

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y
METALURGICA



INNOVACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS
ANGOSTAS

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
EDGAR ANDRÉS ROQUE ORTIZ

Lima – Perú

2009

*Dedico este informe a mis
padres Edgar Gustavo y Rosa Isabel
por su apoyo constante e
incondicional quienes forjaron en
mi sus conocimientos y valores.*

TABLA DE CONTENIDO

CAPITULO I INTRODUCCIÓN

	Pág.
1.1 Resumen	1
1.2 Problemas a Estudiar	5
1.3 Objetivos y Metas	6
1.4 Visión General del Informe	7

CAPITULO II ASPECTOS GENERALES

	Pág.
2.1 Ubicación y Accesibilidad	8
2.2 Geomorfología y Clima	9
2.3 Recursos Humanos	9
2.4 Geología General	10
2.4.1 Estratigrafía	10
2.4.2 Litología	11
2.4.2.1 Terciario	11
2.4.2.2 Cuaternario	13
2.4.3 Veta C	14
2.5 Geología Económica	18
2.5.1 Vetas	18
2.5.2 Cuerpos	19
2.5.3 Plan de Producción - Reservas de Mineral	20

CAPITULO III
MARCO CONCEPTUAL DE LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

	Pág.
3.1 Factores Influyentes para la Selección del Método	23
3.1.1 Generalidades	23
3.1.2 Clasificación de Criterios de Selección	24
3.1.3 Posición, Forma y Dimensiones del Yacimiento	24
3.1.4 Leyes dentro de la mineralización	26
3.1.5 Características Geomecánicas del Mineral	29
3.2 Selección del Método	29
3.2.1 Fases de Selección	29
3.2.2 Recopilación de Datos	30
3.2.3 Estudios Geomecánicos	31
3.2.4 Economía	35
3.2.5 Elección del Método	36

CAPITULO IV
PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL METODO DE MINADO

	Pág.
4.1 Generalidades	37
4.2 Infraestructura de la Mina	38
4.2.1 Labores de Desarrollo	39
4.2.2 Labores de Preparación	39
4.2.3 Labores de Servicios	42
4.3 Tajos donde se Aplicara el Método de SLV	48
4.4 Plan de Producción y Flujo de Caja Proyectado	53
4.5 Resultados Comparativos de Producción Histórica	55

CAPITULO V
OPERACION MINERA EN VETAS ANGOSTAS

	Pág.
5.1 Perforación	59
5.1.1 Equipo de Perforación	59
5.1.2 Datos Técnicos	61
5.1.3 Operación del Equipo	62
5.1.3.1 Ubicación con Sección del Hastial	62
5.1.3.2 Ubicación con el Plano Horizontal	63
5.1.3.3 Ubicación con el Plano del Taladro	64
5.1.4 Tipos de Perforación	65
5.1.4.1 Perforación Negativa	65
5.1.4.2 Perforación Positiva	65
5.1.5 Ubicación del Equipo Respecto a la Labor	65
5.1.5.1 Sección 2,5 x 2,5	65
5.1.5.2 Sección 2,7 x 2,7	66
5.1.5.3 Sección 3,0 x 3,0	66
5.1.6 Accesorios de Perforación - Jumbo	67
5.1.6.1 Propiedades de los Aceros	67
5.1.6.2 Elementos de la Columna de Perforación	69
5.1.7 Malla de Perforación – Jumbo	73
5.1.7.1 Malla de Perforación para Tajo	73
5.1.7.2 Malla de Perforación para Slot	78
5.1.8 Calidad de Perforación y Avance	79
5.1.8.1 Desviación de Taladros	79
5.1.8.2 Eficiencia de Perforación	84
5.2 Voladura	85
5.2.1 Accesorios de Voladura	85
5.2.2 Diseño de Carguío	88
5.2.3 Voladura Primaria y Secundaria	90

**CAPITULO VI
EVALUACIÓN ECONÓMICA**

	Pág.
6.1 Resumen del Costo de la Producción Total	94
6.2 Resumen de Producción por Unidad de Costo	95
6.3 Producción de Concentrado	96
6.4 Flujo de Valoración Proyectada	97
6.5 Costo Unitario de Taladros Largos en Vetas	98
6.6 Análisis Comparativo con otros Métodos de Explotación en la Mina Yauliyacu	101

**CAPITULO VII
SEGURIDAD MINERA**

	Pág.
7.1 Generalidades	111
7.2 Salud, Seguridad y Medio Ambiente	114
7.3 Estadísticas de Seguridad	115

	Pág.
CAPITULO VII CONCLUSIONES y RECOMENDACIONES	119

CAPITULO VIII BIBLIOGRAFIA	122
---------------------------------------	-----

ANEXOS

- A. Diseño del Estándar para Taladros Largos.
- B. Diseño inicial, Preparación de las Chimeneas y Subniveles y Explotación de los Taladros Largos en Vetas.
- C. Malla de perforación para Taladros Largos y Levantamientos Topográficos de los taladros perforados.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 Resumen

Este informe presenta el resultado de los aspectos operativos del método de minería subterránea “*Tajeo por Hundimiento por Subniveles en Vetas Angostas*” realizada en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Yauliyacu – Zona “Veta C”, el cual esta enfocada al análisis y evaluación del método de minado; el control y consideraciones, problemáticas y soluciones en la operación de la perforación y voladura; la estabilidad y la dilución del mineral en vetas angostas.

Si bien es cierto el minado en vetas angostas ha resultado un reto para la industria minera peruana en lo que respecta a términos de productividad y economía. El primer objetivo del minado de vetas angostas mecanizado es extraer el mineral minimizando la dilución. El ancho mínimo posible para tajar es de 0.8 metros usando equipos mineros convencionales y 1,5 metros utilizando equipos mineros mecanizados. Mientras el minado convencional de estas estructuras angostas proporciona el medio de controlar la ley, esta selectividad se vuelve un costo de minado mas alto y menos productivo. Por otro lado, la industria minera moderna tiende a hacer una minería de mayor cantidad de carga en un esfuerzo por incrementar la productividad y reducir los costos de minado.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 Resumen

Este informe presenta el resultado de los aspectos operativos del método de minería subterránea “*Tajeo por Hundimiento por Subniveles en Vetas Angostas*” realizada en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Yauliyacu – Zona “Veta C”, el cual esta enfocada al análisis y evaluación del método de minado; el control y consideraciones, problemáticas y soluciones en la operación de la perforación y voladura; la estabilidad y la dilución del mineral en vetas angostas.

Si bien es cierto el minado en vetas angostas ha resultado un reto para la industria minera peruana en lo que respecta a términos de productividad y economía. El primer objetivo del minado de vetas angostas mecanizado es extraer el mineral minimizando la dilución. El ancho mínimo posible para tajar es de 0.8 metros usando equipos mineros convencionales y 1,5 metros utilizando equipos mineros mecanizados. Mientras el minado convencional de estas estructuras angostas proporciona el medio de controlar la ley, esta selectividad se vuelve un costo de minado mas alto y menos productivo. Por otro lado, la industria minera moderna tiende a hacer una minería de mayor cantidad de carga en un esfuerzo por incrementar la productividad y reducir los costos de minado.

Comúnmente los métodos mineros empleados pueden ser categorizados en la mejora de la productividad, y reducir la unidad de costo de minería.

Los métodos de minado de vetas angostas son métodos de minería altamente selectivos y tienden a ser improductivos, mientras los métodos mineros altamente productivos no son selectivos y resulta en un incremento de dilución no deseada. Frecuentemente la elección de un método de minado de más alta productividad es excluida por la disminución inherente en la ley de cabeza que es entregada por este método debido a su dilución alta. Sin embargo, el método de minado de más alta productividad puede bajar el costo unitario de minería, y de ahí bajar el cut-off requerido para que la economía minera sea positiva.

La solución a este problema en vetas angostas es el minado por hundimiento por subniveles o comúnmente llamado tajeo por Taladros Largos en vetas angostas, el cual nos dará el volumen requerido por la mina. Para ello requerirá de equipos de perforación especial diseñados especialmente para secciones pequeñas, los equipos utilizados son los Jumbos Raptor Junior y Mini Raptor los cuales se viene utilizando en esta unidad desde hace muy poco tiempo y con buenos resultados.

Pero no nos olvidemos de algo muy importante en la minería es el control de la roca encajonante y debido a que lo que se explotará serán vetas angostas, el control será más minucioso para obtener el mejor mineral deseado, para ello se tendrán en cuenta muchos factores tales como un estudio detallado de la influencia de esfuerzos, perforación, voladura, tiempo de exposición de la abertura tajeada y la dilución. La inestabilidad del tajeo abierto y la dilución del mineral son factores importantes que pueden crear

gastos operativos adicionales significantes para el minado subterráneo. La dilución se define como la mezcla entre la roca y el mineral, reduciendo o diluyendo la ley de mineral. La dilución incrementa directamente el costo de producción (costo directo y costo indirecto). La dilución total como la suma de la dilución planeada y la dilución no planeada. La figura muestra esta definición. La dilución planeada en el material con poco mineral (debajo de la ley Cut-off) el cual se encuentra dentro de los límites permisibles diseñados. La dilución no planeada es aquel material adicional de poco o nada de mineral, la cual es derivada de la roca fuera de los límites permisibles minables (mining line).

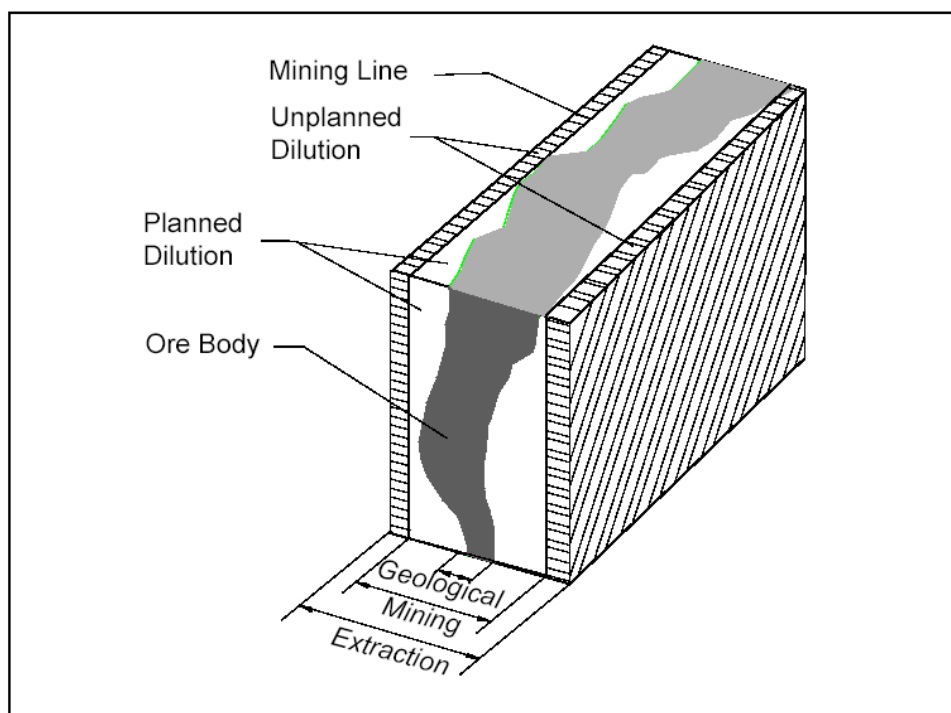


Fig. 1.1 Dilución Planeada y no Planeada

Fuente: Alastair J. Sinclair, 2002. Applied Mineral Inventory Estimation.

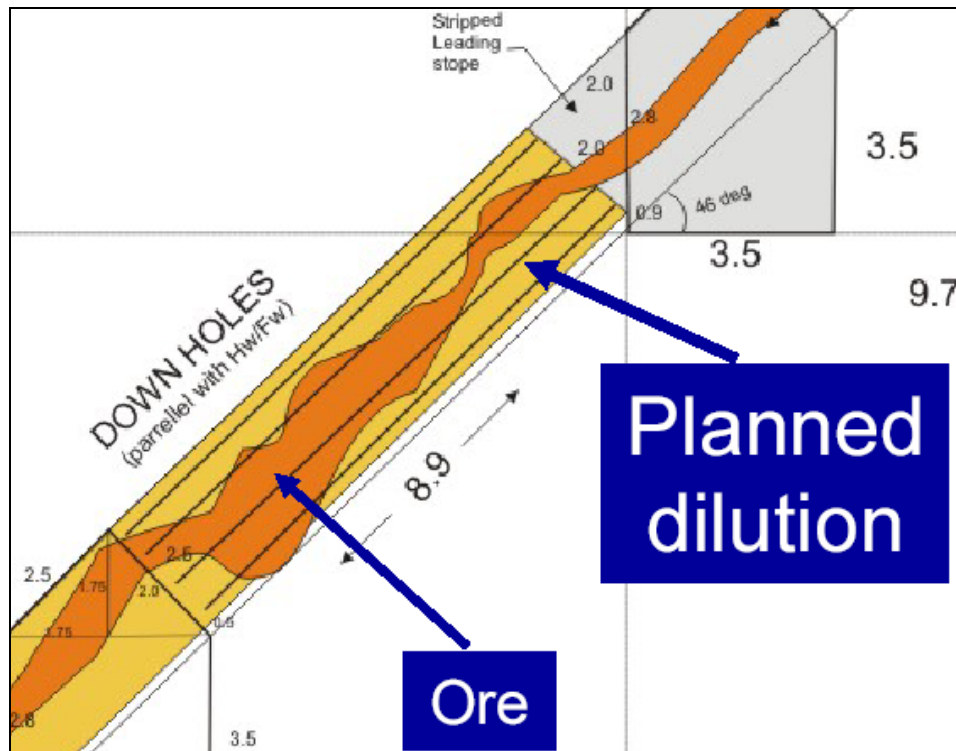


Fig. 1.2 Dilución Planeada

Fuente: C.Towsey, 2006. Underground Mining. Narrow Vein Mining. Citigold Corporation Ltd.

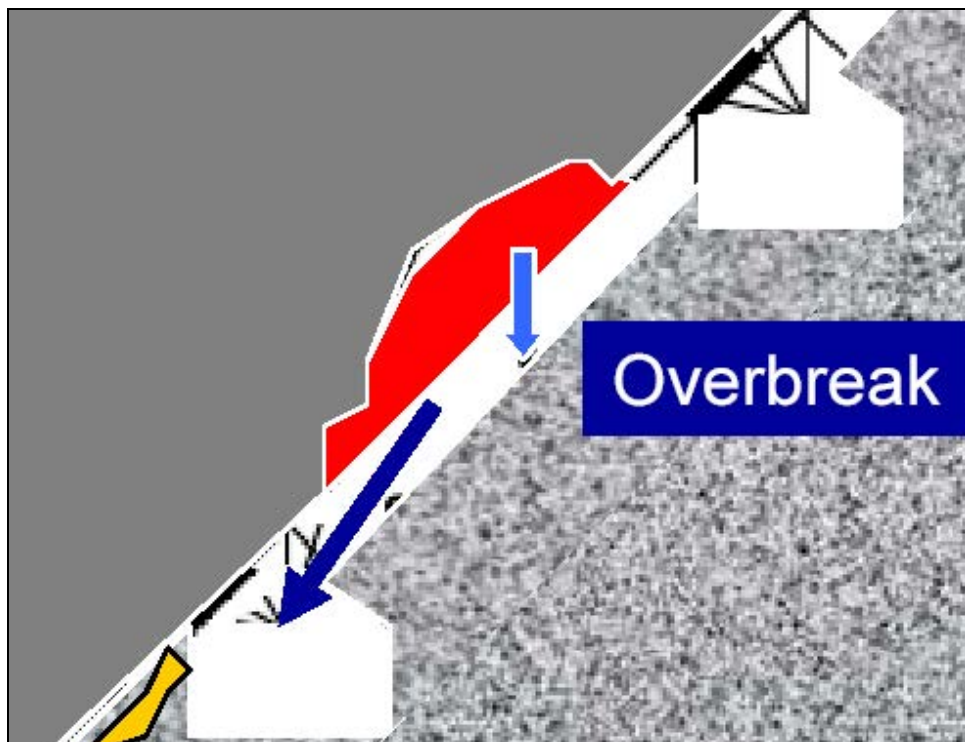


Fig. 1.3 Dilución No Planeada

Fuente: C.Towsey, 2006. Underground Mining. Narrow Vein Mining. Citigold Corporation Ltd.

1.2 Problemas a estudiar

a. La predicción y el control del cuerpo mineralizado en vetas no son tan fáciles de determinar; eso quiere decir que tanto el análisis del comportamiento de la falla de la pared del tajo inmediata y del conocimiento preciso de la geología del cuerpo y de la roca encajonante deben ser estudiados con detenimiento. La estructura a estudiar será la Veta C. Así como, los fenómenos que acompañan a los procesos mineros y a la variedad de cosas inciertas en el conocimiento geológico del depósito que hacen que los problemas de dilución del mineral continúen siendo difíciles de tratar. Existen muchos factores asociados a estos depósitos que hacen que dificulte la economía minera:

- Las estructuras (Veta C) se encuentran acompañadas por una falla.
- Las alteraciones de las rocas encajonantes son: silicificación, sericitización y piritización.
- Roca porosa. Fácilmente se hidrata y se debilita.

b. La Mina Yauliyacu produce 3450 tn/día y teniendo en cuenta que presenta estructuras angostas reconocidas en su mayoría, por lo que es importante que se enfoque la explotación de estas en gran volumen, para así mantener el tonelaje esperado.

1.3 Objetivos y metas

Las condiciones del terreno asociadas a los problemas mencionados anteriormente demuestran la dificultad para la extracción del mineral en las vetas angostas y la necesidad que la mina requiere en cuanto a volumen de producción.

Para ello se deberá:

- Realizar un análisis geomecánico para minimizar problemas de estallido de roca, dilución del mineral, exposición del personal.
- Diseñar secciones adecuadas para la operatividad del equipo Jumbo y evitar la perforación inapropiada que conduce a realizar una voladura que dañe la roca.
- Hacer el seguimiento de los disparos realizados y analizar el comportamiento de la roca.
- Identificar y comprender los problemas de dilución del mineral.
- Mejorar el entendimiento de los factores que controlan la estabilidad y dilución del tajeo abierto.
- Brindar mejores pautas para diseñar los tajeos abiertos con dilución mínima.

1.4 Visión General del Informe

El Informe esta enfocado a evaluar, analizar y controlar la planificación y operatividad del método de minado en vetas angostas por taladros largos. A continuación un general de los temas a tratar:

- **Capítulo 1: Introducción.** Provee información de fondo en la investigación, los objetivos y los alcances.
- **Capítulo 2: Aspectos Generales de la Mina Yauliyacu:** Nos da la información de ubicación, accesibilidad, recursos humanos, geológica y política de la empresa.
- **Capítulo 3: Marco Conceptual de la Selección del Método de Minado a Cambiar:** Trataremos de los factores que influyen en la selección de este método de minado.
- **Capítulo 4: Planeamiento y Diseño del Método de Minado:** Veremos el planeamiento a largo plazo y los programas para realizar de las labores.
- **Capítulo 5: Operación Minera en Vetas Angostas:** Esta es la parte importante de la ejecución de la obra, donde se hará presente la perforación, voladura y extracción y transporte de mineral.
- **Capítulo 6: Evaluación Económica:** Nos mostrará cuan rentable es este método de minado y una proyección para los siguientes años.
- **Capítulo 7: Seguridad Minera:** Tanto la Operación Minera como la Seguridad son importantes. Enfocaremos el esfuerzo realizado por la empresa para un mejor ambiente de vida y trabajo.
- **Conclusiones.**
- **Recomendaciones.**

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA YAULIYACU

2.1 Ubicación y Accesibilidad

La Unidad Yauliyacu - Empresa Minera Los Quenuales S.A. está ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, en el Km 120 al Este de Lima y en la vertiente occidental de la cordillera de los Andes, en la región central del Perú. Las coordenadas geográficas son 11° 30' Sur, 76°10' Oeste y a 4250 msnm. Con Promedio de 3 hrs de viaje desde Lima.

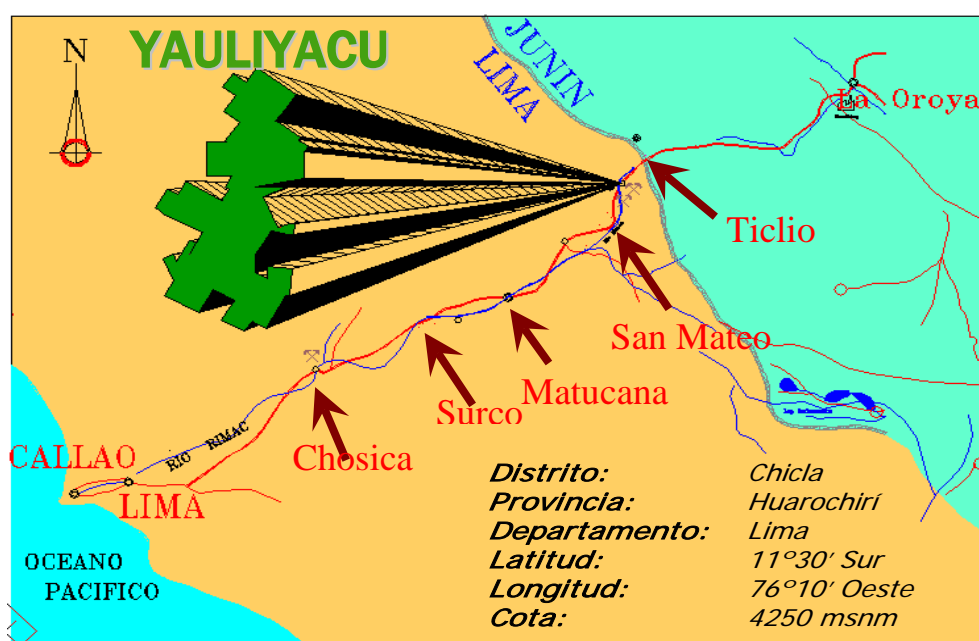


Fig. 2.1 Ubicación de la Mina Yauliyacu – Lima – Perú

Fuente: UM Yauliyacu

2.1 Geomorfología y Clima

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 glacial 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 dentríticamente 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° y disminuyendo a 0°.

2.2 Recursos Humanos

El recurso humano minero es la principal fuente de desarrollo de la zona, teniendo como principal objetivo la extracción de minerales polimetálicos imponente en todos los asientos mineros de la zona central del Perú. En el cuadro 1, se muestra el incremento del personal para poder mejorar la producción y continuar con las exploraciones, preparaciones y desarrollos, siendo ellos el eje de la empresa minera.



Cuadro 2.1 Número de Trabajadores por Empresa en la Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

2.3 Geología General

2.4.1 Estratigrafía

Diversos geólogos han estudiado este distrito minero. El primer estudio geológico fue hecho por H. E. McKinstry y J. A. Noble (1928), quienes delinearon las estructuras y mineralizaciones generales de la región.

