísticas del índice de accidentabilidad de los últimos 9 años. La recuperación de mineral diseminado se aplica hace más de 10 años.**

## **CAPITULO IV**

### **CONTROL DE TALADROS LARGOS PARA DISMINUIR LA DILUCIÓN DEL MINERAL**

#### **4.1 OBJETIVO**

Optimizar los procesos relacionados al minado con la finalidad de controlar la dilución, recuperación y minimizar los costos relacionados a cada proceso.

#### **4.2 ALCANCE**

Se aplica a todos los perforistas de equipo pesado, disparadores, supervisores de mina, geología, planeamiento, geomecánica y control de minado.

#### **4.3 DEFINICIONES**

**Dilución.-** Porcentaje de estéril presente en el mineral extraído.

**Recuperación.-** Porcentaje de mineral minado respecto al mineral programado.

**Voladura Controlada.-** Voladura destinada a minimizar el efecto del explosivo para una determinada necesidad.

**Malla de Perforación.-** Plano de distribución de taladros con el objetivo de minar el mineral contorneado en forma eficiente, con los parámetros pertinentes propios de las características del equipo de perforación, calidad de terreno, etc.

**Diseño de carguío.-** Plano en el que se muestra la distribución de carga explosiva adecuada según la disposición real de taladros perforados.

#### **4.4 RESPONSABILIDADES**

##### **Superintendente de Planeamiento**

Es el responsable, a través de sus áreas de Planeamiento Mina, Geomecánica y Control de Minado del cumplimiento de los estándares y procedimientos para la elaboración y manejo de los diseños de perforación y voladura, con la consideración de parte de su área de Geomecánica, con la finalidad de controlar la dilución de mineral y obtener una buena recuperación de mismo. Analiza los valores de porcentaje de dilución y porcentaje de recuperación y toma las medidas correctivas de acuerdo a los resultados.

Facilitar a Operaciones Mina el levantamiento topográfico oportuno de los taladros ya perforados luego del tajo Minado de tal manera que permita monitorear la dilución y recuperación.

**Superintendente Geología**

Es el responsable de entregar al área de planeamiento el modelamiento geológico, con sus respectivos controles estructurales tales como fallas, fracturas necesarias para el diseño de la malla de perforación. También será responsable de entregar la zonificación de la mineralización del block a explotarse de acuerdo a las calidades y valores de mineral (para el secuenciamiento adecuado del minado).

**Superintendente de Mina**

Responsable de hacer cumplir el procedimiento establecido para el minado con taladros largos. También de hacer cumplir en el campo los estándares establecidos de perforación y Voladura de Taladros Largos. Asimismo responsable de que el personal a su cargo reciba la capacitación y entrenamiento en perforación y voladura. Dar las facilidades para el levantamiento de taladros, levantamiento de tajos.

**Supervisores**

Responsable de hacer cumplir en el campo los diseños de mallas de perforación y Voladura recopilando los registros de los detalles de los taladros y asimismo respetando los estándares elaborados.

De igual manera verificará que las labores de perforación tengan la sección promedio de 3.5x3.5 m. Si se encontrara uno o varios taladros desviados, la supervisión tendrá la obligación de corregirlo inmediatamente.

## **4.5 DESCRIPCION DE LA ACTIVIDAD**

### **4.5.1 Levantamiento topográfico:**

Verificar que las labores de perforación tengan la sección promedio de 3.5x3.5m, marcando las zonas a corregir si fuera necesario.

Levantar las labores de avance al detalle el cual servirá para la información en 3D y para la elaboración del diseño de mallas de perforación.

Actualizar y entregar a tiempo los levantamientos a geología y planeamiento.

### **4.5.2 Interpretación de contacto en 3D**

Con el levantamiento que se tenga elaborar el modelo geológico en 3D. Entregar la data a Planeamiento indicando la zonificación con respecto al valor y calidad de mineral del block a minar. Tomar en consideración, en coordinación con mina y planeamiento, la dilución operativa que se pueda presentar para una afinación en el contacto o contorno final y ajuste de la ley.

### **4.5.3 Interpretación Geomecánica**

Geomecánica participará y dará su observación a planeamiento en el diseño de las secciones que llevará una preparación dentro de mineral y su ubicación en la proximidad de un tajo antiguo contiguo de ser el caso.

Geomecánica zonificará en rangos de 10 metros la calidad de la roca (RMR) de las labores de preparación para minado posterior y deberá entregar esta data oportuna a Planeamiento.

#### **4.5.4 Diseño de Malla**

Establecido el método de minado, se diseñará la malla considerando el RMR geomecánico, una sección adecuada, un cuadro de reporte de perforación con detalle (nombre del operador, metros perforados, metros reperforados, transición mineral-desmonte, presencia importante de falla, avería de equipo). Control de Minado revisará y participará en el diseño de la malla.

El diseño será revisado primeramente por el ing. de planeamiento, el ing. de Control de Minado y finalmente pasará a revisión del jefe de sección que corresponda. (En este punto se verá la necesidad de discutir sobre dilución operativa con Geología y mina para el ajuste que se justifique y requiera).

De no haber conformidad con el diseño de malla se volverá a revisar la interpretación geológica. El diseño de la malla debe presentarse mínimo 1 día antes de la programación de la perforación.

#### **4.5.5 Marcado topográfico**

Con la conformidad en el diseño de malla se procederá al marcado de las filas o secciones en la labor. Tomándose en consideración que no se marcará la sección de perforación mientras el terreno no tenga las

dimensiones adecuadas y sea factible su corrección. De requerirse se realizará el remarcado de malla a solicitud de mina.

#### **4.5.6 Perforación**

Cumplir con el procedimiento de posicionamiento del equipo de perforación para lograr una perforación de calidad como indica el Procedimiento de Posicionamiento del equipo de perforación para taladros largos. El operador debe perforar cumpliendo el diseño de perforación elaborado por el área de planeamiento. Debe registrar los detalles de su labor como: metros perforados, metros reperfados, presencia importante de falla, su nombre, si comunicó o no el taladro, la detección en metros o número de barras de la interfase mineral-desmonte para la revisión y/o reajuste del contorno en el plano final de perforación-carguío; así como cualquier detalle en la operación para el uso de su contraguardía. Los taladros perforados en negativo tendrán que ser tapados con yute o telas polipropileno. El supervisor o el jefe de la sección (así mismo el ingeniero de planeamiento y/o el personal de Control de Minado presente) deberá firmar (con fecha) en el plano de perforación cada vez que se acerca a la labor, con lo que acreditará estar al tanto de cualquier problema observado.

El plano que ya no se use deberá archivarse en la oficina de la jefatura de sección para cualquier revisión posterior. El supervisor de operaciones deberá llevar una plantilla consigo en donde pueda vaciar la información registrada por el perforista en su plano de perforación para un control del metraje así como de cualquier detalle. El perforista deberá

también registrar en el plano la ocurrencia, el tiempo y las causas de una avería que se pueda presentar en el equipo de perforación, que justifique retraso o mala calidad en la perforación de ser el caso.

#### **4.5.7 Levantamiento de Taladros**

La supervisión de la sección deberá ver que se den las condiciones necesarias para el levantamiento de taladros (taladros sin carga encima, tapados solo con costal cuando son negativos; debe retirarse el equipo del lugar previa coordinación para poder realizar el levantamiento). No se esperará a que la fila esté completa para su levantamiento. Topografía debe coordinar con mina y el ingeniero de planeamiento para el levantamiento oportuno o anticipado de taladros acumulados. Así mismo el ingeniero de planeamiento de la sección debe hacer seguimiento de los taladros acumulados para coordinar su levantamiento anticipado.

El levantamiento de los taladros debe realizarse con un tubo de PVC de 2" de diámetro y recto, de lo contrario con otro material rígido y del mismo diámetro. Los planos de levantamiento deben tener un espacio para las observaciones que se puedan dar en el proceso de levantamiento.

Deberá considerar la longitud desde la información del operador. Se debe monitorear o verificar en forma aleatoria la longitud de los taladros registrados por el perforista, y registrarlos.

El plano de levantamiento además de mostrar los taladros levantados deberá mostrar con una línea tenue y punteada la tendencia de la desviación que muestra el taladro en el fondo. El levantamiento de

taladros último corresponderá el realizado luego de tener completados los taladros que se programarán para su inmediato disparo, esto significa que los planos de levantamiento deben estar listos al menos al día siguiente del levantamiento, para su proceso.

#### **4.5.8 Revisión**

Una vez elaborado el plano de levantamiento, este debe ser revisado por el ingeniero de planeamiento, el jefe de Control de minado y el jefe de sección. Debe comunicarse vía correo por parte del jefe de sección al ingeniero de planeamiento con copia a Control de Minado las medidas o correcciones tomadas en coordinación con Control de Minado y Planeamiento, como la anulación de taladros en el campo o la adición de taladros para asegurar la voladura. De ser necesario se repetirán los procedimientos desde el marcado topográfico.

#### **4.5.9 Diseño de Carguío**

De conformidad con el plano final de levantamiento de taladros, el diseño de carguío deberá estar listo para la guardia siguiente al visto final dado al último levantamiento de taladros ya corregido. Cualquier observación debe ser dada en el momento de la entrega. Control de Minado revisará y participará en el diseño de las mallas de carguío.

La revisión del plano deberá ser realizada por Planeamiento, Control de Minado y la Jefatura de la Sección. (Cargo de conformidad con firma). El plano de carguío debe señalar o indicar la utilización de voladura controlada de darse el caso, cualquier observación relacionada con la

estabilidad final si se requiere, lo misma data considerada hasta el momento como el factor de potencia teórico, la cantidad de carga estimada para la voladura y las dimensiones sugeridas para los tacos vacíos.

#### **4.5.10 Voladura**

El plano deberá ser entregado al disparador previa explicación del trabajo a realizar. El recojo del plano debe ser registrado con firma del disparador y anotado en un cuaderno o un cargo. El reporte final de los disparadores debe considerar la cantidad exacta de explosivo usado, el remanente de la carga retirada de la bodega y la ubicación final de esta; la anulación de algún taladro en el carguío por la razón que fuese.

Se debe cumplir con el procedimiento de voladura de Taladros Largos. En el diseño de voladura se debe incluir un gráfico en donde debe especificar la dosificación de carga de taladros de recorte o de voladura controlada. Este plano con las observaciones tomadas o anotadas debe tener como destino final un archivador en la oficina de la sección. La supervisión de mina deberá coordinar la preparación de los taladros una guardia antes de su programación de disparo (limpieza de taladros, repase de taladros de ser necesario). Debe coordinarse para el apoyo que se requiera por parte de Control de Minado según la prioridad de tajos.

#### **4.5.11 Cálculo de Dilución y Recuperación**

Luego del minado, tanto el personal de geología, planeamiento, control de minado y la supervisión de la operación deberán coordinar e inspeccionar diariamente la separación de desmonte que se observe o reporte en la extracción para el levantamiento o cubicación por parte de topografía, Este dato se registrará y en esa misma guardia se enviará el registro a Control de Calidad para el seguimiento del destino final de esta carga.

En coordinación con la operación se realizará el levantamiento del tajo minado, este levantamiento se podrá realizar semanalmente para tajos críticos, quincenalmente para tajos que se consideren importantes y a fin de mes el levantamiento final de cierre, todo en coordinación entre planeamiento, mina y geología.

Control de minado, con el apoyo y soporte de los diseñadores de malla y los ingenieros de planeamiento, procederá al cálculo de la dilución y recuperación obtenida en el tajo evaluado.

No se tomará en cuenta el ancho permisible que se contempla en el minado pero si se tomará como referencia la dilución contemplada como permisible en la programación del tajo.

El cálculo final se hará llegar a las áreas implicadas para su revisión y análisis.

#### **4.5.12 Control de Minado**

Control de Minado estará involucrado en todos los procesos, en la supervisión, en la coordinación y en la ejecución.