La secuencia estratigráfica del distrito minero de Casapalca muestra rocas sedimentarias y volcánicas, cuya edad varía desde el Cretáceo hasta el Cuaternario: Areniscas, conglomerados, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas forman la columna estratigráfica de la región. Estas rocas han sido intensamente plegadas, formando estructuras tales como el anticlinal de Casapalca, teniendo como ejes un rumbo general de N 20° W, lo que lo hace que

sea paralelo a la estructura general de los Andes. Hay también grandes fallas en la región.

2.4.2 Litología

El sistema de vetas que conforma la mina Yauliyacu esta dentro de una columna lito-estratigráfica que esta conformado principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas.

La mina a la vez esta caracterizada por una serie de formaciones las cuales se formaron en diferentes eras; las cuales se describirán brevemente.

2.4.2.1 Terciario

1. Formación Casapalca.- Esta formación comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación esta conformada a la vez de 2 miembros muy importantes.
 - a. Miembro de Capas Rojas.- Se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, este conjunto presenta coloraciones rojizas debido a que presenta diseminaciones de hematita y comúnmente se observa una débil estratificación.
 - b. Miembro Carmen.- Se caracteriza por ser una serie de paquetes de conglomerados y calizas

intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y conglomerados volcánicos.

2. Formación Carlos Francisco.- Se encuentra sobre las rocas sedimentarias y constituye en una potente serie de rocas volcánicas, este ha sido dividido en tres miembros.
 - a. Miembro Tablachaca. Constituye una serie de rocas Volcánicas formadas por tufos, brechas, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas, localmente presenta niveles de conglomerado.
 - b. Miembro Carlos Francisco. Sobre el miembro tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco que consisten en flujos andesíticos masivos fragmentados (brecha).
 - c. Miembro Yauliyacu. Estos tufos sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

Otras formaciones menos importantes que se encuentran en la mina son la formación Bellavista caracterizada por presentar caliza de color gris con intercalaciones de caliza gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas. Otra formación es la de Río Blanco que se caracteriza por presentar volcánicos bien estratificados.

2.4.2.2 Cuaternario

La región Casapalca esta representado por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

En general este tipo de material esta conformado por Intrusivos que afloran en el lugar y que químicamente tienen un alto contenido de soda. También se encuentran los pórfidos Taruca y Victoria los cuales presentan texturas definidas. Tal como se aprecia en el cuadro 2.2.

M.A.	ERA			
1.8	CENOZOICO	CUATERNARIO	Cuaternario	
		Rocas Intrusivas	Taruca	
Diques				
64		TERCIARIO	Fm. Río Blanco	
			Fm. Bellavista	
			Fm. Carlos Francisco	Mbo. Yauliyacu
				Mbo. Carlos Fco.
				Volc. Tablachaca
			Fm. Casapalca	Mbo. Conglomerado Carmen
Mbo. Capas Rojas				
250	MESOZOICO	CRETACEO	Fm. Jumasha	
		Fm. Gollarisquizga		

Cuadro 2.2 Estratigrafía de la Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

2.4.2 Veta C






































La veta C es de tipo fractura abierta tipo cizalla, con ramales de veta tipo lazo cimoide. La potencia varia de la zona central hacia los extremos laterales. En la zona central e inferior, la veta presenta su mayor potencia (0.70-1.50m.), mientras que hacia los extremos y superior la potencia baja considerablemente de 0.15 a 0.25m. Comúnmente es cortada con por fallas anteriores y posteriores a la mineralización.

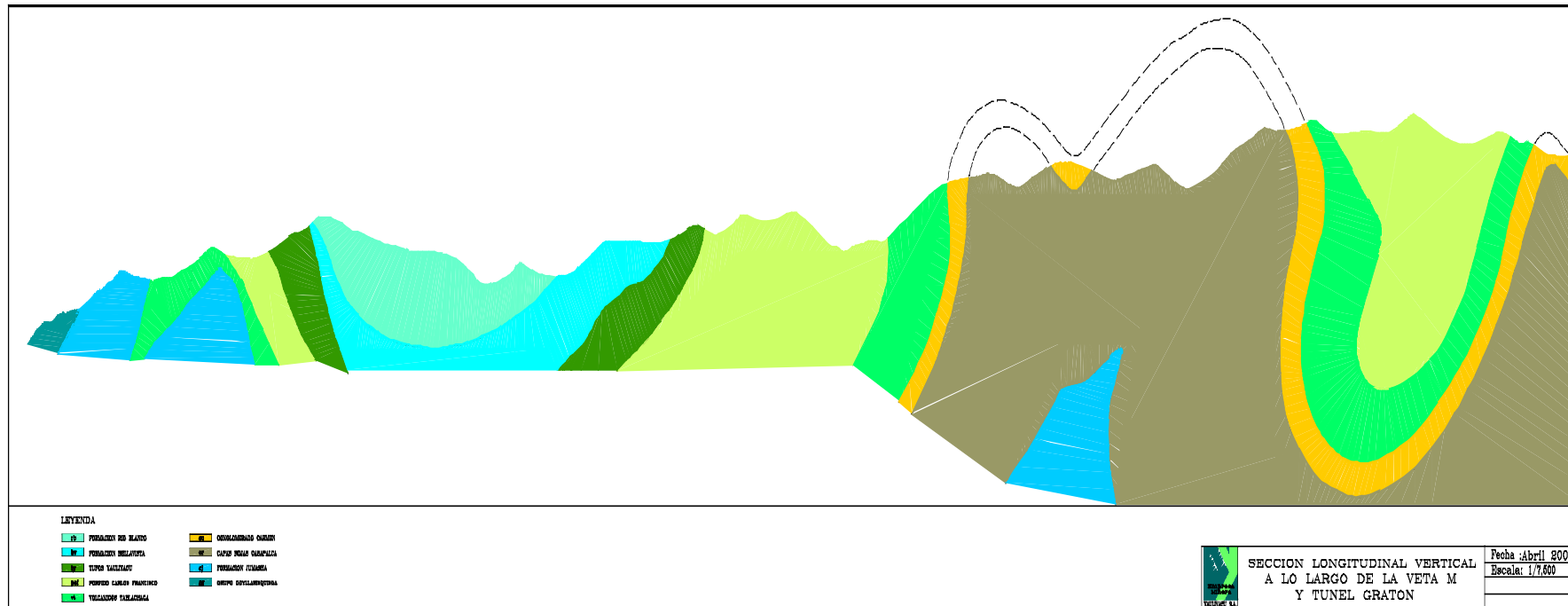
La veta C ha sido parcialmente explorada en el Nv3240 (5200) en tramos cortos durante los años 1969 y 1970. La mineralización por debajo del Nv3650 (3900), indica que continua con valores económicos, especialmente en contenido de Ag y Zn.

La Veta C se encuentra totalmente en el miembro capas rojas, tiene un rumbo de N 45° E y buzamiento de 65° a 70° O. La mineralización ha sido formada por relleno de una estructura de falla donde se han producido dos periodos de movimiento antes y después de la mineralización, conformada por sulfuros de cobre, plomo, plata y zinc asociados a calcita, cuarzo, pirita y rodocrosita.

Verticalmente se pueden distinguir tres tramos principales:

- Parte Alta: Alto contenido de sulfosales.
- Parte Media: Esfalerita, galena, tetraedrita, pirita y bournonita.
- Parte baja: tetraedrita, galena, esfalerita, pirita y panizo.

ESTRATIGRAFIA		SIMBOLOS	
CUATERNARIO		 Sin información  Cuaternario Depósitos glaciares	 Rumbo y buzamiento de estratos  Estratos invertidos  Estratos verticales  Estratos horizontales  Contacto geologico observado  Contacto geologico inferido  Falla  Falla inferido  Falla normal  Falla inversa  Falla y buzamiento  Falla de rumbo  Eje de anticlinal  Eje de sinclinal  Buzamiento del eje  Mina en actividad  Mina abandonado  Senal geodésica  Cota
	TERCIARIO	Rocas Intrusivas	 Taruca Andesitas porfíricas (diques, stocks)  Fraguamachay  Victoria Diorita con matriz de sericita  Veintiuno Andesita  Meiggs Diorita  Huayracancha Brecha volcanica  Huayracancha Diorita porfírica
		 Formación Río Blanco Tufos, intercalaciones de caliza  Formación Bellavista calizas, tufos y lutitas rojas	
Fm. Carlos Francisco		 Miembro Yauliyacu Tufos rojos  Miembro Carlos Francisco Flujos andesíticos porfíricos  Miembro Tablachaca Tufos y brechas porfíricos	
Fm. Casapalca		 Miembro Carmen conglomerados, areniscas y lutitas  Miembro Capas Rojas Lutitas y areniscas calcáreas (rojo)	
CRETACICO		 Formación Jumasha Calizas con lutitas arenosas  Formación Goyllarisquizga Areniscas, lutitas y cuarcitas	



La veta C como mencionamos en el plano anterior, se encuentra dentro del Miembro de las Capas Rojas pertenecientes a la Formación de Casapalca, con una longitud de 5km, limitado por el Miembro Carmen.

2.5 Geología Económica

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta principalmente en estructuras tipo vetas, la más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampame de 2000m.

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en todos los tipos de rocas existentes en la zona, desde las Capas Rojas, miembro Carmen, volcánicos Tablachaca, volcánicos Carlos Francisco y la formación Bellavista. Se presentan de 2 formas:

2.5.1 Vetas

El tipo de yacimiento más rico de minera Yauliyacu se encuentra en vetas angostas con una potencia promedio de 0.6 m., los cuales contienen mayor cantidad de mineral de Plata (Tetraedrita) con promedio de 18 Oz/TM. (ley in situ no diluida) tal es el caso de la veta N, y N3 de la sección I y III que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5Km de los cuales 4km ha sido ya explorado en subsuelo. La orientación de las vetas tienen un rumbo que varía de N 30° E y N 80° E con buzamientos promedios de 60° a 80°. Vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas y tienen generalmente menos de 1m de ancho. Estas vetas cruzan la secuencia estratigráfica, principalmente las formaciones Carlos Francisco y Casapalca. Su

mineralogía está constituida básicamente de galena, esfalerita, tetraedrita y calcopirita.

2.5.2. Cuerpos

Los mal llamados cuerpos son disseminaciones de mineral de Plata y Zinc principalmente en áreas donde las vetas forman ramales.

Los cuerpos pueden ser de tres tipos:

- a. Stockwork disseminaciones laterales a las vetas.
- b. Vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados. (Toña y Gloria).
- c. Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

2.5.3. Plan de Producción y Reservas de Mineral

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN DE MINA 2005-2009									
ZONA	Reservas	Recursos	TN	2005	2006	2007	2008	2009	TOTAL
SECCION I				279000	276000	168000	168000	168000	1.059.000
Vetas	310.610		% Zn	2,08	1,75	1,46	1,46	1,46	1,70
Cuerpos	383.250		% Pb	1,35	1,20	1,15	1,15	1,15	1,22
	693.860	915.830	% Cu	0,29	0,31	0,26	0,26	0,26	0,28
			Oz Ag	5,63	6,09	7,13	7,13	7,13	6,47
SECCION II				347500	300000	288000	288000	288000	1.511.500
Vetas	183.670		TN	3,15	3,02	3,67	3,67	3,67	3,43
Cuerpos	361.000		% Zn	1,79	1,77	2,07	2,07	2,07	1,94
	544.670	3.545.650	% Pb	0,27	0,42	0,28	0,28	0,28	0,31
			Oz Ag	4,21	5,24	4,90	4,90	4,90	4,81
SECCION III				55000					55.000
Vetas	111.090		TN	1,06					1,06
Cuerpos	0		% Zn	0,74					0,74
	111.090	458.310	% Pb	0,16					0,16
			Oz Ag	10,07					10,07
SECCION IV				227500	216000	216000	216000	216000	1.091.500
Vetas	141.370		TN	3,61	2,67	2,32	2,32	2,32	2,66
Cuerpos	231.800		% Zn	1,46	1,60	1,39	1,39	1,39	1,45
	373.170	2.172.140	% Pb	0,22	0,27	0,27	0,27	0,27	0,26
			Oz Ag	4,55	4,52	4,56	4,56	4,56	4,55
SECCION V				193000	204000	216000	216000	216000	1.045.000
Vetas	563.000		TN	4,94	3,99	3,47	3,47	3,47	3,85
Cuerpos	84.010		% Zn	2,12	1,68	1,30	1,30	1,30	1,53
	647.010	2.857.070	% Pb	0,60	0,53	0,40	0,40	0,40	0,46
			Oz Ag	3,28	4,87	4,78	4,78	4,78	4,52
SECCION VI				72000	60000	60000	60000	60000	312.000
Vetas	249.000		TN	2,88	2,79	2,35	2,35	2,35	2,55
Cuerpos	0		% Zn	2,21	2,12	1,77	1,77	1,77	1,94
	249.000	1.526.360	% Pb	0,36	0,36	0,25	0,25	0,25	0,30
			Oz Ag	14,51	10,73	8,72	8,72	8,72	10,44
RAYO				59000	187500	312000	312000	312000	1.182.500
Vetas	0		TN	1,49	2,18	1,49	1,49	1,49	1,60
Cuerpos	0		% Zn	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91
	0	654.580	% Pb	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
			Oz Ag	13,61	13,61	13,61	13,61	13,61	13,61
TOTAL				1.233.000	1.243.500	1.260.000	1.260.000	1.260.000	6.256.500
Vetas	1.558.740		% Zn	2,91	2,46	2,38	2,38	2,38	2,50
Cuerpos	1.060.060		% Pb	1,52	1,41	1,32	1,32	1,32	1,38
	2.618.800	12.129.940	% Cu	0,29	0,31	0,23	0,23	0,23	0,26
			Oz Ag	5,50	6,42	7,04	7,04	7,04	6,61
% Vetas				51%	52%	61%	61%	61%	
% Cuerpos				49%	48%	39%	39%	39%	

Cuadro 2.3 Plan de Producción - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

ORE RESERVES (DMT)				
	DEC, 31 2005	MINED OUT	FOUND	DEC, 31 2006
PROVEN	1,208,080	735,696	183,710	656,094
PROBABLE	1,268,040	351,530	1,102,360	2,018,870
TOTAL	2,476,120	1,087,226	1,286,070	2,674,964

Cuadro 2.4 Reservas de Mineral - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

ORE RESERVES (DMT)							
	Dec 31, 2006	Ton	Width (m)	%Zn	%Pb	%Cu	Oz Ag
	Proven	285,054	2.16	2.09	2.06	0.24	5.83
	Probable	1,343,269	1.79	2.72	1.47	0.31	6.22
Veins	61%	1,628,323	1.85	2.61	1.58	0.30	6.16
	Proven	371,041	5.38	2.84	1.03	0.24	3.45
	Probable	675,601	5.25	2.43	0.92	0.24	3.49
Orebodies	39%	1,046,642	5.30	2.58	0.96	0.24	3.47
	Proven	656,094	3.98	2.52	1.48	0.24	4.49
	Probable	2,018,870	2.95	2.62	1.29	0.29	5.31
TOTAL	100%	2,674,964	3.20	2.59	1.33	0.28	5.11

Cuadro 2.5 Reservas de Mineral - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

RESOURCES SUMMARY 2006

CATEGORY	DMT	WIDTH (m)	%Zn	%Pb	%Cu	OzAg
----------	-----	-----------	-----	-----	-----	------

RESOURCES (Accesible + Inaccesible)

Measured	1,572,024	1.86	4.85	2.64	0.48	10.03
Indicated	3,750,070	1.93	4.40	2.32	0.51	10.40
Inferred	8,510,713	2.06	3.77	1.94	0.46	8.88
TOTAL	13,832,807	2.01	4.06	2.12	0.48	9.42

RESOURCES < LEVEL 3900

Inferred	2,538,474	4.34	4.80	1.58	0.67	5.45
----------	-----------	------	------	------	------	------

Cuadro 2.6 Resumen de Recursos 2006 - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

CAPITULO III

MARCO CONCEPTUAL DE LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

3.1 Factores Influyentes para la Selección del Método

3.1.1 Generalidades

Existen muchos factores para la selección del método de explotación mas adecuado, entre los principales factores tenemos:

- Situación geográfica;
- Condiciones geológicas y físicas del yacimiento; y
- Factor económico.

Cabe recalcar que el factor tiempo para su implementación y la presión por producir también juegan un papel importante.

Todo este sistema de selección no nos dará cual será el mejor método, pues en la práctica, al tener que adaptarse a muchos factores ocurridos durante la exploración y el desarrollo, resultando ser una variante de un método-tipo o una combinación de varios.

Es importante resaltar que la zona donde se realizará la explotación de esta estructura siempre ha sido una zona de minería convencional, por lo que la decisión final de un cambio de método de

convencional a mecanizado es muy importante debido a las exigencias de producción de la mina.

3.1.1 Clasificación de Criterios de Selección

Podemos agrupar los criterios de selección de la siguiente manera:

- a. Naturaleza del Yacimiento.
 - Posición espacial, forma y dimensiones del yacimiento.
 - Variación de leyes dentro de la mineralización.
 - Características mecánicas y químicas del mineral y la roca encajonante.
- b. Condiciones de seguridad, salud, bienestar en el trabajo.
- c. Medios financieros para explorar, desarrollar y preparar el yacimiento.

3.1.2 Posición, Forma y Dimensiones del Yacimiento

Es importante tener conocimiento de la profundidad y ubicación del yacimiento con respecto a la superficie ya que esto podría generar mayores esfuerzos conforme se va profundizando.

Los métodos a utilizar deberán estar directamente vinculados a las dimensiones y buzamiento del yacimiento, ya que esto nos lleva a decidir como se extraerá el mineral (convencional, semimecanizada o mecanizada)

Debido a que cada zona de la mina debería de implementarse dicho método de minado, taladros largos en vetas angostas, en la Sección 6 se escoge la veta C para su análisis ya que su potencia de mineral presentaba un promedio de 2 metros, ubicándose en el Nivel 3930 msnm (560 metros debajo de superficie) como se puede apreciar en la Figura 3.1.1:

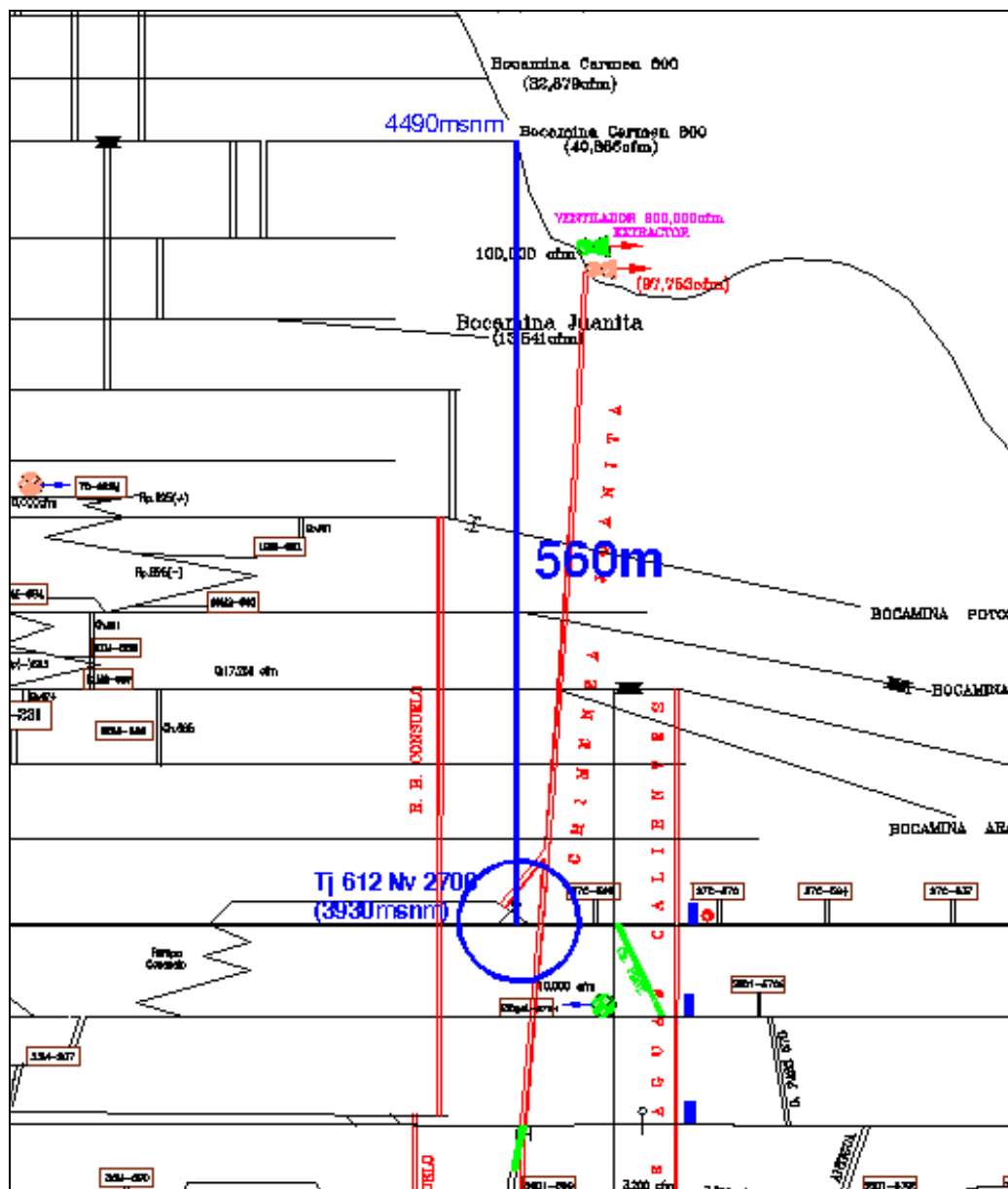


Figura 3.1.1 Ubicación Tajo Piloto - Veta C - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

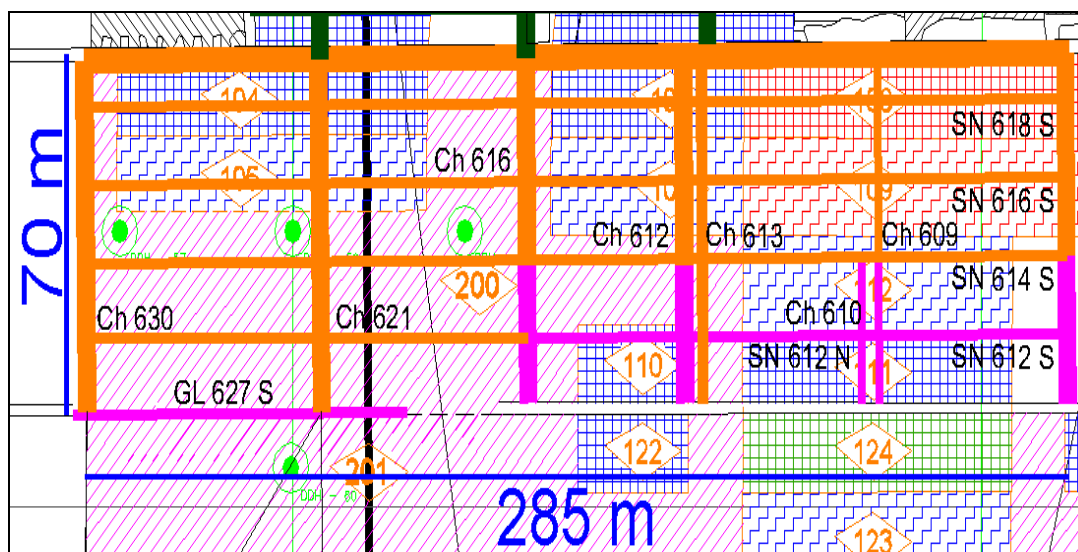


Figura 3.1.2 Sección Tajo Piloto - Veta C - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

3.1.3 Leyes dentro de la Mineralización

Los datos de las leyes dentro de la mineralización nos permitirá tomar la decisión de que método emplear, si el mineral es de alto valor se tenderá a elegir el método que permita la máxima recuperación aun resulte caro. Diferente es para el mineral de bajo valor el cual se seleccionará un método de menor costo, aun cuando se produzcan perdidas de mineral. Un análisis económico entre ambos indica que se puede sacrificar mas mineral si el yacimiento es de baja ley que si es de ley alta. En nuestro caso, el mineral extraído de esta mina es polimetálica de leyes bajas, por le que entraríamos al caso de extraer mas mineral debido al volumen.