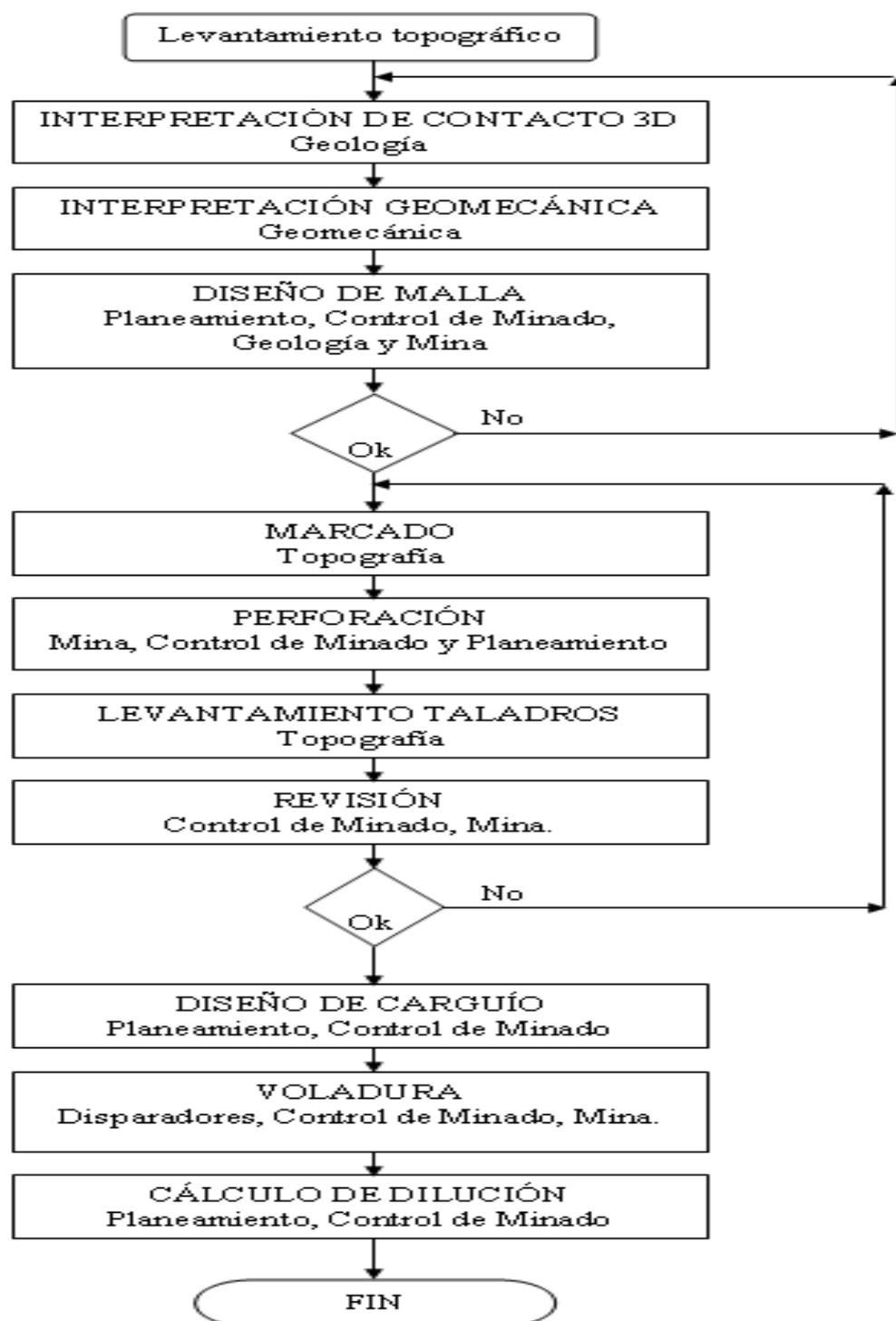


Fig. 51 Diagrama de flujo del procedimiento para el minado de taladros largos

## **CAPITULO V**

### **COSTOS Y PRODUCTIVIDAD DEL METODO SUBLEVEL STOPING CUERPOS**

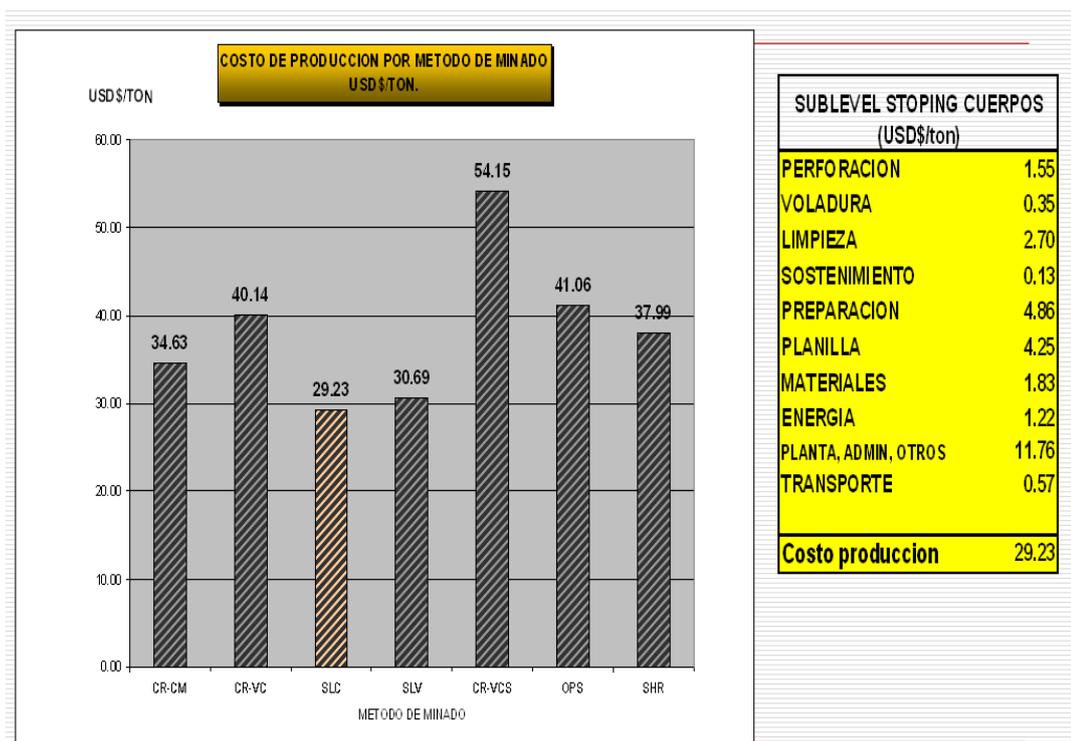
#### **5.1 COSTOS**

Para el caso del método de sublevel stoping cuerpos el costo de producción es de \$29.23/ton, y que comparativamente frente a todos los demás métodos convencionales y mecanizados resulta siendo el de menor costo de operación tal como muestra el cuadro nº 14., es este costo bajo lo que nos permite explotar bloques mineralizados de menores valores económicos en forma rentable.

Para el control de costos la compañía emplea un sistema ERP moderno denominado SAP, el mismo que ayuda al profesional a obtener los costos por método de minado empleado.

Hay una particularidad en la Mina Yauliyacu cuando se trate de estos temas y nos referimos a la antigüedad de esta mina por el cual podemos encontrar en muchas zonas infraestructuras antiguas como cruceros, bypasses, chimeneas, ventanas etc., los cuales son aprovechados

muchas veces como parte de las preparaciones consideradas en el diseño reduciéndose entonces parte de los costos del método, pero en casos de zonas nuevas a preparar se debe considerar la ejecución de labores definidos según diseño de los taladros largos en Yauliyacu. Ver Fig. 27 y Fig.28.



**Fig. 52 Costo de Producción por método de Minado.**

**Observación:**

CR-CM: Corte y Relleno Cuerpo Mecanizado.

CR-VC: Corte y Relleno Veta Convencional.

SLC: Sublevel Stopping Cuerpos.

SLV: Sublevel Stopping Vetas.

CR-VCS: Corte y Relleno Veta convencional con sostenimiento (con cuadros de madera).

OPS: Open Stope.

SHR: Shrinkage.

El método de CRVM actualmente ya no se aplica en esta unidad.

El costo de producción del método sublevel stoping cuerpos como se puede observar en el cuadro nº 13, tiene el costo de producción más bajo con respecto a los demás métodos de explotación aplicados en esta Mina.

<b>COSTO USD \$/Ton</b>		
	<b>CRVC</b>	<b>SLC</b>
Perforación		1.55
Voladura		0.35
Limpieza		2.70
Sostenimiento		0.13
Precio unitario	21.27	
Preparación	4.01	4.86
Supervisión (Cia)	0.93	
Planilla		4.25
Materiales	0.38	1.83
Energía	1.22	1.22
Planta, Administ, otros	11.76	11.76
Transporte	0.57	0.57
<b>COSTO DE PRODUCCION</b>	<b>40.14</b>	<b>29.23</b>

**Cuadro 13. Costo comparativo de producción del método Sublevel Stopping cuerpos y método convencional Corte y Relleno convencional.**

Las diferencias principales por los cuales este método tiene un costo bajo radica en:

El sostenimiento en los métodos convencionales se ejecutan cada 2 metros de corte vertical ya sean éstas cuadros de madera como en el caso de CR-VCS o pernos con o sin malla tipo gallinero en el caso del CRVC, mientras que en el método mecanizado se aplica el mismo tipo de sostenimiento en los subniveles de perforación pero cada 20 ò 30 metros de altura, esto hace que para un bloque de nivel a nivel tenga

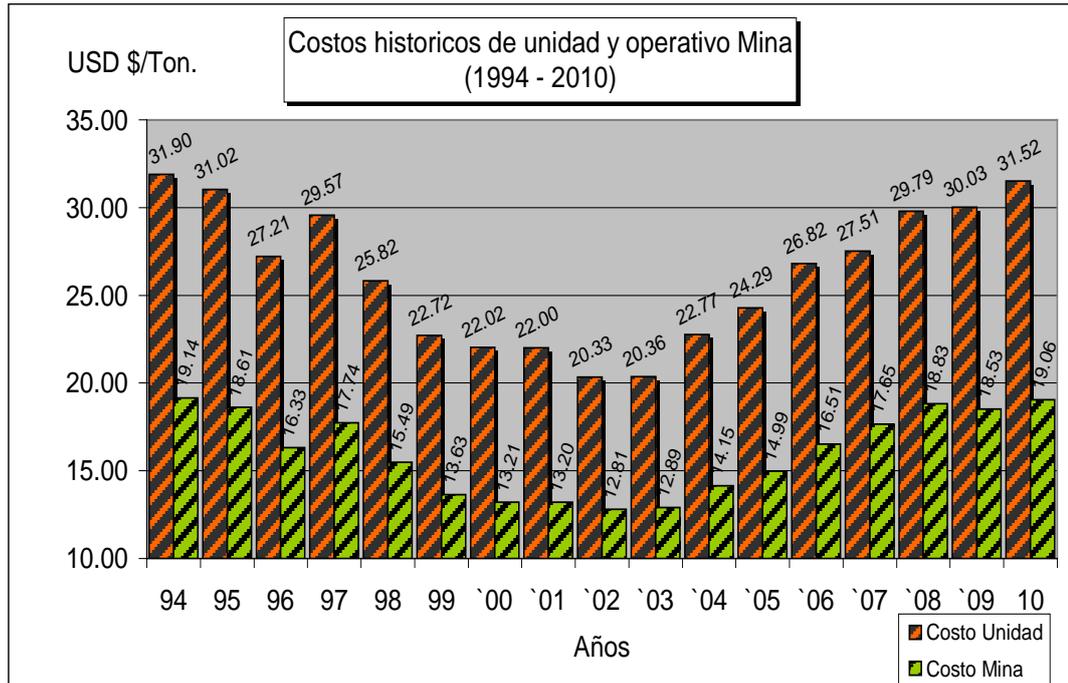
que sostenerse mayor área en los métodos convencionales con respecto a los mecanizados.

Los métodos de explotación convencionales son ejecutados por las empresas especializadas es por esta razón que en el cuadro n° 13 muestra un precio unitario de 21.27 \$/Ton., el cual representa a los costos de perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y planilla.