Si los minerales de la veta y sus leyes se distribuyen uniformemente sobre la mayor parte del yacimiento, no es necesario ir a un método selectivo. Los yacimientos con contornos difíciles de definir, cuyas leyes varían gradualmente dentro de la roca

encajonante, requieren de un método selectivo, asociado con rigurosos muestreos de control para definir contornos. En este caso, tenemos a los muestreros que realizarán el muestreo de las coronas por canales y de esta manera contornearán la estructura, como se muestra en la figura 3.1.3 y 3.1.4:

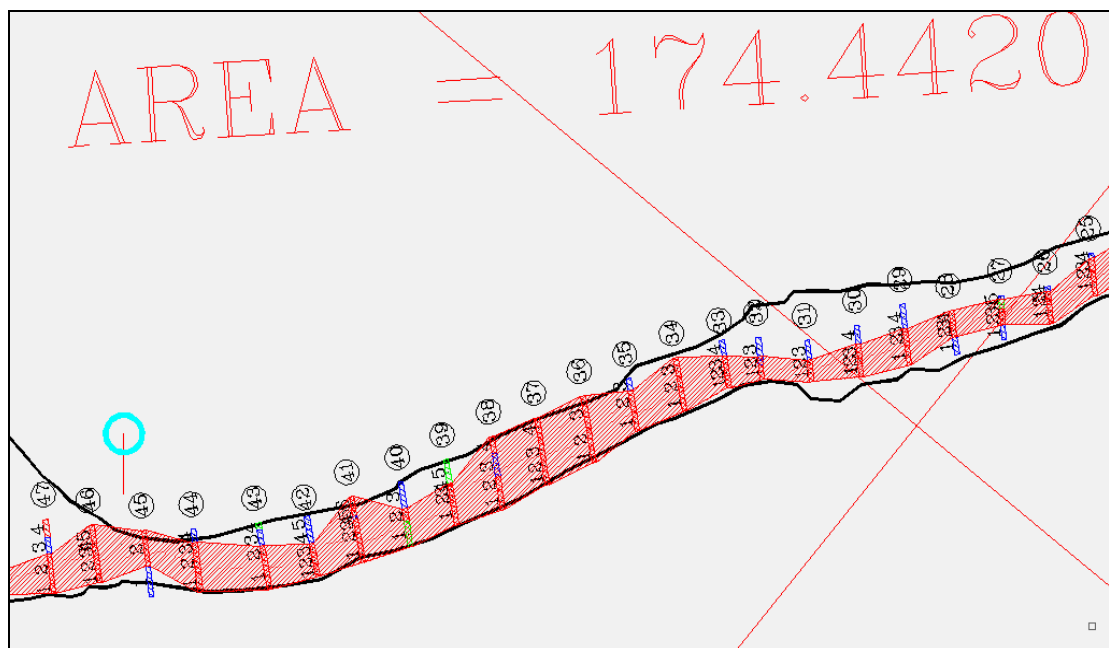


Figura 3.1.3 Canales de Leyes en Corona - Veta C - Mina Yauliyacu
Fuente: UM Yauliyacu

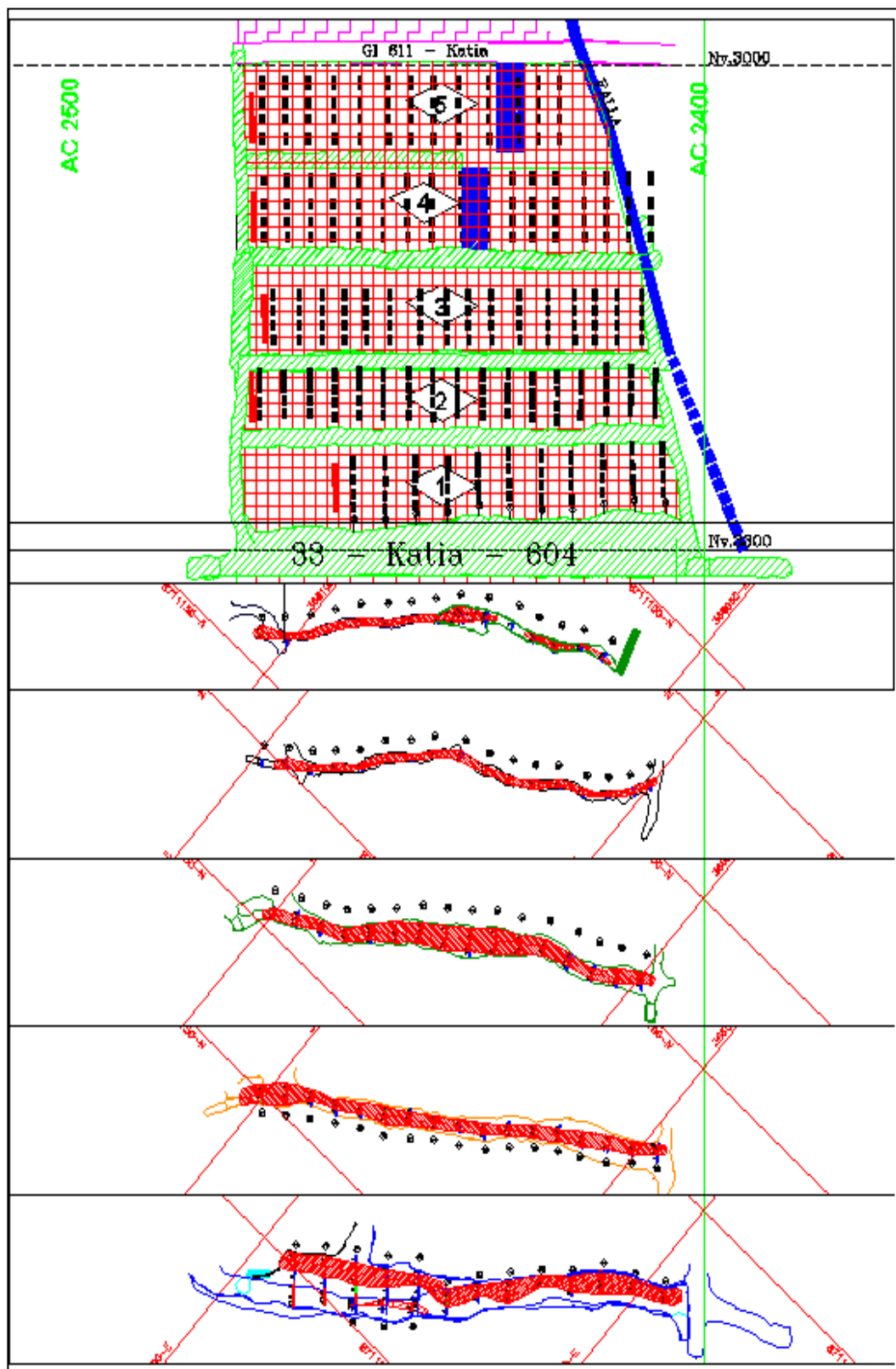


Figura 3.1.4 Canales de Leyes en Corona Por Sub Niveles - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

3.1.4 Características Mecánicas del Mineral

Otro de los factores para tomar la decisión de algún método de minado será el grado en que el mineral y las rocas encajonantes vayan a soportar sin sostenimiento alguno durante de la explotación. La resistencia de la masa de mineral y de la caja son características físicas importantes para determinar el tiempo en que las aberturas permanecerán estables.

3.2 Selección del Método

3.2.1 Fases de Selección

Se parte del hecho de que el yacimiento esta bien definido, con reservas suficientes para empezar su laboreo.

Los factores de selección que deben considerarse son:

- Profundidad, forma y tamaño del yacimiento.
- Ubicación de recursos.
- Distribución y leyes.
- Calidad geomecánica de la masa de mineral y de los macizos rocosos.
- Costo de laboreo e inversiones.
- Productividad óptima.
- Tipo y posibilidades de mano de obra.

- Reglamentación del Medio Ambiente.

Para realizar el estudio necesario deben seguirse dos etapas:

1ª La primera etapa deberán eliminarse los métodos que claramente no son aplicables, debido al comportamiento geomecánico de la roca.

2ª La segunda etapa será según los costos mineros, condiciones ambientales, producción necesaria, exigencias de mercado, etc. Para ello se deberá hacer anteproyectos de los métodos que aparecen como mejores, calculando sus costos y los gastos de inversión para fijar el cut-off y calcular las reservas explotables.

3.2.2 Recopilación de Datos

Para seleccionar un método y comenzar su anteproyecto es preciso disponer de planos y cortes geológicos de un modelo de distribución de leyes del yacimiento y conocer las características geomecánicas del entorno a las labores. Muchos de estos datos se obtienen de testigos de sondeos.

La interpretación geológica básica es importantísima en cualquier evaluación minera. En los mapas y secciones geológicas se indicarán los principales tipos de rocas, zonas alteradas, estructuras

principales, tales como fallas, estratos, ejes de pliegues, etc. Pueden también indicarse las zonas de trastornos en mapas transparentes, que se pueda superponerse sobre los geológicos.

1ª Etapa: Hay que definir la geometría (profundidad con relación a la superficie, potencia, buzamiento y forma general) y distribución de la ley del yacimiento (clasifica a los yacimientos en uniformes, gradualmente variables y erráticos).

2ª Etapa: Se determinará las reservas explotables. Para ello se necesitará un modelo que recoja la geometría y la distribución de leyes.

Para definir la forma, profundidad, dimensiones y distribución de leyes de un yacimiento es necesario realizar los planos y sus secciones a la misma escala que los geológicos, divididos en bloques y con colores según las leyes.

3.2.3 Estudios Geomecánicos

Los estudios de geomecánica son necesarios para elegir el método de explotación mas adecuado para un yacimiento de mineral.

La estructura donde se llevará a cabo el estudio, análisis, exploración, desarrollo y explotación de este método de minado de taladros largos en vetas angostas será en la Veta C.

La particularidad del minado de estas vetas, viene hacer el casi-paralelismo que guardan en la base, uniéndose en altura. Siendo la Veta C acompañada por una falla.

El estudio o análisis realizado se basó en función a dos sondajes diamantinos, lo ideal sería tener mayor cantidad de sondajes lo que nos daría mayor información del terreno y así delimitaría la geometría de la mineralización para hacer una mejor simulación.

Favorables	Desfavorables
Buzamiento = 70°	Alteración de las rocas encajonantes: silicificación, sericitización y piritización.
Contenido de Alta Ley	Roca porosa. Fácilmente se hidrata y se debilita.

Tabla 3.2.1 Condiciones de la Veta C - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

Acá presentamos un resumen de las restricciones y el criterio geomecánicos de la Veta C:

Ubicación	Se encuentra emplazado en el miembro de las Capas Rojas.
Formación	Ha sido formada por el relleno de una estructura de falla.
Buzamiento promedio	75° a 78°
Rumbo promedio	N 50° E
Mineralización predominante	Plata, plomo, zinc. Se encuentra acompañada por un espejo de falla (panizo húmedo y seco según).
Ganga acompañante	Calcita, rodocrosita, cuarzo y piritita.
Presentación del macizo rocoso (incluye la mineralización)	Se presenta en bandeamientos de sulfuros asociadas con los minerales de ganga, los cuales llegan a ser predominantes en su presentación, a manera de alteraciones y forma de bloques e irregulares carbonatadas (caliza y rodocrosita)
De la roca encajonante	Se encuentran alteradas por silicificación, sericitización y piritización. Se encuentran emplazadas en roca del pórfido Carlos Francisco.
De la estructura mineralizada	La alteración se presenta fuera de las cajas. Es un tipo de fractura abierta con segmentos de veta dispuestos en el sistema de estructuras en echelón. Generalmente se presenta cortada por fallas anteriores y posteriores.
Agua subterránea	Moderadamente la presencia de agua. El cual desciende conforme se avanza hacia de Sur a Norte (Pique central). Esto favorece a la estabilidad de la excavación.

Tabla 3.2.2 Criterios Geomecánicos - Veta C - Mina Yauliyacu

Fuente: UM Yauliyacu

a. FACTORES ANALIZADOS

Característica de los materiales rocosos. Es necesario hacer la mención de que a partir del Cx 606, donde la roca varía su comportamiento, hacía el Norte se presenta más estable que al lado Sur, donde aún mantiene las características de la roca carbonatada (propio de la veta C), abandonando ésta condición conforme se va más hacia el Norte.

Características de la masa rocosa. En el aspecto estructural, la orientación de la estratificación y discontinuidades son rugosas. Lo que la hace estable. La repetición de los espejos de falla hacía las cajas, podrían establecer inestabilidades locales.

Del macizo rocoso. La calidad de la roca en las cajas se encuentra con un RMR=60 correspondiendo a una calidad Regular. En la estructura mineralizada corresponde a un RMR=47, correspondiendo a una calidad regular (según normas establecidas por Mecánica de Rocas-Yauliyacu). También es necesario notar la presencia de una falla que acompaña. Lo que influye en la estabilidad de la excavación.

Características de resistencia del macizo rocoso. Respecto a la roca encajonante, se encuentra asociada directamente a la calidad de la misma. En cuanto a la estructura mineralizada se encuentra asociada a la presencia de las fallas que lo atraviesan y a la condición mojada de la roca.

Esfuerzos inducidos por el minado. Estas encuentran directamente ligadas a las filtraciones, goteos (aguas subterráneas).

Se ha considerado el uso de relleno detrítico para devolver la estabilidad de la abertura o cámara.

3.2.4 Economía

Esta claro que al elegir el método para explotar un yacimiento debe preferirse el que consiga el menor costo por tonelada extraída, con el beneficio mayor y mas rápido posible. Así tenemos la clasificación por orden de menor a mayor coste:

COSTO (\$/TM)	MÉTODO DE MINADO	
	Español	Ingles
MENOR	Hundimiento por Bloques	Block Caving
	Cámaras Vacías	Open Stopping
	Hundimiento por Subniveles	Sublevel Caving
	Cámaras y Pilares	Room and Pillars
	Cámaras almacén	Shrinkage Stopes
MAYOR	Corte y Relleno	Cut and Fill Stopes

Tabla 3.2.3 Métodos de Minado

Fuente: UM Yauliyacu

La fluidez de la explotación, la disponibilidad de mano de obra y aspectos del medio ambiente se deberán tener en cuenta una vez completada la etapa del análisis de selección del método.

La fluidez de la explotación esta vinculada al método elegido. También, el mercado será un influyente muy importante, sin embargo a veces las condiciones de la zona de explotación exige una producción que sea mas alta o mas baja que las convenientes para que el método sea rentable.

3.2.5 Elección del Método

Como hemos visto la aplicación comprende la fase de describir la geometría del yacimiento, distribución de la ley del mineral y las propiedades geomecánicas. Posteriormente se eliminarán aquellos métodos que no se adapten a los parámetros ya definidos para el yacimiento. Los métodos que queden se ordenaran según sus costos de explotación, producciones convenientes, posibilidades y calidad de mano de obra.

En la segunda fase se determina el método de explotación del yacimiento, en primer lugar por el precio del mineral, posibilidades de producción y ley del yacimiento. El precio del mineral es un factor que no se puede controlar, pero la producción y la ley se encuentran ligadas por el Cut-Off, que se calcula como resultado de la planificación de la mina y del costo previsto.

CAPITULO IV

PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL METODO DE MINADO

4.1 Generalidades

Una vez reconocido la parte geológica de la zona y teniendo sus características de la roca y elegido el método de minado en el capítulo 3 que el método a aplicar es el Taladros Largos por Subniveles en Vetas Angostas.

Tanto la producción como la seguridad están ligados, es por ello que el planeamiento y los diseños del método de taladros largos en vetas están direccionados a los objetivos de una producción sostenida, bajos costos y mayor seguridad, lo que llevaría a una mayor productividad.

Este método de explotación desde el punto de vista productivo es muy versátil, eficiente y sostenida, si el control de la perforación y voladura es exhaustivo, es decir, el daño a la roca encajonante sea mínimo, la dilución sería mínima, siendo el acarreo de mineral selectivo y sostenida, de esta manera se garantizará la ley y el tonelaje requerida. Desde el punto de vista de seguridad, al estar mas tiempo expuesto a los peligros o al estar en mayor contacto con las tareas cotidianas, aumenta el riesgo a pérdidas, es el caso de la explotación convencional, como el

shrinkage, corte y relleno convencional, open stope en vetas, donde las maniobras son diarias, traslado de herramientas, materiales y equipos, trabajos de madera (tolvas, cuadros, puntales de seguridad), sostenimiento después de cada disparo, perforación con máquina stoper y Jackleg y con mayor número de mano de obra; en cambio, en el método de taladros largos en vetas angostas, ocurre lo contrario ya que se necesitaría acumular taladros con el Jumbo Raptor Junior y a posteriori disparar para luego acarrear el mineral utilizando un Scoop con telemando, y a esto se suma menor cantidad de personal para una mayor producción, lo que implica un menor costo y menor riesgo.

4.1 Infraestructura de la Mina

Este método de taladros largos en vetas inicia con la exploración de la veta con las Galerías Base (2.5mx2.5m), Galería 617 NE y SW y las Chimeneas con Compartimiento Simple (1.5mx1.5m) y Doble (1.5mx3.0m) Ch606 (SC), Ch609 (DC), Ch612 (DC) y Ch616 (SC). Una vez realizada las chimeneas de exploración se empieza la preparación de los subniveles (1.2mx2.1m) Sn612-1, Sn612-2, Sn612-3. Al mismo tiempo desarrolla la Chimenea de Izaje para el Jumbo (2.5mx2.5m), el ByPass Principal de Extracción (2.5mx2.5m) y sus Draw Points o Ventanas (2.5mx2.5m) hacia el Tajo. Una vez realizado la infraestructura inicial, prosigue a darle condiciones para el Jumbo, es así que a los subniveles de preparación se le realizó los desquinces respectivos.

A continuación se dará las observaciones de cada labor de desarrollo y preparación.

4.1.1 Labores de Desarrollo

- By Pass. Labor de desarrollo, se encuentra al piso y en paralelo a la estructura de la Veta C, el cual permitirá el tránsito de equipos hacia los Draw Points.
- Draw Points. Son estos Draw Points o ventanas las labores de acceso al tajo desde el By Pass, la distancia entre ellos sería de 15 metros de eje a eje y una longitud de 8 metros.

4.2.2 Labores de Preparación

- Galería 610. Esta galería fue convencional y se amplió a una sección de 3m x 3m para que los equipos puedan laborar, entre los equipos que deberíamos tomar en cuenta son el Jumbo Raptor Junior (mas adelante describiremos) y un Scoop diesel de 2.2yd³.
- Subniveles. Estas labores nos permitirían el trabajo exclusivamente para el Jumbo, el control de la estructura fue la caja techo. La distancia entre los subniveles es 11m. La altura del subnivel es 3m.

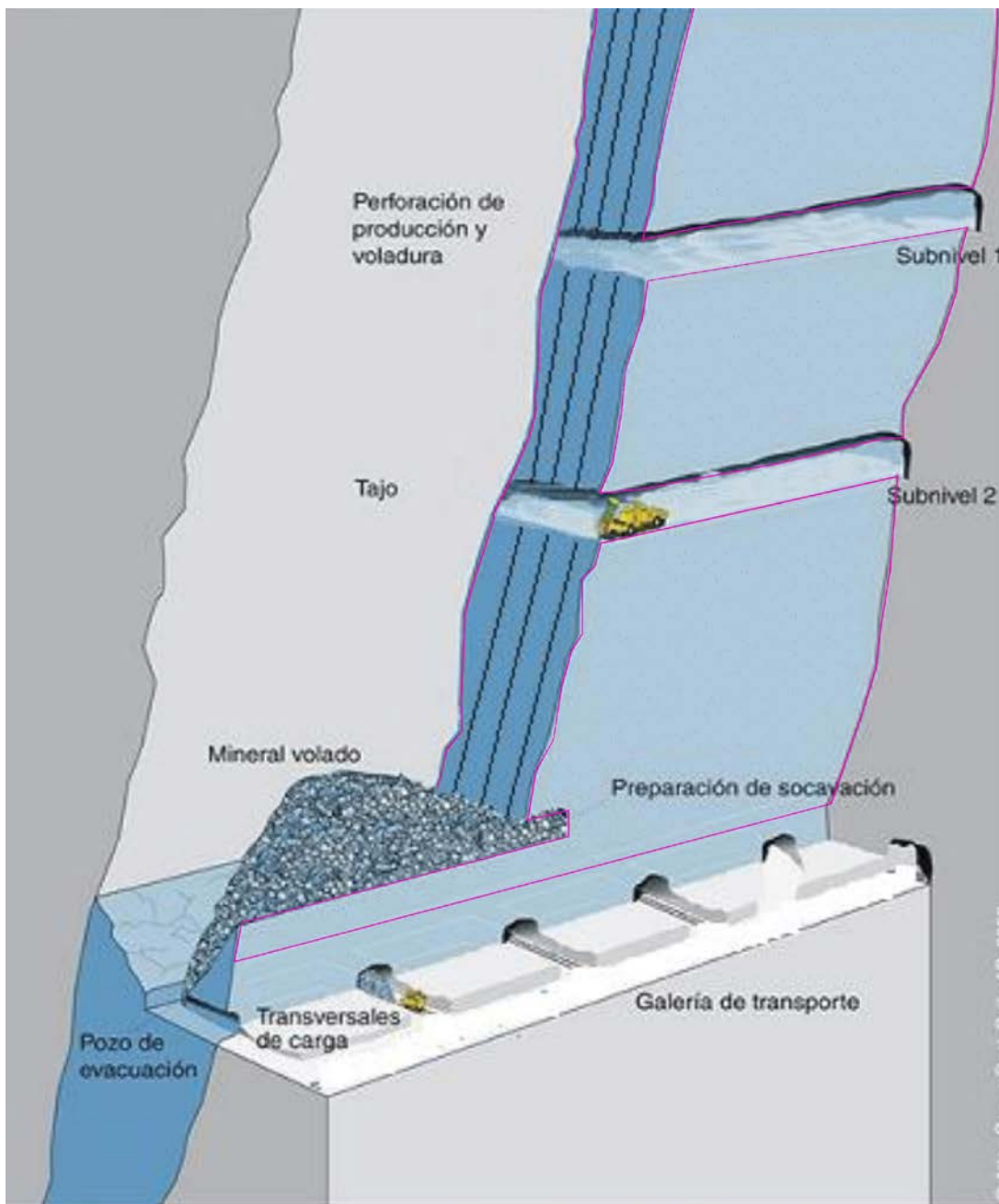


Figura 4.2.1 Infraestructura de los Taladros Largos en Vetas Angostas

Fuente: UM Yauliyacu

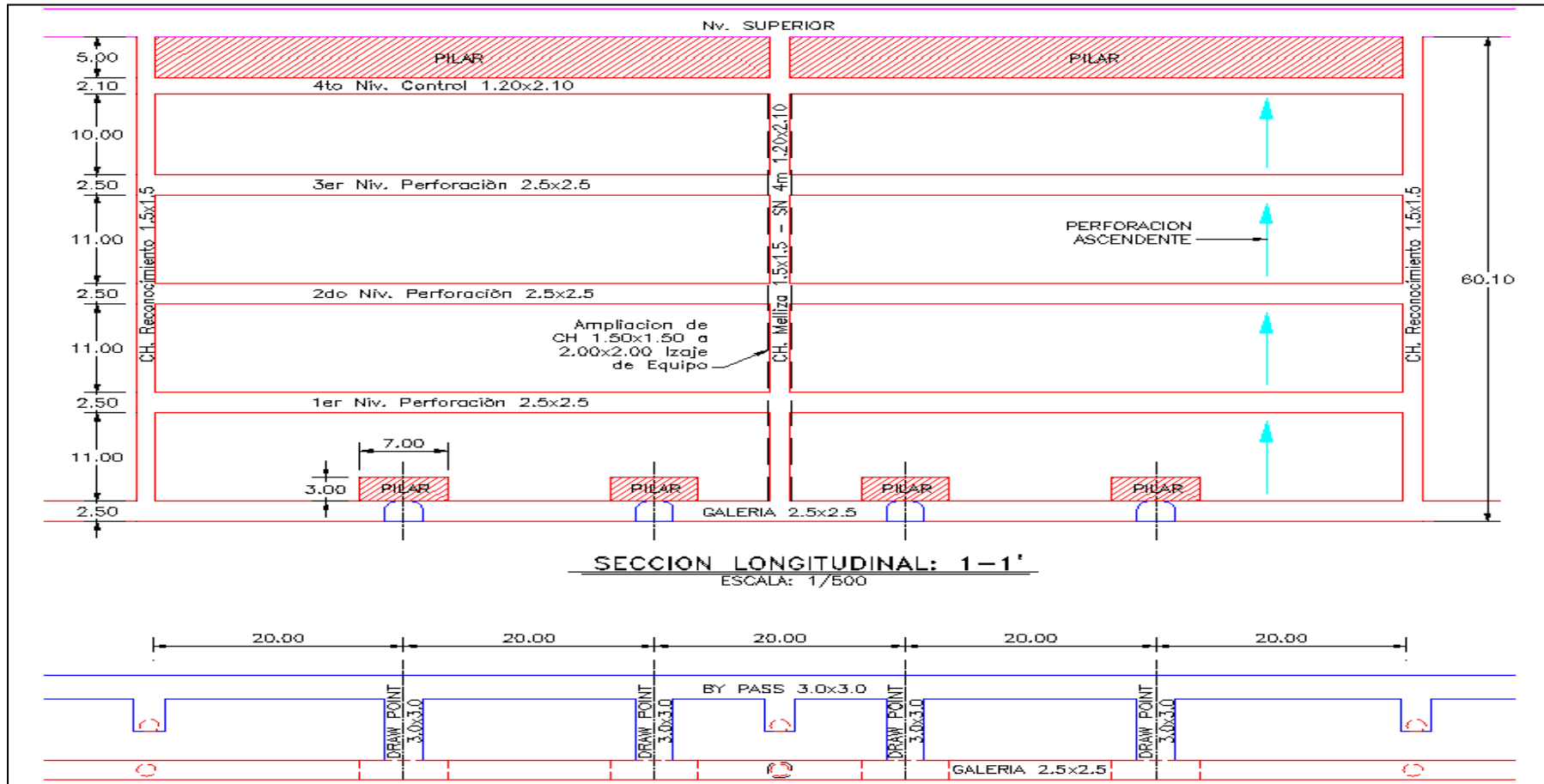


Figura 4.2.2 Diseño del Método de los Taladros Largos en Vetas Angostas

Fuente: UM Yauliyacu

4.2.3 Labores de Servicios: Se evaluará labores de servicio para el traslado del equipo y pueden ser por medio de una chimenea vertical, una chimenea inclinada o un sistema de rampas.

- CHIMENEA VERTICAL: El equipo perforación Raptor Junior será movilizado a los diferentes subniveles mediante una chimenea vertical de una sección mínima de 1,7m x 1,7m y máxima de 2.5m x 2.5m, utilizando poleas, cadenas y estrobos (fig. 4.2.3).

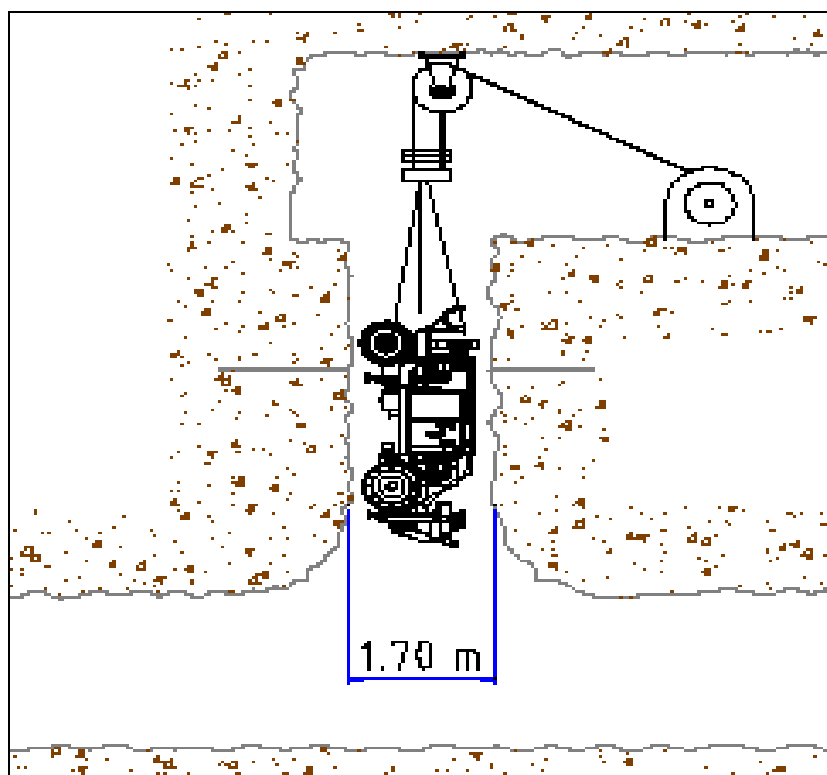


Figura 4.2.3 Traslado de Equipo por Chimenea Vertical

Fuente: UM Yauliyacu

- CHIMENEA INCLINADA: El equipo perforación Raptor Junior será movilizado a los diferentes subniveles mediante una chimenea inclinada de una sección mínima de 1,7m x 1,7m y máxima de 2.5m x 2.5m, utilizando poleas, cadenas y estrobos (fig 4.2.4)

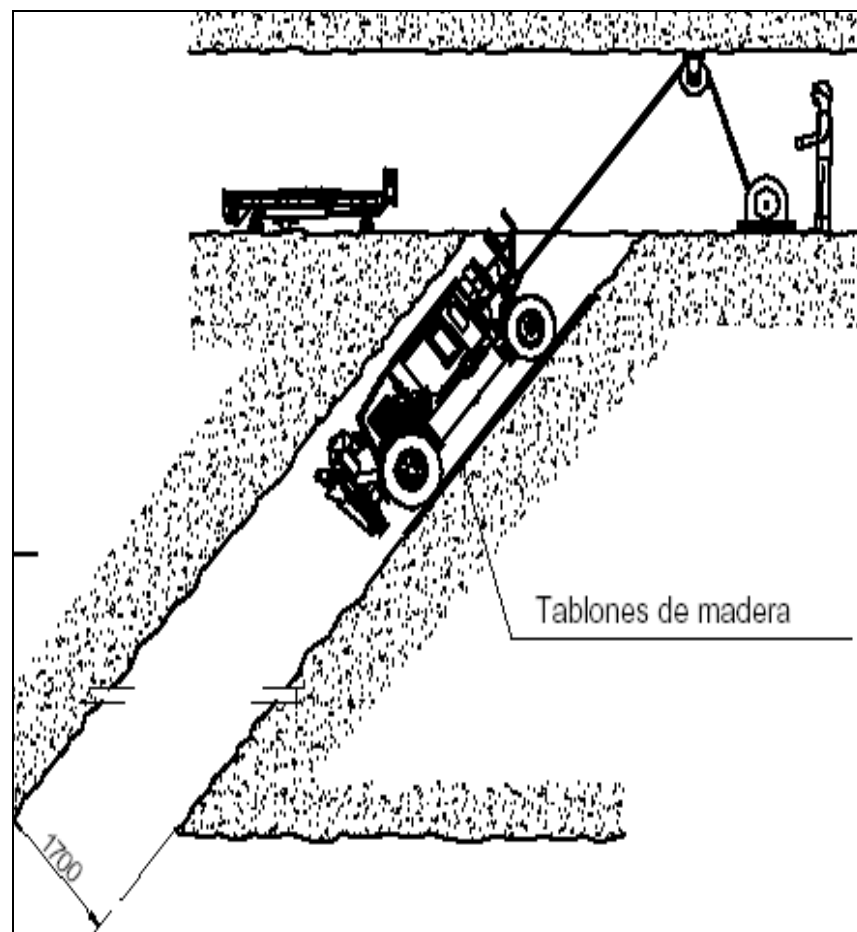


Figura 4.2.4 Traslado de Equipo por Chimenea Inclinada

Fuente: UM Yauliyacu

- SISTEMA DE RAMPAS: El equipo perforación Raptor Junior será movilizado a los diferentes subniveles mediante una rampa de integración con sección de 2.5m x 2.5m, utilizando al Scoop como medio de transporte (fig 4.2.5)

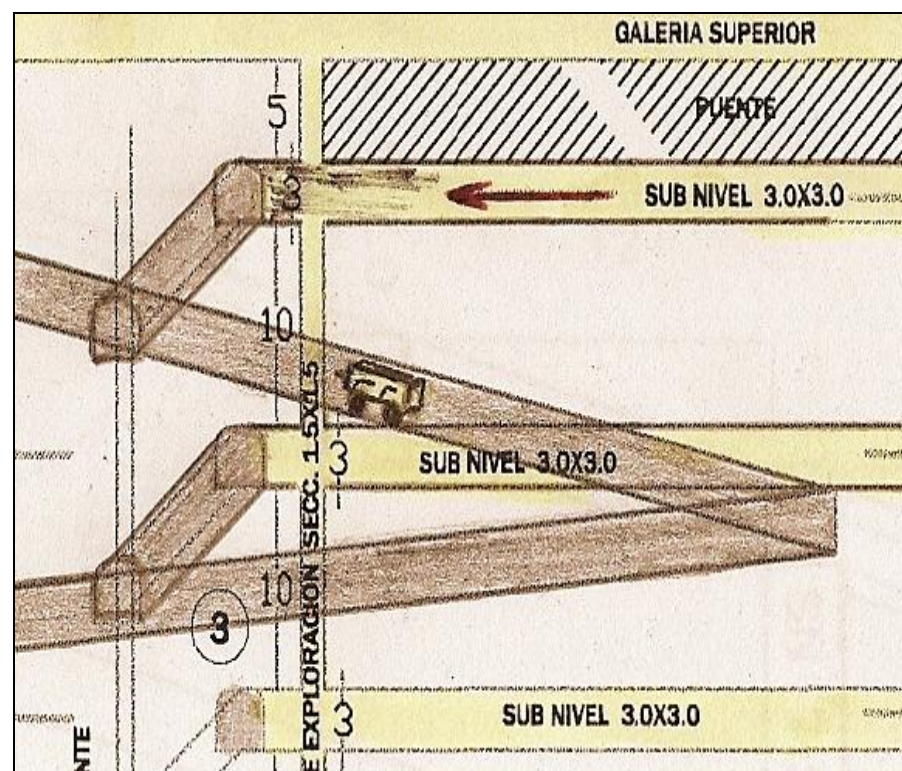


Figura 4.2.5 Traslado de Equipo por Rampa

Fuente: UM Yauliyacu

En las siguientes tablas analizaremos en forma detallada el costo y cronograma que llevaría hacer efectivo cada uno de dichas labores de servicios antes mencionadas.

CHIMENEA VERTICAL

LONGITUD	100 m
ANCHO	2 m
ALTO	60 m
PE	2,8 Tms/m3
TONELAJE	33600 TmS

PREPARACIÓN	Sección	Cantidad	Unid	Tarifa (\$)	Sub Total	MES											
						1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
SUBNIVEL 1 S	3x3	100	m	233,99	23399,00				50	50							
SUBNIVEL 2 S	3x3	100	m	233,99	23399,00					50	50						
SUBNIVEL 3 S	3x3	100	m	233,99	23399,00						50	50					
SUBNIVEL 4 S	3x3	100	m	233,99	23399,00							50	50				
GALERÍA	3x3	100	m	233,99	23399,00	100											
BY PASS	3x3	100	m	233,99	23399,00	50	50										
VENTANAS	3x3	67	m	233,99	15599,00	30	30										
CH NORTE CHUT-CAMINO	3x1,5	60	m	207,52	12451,20			20	20	20							
CH SUR CHUT-CAMINO	3x1,5	60	m	207,52	12451,20			20	20	20							
CH CENTRAL ECHADERO	1,5*1,5	50	m	174,40	8720,00		25	25									
CH CENTRAL IZAJE	2,5*2,5	60	m	207,52	12451,20		20	20	20								
DESQUINCHE		105	m3	13,00	1365,00												
VENTANAS	1,2*2,1	40	m	177,86	7114,40		10	10	20								
SUB TOTAL					210546												
Costo /tonelada				US\$/Tm	6,27												

Cuadro 4.2.1 Costo para el Traslado de Equipo por Chimenea Vertical

Fuente: UM Yauliyacu

CHIMENEA INCLINADO

LONGITUD	100 M
ANCHO	2 M
ALTO	60 M
PE	2,8 Tms/m3
TONELAJE	33600 TmS

PREPARACIÓN	Sección	Cantidad	Unid	Tarifa (\$)	Sub Total	MES											
						1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
SUBNIVEL 1 S	3x3	100	m	233,99	23399,00			50	50								
SUBNIVEL 2 S	3x3	100	m	233,99	23399,00					50	50						
SUBNIVEL 3 S	3x3	100	m	233,99	23399,00						50	50					
SUBNIVEL 4 S	3x3	100	m	233,99	23399,00							50	50				
GALERÍA	3x3	100	m	233,99	23399,00	100											
BY Pass	3x3	100	m	233,99	23399,00	50	50										
VENTANAS	3x3	67	m	233,99	15599,00	40	40										
INCLINADO	2,5x2,5	95	m	230,54	21901,00		25	25	25	20							
VENTANAS	2,5x2,5	50	m	230,54	11527,00		10	10	10	10							
CH NORTE EXPLORACIÓN	1,5*1,5	60	m	174,40	10464,00		20	20	20								
CH NORTE SERVICIOS	1,5*1,5	60	m	174,40	10464,00				20	20	20						
CH SUR EXPLORACIÓN	1,5*1,5	60	m	174,40	10464,00				20	20	10						
CH ECHADERO	1,5*1,5	50	m	174,40	8720,00		20			15		15					
VENTANAS	2,5*2,5	40	m	223,24	8930,00												
SUB TOTAL					238463												
Costo /tonelada				US\$/Tm	7,10												

Cuadro 4.2.2 Costo para el Traslado de Equipo por Chimenea Inclínada

Fuente: UM Yauliyacu

ACCESO CON RAMPA

LONGITUD	200 M
ANCHO	2 M
ALTO	60 M
PE	2,8 Tms/m3
TONELAJE	67200 TmS

PREPARACIÓN	Sección	Cantidad	Unid	Tarifa (\$)	Sub Total	MES											
						1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
SUBNIVEL 1 S	3x3	200	m	233,99	46798			40	60								
SUBNIVEL 2 S	3x3	200	m	233,99	46798				40	60							
SUBNIVEL 3 S	3x3	200	m	233,99	46798					40	60						
SUBNIVEL 4 S	3x3	200	m	233,99	46798						40	60					
GALERIA	3x3	200	m	233,99	46798	100											
BY PASS	3x3	200	m	233,99	46798	50	50										
VENTANAS BASE	3x3	144	m	233,99	33695	40	40										
RAMPA(+) 15 %	3X3	400	m	243,26	97304		70	70	70	70	70	50					
VENTANAS RP	2,5*2,5	60	m	230,54	13832				15	15	15	15					
CH DESMONTE DE LA RP	1,5*1,5	60	m	174,4	10464		20	20	20								
CH NORTE EXPLORACION	1,5*1,5	60	m	174,4	10464		20	20	20								
CH CENTRAL ECHADERO	1,5*1,5	60	m	174,4	10464			20	20	20							
CH SUR EXPLORACION	1,5*1,5	60	m	207,52	12451			20	20	20							
CH DE SERVICIOS	1,5*1,5	60	m	174,4	10464				20	20	20						
VENTANAS	1,2*2,1	40	m	177,86	7114				15	15	10						
SUB TOTAL					487040												
Costo /tonelada				US\$/Tm	7,25												

Cuadro 4.2.3 Costo para el Traslado de Equipo por Rampa

Fuente: UM Yauliyacu

Conclusión:

Haciendo un resumen de estos tres analices, el costo unitario de la cada una de estos proyectos haciende como sigue, por tanto, la labor con menor costo seria la chimenea vertical con \$ 6.27 / Tm la cual sería aceptada.

Labor	Largo	Potencia	Altura	Tonelaje	Costo Total	Costo Unitario
	m	m	m	Tm	\$	\$/Tm
Vertical	100	2	60	33600	210546	6,27
Inclinado	100	2	60	33600	238463	7,10
Rampa	200	2	60	67200	487040	7,25

4.3 Tajos donde se Aplicará el Método SLV

Este Método de Minado de Taladros Largos en Vetas Angostas no solo se desarrollaría en la Veta C, sino también en varias de las zonas de la Mina Yauliyacu, desde la Zona o Sección 1 hasta la Sección 6. Para ello se tomará diferentes consideraciones para su aplicación desde la preparación hasta su producción.

A continuación los cuadros presentarán las diferentes consideraciones para la aplicación de taladros largos en vetas angostas.

EVALUACION DE LOS TAJOS CONSIDERADOS PARA LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS DE LAS SECCIONES : IV ,V y VI

1 PREPARACION

NIVEL	BLOCK	VETA	TAJO	CONSIDERACIONES GEOLOGICAS										CONSIDERACIONES GEOMECANICAS					PLANEAMIENTO INGENIERIA				
				RESER.	LEYES				VALOR	COSTO	Potencia		Bz	RMR	RMR	Geoda	Fallas Planos	Perforac. ton/mt-perf.	Preparac. Min,Desm. ton/mt-pre.	Prep. Desm. mts.	% ESTIMADO Recup. 80-85	Diluc. 7	
				Ton.	%Zn	%Pb	%Cu	Oz.AG	Mineral	OPERAC.	Veta	Minad.		MIN.	Desm	Abert.							Agua
Zona 4																							
1500	226-234-,237	C	644	26500	5.45	1.79	0.26	2.47	42.75	20.81	1.53	1.53	75°	55	55	Poco	Seco	Poco	2.5	10.9	380		
1700	374,375	M	798-S	15000	3.97	2.00	0.18	4.79	46.44	20.81	1.33	1.33	75°	53	53	NO	Mojado	Poco	2.5	43.4			
1900	72,73,204,203	C	655	30000	3.45	1.30	0.68	3.15	39.92	20.81	0.90	0.90	85°	50	50	NO	Seco	Poco	2.5	29.6	300		
1900	209,26	M	684	16400	4.7	2.8	1.42	8.37	80.80	20.81	0.80	0.80	80°	62	62	Mucho	Humedo	M. poco	2.5	49	105		
				87900																			
Zona 5																							
3300	2,3,4,5-20	Katia	604	14500	4.93	0.53	0.49	2.65	40.29	20.81	1.62	1.62	80°	50	60	NO	Moj.Gote.	Poco	2.5	19.6	50		
3300	272,273,274	C	606	21500	5.28	0.45	0.35	3.45	43.78	18.49	3.39	3.39	72°	50	60	Poco	Mojado	Poco	3.9	40.57	0		
3300	259,260,261	C	607	9700	4.52	0.41	0.54	4.09	45.14	20.81	2.23	2.23	74°	50	60	Poco	Humedo	Poco	3.3	29.19	107		
3600	279,28	C	590	24600	4.34	0.92	0.29	2.07	34.02	20.81	2.63	2.63	72°	49	52	Poco	Mojado	Poco	3.3	106.67	0		
3600	8,263,264,2	C	600	33300	3.23	0.44	0.57	3.48	37.62	20.81	1.78	1.78	70°	45	52	Poco	Goteo	Poco	2.5	88.10	0		
3600	9,252,253,2	C	610	18800	2.40	0.21	0.42	2.34	25.91	20.81	1.53	1.53	75°	59	59	Poco	Mojado	Poco	2.5	31.31	20		
3900	267,268,269	C	650 - 651	33800	2.95	0.52	0.58	3.08	25.18	20.81	1.51	1.51	78°	55	55	NO	Mojado	Poco	2.5	42.47	338		
3900	391,392	M	640	12300	4.12	0.12	0.90	1.59	35.07	20.81	2.04	2.04	79°	50	50	Poco	Humedo	Poco	3.3	25.8	133		
				168500																			
Zona 6																							
2700	42	C	612	29000						20.81	1.5	1.5		55	55	Poco	Mojado	Poco	4.7	44.25	368		
				TOTAL	259300																		

Cuadro 4.3.1 Plan de Preparaciones para Taladros Largos en Vetas Angostas

Fuente: UM Yauliyacu

2. PREPARACION

NIVEL	BLOCK	VETA	TAJO	LABOR	CANTIDAD	UNIDAD	2005						2006					
							Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun
Zona 4																		
1500	226-234-,237	C	644	By pass	25	mt.	5	5	5									
1700	374,375	M	798-S	Galeria	31	mt.	20	11										
1900	72,73,204,203	C	655	Galeria	45	mt.	20	20	5									
1900	209,26	M	684	Galeria	44	mt.		15	15	14								
145							45	51	25	14								
Zona 5																		
3300	2,3,4,5-20	Katia	604	Galeria	30	mt.			10	10	10							
				Chimeneas	36	mt.				20	16							
				By pass	45	mt.					20	20	5					
				Ventanas	77	mt.												
3300	272,273,274	C	606	By pass	23	mt.			10	10	13							
3300	259,260,261		607	Galeria	26	mt.				20	6							
3600	279,28	C	590	Galeria	22	mt.					10	12						
3600	8,263,264,2		600	Galeria	21	mt.					12	10						
3600	9,252,253,2		610	Chimeneas	33	mt.						20	13					
3900	267,268,269	C	650 - 651	Chimeneas	25	mt.					25							
3900	391,392	M	640	Chimeneas	21	mt.					12	10						
359									20	60	124	72	18					
Zona 6																		
2700	42	C	612	Ch	56	mt.			20	20	16							
56									20	20	16							
TOTAL					504	0	45	51	45	74	124	72	18	0	0	0		