El costo de preparación es mayor para el SLC pues una rampa lateral de acceso a los subniveles intermedios es considerada como preparación. Ver Fig. 26

COSTO POR METODO DE EXPLOTACION US\$/TMS												
MET	jun-10	jun-10	jun-10	FC Jun-10	COSTO DE		FC Jun-10	jun-10	jun-10	FC Jun-10	COSTO DE OPERACIÓN (TOTAL)	
	COSTO DE MINADO	PREPAR	COSTO DE PLANT,ADM,OTRS	TRANSP.C 2,010	MARGINAL 1	PRODUCCION	LIMA	DDH ST	INVERSION DE	CUT OFF 2010		DEPREC DP,DDH LT,INV.
SLC	12.04	4.86	11.76	0.57	24.37	29.23	4.98	0.88	2.90	37.99	10.41	37.99
SLV	13.57	4.78	11.76	0.57	25.90	30.69	4.98	0.88	2.90	39.44	10.41	39.44
CR-VC	23.80	4.01	11.76	0.57	36.13	40.14	4.98	0.88	2.90	48.90	10.41	48.90
CR-VCS	37.16	4.66	11.76	0.57	49.49	54.15	4.98	0.88	2.90	62.91	10.41	62.91
OPS	23.35	5.38	11.76	0.57	35.68	41.06	4.98	0.88	2.90	49.82	10.41	49.82
SHR	20.10	5.56	11.76	0.57	32.43	37.99	4.98	0.88	2.90	46.75	10.41	46.75
AVANCES	0.00		11.76	0.57	12.33	12.33	4.98	0.00	0.00	17.31	10.41	17.31
					MARGINAL 1	MARGINAL						ECONOMICO
PONDERADO	14.73	4.47	11.76	0.57		31.53	4.98	0.79	2.60	39.91	10.41	39.91

**Cuadro 14. Fuente: área de Ingeniería. Cuadro comparativo de costos por diferentes métodos de minado.**



COSTOS HISTORICOS UNIDAD YAULIYACU (USD \$/Ton.)																	
Año	94	95	96	97	98	99	00	01	02	03	04	05	06	07	08	09	10
Unidad	31.90	31.02	27.21	29.57	25.82	22.72	22.02	22.00	20.33	20.36	22.77	24.29	26.82	27.51	29.79	30.03	31.52
Mina	19.14	18.61	16.33	17.74	15.49	13.63	13.21	13.20	12.81	12.89	14.15	14.99	16.51	17.65	18.83	18.53	19.06

**Gráfico 3: Histórico de costos operativos y de unidad. Se puede observar la reducción de costos desde los inicios de la mecanización (1997).**

## 5.2 PRODUCTIVIDAD

La productividad en los taladros largos en Yauliyacu está relacionado a un buen planeamiento que contemple la infraestructura adecuada de tal manera que se evite transporte de mineral a distancias mayores de 200 metros, una adecuada ventilación, secciones de labor para tránsito a 3.5x3.5 de sección para el traslado de scoops de 3.5 Yd<sup>3</sup>, el tema de la fragmentación igualmente es tema de mucho control para evitar retrasos y gastos causados por la voladura secundaria, minimizar los tiempos muertos de operación para incrementar los metrajés perforados por guardia así como mayor cantidad de toneladas extraídas etc.

La productividad en los taladros es alrededor de 35 Toneladas por hombre guardia (ver cuadro 15) a comparación de los tajos convencionales en donde la productividad bordea las 6 toneladas por hombre guardia.

<b>Productividad</b>		Número Personal/ Guardia	Número Guardias/mes
Producción promedio mensual SLC (Ton.)	85,000		
<b>Perforación</b>			
Eficiencia de perforación/mes-Jumbo (m.)	4,487		
Producción promedio/mes por tajo (Ton.)	6,800		
Factor de Ton/metro perforado.	4		
Metros perforados	1,943		
10% metrajes en winzes	194		
Metraje total a perforar	2,137		
Rendimiento por guardia (metros)/Jumbo	77		
Nº guardias de perforación	28		
01 perforista de equipo Long Hole.		1	28
01 ayudante de perforista Long Hole.		1	28
<b>Voladura</b>			
Toneladas promedio por disparo/guardia	1,800		
Nº disparos/mes	4		
Disparadores (nº de trabajadores)		2	8
<b>Extracción</b>			
Rendimiento scoop 3.5 Yd3/Hora (Ton.)	18		
Horas efectivas por guardia (Horas).	7		
Rendimiento scoop 3.5 Yd3/guardia (Ton.)	117		
Nº de guardias/mes	58		
Operador de scoop		1	58
Supervisión Cía (Nº Guardias equiv/mes)		1	13
<b>Relleno</b>			
Factor de conversión (M3/Tonelada)	2.7		
M3 a rellenar/mes	2,519		
Rendimiento scoop 3.5 Yd3/guardia (M3.)	43		
Nº de guardias/mes	58		
Operador de scoop		1	58
<b>TOTAL:</b>		<b>7</b>	<b>192</b>
<b>Toneladas/H-Gdia SLC.</b>		<b>35</b>	<b>Ton/H.Gdia.</b>

**Cuadro 15: Productividad del método Sublevel Stoping Cuerpos**

El mantenimiento de las vías igualmente es importante para el recorrido adecuado de los equipos de extracción, y es, por este motivo que se han implementado equipos de Mantenimiento de vías Bob CAT

provistos de accesorios que permitan trabajar como retroexcavadora para las cunetas, lampón para raspado de vías y un martillo rompe bancos para nivelar algunas protuberancias que se presentan en las rampas y/o niveles principales de extracción.



**Fig. 53 Equipo Bob CAT para mantenimiento de vías en interior mina.**

## CONCLUSIONES

- Los resultados obtenidos en Minera Yauliyacu nos indican que el método de explotación de Sublevel Stopping cuerpos en mineral diseminado es una buena alternativa de trabajo.
- Es un método seguro, ya que el personal no está expuesto al vacío del tajo en explotación, además la extracción del mineral se realiza con scooptrams provistos de telemandos (control remoto).
- Actualmente el aporte del mineral proveniente de la recuperación de los diseminados es de alrededor del 78% del total de la producción de Yauliyacu.
- La voladura secundaria en la recuperación de los diseminados es un inconveniente que hay que tomar en cuenta en la etapa de diseño de los taladros para minimizar su impacto en los costos.
- La aplicación del sistema SAP a las operaciones de mina ha ayudado a tener un mayor control de costos en nuestros métodos de minado pues esto permite llevar los gastos de insumos en cada método de minado dándose la posibilidad de hacer controles a tiempo real.
- El método de explotación Sublevel Stopping ha sido tradicionalmente aplicado en condiciones diferentes como el minado masivo en cuerpos y vetas anchas siendo pocas las veces la aplicación en cuerpos diseminados que tienen características propias como: la presencia permanente de un tajo vacío lateral a una de las cajas o a veces a ambos, teniéndose que adecuar entonces el método de

minado a fin de lograr la mecanización para este tipo de mineralizaciones.

- La diferencia sustancial con los demás métodos convencionales es en la productividad y seguridad, en los que no existe margen posible de comparación.
- Este método ha permitido seguir recuperando los diseminados en bloques mineralizados que de aplicarse otros métodos de minado ya no resultan rentables.
- La recuperación de los diseminados mediante Sub Level Stopping Cuerpos ha permitido elevar la producción en forma sostenida desde 56000 tpm (1997) hasta 109000 tpm en la actualidad.
- Es un método seguro, ya que el personal no está expuesto al vacío del tajo en explotación, además la extracción del mineral se realiza con scooptrams provistos de telemandos (control remoto).
- El costo del método SLC es menor comparativamente al resto de los demás métodos de minado de esta unidad, y por lo tanto permite recuperar bloques mineralizados de menores valores económicos en forma rentable.
- La recuperación de los diseminados ha permitido elevar la productividad, bajar los costos operativos, aumentar las reservas generando una mejora en los ingresos de la Empresa.
- La recuperación del mineral diseminado en Yauliyacu seguirá siendo una alternativa para seguir ganando más reservas y así aumentar la vida útil del yacimiento.