Cuadro 4.3.2 Plan de Preparaciones para Taladros Largos en Vetas Angostas

Fuente: UM Yauliyacu

3. PERFORACION

NIVEL	BLOCK	VETA	TAJO	Reserva al 31/05/2005	EQUIPO	METROS PERF.	2005						2006	
							Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Ene	Feb
Zona 4				(Ton)		(m)								
1500	226-234-,237	C	644	26500	Raptor 2	10600	3200	3200	3200	3200				
1700	374,375	M	798-S	15000	Simba-1	6000	1000	2000	2000	2000				
1900	72,73,204,203	C	655	30000		12000								
1900	209,26	M	684	16400		6560								
				87900		35160	4200	5200	5200	5200				
Zona 5														
3300	2,3,4,5-20	Katia	604	14500	Simba-2	5800	3000	3500	3500					
3300	272,273,274		606	21500		5500				3500	3500	3500		
3300	259,260,261	C	607	9700		2900								
3600	279,28		590	24600	Simba-1	7500		1200			3500	3500		
3600	8,263,264,2	C	600	33300		13300			1200					
3600	9,252,253,2		610	18800		7500				1200				
3900	267,268,269	C	650 - 651	33800		13500								
3900	391,392	M	640	12300		3700								
				168500		59700	3000	4700	4700	4700	7000	7000		
Zona 6														
2700	42	C	612	29000	Raptor -J	11600	3200	3200	3200	3200				
				29000		11600								
				259300		106460	10400	13100	13100	13100	7000	7000	0	0

Cuadro 4.3.3 Plan de Perforación para Taladros Largos en Vetas Angostas

Fuente: UM Yauliyacu

4. PRODUCCION

NIVEL	BLOCK	VETA	TAJO	Reserva al 31/05/2005	EQUIPO	Ratio Ton/mt.	METROS PERF.	2005						2006					
								Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun
Zona 4				(Ton)			(m)												
1500	226-234-,237	C	644	26500	Raptor 2	1,68	15774	4500	5000	5000	5000	5000	2000						
1700	374,375	M	798-S	15000	Simba-1	1,68	8929		2500	2500	2500	2500	2500	2500					
1900	72,73,204,203	C	655	30000		1,68	17857								4000	4000	4000	4000	4000
1900	209,26	M	684	16400		1,68	9762		3000	3000	3000	3000	3000	1400					
87900								4500	10500	10500	10500	10500	7500	3900	4000	4000	4000	4000	4000
Zona 5																			
3300	2,3,4,5-20	Katia	604	14500	Simba-2	1,68	8631	200	4000	4000	4000	4000	2500						
3300	272,273,274		606	21500		1,68	12798	12798					1500	4000	4000	4000	4000	4000	
3300	259,260,261	C	607	9700		1,68	5774	5774											4000
3600	279,28		590	24600		1,68	14643	14643	3500	3500	4000	4000	4000	4000	1000				
3600	8,263,264,2	C	600	33300		1,68	19821	19821							3000	4000	4000	4000	4000
3600	9,252,253,2		610	18800		1,68	11190	11190											
3900	267,268,269	C	650 - 651	33800		1,68	20119	20119						3000	3000	3000	3000	3000	3000
3900	391,392	M	640	12300		1,68	7321	7321	1000			2000	2000	2000	2000	2000	1000		
168500								91867	8500	7500	8000	10000	10000	13000	13000	13000	12000	11000	11000
Zona 6																			
2700	42	V	612	40000	Raptor	1,68	23800	250	3550	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000
				40000															
TOTAL				270300		1,68	160900	96617	22550	18000	22500	24500	21500	20900	21000	21000	20000	19000	19000

Cuadro 4.3.4 Plan de Producción para Taladros Largos en Vetas Angostas

Fuente: UM Yauliyacu

4.4 Plan de Producción 2005 – 2009 y Flujo de Caja Proyectado

FLUJO DE CAJA PROYECTADA 2005-2009							
(Sistema Mecanizado en Vetas)							
(000 USD)							

PRECIOS		2.005	2.006	2.007	2.008	2.009	TOTAL
Zn	USD/t	950	950	950	950	950	
Pb	USD/t	650	650	650	650	650	
Cu	USD/t	2200	2200	2200	2200	2200	
Ag	USD/t	5,75	5,75	5,75	5,75	5,75	
Valor del Mineral	USD/oz	40,02	42,44	44,35	44,35	44,35	
Mineral Tratado	T	1.233	1.244	1.260	1.260	1.260	

	2005	2006	2007	2008	2009	TOTAL
OPERACIONES						
Ingresos						
Ventas Totales	49.345	52.774	55.881	55.881	55.881	269.762
Total Ingresos						
DESEMBOLSOS						
Costo operativo	27.915	27.002	27.086	27.086	27.086	136.175
Mina	18.150	17.154	17.107	17.107	17.107	86.623
Planta	5.413	5.459	5.531	5.531	5.531	27.466
Mantenimiento	1.640	1.654	1.676	1.676	1.676	8.321
Indirecto	2.713	2.736	2.772	2.772	2.772	13.764
Transporte de Concentrados	350	350	350	350	350	1.750
Gastos de Comercialización	650	650	650	650	650	3.250
General y Administrativo	950	950	950	950	950	4.750
Gastos de Exploraciones y Desarrollos Cortos	3252	3200	3174	3174	3174	15.974
Total Desembolsos	33.117	32.152	32.210	32.210	32.210	161.899
Balance Operativo	16.228	20.622	23.671	23.671	23.671	107.863
CAPEX						
Exploración y Desarrollo	3.000	2.500	2.500	2.500	2.500	13.000
	6.039	5.943	5.895	5.895	5.895	29.667
Dinero en efectivo disponible	7.188	12.179	15.276	15.276	15.276	65.196

Cuadro 4.4.1 Flujo de Caja para Taladros Largos en Vetas Angostas

Fuente: UM Yauliyacu

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN DE MINA 2005-2009									
ZONA	Reservas	Recursos	TN	2005	2006	2007	2008	2009	TOTAL
SECCION I				279000	276000	168000	168000	168000	1.059.000
Vetas	310.610		% Zn	2,08	1,75	1,46	1,46	1,46	1,70
Cuerpos	383.250		% Pb	1,35	1,20	1,15	1,15	1,15	1,22
	693.860	915.830	% Cu	0,29	0,31	0,26	0,26	0,26	0,28
			Oz Ag	5,63	6,09	7,13	7,13	7,13	6,47
SECCION II				347500	300000	288000	288000	288000	1.511.500
Vetas	183.670		TN	3,15	3,02	3,67	3,67	3,67	3,43
Cuerpos	361.000		% Zn	1,79	1,77	2,07	2,07	2,07	1,94
	544.670	3.545.650	% Pb	0,27	0,42	0,28	0,28	0,28	0,31
			Oz Ag	4,21	5,24	4,90	4,90	4,90	4,81
SECCION III				55000					55.000
Vetas	111.090		TN	1,06					1,06
Cuerpos	0		% Zn	0,74					0,74
	111.090	458.310	% Pb	0,16					0,16
			Oz Ag	10,07					10,07
SECCION IV				227500	216000	216000	216000	216000	1.091.500
Vetas	141.370		TN	3,61	2,67	2,32	2,32	2,32	2,66
Cuerpos	231.800		% Zn	1,46	1,60	1,39	1,39	1,39	1,45
	373.170	2.172.140	% Pb	0,22	0,27	0,27	0,27	0,27	0,26
			Oz Ag	4,55	4,52	4,56	4,56	4,56	4,55
SECCION V				193000	204000	216000	216000	216000	1.045.000
Vetas	563.000		TN	4,94	3,99	3,47	3,47	3,47	3,85
Cuerpos	84.010		% Zn	2,12	1,68	1,30	1,30	1,30	1,53
	647.010	2.857.070	% Pb	0,60	0,53	0,40	0,40	0,40	0,46
			Oz Ag	3,28	4,87	4,78	4,78	4,78	4,52
SECCION VI				72000	60000	60000	60000	60000	312.000
Vetas	249.000		TN	2,88	2,79	2,35	2,35	2,35	2,55
Cuerpos	0		% Zn	2,21	2,12	1,77	1,77	1,77	1,94
	249.000	1.526.360	% Pb	0,36	0,36	0,25	0,25	0,25	0,30
			Oz Ag	14,51	10,73	8,72	8,72	8,72	10,44
RAYO				59000	187500	312000	312000	312000	1.182.500
Vetas	0		TN	1,49	2,18	1,49	1,49	1,49	1,60
Cuerpos	0		% Zn	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91	0,91
	0	654.580	% Pb	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
			Oz Ag	13,61	13,61	13,61	13,61	13,61	13,61
TOTAL				1.233.000	1.243.500	1.260.000	1.260.000	1.260.000	6.256.500
Vetas	1.558.740		% Zn	2,91	2,46	2,38	2,38	2,38	2,50
Cuerpos	1.060.060		% Pb	1,52	1,41	1,32	1,32	1,32	1,38
	2.618.800	12.129.940	% Cu	0,29	0,31	0,23	0,23	0,23	0,26
			Oz Ag	5,50	6,42	7,04	7,04	7,04	6,61
% Vetas				51%	52%	61%	61%	61%	
% Cuerpos				49%	48%	39%	39%	39%	

Cuadro 4.4.2 Programa de Producción de Mina

Fuente: UM Yauliyacu

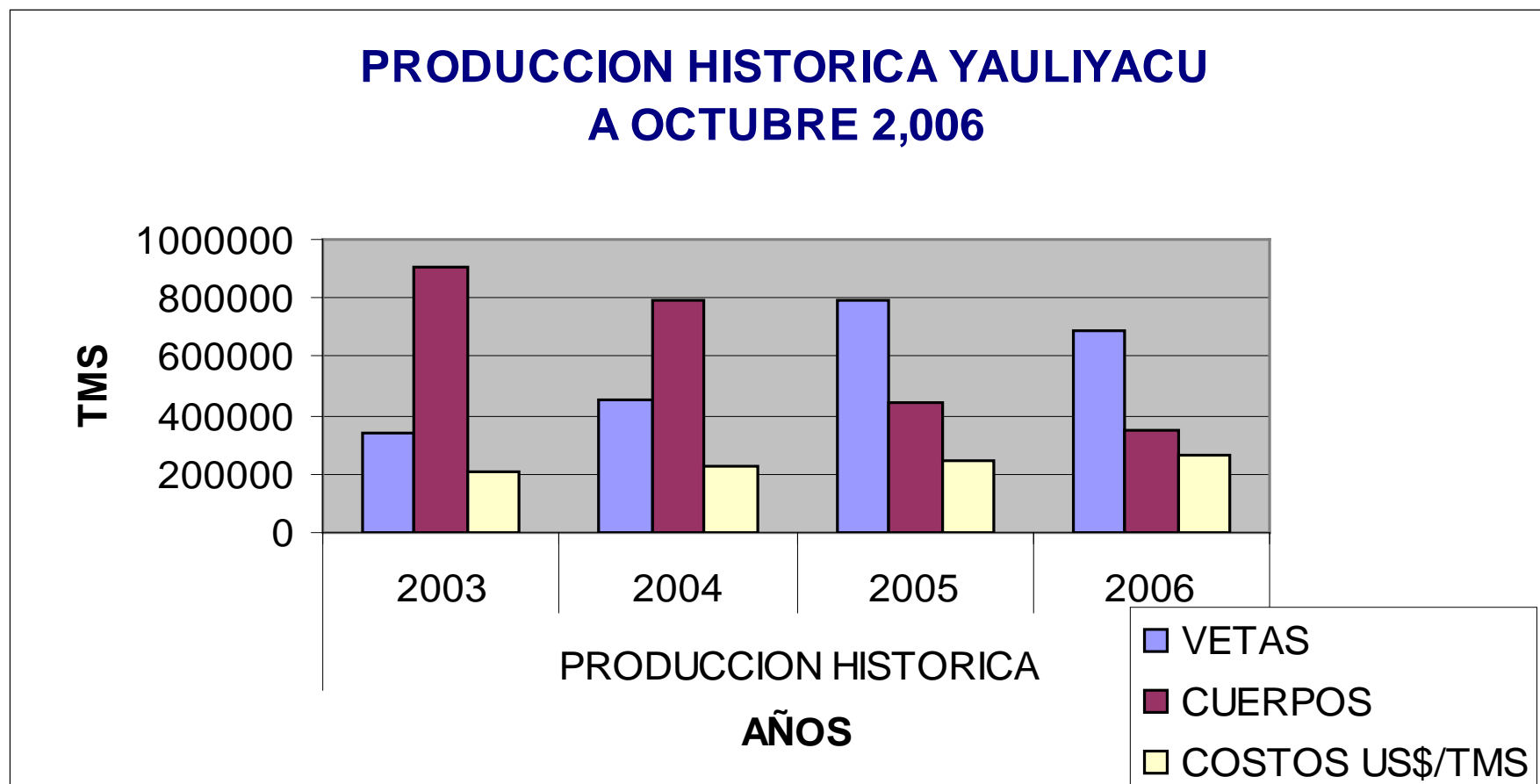
4.5 Resultados comparativos de producción histórica 2003 – 2006

Hasta el año 2003, la producción de la Unidad Minera Yauliyacu fue básicamente una explotación de cuerpos representando el 75% de la producción de la mina (950000 TMS anual) y la explotación convencional de vetas un 25% (350000 TMS anual). De esta manera las reservas de cuerpos para el 2004 fueron reduciéndose y las reservas de vetas empezaron a incrementarse, esto traería consigo incrementar los recursos de personal y equipos para mantener el nivel de producción, es así que se tomó la decisión de poner en marcha las preparaciones de explotar tajos de vetas angostas con taladros largos, esto tuvo un impacto y resultados muy positivos para los intereses de la empresa.

Durante el año 2005 se obtuvo una producción de 160000 TMS con taladros largos en vetas angostas, representando el 13% del total de la producción. Como se aprecia en la figura 4.5.1.

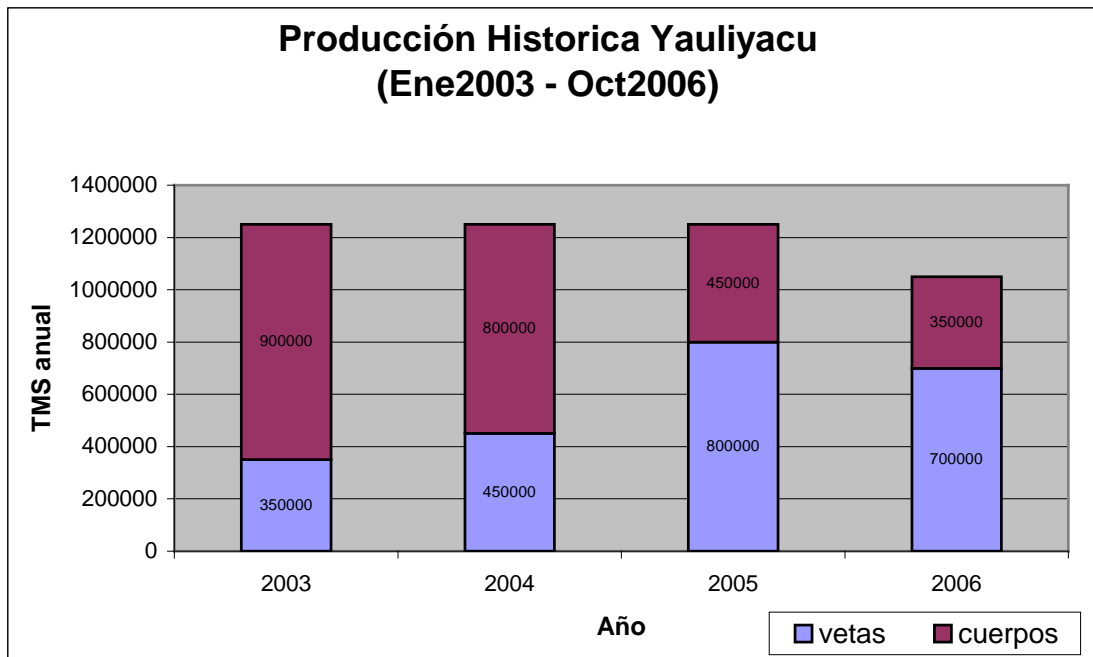
Como veremos en el capítulo 6, sección 6.6 “Análisis con otros Métodos de Explotación en la Mina Yauliyacu”, se aprecia en el Cuadro 6.6.9, los costos unitarios de los métodos de explotación convencional son altos y si a ello se suma que las reservas de los cuerpos en la Mina Yauliyacu se reducen, claro está que los costos de la empresa subirían si no se tomase una decisión inmediata. Una empresa eficiente no solo será aquella que produzca más o que tenga mayor número de recursos sino aquella que su utilidad económica sea muy rentable y esto se obtiene con bajos costos, mayor producción y cero accidentes.

Un baja de la explotación de cuerpos y la alta producción de vetas (ver Cuadros 4.5.2 y 4.5.3) implicaría costos más altos para mantener una producción, pero debido a la explotación de taladros largos en vetas angostas (SLV), los costos de la empresa no hubo una variación considerable, tal como se aprecia en el cuadro 4.5.1.



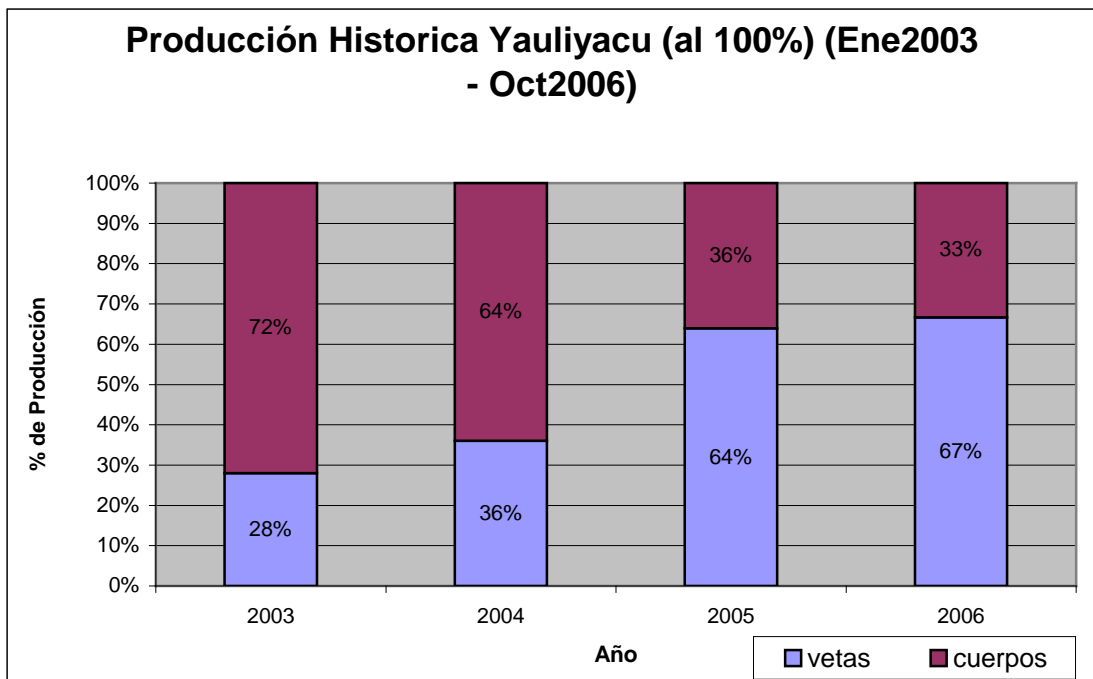
Cuadro 4.5.1 Producción Histórica 2003 - 2006

Fuente: UM Yauliyacu



Cuadro 4.5.2 Producción Histórica Acumulada Ene2003 - Oct2006

Fuente: UM Yauliyacu



Cuadro 4.5.3 Producción Histórica al 100% Ene2003 - Oct2006

Fuente: UM Yauliyacu

CAPITULO V

OPERACION MINERA EN VETAS ANGOSTAS

A continuación me centraré en las operaciones unitarias de perforación y voladura para el caso de aplicación en estudio, en vista que son las mas importantes para la explotación con el método diseñado para las vetas en la UM Yauliyacu.

5.1 Perforación

5.1.1 Equipo de Perforación

A. Características

- Jumbo RAPTOR JUNIOR;
- Perforadora Atlas Copco COP1238ME;

Peso:	151kg
Longitud:	100.2cm
Ancho:	24.8cm
Alto:	23.1cm
Radio de impacto:	42-65 Hz
Potencia (máx.):	15 Kw
Pres. Hidráulica (máx.):	250 bar
Consumo de Agua:	1.1 l/m

- Panel de Control Remoto MR12
- Carrier autopropulsado de 4 llantas;
- Potencia Instalada, powerpack de 50kw;
- Bomba de agua centrifuga Grundfos CR4-60
- Compresor para lubricación de perforadora de 3HP;
- Presión de agua de 8psi;
- Presión de rotación de 50 – 60 psi;
- Presión de percusión de 110-120 psi (baja) a 140 psi (alta);
- Presión de avance de 60-70 psi (baja) a 80-90 psi (alta);
- Viga LH-1303 de 2.2m de longitud para barras MF-T38 de 3pies que cuenta con 2 gatos de anclaje (stingers);
- Corredera horizontal de 1.25m de longitud con desplazamiento efectivo de 0.80m y una rotación de 360°;
- Dimensiones:

Largo: 3.95m

Ancho: 1.25m

Altura: 2.15 m

Peso: 3780Kg

- Valor del equipo Jumbo Raptor Júnior \$ 161000



Fotografía 5.1.1 Equipo Raptor Junior para Taladros Largos en Vetas Angostas
Fuente: UM Yauliyacu

5.1.1 Datos Técnicos

- A. Los resultados de las pruebas de perforación (taladros positivos-negativos) a diferentes metros de perforación, dio como una condición estándar adecuada para el paralelismo y tiempo efectivo de 10 metros de perforación por taladro.
- B. Se realizó el traslado de equipo en dos partes por una chimenea de 2mx2m de subnivel a subnivel.
- C. La capacidad mensual de perforación del Jumbo es 4500m.
- D. Puede ser transportado en labores de secciones reducidas.

5.1.2 Operación del Equipo

La perforación en taladros largos es tridimensional, es decir, la ubicación de perforación tendrá tres parámetros.

5.1.2.1 **Ubicación respecto a los hastiales:** Este parámetro indica que **la corredera tiene que ser paralelo al plano vertical de las secciones** (Línea roja punteada). Se pintará en los hastiales las secciones y se colocará un número determinado, el jumbo se ubicará de tal manera que el eje del equipo se encuentre perpendicular a estas secciones.