## RECOMENDACIONES

- Los niveles de perforación deben ser bien llevados tratando de lograr que el techo y el piso sean lo más horizontal posible, la altura adecuada y limpio de tal forma que se facilite el emboquillado si la perforación es positiva de tal forma que los taladros que comunican al nivel superior no tengan problema en la medición y trancamiento de la columna de perforación.
- Los levantamientos topográficos de los tajos en voladura nos ayudarán para determinar el grado de sobre rotura y así controlar la dilución.
- Debe llevarse archivos en el que se registre: Planos de perforación con sus correcciones, Planos con el levantamiento de taladros, Hojas de carga, estos archivos son herramientas de trabajo.
- Llevar la estadística de los parámetros que son indicadores de control.
- La implementación de taladros largos en cuerpos diseminados con los estándares de seguridad, es factible lograrlo con la capacitación de todo el personal involucrado en la operación: Planeamiento, Topógrafos, Supervisores-Mina, Perforistas y Disparadores porque se trata de lograr un trabajo de calidad en todas sus etapas.
- Debe llevarse archivos donde se registren planos de perforación con sus correcciones, planos con el levantamiento de taladros y hojas de carga.

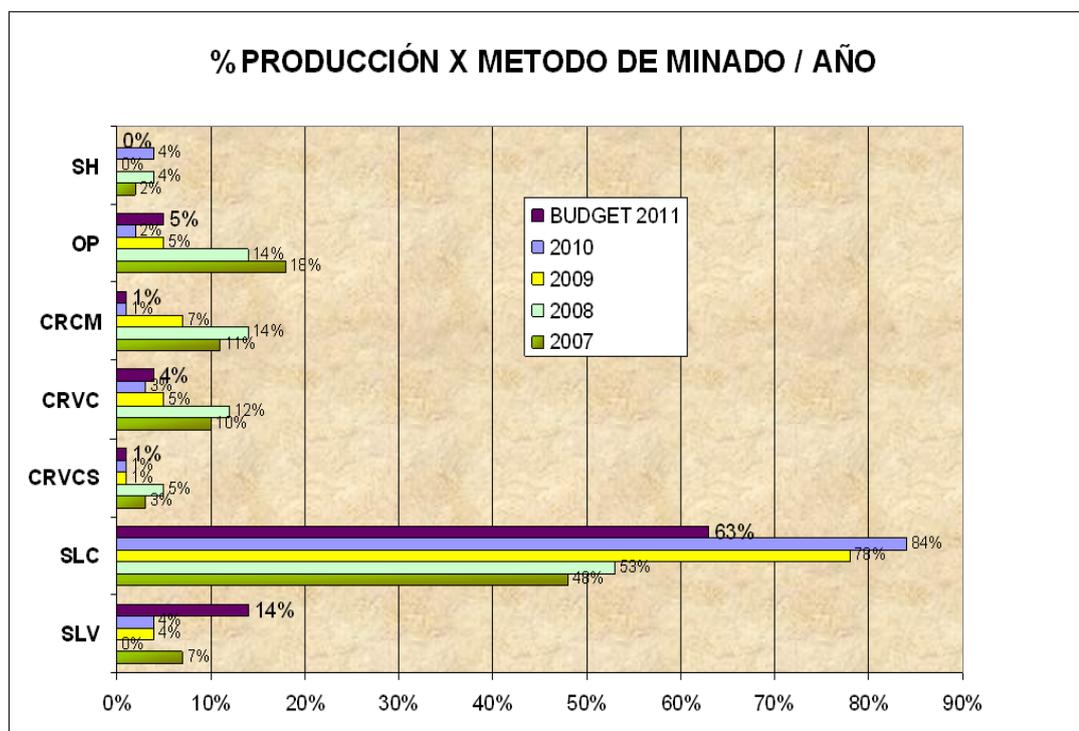
- Se debe evitar preparar el tajeo con la salida o cara libre a todo lo lateral, es decir, al tajo vacío, a fin de evitar el daño a la caja techo porque podría generar desprendimientos posteriores causando condiciones inseguras y dilución al mineral disparado.

## BIBLIOGRAFIA

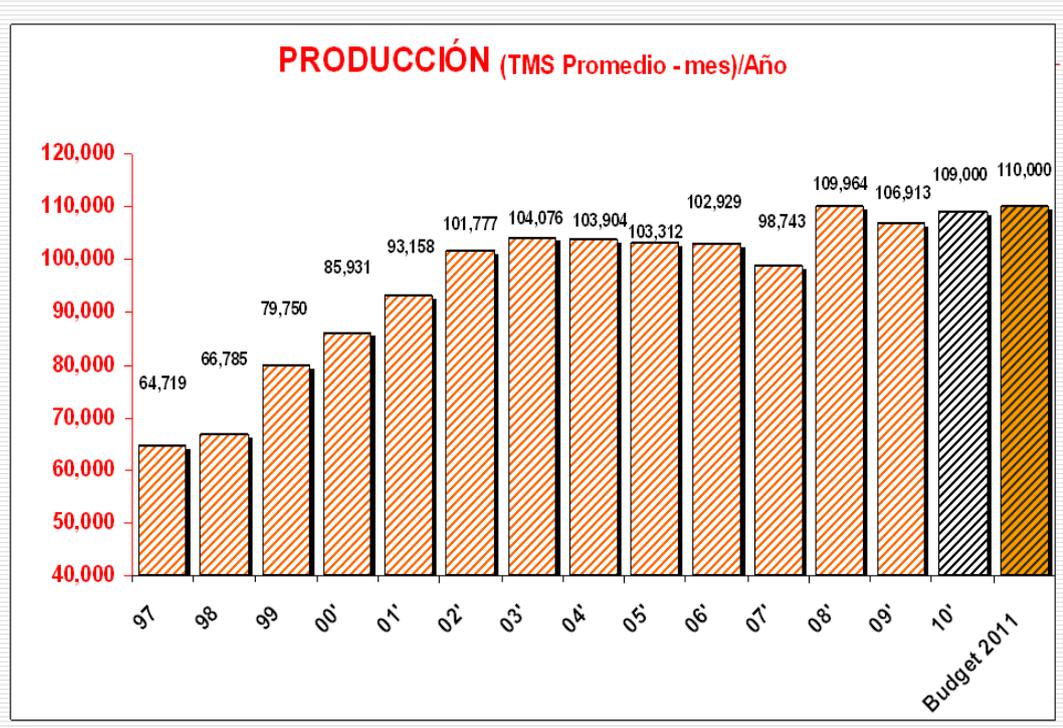
- Sublevel Stopping Engineering and Planning Session Developers. W.A Hustrulid Colorado School of Mines.1993.
- Manual de Voladura de EXSA .Edición 2006.
- Manual de Perforación y Voladura de rocas – Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Thomas, L.J. 1979. An introduction to mining. Methunen, Australia, 471 pp.
- Hard Rock Miner´s Hanbook. De la Vergne, Jack (2003). McIntosh Engineering. pp. 2.
- “Geología de Minas”. Mc. Kinstry E. Edit. Omega, Barcelona, 1965.
- Página Web de la sociedad nacional de minería, petróleo y Energía (SNMPE).
- Diversos informes geomecánicos y de Ingeniería en la Mina Yauliyacu.

## ANEXOS

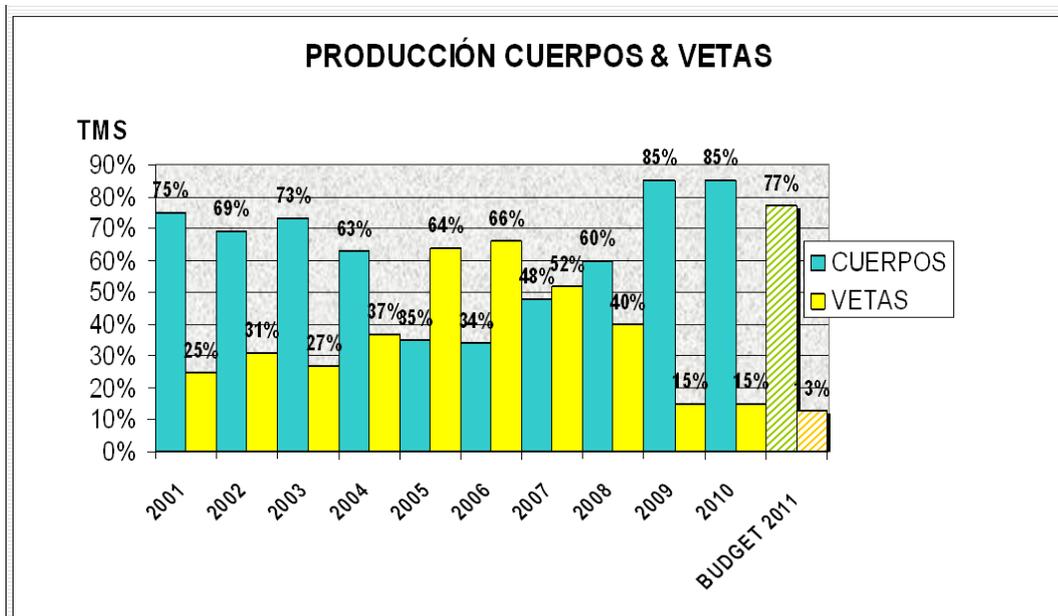
En los gráficos siguientes se puede observar que el mayor aporte de producción al nivel mina proviene del método de minado Sub Level Stoping Cuerpos. Asimismo el incremento de producción durante los últimos 12 años.



**Anexo 1. Producción de cuerpos diseminados mediante el método Sublevel Stoping Cuerpos de 2007 a 2010.**



**Anexo 2. Producción histórica de los últimos 12 años. Se puede observar el incremento sostenido año tras año producto de la mecanización.**



**Anexo 3. Porcentaje de producción proveniente de los tajos mecanizados versus convencionales en los últimos 10 años.**

PROYECCION DE RECURSOS - BUDGET PRODUCCION 2010 - ZONA I

TIPO	ZONA	NIVEL	TAJO	METODO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
CUERPOS	I	H2	H2-L-TJ254	SLC	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
CUERPOS	I	H2	H3-L-TJ254	SLC	13,000	10,400	11,554	11,000	11,450	11,400	10,600	11,550	12,800	12,800	11,640	11,270	139,464
CUERPOS	I	200	200-CPOM-TJ761	SLC	6,000	5,450	5,680	4,600	4,400	4,000	3,500	3,500	3,000	4,000	3,910	3,750	51,790
CUERPOS	I	200	200-RMM-TJ751	SLC	3,950	3,700	4,700	4,210	3,350	3,000	4,400	4,500	4,110	3,810	4,000	5,000	48,730
CUERPOS	I	200	200-M-TJ755	SLC	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
CUERPOS	I	600	600-C-TJ575	SLC	2,500	2,500	2,400	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,400
CUERPOS	I	600	600-C-TJ575	SLC	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
CUERPOS	I	600	600-C-TJ576	SLC	-	-	-	4,340	4,750	5,350	5,250	5,200	3,550	750	-	-	29,190
CUERPOS	I	800	800-C-TJ579	SLC	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,990	5,800	-	17,590
<b>SUB TOTAL SLC - ZONA I</b>					<b>25,450</b>	<b>22,050</b>	<b>24,334</b>	<b>24,150</b>	<b>23,950</b>	<b>23,750</b>	<b>23,750</b>	<b>24,750</b>	<b>23,460</b>	<b>26,350</b>	<b>25,350</b>	<b>26,820</b>	<b>294,164</b>
<b>TOTAL PRODUCCION - ZONA I</b>					<b>25,450</b>	<b>22,050</b>	<b>24,334</b>	<b>24,150</b>	<b>23,950</b>	<b>23,750</b>	<b>23,750</b>	<b>24,750</b>	<b>23,460</b>	<b>26,350</b>	<b>25,350</b>	<b>26,820</b>	<b>294,164</b>

PROYECCION DE RECURSOS - BUDGET PRODUCCION 2010 - ZONA II

TIPO	ZONA	NIVEL	TAJO	METODO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
CUERPOS	II	400	400-M-TJ750	SLC	5,000	2,500	2,500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	10,000
CUERPOS	II	400	400-M-TJ755	SLC	-	-	5,000	5,000	5,000	-	-	-	-	-	-	-	15,000
CUERPOS	II	400	400-M-TJ766	SLC	3,500	3,900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,400
CUERPOS	II	800	800-M-TJ743	SLC	8,500	7,500	9,000	7,500	7,500	7,900	5,100	-	-	-	-	-	53,000
CUERPOS	II	1200	1200-L-TJ740	SLC	3,000	3,400	3,500	2,600	2,500	-	-	-	-	-	-	-	15,000
CUERPOS	II	400	400-M-TJ742	SLC	-	-	-	-	-	-	3,700	4,800	3,400	3,400	3,300	3,400	22,000
CUERPOS	II	400	400-L-TJ727	SLC	-	-	-	-	-	-	-	-	3,500	5,500	4,700	5,500	19,200
CUERPOS	II	1000	1000-M-TJ730	SLC	-	-	-	4,000	7,500	10,000	10,000	10,000	7,000	9,200	9,200	9,200	76,100
CUERPOS	II	1200	1200-L-TJ760	SLC	-	-	-	-	4,000	3,300	4,100	4,100	4,500	4,500	4,500	4,500	29,000
<b>SUB TOTAL SLC - ZONA II</b>					<b>20,000</b>	<b>17,300</b>	<b>20,000</b>	<b>19,100</b>	<b>22,500</b>	<b>21,900</b>	<b>22,100</b>	<b>18,900</b>	<b>18,000</b>	<b>22,600</b>	<b>21,700</b>	<b>22,600</b>	<b>246,700</b>
CUERPOS	II	1000	1000-RM735-TJ735	SLV	3,500	3,500	3,500	3,500	1,000	-	-	-	-	-	-	-	15,000
<b>SUB TOTAL SLV - ZONA II</b>					<b>3,500</b>	<b>3,500</b>	<b>3,500</b>	<b>3,500</b>	<b>1,000</b>	<b>-</b>	<b>15,000</b>						
<b>TOTAL PRODUCCION - ZONA II</b>					<b>23,500</b>	<b>20,800</b>	<b>23,500</b>	<b>22,600</b>	<b>23,500</b>	<b>21,900</b>	<b>22,100</b>	<b>18,900</b>	<b>18,000</b>	<b>22,600</b>	<b>21,700</b>	<b>22,600</b>	<b>261,700</b>

PROYECCION DE RECURSOS - BUDGET PRODUCCION 2010 - ZONA IV

TIPO	ZONA	NIVEL	TAJO	METODO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
CUERPOS	IV	1700	1700-M-TJ684	SLC	3,500	3,000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	6,500
CUERPOS	IV	2300	2300-P-TJ 680S	SLC	4,000	4,000	3,500	3,500	4,000	3,500	3,500	3,500	4,500	4,500	3,500	4,000	46,000
CUERPOS	IV	2500	2500-RUBI-TJ 651	SLC	-	-	3,500	3,500	4,000	1,500	-	-	-	-	-	-	12,500
CUERPOS	IV	2500	2500-M-TJ 688	SLC	5,000	3,700	5,000	4,500	5,000	-	-	-	-	-	-	-	23,200
CUERPOS	IV	2300	2300-M-TJ 655	SLC	-	-	-	-	-	3,500	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,500	28,000
CUERPOS	IV	2300	2300-M-TJ 688	SLC	-	-	-	-	-	3,000	4,000	4,500	4,500	-	-	-	16,000
CUERPOS	IV	2300	2300-M-TJ 684	SLC	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,000	4,000	3,500	11,500
<b>SUB TOTAL SLC - ZONA IV</b>					<b>12,500</b>	<b>10,700</b>	<b>12,000</b>	<b>11,500</b>	<b>13,000</b>	<b>11,500</b>	<b>11,500</b>	<b>12,000</b>	<b>13,000</b>	<b>12,500</b>	<b>11,500</b>	<b>12,000</b>	<b>143,700</b>
<b>TOTAL PRODUCCION - ZONA IV</b>					<b>12,500</b>	<b>10,700</b>	<b>12,000</b>	<b>11,500</b>	<b>13,000</b>	<b>11,500</b>	<b>11,500</b>	<b>12,000</b>	<b>13,000</b>	<b>12,500</b>	<b>11,500</b>	<b>12,000</b>	<b>143,700</b>