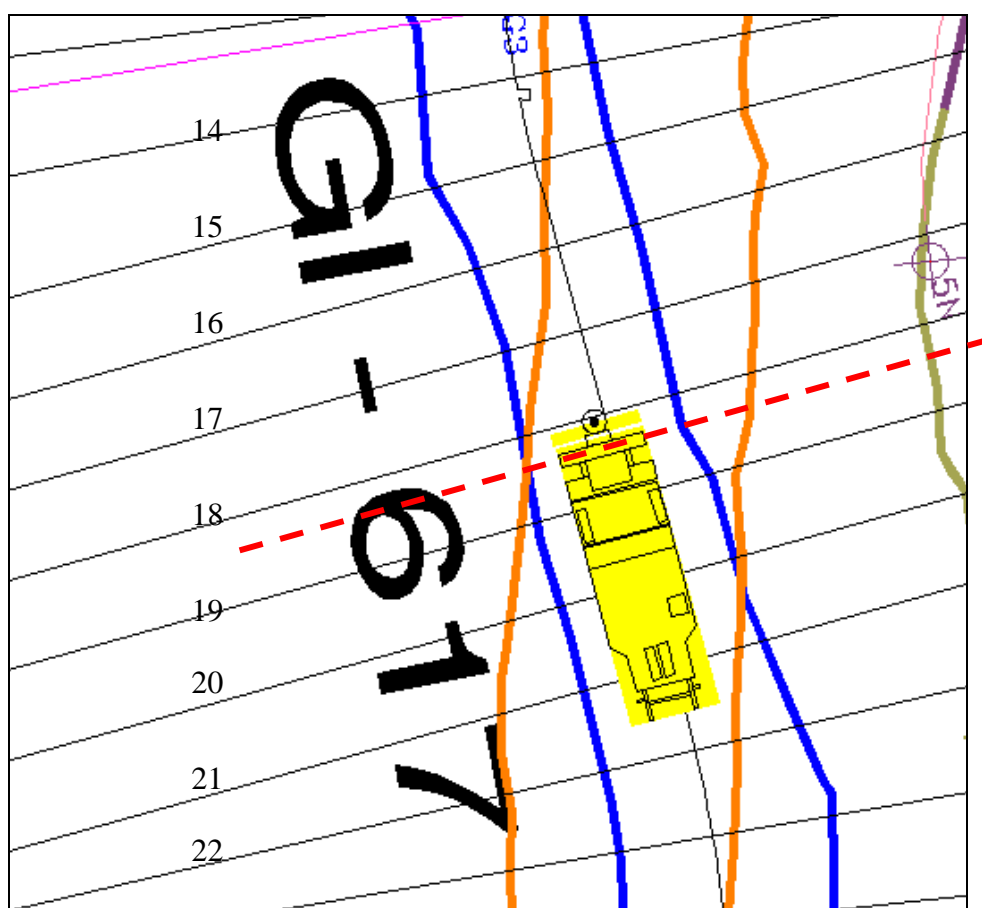


Figura 5.1.1 Ubicación respecto a los Hastiales

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.2.2 **Ubicación respecto a la Línea Horizontal:** El parámetro será el **paralelismo con el Plano Horizontal del Eje de Vasculación** para este Jumbo la gradiente será 1,45m. Una línea horizontal deberá ser pintada en el hastial. Esto se debe a que la viga de avance girará en el eje de vasculación. (fig. 5.1.2).

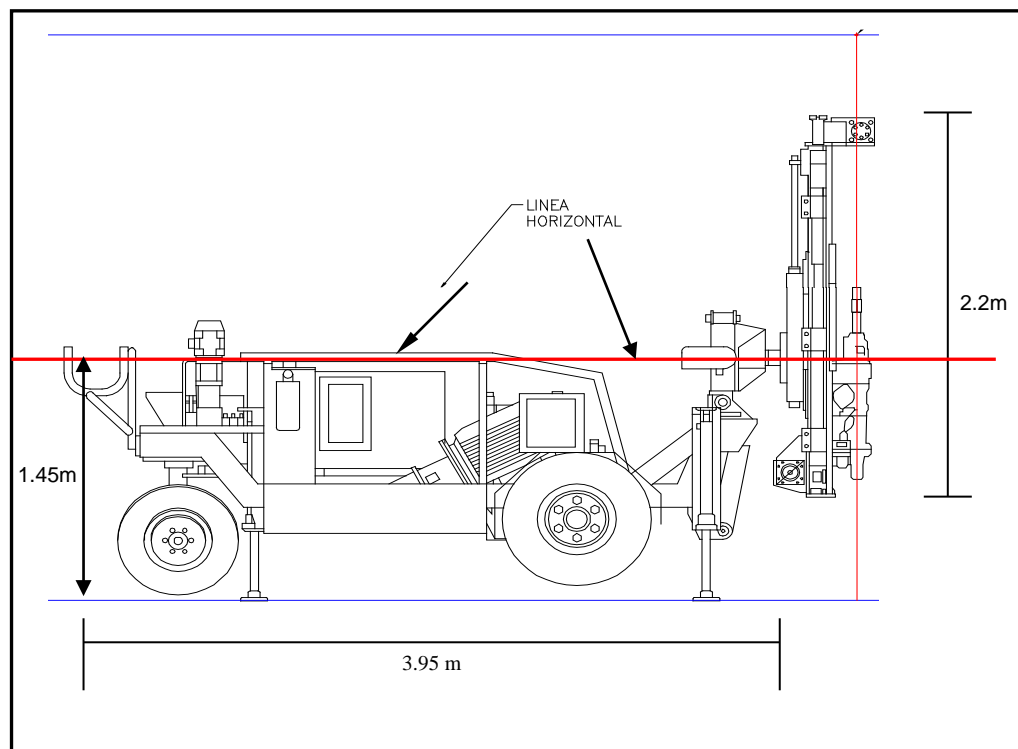


Figura 5.1.2 Ubicación respecto a la Gradiente

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.2.3 Ubicación con respecto al punto topográfico y ángulo: La viga de perforación se ubicará en la marca o punto topográfico que estará pintado en la corona de la labor. En ese instante se dará un **ángulo que ira paralelo al buzamiento del plano de la estructura**, este dato será entregado en la malla de perforación (ver figura 5.1.3).

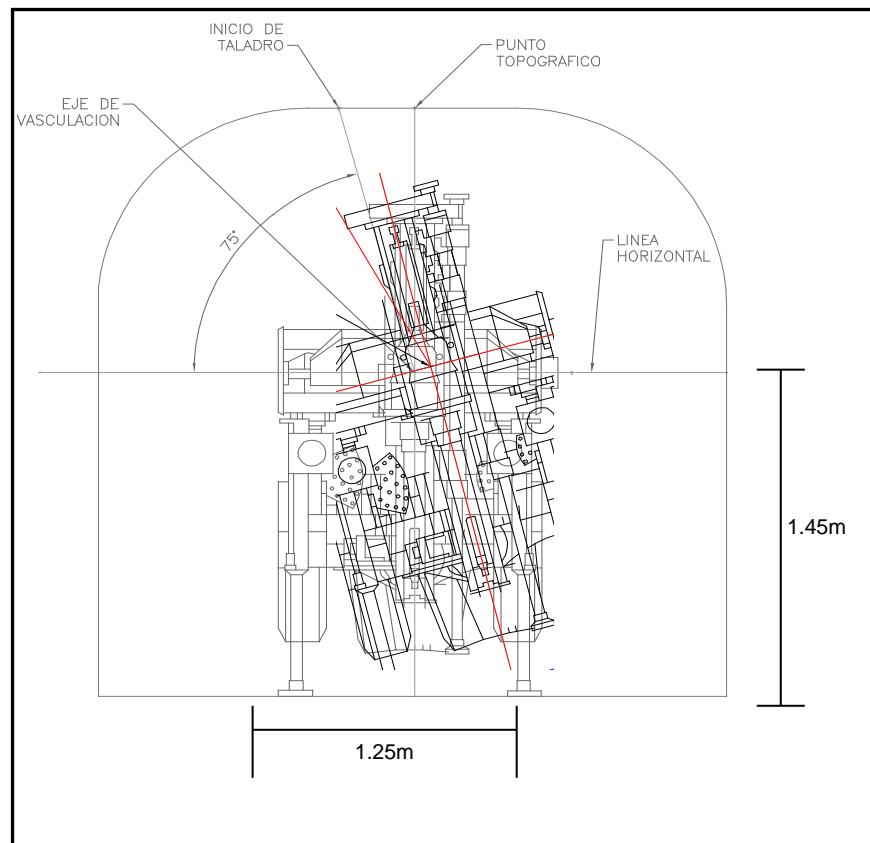


Figura 5.1.3 Ubicación respecto al Punto Topográfico

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.3 Tipos de Perforación y Eficiencias:

5.1.3.1 PERFORACIÓN NEGATIVA

- Debido al terreno, la perforación negativa es lenta.
- Se hace más dificultoso la evacuación de los detritos.
- Existe estancamiento de los aceros de perforación.
- Tener el piso limpio de lama y detritus antes de perforar.
- Colocará tubos PVC para evitar el ingreso de detritus.
- Mayor desviación.

5.1.3.2 PERFORACIÓN POSITIVA

- Perforación es más rápida.
- El lavado de los taladros durante la perforación es más eficiente.

5.1.4 Ubicación del Equipo respecto a la Labor

5.1.4.1 Sección 2,5 x 2,5

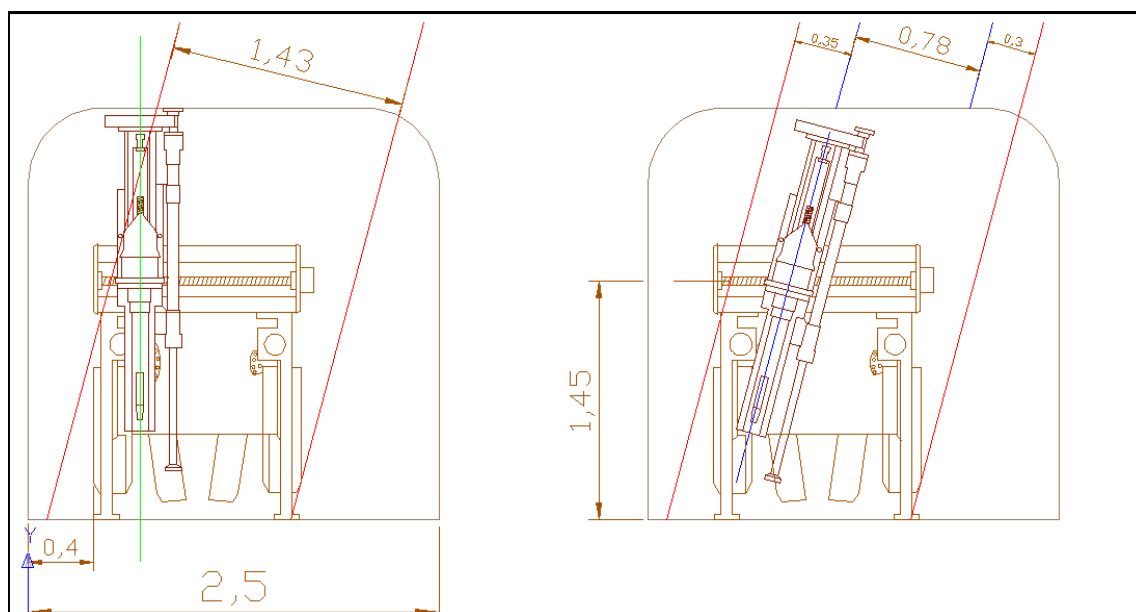


Figura 5.1.4 Ubicación para una Sección 2.5 x 2.5

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.4.2 Sección 2,7 x 2,7

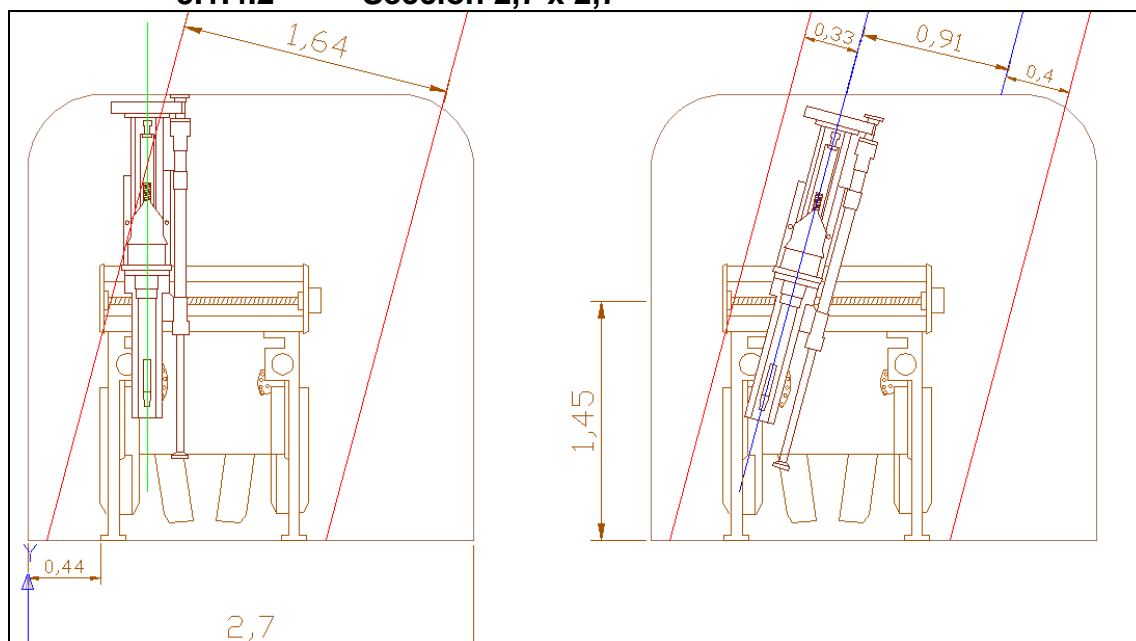


Figura 5.1.5 Ubicación para una Sección 2.7 x 2.7

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.4.3 Sección 3,0 x 3,0

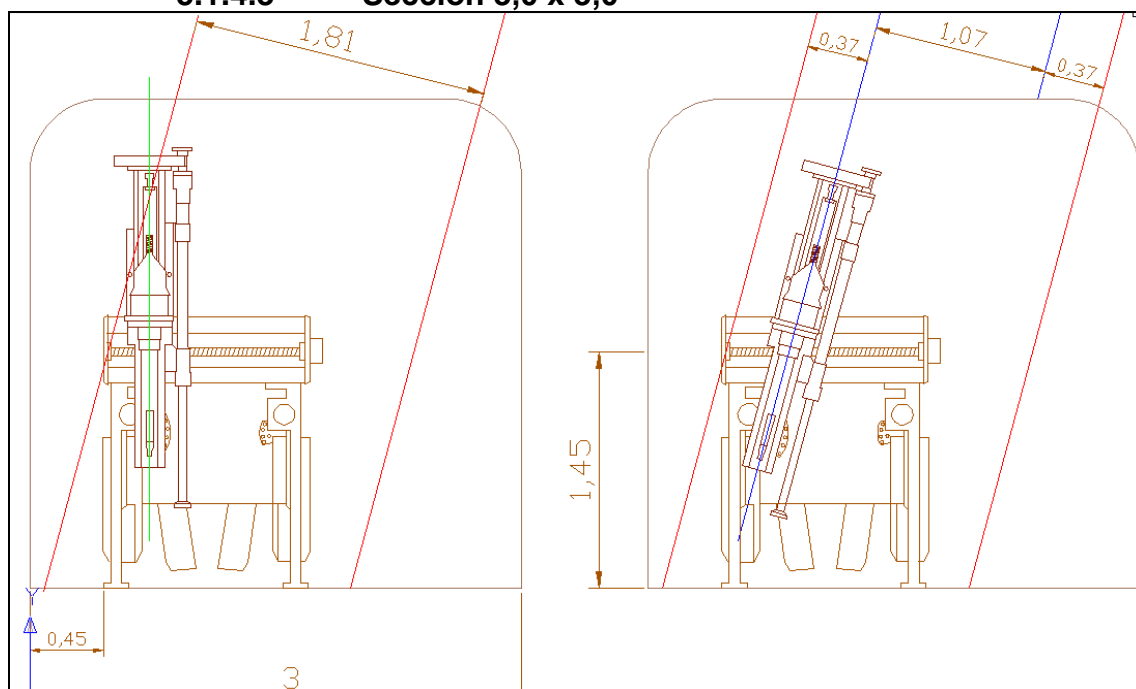


Figura 5.1.6 Ubicación para una Sección 3.0 x 3.0

Fuente: UM Yauliyacu

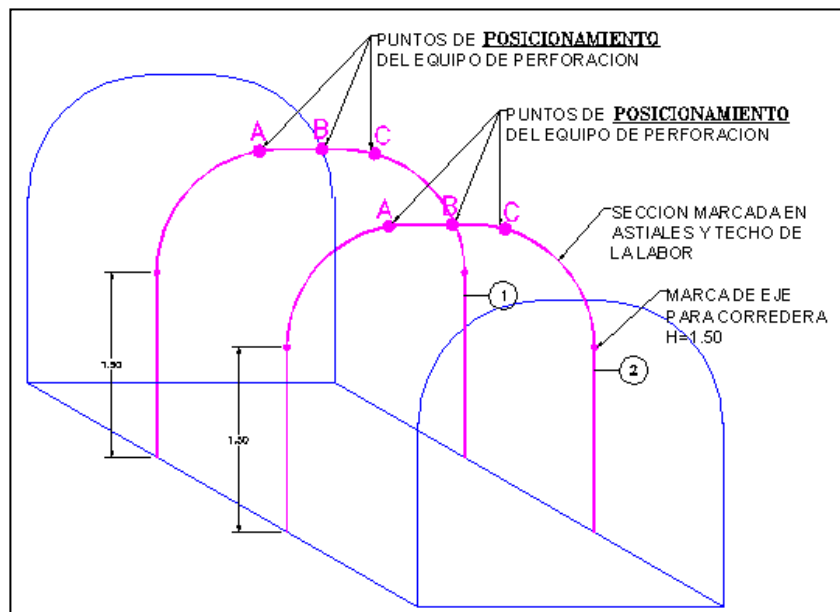


Figura 5.1.7 Estándar de Marcado por lo Topógrafos

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.5 Accesorios de Perforación - Jumbo

5.1.5.1 Propiedades de los Aceros de Perforación

Durante la perforación con Jumbo existen 4 funciones principales:

- La Percusión que permitirá la penetración de la broca a la roca;
- El Avance tendrá la función de mantener a la broca en continuo contacto con la roca;
- La Rotación hará que la broca gire antes que realice el impacto a la roca; y

- El Barrido que mantendrá limpio el taladro al evacuar los detritos de la perforación.

Como vemos, el trabajo que realizará los aceros en la roca será muy elevada, por ello, necesitará de elementos altamente resistentes. Por tanto, los aceros deberán tener las siguientes propiedades básicas:

- Alta resistencia a la fatiga;
- Alta resistencia a la flexión; y
- Alta resistencia al desgaste en las rocas y culatas.

En las roscas, el acero normalmente está expuesto al desgaste debido a pequeños movimientos entre el manguito y la barra causados por la onda de choque a su paso. Las culatas sufren un desgaste mecánico y abrasivo como resultado de la percusión directa del pistón y la fuerza de torsión transmitida por la bocina de rotación. Si la resistencia al desgaste del acero usado para esto es alta, el desgaste será menor. Si la superficie es demasiado dura, se volverá muy frágil y se reducirá su resistencia a la fatiga.

El rendimiento óptimo se obtiene con un acero que tenga un núcleo tenaz (que confiera una alta resistencia a la fractura por fragilidad) y una superficie más dura. Esta combinación proporciona una elevada resistencia tanto al desgaste como a la fatiga.

5.1.5.2 Elementos de la Columna de Perforación

Una columna de perforación puede estar compuesta de los siguientes elementos:

- Un Adaptador de culata o Shank Adapter;
- Una Barra MF o MF-Rod; y
- Una broca de botones o button bit retrac.

Tal como se muestra en la figura 5.1.8:

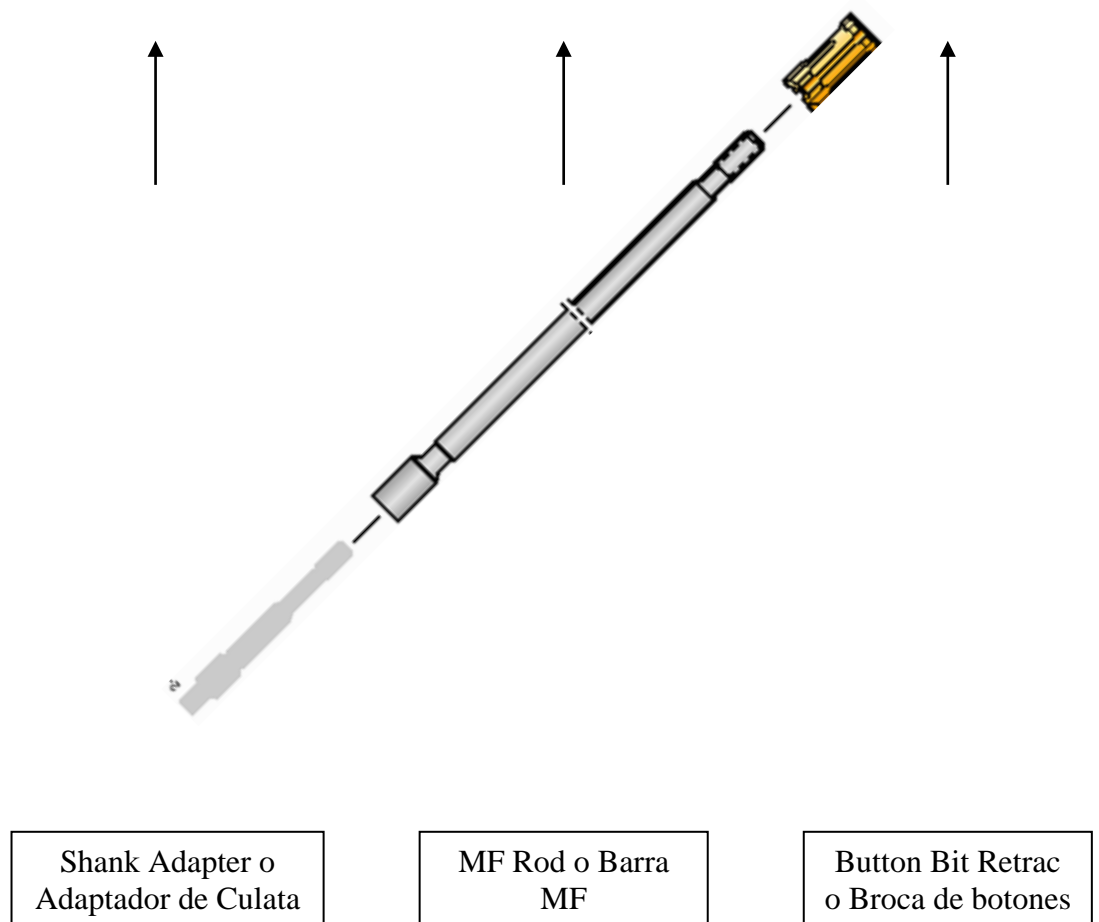
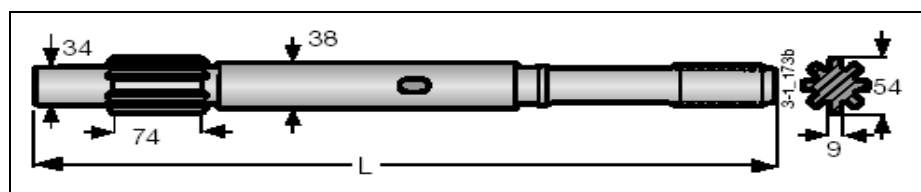


Figura 5.1.8 Elementos de la Columna de Perforación

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.6 Shank Adapter: También llamado Adaptador de Culata, la cual se encuentra fijado a la Perforadora Atlas Copco COP 1238 ME y será la encargada de transmitir la energía de impacto y la rotación de toda la columna. El componente utilizado por el Raptor Junior es el SHANK COP 1238 R32. La vida útil del Shank COP 1238 R32 es 1800m y su precio es de \$ 199.