PROYECCION DE RECURSOS - BUDGET PRODUCCION 2010 - ZONA V

TIPO	ZONA	NIVEL	TAJO	METODO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
CUERPOS	V	3000	3000-CPO SONIA-TJ688	SLC	3,500	2,500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	6,000
CUERPOS	V	3000	3000-CPO RUTH-TJ675	SLC	4,000	3,500	4,000	4,000	4,000	3,000	2,000	-	-	-	-	-	24,500
CUERPOS	V	3000	3000-ROSARIO-TJ682	SLC	4,000	3,500	4,000	4,000	4,000	4,000	-	-	-	-	-	-	23,500
CUERPOS	V	3300	3300-M-TJ647	SLC	-	-	3,000	3,000	3,000	3,000	5,000	5,000	5,000	5,000	4,000	5,000	41,000
CUERPOS	V	3900	3900-HZ-TJ628	SLC	3,000	2,850	3,000	2,900	4,000	3,900	3,000	4,500	4,400	5,500	4,400	4,500	45,950
CUERPOS	V	3900	3900-M-TJ624	SLC	3,000	2,500	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	35,500
CUERPOS	V	3300	3300-CPO RUTH-TJ675	SLC	-	-	-	-	-	-	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	30,000
<b>SUB TOTAL SLC - ZONA V</b>					<b>17,500</b>	<b>14,850</b>	<b>17,000</b>	<b>16,900</b>	<b>18,000</b>	<b>16,900</b>	<b>18,000</b>	<b>17,500</b>	<b>17,400</b>	<b>18,500</b>	<b>16,400</b>	<b>17,500</b>	<b>206,450</b>
CUERPOS	V	3600	3600-M-TJ645	SLV	4,000	3,500	4,000	4,000	4,000	4,000	2,000	-	-	-	-	-	25,500
<b>SUB TOTAL SLV - ZONA V</b>					<b>4,000</b>	<b>3,500</b>	<b>4,000</b>	<b>4,000</b>	<b>4,000</b>	<b>4,000</b>	<b>2,000</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>25,500</b>
<b>TOTAL PRODUCCION - ZONA V</b>					<b>21,500</b>	<b>18,350</b>	<b>21,000</b>	<b>20,900</b>	<b>22,000</b>	<b>20,900</b>	<b>20,000</b>	<b>17,500</b>	<b>17,400</b>	<b>18,500</b>	<b>16,400</b>	<b>17,500</b>	<b>231,950</b>

PROYECCION DE RECURSOS - BUDGET PRODUCCION 2010 - ZONA VI

TIPO	ZONA	NIVEL	TAJO	METODO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
CUERPOS	VI	2700	2700-C-TJ627	SLC	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	24,000
<b>SUB TOTAL SLC - ZONA VI</b>					<b>2,000</b>	<b>24,000</b>											
<b>TOTAL PRODUCCION - ZONA VI</b>					<b>2,000</b>	<b>24,000</b>											

Anexo 4: Cálculo de las necesidades de recursos de perforación para tajos mecanizados.

**METROS PERFORADOS POR JUMBO - PERIODO 2009**

EQUIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	TOTAL	PROM
MINI RAPTOR 01	2,429	2,390	2,722	2,658	1,661	2,357	3,922	3,712	3,578	25,428	2,825
MINI RAPTOR 02	2,270	2,179	2,911	937	467				2,132	10,897	1,816
RAPTOR JUNIOR 01	3,268	2,279	2,051	67	2,074	4,004	2,654	2,242	2,754	21,394	2,377
<b>SUB TOTAL RAPTORS</b>	<b>7,967</b>	<b>6,849</b>	<b>7,684</b>	<b>3,662</b>	<b>4,201</b>	<b>6,361</b>	<b>6,576</b>	<b>5,954</b>	<b>8,465</b>	<b>57,718</b>	<b>6,413</b>
BOOMER 01	4,830	3,570	3,860	3,139	2,444	3,757	4,014	3,044	2,195	30,854	3,428
QUASAR 01	5,575	3,860	4,540	5,404	4,135	5,158	5,623	4,907	5,232	44,433	4,937
SIMBA 01	4,889	4,014	3,578	3,182	3,551	4,595	3,032	3,465	2,482	32,789	3,643
SIMBA 02	5,279	3,331	4,483	1,645	2,822	3,655	4,382	2,336	3,697	31,631	3,515
SIMBA 07									3,344	3,344	3,344
SIMBA 08			759	3,322	4,824	5,016	5,286	3,929	5,189	28,324	4,046
<b>SUB TOTAL AUTOPROPULSADOS</b>	<b>20,573</b>	<b>14,775</b>	<b>17,221</b>	<b>16,692</b>	<b>17,777</b>	<b>22,180</b>	<b>22,338</b>	<b>17,680</b>	<b>22,139</b>	<b>171,375</b>	<b>19,042</b>
<b>TOTAL JUMBOS</b>	<b>28,540</b>	<b>21,623</b>	<b>24,905</b>	<b>20,354</b>	<b>21,978</b>	<b>28,541</b>	<b>28,914</b>	<b>23,634</b>	<b>30,603</b>	<b>229,092</b>	<b>25,455</b>

**HORAS NETAS DE OPERACIÓN POR JUMBO - PERIODO 2009**

EQUIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	TOTAL	PROM
MINI RAPTOR 01	146	172	227	249	164	226	286	290	260	2,021	225
MINI RAPTOR 02	195	126	220	106	39				191	878	146
RAPTOR JUNIOR 01	275	184	180	2	173	296	233	253	278	1,875	208
<b>SUB TOTAL RAPTORS</b>	<b>617</b>	<b>482</b>	<b>627</b>	<b>357</b>	<b>376</b>	<b>522</b>	<b>520</b>	<b>543</b>	<b>730</b>	<b>4,774</b>	<b>530</b>
BOOMER 01	290	244	276	242	187	240	289	264	221	2,252	250
QUASAR 01	300	207	262	360	285	387	355	347	384	2,889	321
SIMBA 01	240	183	231	211	225	310	216	276	188	2,079	231
SIMBA 02	270	202	306	136	211	305	379	206	330	2,345	261
SIMBA 07									259	259	259
SIMBA 08			57	244	296	306	398	281	362	1,944	278
<b>SUB TOTAL AUTOPROPULSADOS</b>	<b>1,100</b>	<b>837</b>	<b>1,132</b>	<b>1,193</b>	<b>1,204</b>	<b>1,549</b>	<b>1,637</b>	<b>1,374</b>	<b>1,743</b>	<b>11,767</b>	<b>1,307</b>
<b>TOTAL JUMBOS</b>	<b>1,992</b>	<b>1,503</b>	<b>1,939</b>	<b>1,553</b>	<b>1,753</b>	<b>2,367</b>	<b>2,390</b>	<b>2,170</b>	<b>2,751</b>	<b>18,416</b>	<b>2,046</b>

**METROS PERFORADOS POR HORA NETA DE OPERACIÓN - PERIODO 2009**

EQUIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	PROMEDIO
MINI RAPTOR 01	16.60	13.90	11.99	10.66	10.11	10.42	13.70	12.80	13.76	12.66
MINI RAPTOR 02	11.63	17.32	13.22	8.87	11.84				11.14	12.34
RAPTOR JUNIOR 01	11.88	12.38	11.41	27.77	12.00	13.53	11.38	8.86	9.90	13.23
<b>SUB TOTAL RAPTORS</b>	<b>13.37</b>	<b>14.53</b>	<b>12.21</b>	<b>15.77</b>	<b>11.32</b>	<b>11.97</b>	<b>12.54</b>	<b>10.83</b>	<b>11.60</b>	<b>12.74</b>
BOOMER 01	16.66	14.61	14.01	12.96	13.10	15.65	13.89	11.54	9.95	13.60
QUASAR 01	18.57	18.63	17.31	15.03	14.49	13.32	15.83	14.13	13.62	15.66
SIMBA 01	20.41	21.88	15.50	15.08	15.82	14.80	14.07	12.56	13.19	15.92
SIMBA 02	19.55	16.50	14.63	12.06	13.39	11.98	11.56	11.34	11.22	13.58
SIMBA 07									12.93	12.93
SIMBA 08			13.33	13.62	16.29	16.41	13.28	13.99	14.33	14.46
<b>SUB TOTAL AUTOPROPULSADOS</b>	<b>18.80</b>	<b>17.91</b>	<b>14.96</b>	<b>13.75</b>	<b>14.62</b>	<b>14.43</b>	<b>13.73</b>	<b>12.71</b>	<b>12.54</b>	<b>14.36</b>
<b>TOTAL JUMBOS</b>	<b>16.08</b>	<b>16.22</b>	<b>13.58</b>	<b>14.76</b>	<b>12.97</b>	<b>13.20</b>	<b>13.13</b>	<b>11.77</b>	<b>12.07</b>	<b>13.55</b>

**METROS PERFORADOS POR GUARDIA - PERIODO 2009**

EQUIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	PROMEDIO
MINI RAPTOR 01	39.17	42.68	43.90	44.30	26.79	39.28	63.25	59.86	59.64	46.54
MINI RAPTOR 02	36.62	38.91	46.95	15.61	7.53				35.54	30.19
RAPTOR JUNIOR 01	52.70	40.70	33.08	1.12	33.45	66.74	42.81	36.16	45.90	39.19
<b>SUB TOTAL RAPTORS</b>	<b>42.83</b>	<b>40.77</b>	<b>41.31</b>	<b>20.34</b>	<b>22.59</b>	<b>53.01</b>	<b>53.03</b>	<b>48.01</b>	<b>47.03</b>	<b>38.64</b>
BOOMER 01	77.91	63.75	62.26	52.32	39.43	62.61	64.74	49.09	36.58	56.52
QUASAR 01	89.92	68.92	73.22	90.06	66.70	85.96	90.70	79.14	87.20	81.31
SIMBA 01	78.85	71.68	57.72	53.04	57.27	76.58	48.91	55.89	41.37	60.14
SIMBA 02	85.14	59.49	72.31	27.42	45.52	60.92	70.68	37.67	61.62	57.86
SIMBA 07									55.73	55.73
SIMBA 08			12.24	55.36	77.81	83.60	85.26	63.37	86.48	66.30
<b>SUB TOTAL AUTOPROPULSADOS</b>	<b>82.96</b>	<b>65.96</b>	<b>55.55</b>	<b>55.64</b>	<b>57.34</b>	<b>73.93</b>	<b>72.06</b>	<b>57.03</b>	<b>61.50</b>	<b>62.98</b>
<b>TOTAL JUMBOS</b>	<b>62.89</b>	<b>53.36</b>	<b>48.43</b>	<b>37.99</b>	<b>39.97</b>	<b>63.47</b>	<b>62.55</b>	<b>52.52</b>	<b>54.26</b>	<b>50.81</b>

**Anexo 5: Indicadores principales de los equipos de Perforación Long Hole.**

CUADRO DE SEGUIMIENTO DE RELLENO A TAJOS EXPLOTADOS POR SUBLEVEL STOPING CUERPOS 2010 - 2011 YAULIYACU								
No.	ACUERDO DE REUNION	M3 a rellenar	CUMP.	M3 rellenados	OBSERVACIONES	FECHA TERMINO	DESCRIPCIÓN	
1	<b>Plan de Relleno Mina Sección I - III</b>							
	TJ 750_200	45,000	56%	25,200	Fecha de inicio 04/08/2010		SE RELLENO 722 M3	
2	<b>Plan de Relleno Mina Sección II</b>							
	TJ 710 NV 600	40,000	42%	16,800	Fecha de inicio 01/10/2010		Se relleno 800 m3, acumulado 1400m3	
	TJ 740 NV 1200	3,000	100%	3,000	Fecha de inicio 01/09/2010		Relleno completado	
	TJ 735 NV 1000	3,500	93%	3,255	Fecha de inicio 15/11/2010		En proceso	
3	<b>Plan de Relleno Mina Sección IV</b>							
	TJ 654_1500_1700_VETA C	2,000	0%	0	Fecha de inicio 01/04/2010			
	TJ 684_1700_1900_CPO M	7,000	0%	0	Fecha de inicio 01/04/2011			
	TJ 648_1700_1900_VETA C	1,500	0%	0	Fecha de inicio 01/05/2011			
	TJ 655_1700_1900_VETA C	10,000	18%	1,800	Fecha de Reinicio 29/11/2010		EN PROCESO	
	TJ 684_1500_1700_CPO M	6,000	34%	2,040	Fecha de inicio 27/01/2010		SE RELLENO 670 M3 POR NIV 1500	
	TJ 688_2300_2500_CPO M	12,000	100%	12,030	Fecha de inicio 02/01/2010	30/09/2010	SE CULMINÓ RELLENO	
	TJ 651_2300_2500_CPO RUBI	3,000	100%	3,010	Fecha de inicio 02/01/2010	05/04/2010	SE CULMINÓ RELLENO	
	TJ 655_2300_2500_RML M	1,800	100%	1,800	Fecha de inicio 20/11/2010	15/03/2010	SE CULMINÓ RELLENO	
	TJ 684_2300_CPO_M	6,000	100%	6,000	Fecha de inicio 06/05/2010	30/06/2010	SE CULMINÓ RELLENO	
	TJ 655_2300_CPO_M	5,000	100%	5,000	Fecha de inicio 27/05/2010	30/07/2010	SE CULMINÓ RELLENO	
	TJ 680_2300_CPO_P	25,000	20%	5,000	Fecha de inicio 29/08/2009		EN PROCESO	
	TJ 670_2300_CPO_M	6,500	92%	5,980	Fecha de inicio 29/08/2010	31/12/2010	FALTA ACCESAR EXTREMO SUR	
	4	<b>Plan de Relleno Mina Sección V</b>						
		TJ 675 Centro_2700_3000_VETA RUTH	16,500	100%	16,500	Fecha de inicio 19/05/2010	20/12/2010	TERMINADO.
		TJ 675 Sur_2700_3000_VETA RUTH	9,000	87%	7,830	Fecha de inicio 10/11/2010		SE RELLENO 480 M3.
TJ 682_3000 Interim_3000_RML M3		15,203	55%	8,362	Fecha de inicio 26/04/2011		EN PROCESO	
TJ 647_3000_3300_VETA M		10,000	33%	3,300	Fecha de inicio 16/05/2011		EN PROCESO	
TJ 625_3300_3600_VETA M		35,407	100%	35,407	Fecha de inicio 26/01/2010		TERMINADO.	
TJ 640_3900_M		8,500	27%	2,295	Fecha de inicio 01/10/2010		SE RELLENO 200 M3.	
TJ 632_3900_HZ		10,500	100%	10,500	Fecha de inicio 12/06/2011		TERMINADO.	
TJ 625 NV 3000		98,500	100%	98,500	Fecha de inicio 30/12/2010	17/01/2011	SE CULMINÓ RELLENO	
<b>TOTAL DE RELLENO (M3)</b>		<b>380,910</b>		<b>273,609</b>				

**Anexo 6: Relleno ejecutado a los vacíos generados por SLC., durante los últimos 12 meses.**

PARÁMETROS PROMEDIOS		
	Cantidad	Unidad
Ratio de perforación	4.00	T/m -Perforado.
Capacid. Perf. Jumbo	4,487	m-perforados/mes
Factor de potencia:	0.42	kg/t
Dilución:	10.85	%
Recuperación:	84.04	%
Rango de desviación promedio	4.71	%
Productividad:	35	T/h-Guardia

**Anexo 7: Indicadores principales de los equipos de Perforación Long Hole**