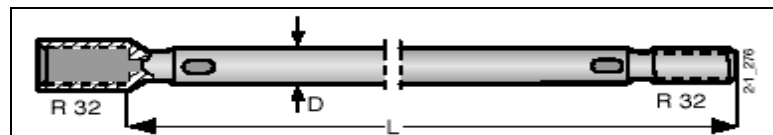
L = 575 mm

Figura 5.1.9 Shank Adapter

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.7 MF-Rod: Conocido en el mercado como Barra MF. Consta de una rosca hembra y otra macho, como se muestra en la grafica. El componente utilizado por el Raptor Junior es MF-Rod, R32 – R32,

como a continuación se muestra. La vida útil de la barra MF-Rod R32 – R32 es 2000m y su precio de \$ 145.



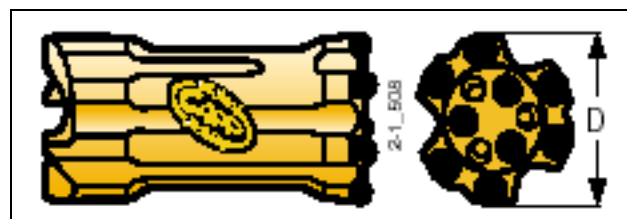
$D = 1 \frac{1}{4}$ pulgadas = 32 mm

$L = 3$ pies = 915 mm

Figura 5.1.10 Barra MF

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.8 Button bit retrac: Son las brocas con botones. Es la que realizará el trabajo de trituración. La parte que hará específicamente este trabajo será los botones que esta conformada por metal duro. La broca se adapta a la barra por medio de rosca. La energía de impacto que se transmite va de la punta de la barra hacia el fondo de la rosca de la broca. La vida útil de la Broca con botones de 2" es de 450m y su precio es de \$118,34.



$D = 51$ mm \leftrightarrow 2 pulg

Figura 5.1.11 Broca Retráctil

Fuente: UM Yauliyacu

SECCION VI
ENERO DEL 2005
DETALLE DE RENDIMIENTOS DE ACEROS DE PERFORACION

RAPTOR JUNIOR

BROCA RETRACTIL 51 mm.

ITEMS	FECHA	OPERADOR	NUMERO	DICIEMBRE	ENERO	ACUMULADO	RENDIMIENTO	ESTANDAR	VIDA ÚTIL	OBSERVACION
1	06-ene-05	E.ROJAS	VII		484	484	484			OPERATIVO
2	06-ene-05	MELLENDEZ	VIII		488	488	488			OPERATIVO
6	06-ene-05	HUAYTA	I		389	389	389			OPERATIVO
7	06-ene-05	HUAYTA	II		400	400	400			OPERATIVO
10	06-ene-05	ROMERO	III		132	132	132			ATASCAMIENTO DE COLUMNA
11	06-ene-05	CAMAVILCA	VI		391	391	391			OPERATIVO

2284,20

BARRAS MF R32 3'

ITEMS	FECHA	OPERADOR	CANTIDAD	DICIEMBRE	ENERO	ACUMULADO	RENDIMIENTO	ESTANDAR	VIDA ÚTIL	OBSERVACION
1	07-ene-05	ROMERO	20	-	2.284,20	2284,2	1199			OPERATIVO

2.284,20

SHANK ADAPTER R32

ITEMS	FECHA	OPERADOR	NUMERO	DICIEMBRE	ENERO	ACUMULADO	RENDIMIENTO	ESTANDAR	VIDA ÚTIL	OBSERVACION
1	07-ene-05	ROMERO	II		2.270,70	2.271	2.270,70			OPERATIVO

2.270,70

Cuadro 5.1.1 Control de Aceros en los Operadores de Jumbo

Fuente: UM Yauliyacu

**RESUMEN DE ACEROS DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS
Nv 27 – Tj 612 - Sección VI - Veta C**

Acero	Precio	Cantidad	Estado Actual	Metros Perforados	Metros Disparados	Rendimiento
	(\$)	(unid)		(m)	(m)	(m/unid)
Broca Retráctil R32 2"	118,34	5	Operativo	2152	324	430
Barras R32 - 3'	145	20	Operativo	2284	324	1199
Shank Cop 1238 - R32 - 575mm	199	1	Operativo	2284	324	2284

Acero	Mineral Perforado			Costo Aceros		
	Total	Mineral Dispar.	Mineral Perf.	Total	Por Mineral Perforado	Tonelaje Disparado
	(Tn)	(Tn)	(Tn)	(\$)	(\$/Tn)	(\$/Tn)
Broca Retráctil R32 2"	7183	1169	6014	592	0,08	0,01
Barras R32 - 3'	7183	1169	6014	2900	0,40	0,07
Shank Cop 1238 - R32 - 575mm	7183	1169	6014	199	0,03	0,00
				3691	0,51	0,08

Cuadro 5.1.2 Rendimiento de Aceros de Perforación de Jumbo

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.7 Malla de Perforación – Jumbo

5.1.7.1 Malla de Perforación para Tajo

Calcularemos la malla de perforación según la fórmula de Langerfors, la cual considera los siguientes parámetros:

- El diámetro del taladro;
- La constante o factores de la roca;
- El factor de fijación o inclinación del taladro;
- La relación entre espaciamento y burden;
- La densidad de la carga explosiva;
- La Potencia relativa en peso del explosivo; y
- La longitud del taladro.

Acá mostramos la fórmula y sus elementos:

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D$$

$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
B _{máx.}	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm ³)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

La constante de la roca "c" es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1m³ de roca.

CONSTANTE DE LA ROCA									
RMR	C	RMR	c	RMR	c	RMR	c	RMR	c
41	1,000	53	1,030	65	1,061	77	1,091	89	1,122
43	1,005	55	1,036	67	1,066	79	1,097	91	1,127
45	1,010	57	1,041	69	1,071	81	1,102	93	1,132
47	1,015	59	1,046	71	1,076	83	1,107	95	1,137
49	1,020	61	1,051	73	1,081	85	1,112	97	1,142
51	1,025	63	1,056	75	1,086	87	1,117	99	1,147

Cuadro 5.1.3 Constante de la Roca "c" para Langerfors

Fuente: UM Yauliyacu

Ahora hallaremos el Burden Práctico y su Espaciamiento.

CÁLCULO DEL BURDEN - FÓRMULA DE LANGEFORS
Nv. 2700 C Tj 612

Bmáx.	Burden Máximo (mts)	1,25	1,25	1,24	1,23	1,23
BP 1	Burden Práctico	0,93	0,92	0,92	0,91	0,91

Espaciamiento		1,02	1,02	1,01	1,00	1,00
INGRESE DATOS						
D	Diametro del taladro (mm)	51	51	51	51	51
C	Constante de la roca c=0.3 + 0.335 _ Rocas medias c=0.4 + 0.335 _ Rocas duras	1,010	1,023	1,036	1,046	1,048
F	RMR Descripción del RMR	45 REG	50 REG	55 REG	59 REG	60 REG
	Factor de fijación					
	Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85	1	1	1	1	1
E/B	Relación Espaciamiento - Burden	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
Dc	Densidad de carga (g/cm ³)	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87
L	Longitud de taladro (m.)	11	11	11	11	11

Cuadro 5.1.4 Cuadro del cálculo del Burden - Langerfors

Fuente: UM Yauliyacu

La información arrojada para nuestro tipo de roca (RMR=59) es:

Burden Práctico = 0,91m
Espaciamiento = 1,00m

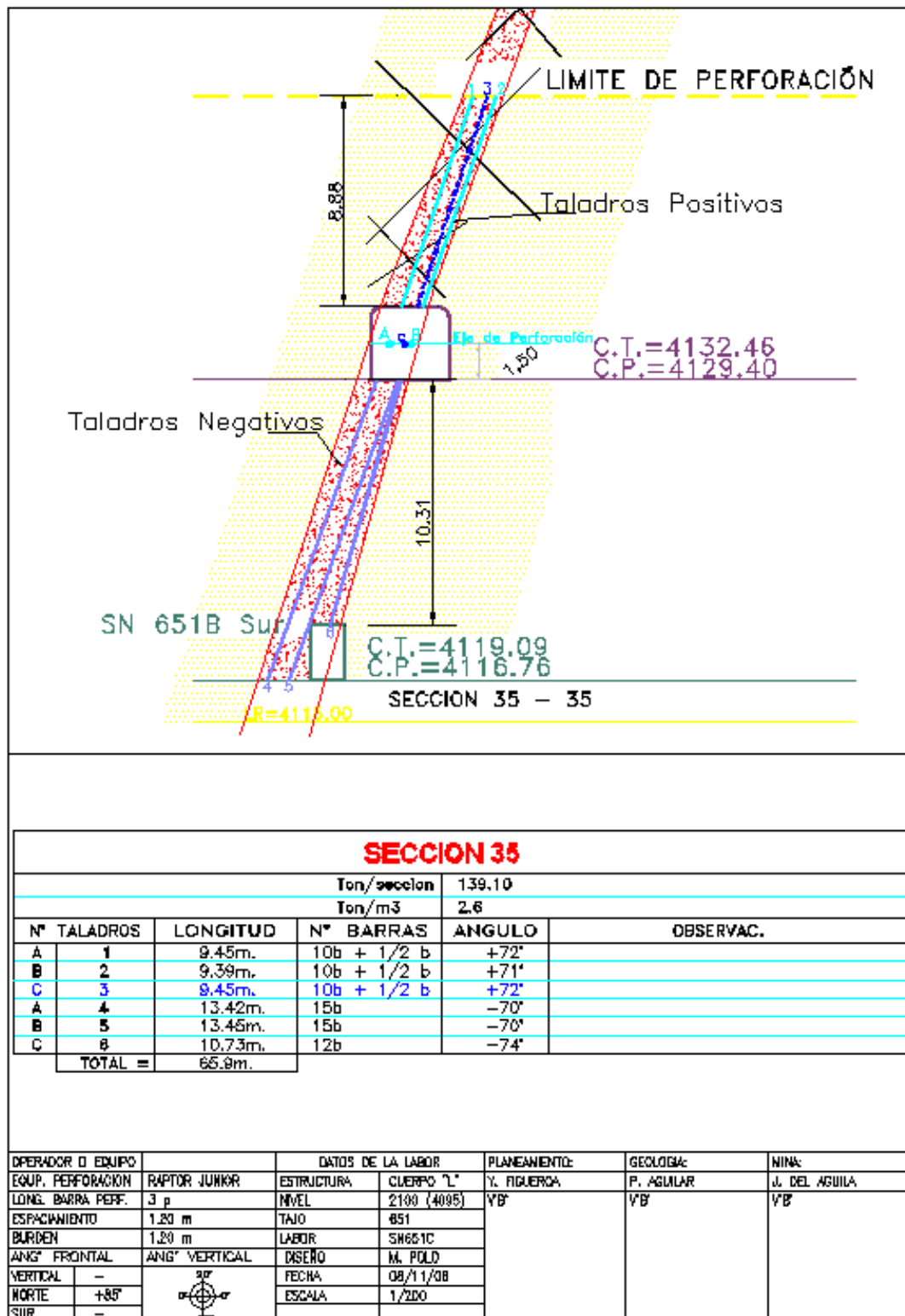
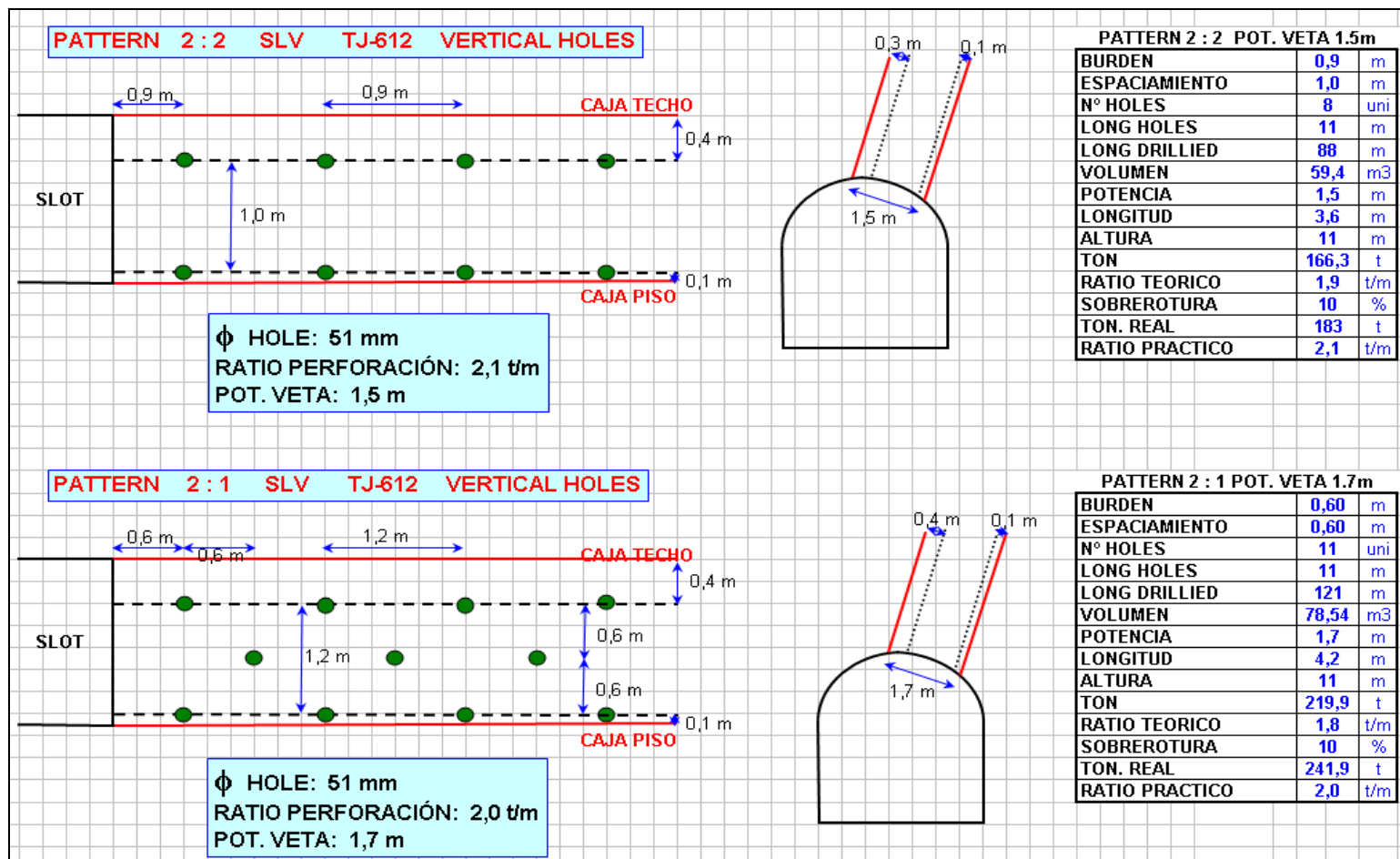


Figura 5.1.12 Malla de Perforación indicando longitud y ángulo de perforación

Fuente: UM Yauliyacu



Cuadro 5.1.5 Tipos de Malla de Perforación

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.7.2 Malla de Perforación para Slot

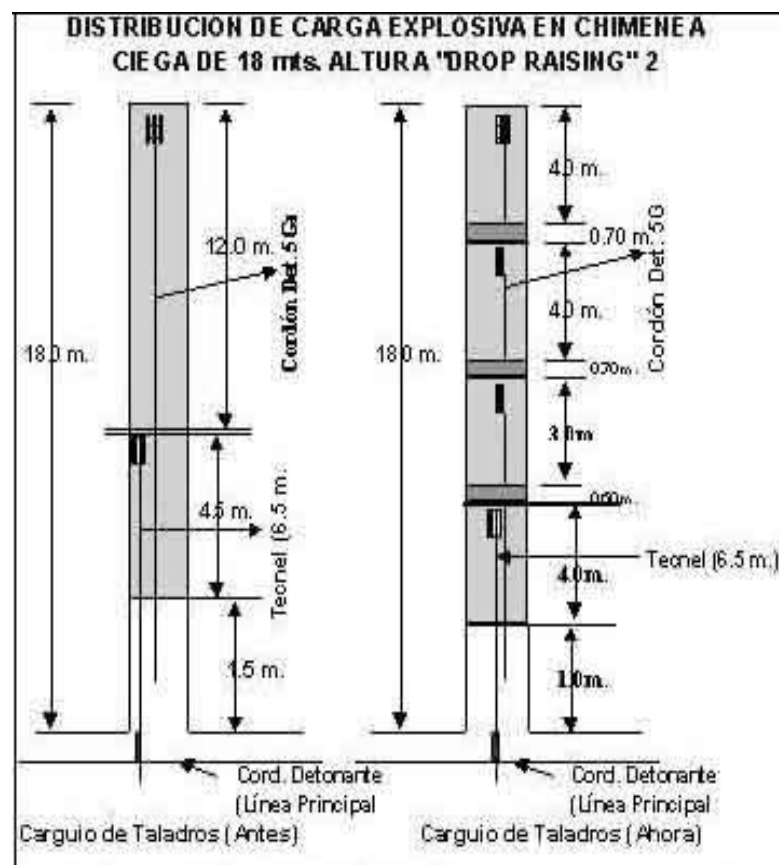
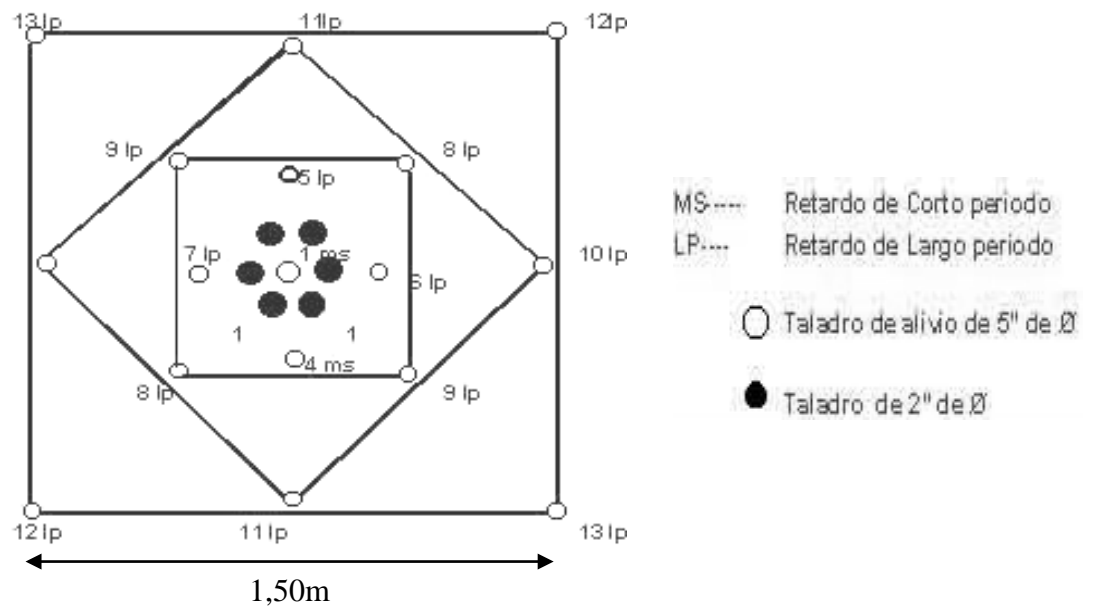


Figura 5.1.13 Malla y Distribución de Carguio para el Slot o Cara Libre con Jumbo

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.8 Calidad de Perforación y Avance

5.1.8.1 Desviación de Taladros

A continuación presentamos los principales causantes de las desviaciones de los taladros encontrados durante la perforación:

1º Las propiedades estructurales. Este grupo se da con frecuencia y mas aun cuando la dirección de la perforación es oblicua a los planos, que pueden ser:

- Los Planos de esquistocidad;
- Las Diaclasas;
- Las Juntas abiertas;
- Los cambios litológicos; etc

2º La elección de Broca. El diámetro de la perforación elegido es demasiado grande comparado con el diámetro del varillaje. Acá se produce una desviación de los taladros por la falta de resistencia de la columna al pandeo, y además un desgaste prematuro de esta.

3º Los errores de alineación y emboquillado. Esto se debe al mal posicionamiento de las deslizaderas.

Después de realizar la perforación, los topógrafos serán los indicados para levantar dichos taladros y de esta manera llevar un control de perforación, utilizando los siguientes cuadros.

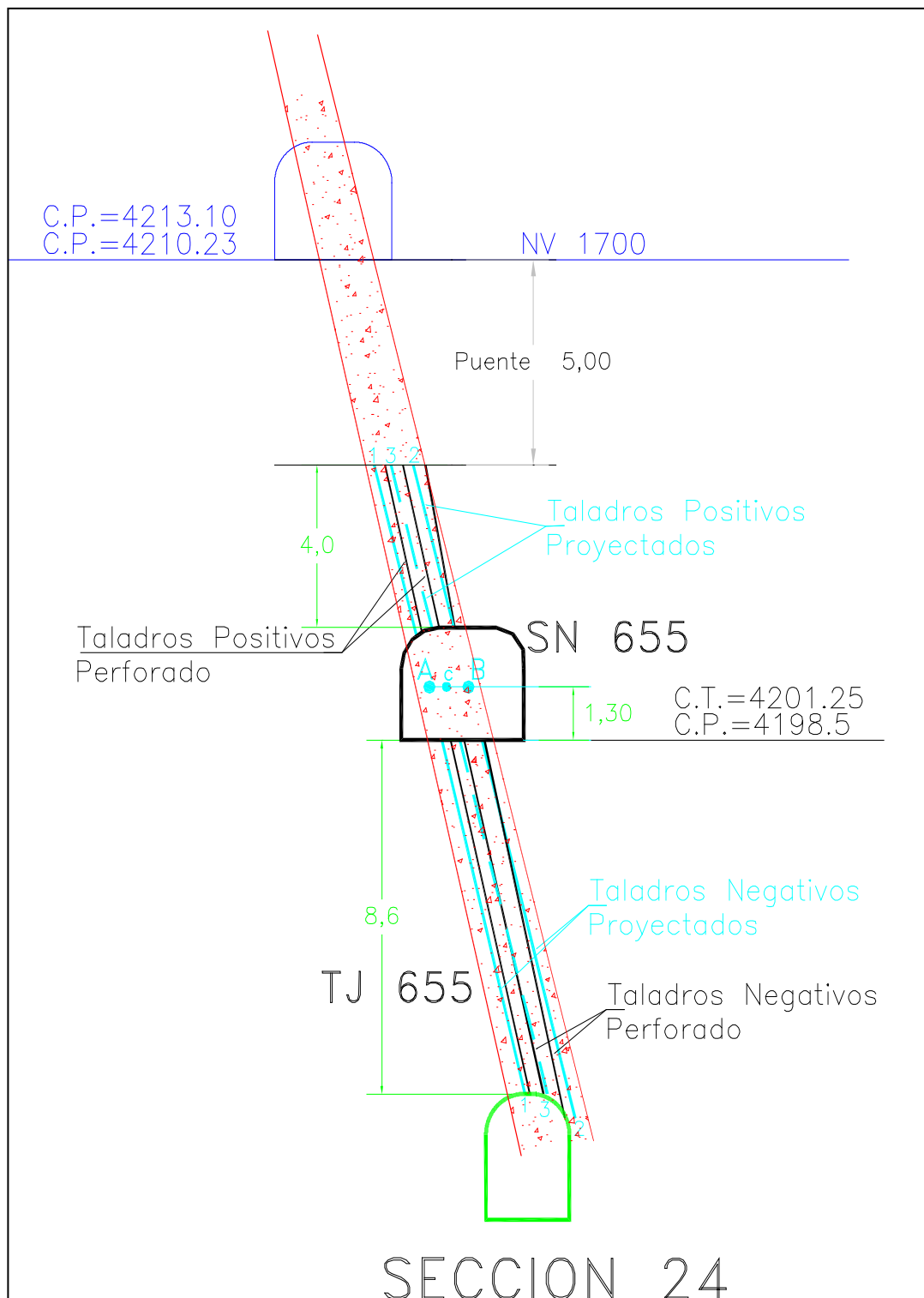


Fig 5.1.13 Comparativo de Taladros Proyectados vs. Taladros Levantados.

Fuente: UM Yauliyacu

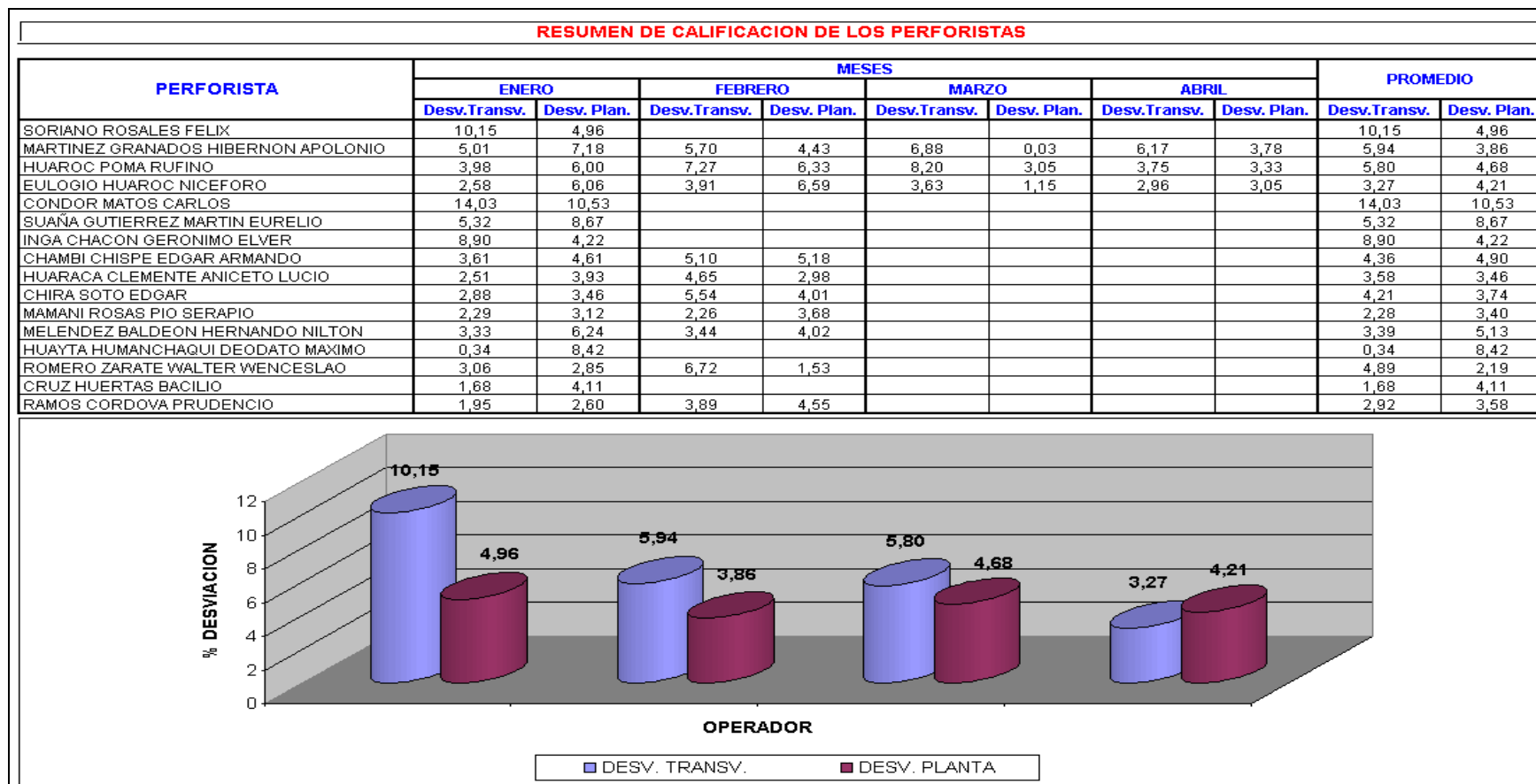
DESVIACION DE LOS OPERADORES				
OPERADOR	PISO 2		PROMEDIO	
	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)
	PLANTA	TRANSVERSAL	PLANTA	TRANSVERSAL
SORIANO	10,15	4,96	10,15	4,96
MARTINEZ	5,01	7,18	5,01	7,18
HUAROC	3,98	6,00	3,98	6,00
EULOGIO	2,58	6,06	2,58	6,06

OPERADOR	BASE		PISO 1		PISO 2		PROMEDIO	
	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)
	PLANTA	TRANSVERSAL	PLANTA	TRANSVERSAL	PLANTA	TRANSVERSAL	PLANTA	TRANSVERSAL
CONDOR	17,76	9,69		15,83	10,29	6,07	14,03	10,53
SUAÑA				8,4	5,32	8,93	5,32	8,67
ROJAS					7,69	6,24	7,69	6,24
INGA	13,33	4,8			4,47	3,63	8,90	4,22
CHAMBI					3,61	4,61	3,61	4,61
V. ROJAS	3,68	4,3					3,68	4,30
HUARACA					2,51	3,93	2,51	3,93
CHIRA					2,88	3,46	2,88	3,46
PIO					2,29	3,12	2,29	3,12

OPERADOR	PISO 1		PISO 2		PROMEDIO	
	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)	DESVIACION (%)
	PLANTA	TRANSVERSAL	PLANTA	TRANSVERSAL	PLANTA	TRANSVERSAL
MELENDEZ	2,38	2,4	4,28	10,08	3,33	6,24
HUAYTA			0,34	8,42	0,34	8,42
ROMERO	2,49	3,18	3,62	2,51	3,06	2,85
CRUZ			1,68	4,11	1,68	4,11
RAMOS	1,95	2,6			1,95	2,60
HUARACA	2,62	1,68			2,62	1,68

Cuadro 5.1.6 Cuadro de Control de la Desviación de Taladros por Operador de Jumbo

Fuente: UM Yauliyacu



Cuadro 5.1.8 Resumen de Calificación de los Perforistas de Jumbo

Fuente: UM Yauliyacu

5.1.8.2 Eficiencia de Perforación

Las eficiencias de perforación se darán gracias a:

- La experiencia del operador de Jumbo en las maniobras del equipo, como por ejemplo, en que momento subir o bajar las presiones de avance, percusión o rotación, ante las circunstancias estructurales de la roca;
- La disponibilidad mecánica y eléctrica del equipo, que consta de tener al equipo en buenas condiciones, como las presiones de avance, percusión o rotación adecuadas, evitar o solucionar inmediato las fugas de aceite por las mangueras de alta presión, evitar que exista fuga de agua por el sello de la perforadora, el stinger en buenas condiciones para que se encuentre bien anclado a la roca y la viga de perforación no tenga juego, un correcto deslizamiento de la perforadora por la viga.
- La correcta utilización de los aceros, se llevará un control de los aceros, las brocas deberán ser afiladas para una mejor duración y tenga una buena perforación, las barras deberán encontrarse sin rajaduras o dobladas para que no exista esfuerzo o pérdida de energía durante el avance.

1ra Barra	Perforacion	1'30"
	Colocar otra barra	30"
2da Barra	Perforacion	1'30"
	Colocar otra barra	30"
3ra Barra	Perforacion	1'30"
	Colocar otra barra	30"
4ta Barra	Perforacion	1'40"
	Colocar otra barra	30"
5ta Barra	Perforacion	1'40"
	Colocar otra barra	30"
6ta Barra	Perforacion	1'40"
	Colocar otra barra	30"
7ma Barra	Perforacion	1'40"
	Colocar otra barra	30"
8va Barra	Perforacion	1'50"
	Colocar otra barra	30"
9na Barra	Perforacion	2'00"
	Colocar otra barra	30"
10ma Barra	Perforacion	2'30"
	Colocar otra barra	30"
11a Barra	Perforacion	2'30"
	Colocar otra barra	30"
12a Barra	Perforacion	2'40"
	Colocar otra barra	30"
13a Barra	Perforacion	2'40"
	Colocar otra barra	30"
14a Barra	Perforacion	2'50"
	Colocar otra barra	30"
15a Barra	Perforacion	2'54"
Recuperar 15 barras		9'00"
Ciclo total		48'00"

Cuadro 5.1.9 Control de la Perforación por Barra Acoplada

Fuente: UM Yauliyacu

5.2 Voladura

5.2.1 Accesorios de Voladura

En el siguiente cuadro se muestra las características de los accesorios, explosivos y agente utilizados en los disparos de taladros largos en vetas angostas en la Mina Yauliyacu.

CARMEX**FULMINANTE COMÚN N° 8**

DIMENSIONES	Longitud (mm)	45
	Diámetro (mm)	6,3
PRUEBA DE ESOPO		
DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)		10
RESISTENCIA A LA HUMEDAD RELATIVA DEL 100% (h)		24
POTENCIA RELATIVA		
VOLUMEN TRAUZL (cm ³)		23
RESISTENCIA AL IMPACTO (2Kg/m)		No inicia
SENSIBILIDAD A LA CHISPA DE LA MECHA DE SEGURIDAD		SI

MECHA DE SEGURIDAD

NUCLEO DE PÓLVORA (g/m)		6
TIEMPO DE COMBUSTIÓN a.n.m. (s/m)		150 ± 10%
LONGITUD DE CHISPA a.n.m. (mm)		50
DIÁMETRO EXTERNO (mm)		5,1
PESO POR METRO LINEAL (g/m)		24
RECUBRIMIENTO EXTERNO		Plástico
COLOR		Verde
RESISTENCIA A LA TENSION (Kg.) (3 mir		30
LONGITUD (m)		2,7

CONECTOR

DIMENSIONES	Longitud (mm)	45
	Diámetro (mm)	6,3
ANCHO DE LA RANURA (mm)		2,4
CARGA DE MATERIAL PIROTECNICO (g)		0,5
ALTURA DE LA CARGA (mm)		12

BLOCK SUJECTION

LONGITUD TOTAL (mm)		14
DIÁMETRO	Interno (mm)	6,5
	Superior Externo (mm)	10
	Inferior Externo (mm)	7
MATERIAL		Plástico

FANEL ESTÁNDAR**FULMINANTE DE RETARDO**

DIMENSIONES	Longitud (mm)	68
	Diámetro (mm)	7,3
PRUEBA DE ESOPO		
DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)		10
VOLUMEN TRAUZL (cm ³)		34
SENSIBILIDAD AL IMPACTO (2Kg/m)		No detona

MANGUERA FANEL

MATERIAL	Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica	
DIMENSIONES	Diámetro Externo (mm)	3,0
	Diámetro Interno (mm)	1,2
LONGITUDES (m)		6 y 18
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (Kg)		16
VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE LA ONDA (m/s)		2000 ± 10%

ETIQUETAS

COLOR	Rojo
-------	------

ESCALA DE TIEMPO

Nº SERIE	TIEMPO (ms)	Nº SERIE	TIEMPO (ms)
1	25	11	300
2	50	12	350
3	75	13	400
4	100	14	450
5	125	15	500
6	150	16	600
7	175	17	700
8	200	18	800
9	225	19	900
10	250	20	1000

Cuadro 5.2.1 Especificaciones Técnicas de Accesorios de Voladura

Fuente: UM Yauliyacu

EMULNOR 3000

DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)	1,15
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	4800
PRESIÓN DE DETONACIÓN EN MEDIO CONFINADO (Kbar)	68
ENERGIA (Kcal./Kg)	912
VOLUMEN DE GASES (mol)	39
POTENCIA RELATIVA EN PESO (%)	101
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN (%)	142
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS	Primera
SENSIBILIDAD AL DETONADOR	Nº 8

SUPERFAM DOS

DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)	0,7	
DENSIDAD DE CARGA (g/cm ³)	Depende presión de aire comprimido	
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s) Confinado en tubo Fe de 2"	3100	
ENERGÍA TEÓRICA	Por peso (Cal/g)	900
	Por volumen (Cal/cm ³)	738
ENERGÍA RELATIVA	Por peso (%)	110
	Por volumen (%)	110
PRESIÓN DE DETONACIÓN (Kbar)	50	
RESISTENCIA AL AGUA	Pobre	

PENTACORD 3PE

PESO DEL NÚCLEO EXPLOSIVO (g/m)	4
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (Kg)	70
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	6800

Cuadro 5.2.2 Especificaciones Técnicas de Explosivos y Agente de Voladura

Fuente: UM Yauliyacu

5.2.2 Diseño de Carguío

En los gráficos siguientes mostraremos la distribución de carga de explosivos en los taladros positivos y negativos. Así mismo el cuadro de control del material utilizado.

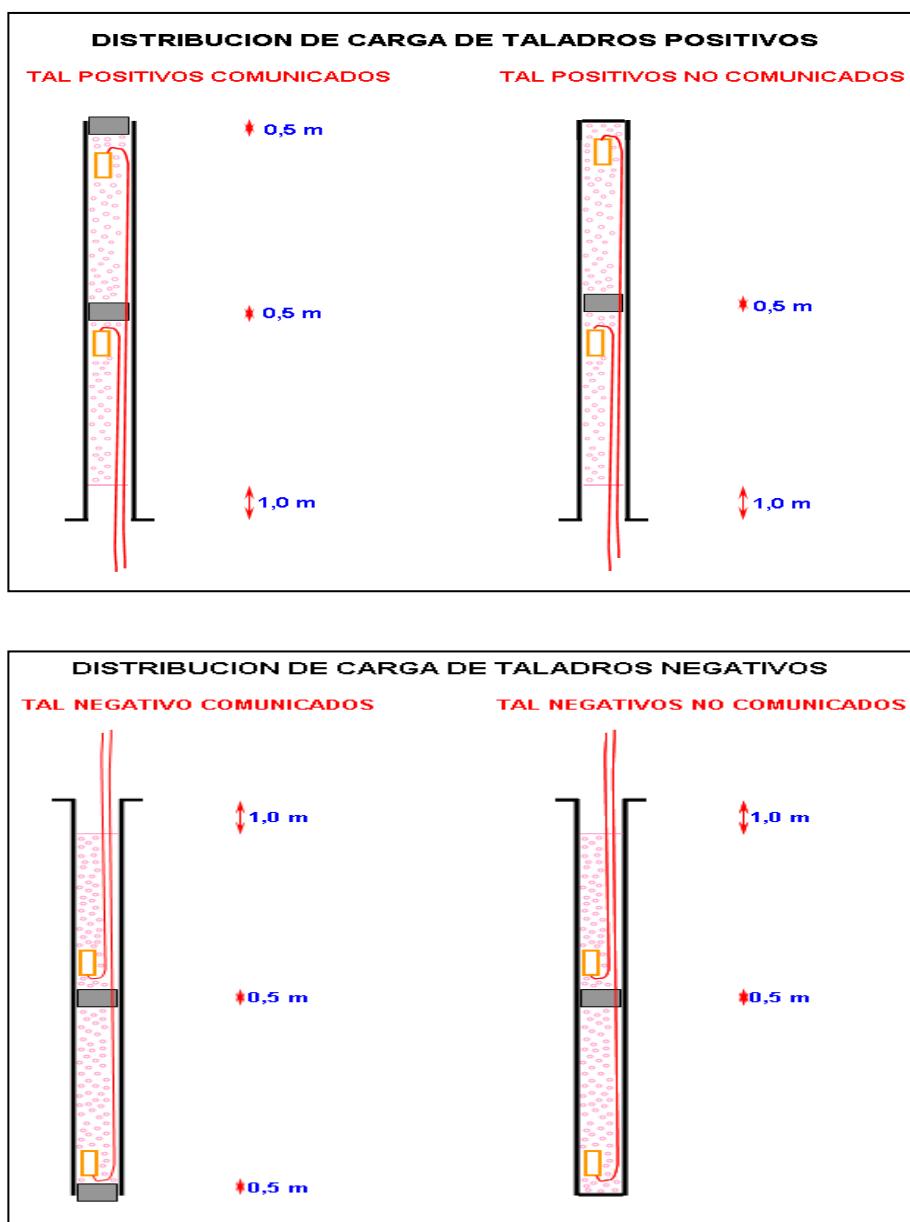


Figura 5.2.1 Distribución de carga para taladros positivos y negativos

Fuente: UM Yauliyacu

5.2.3 Voladura Primaria y Secundaria

RESUMEN DE VOLADURA - TALADROS LARGOS VETAS Tj 612 Nv 2700 - Sección VI - VETA C

DATOS		DISPARO	DISPARO	DISPARO	DISPARO	PROM.
Mineral Perforado		1	2	3	4	
Numero de taladros	(tal)	6	6	5	5	22
Longitud de taladro	(m)	14,5	14,5	14,5	14,5	14,5
Longitud Perforada	(m)	87	87	72,5	72,5	319
Malla						
Burden	B (m)	0,9	0,9	0,9	0,9	
Espaciamiento	E (m)	0,9	1,0	1,0	1,0	
Mineral Disparado						
Ancho	(m)	1,84	1,45	1,35	1,94	21,4
Altura	(m)	14,5	14,5	14,5	14,5	14,5
Largo	(m)	3	3,7	2,9	3,4	13
Volumen	(m ³)	80,04	77,79	56,77	95,64	310,2
g.e.	(Tn/m ³)	2,84	2,84	2,84	2,84	2,84
Tonelaje	(Tn)	227	221	161	272	881

Cuadro 5.2.4 Resumen de Datos de Voladura

Fuente: UM Yauliyacu

VOLADURA PRIMARIA												
Accesorios y Explosivos			DISPARO 1		DISPARO 2		DISPARO 3		DISPARO 4		PROMEDIO	
	Unid	Precio	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo
		(\$/unid)	\$		\$		\$		\$		\$	
Emulnor 1 ½ x 8	(cr)	0,36	12	4,32	14	5,04	10	3,6	10	3,6	46	16,56
Fanel Periodo Corto 17m	(unid)	2,39	12	28,68	14	33,46	10	23,9	10	23,9	46	109,94
Pentacord 3P	(mts)	0,11	30	3,3	35	3,85	30	3,3	30	3,3	125	13,75
Anfo Superfam	(kg)	0,44	127	56,04	155	68,23	100	44,14	105	46,35	488	214,76
Carmex 9 pies	(pz)	0,48	2	0,96	2	0,96	2	0,96	2	0,96	8	3,84
Costo Total de explosivo		(\$)		93,30		111,54		75,90		78,11		358,85
\$ explosivo / Tn		(\$/Tn)		0,41		0,46		0,46		0,30		0,40

Peso Explosivos			Cant.	kg	Cant.	kg	Cant.	kg	Cant.	kg	Cant.	kg
Emulnor	(kg/cr)	0,26	12	3,12	7	1,82	10	2,6	5	1,3	34	8,84
Anfo Superfam				127,36		155,07		100,32		105,34		488,09
Peso Total de Explosivos	(kg)			130,48		156,89		102,92		106,64		496,93

Indices							
Factor de Potencia	(kg/Tn)		0,57	0,65	0,62	0,41	0,55
Ratio	(Tn/m)		2,61	2,37	2,29	3,62	2,69
Toneladas por Taladro	(Tn/tal)		37,89	34,41	33,13	52,45	38,96

Cuadro 5.2.5 Resumen de Costo de Voladura Primaria

Fuente: UM Yauliyacu

VOLADURA SECUNDARIA												
			DISPARO 1		DISPARO 2		DISPARO 3		DISPARO 4		PROMEDIO	
Accesorios y Explosivos	Unid	Precio	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo
		\$		\$		\$		\$		\$		\$
Emulnor	(cr)	0,36	20	7,2	15	5,4	30	10,8	25	9	90	32,4
Pentacord 3P	(mts)	0,11	30	3,3	10	1,1	30	3,3	25	2,75	95	10,45
Carmex 9 pies	(pz)	0,48	2	0,96	2	0,96	2	0,96	2	0,96	8	3,84
Costo Total de explosivo		(\$)		11,46		7,46		15,06		12,71		46,69
\$ explosivo / Tn		(\$/Tn)		0,05		0,03		0,09		0,05		0,05

RESUMEN VOLADURA												
			DISPARO 1		DISPARO 2		DISPARO 3		DISPARO 4		PROMEDIO	
Accesorios y Explosivos	Unid	Precio	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo	Cant.	Costo
		\$		\$		\$		\$		\$		\$
Emulnor	(cr)	0,36	32	11,52	29	10,44	40	14,4	35	12,6	136	48,96
Fanel Periodo Corto 17m	(unid)	2,39	12	28,68	14	33,46	10	23,9	10	23,9	46	109,94
Pentacord 3P	(mts)	0,11	60	6,6	45	4,95	60	6,6	55	6,05	220	24,2
Anfo Superfam	(kg)	0,44	127	56,04	155	68,23	100	44,14	105	46,35	488	214,76
Carmex 9 pies	(pz)	0,48	4	1,92	4	1,92	4	1,92	4	1,92	16	7,68
Costo Total de explosivo		(\$)		104,76		119		90,96		90,82		405,54
\$ explosivo / Tn		(\$/Tn)		0,46		0,49		0,55		0,35		0,45

Cuadro 5.2.6 Resumen de Voladura Secundaria

Fuente: UM Yauliyacu

CAPITULO VI

EVALUACION ECONOMICA

La evaluación económica aquí presentada muestra en los puntos 6.1 al 6.4 los costos de producción total y unitario de la Unidad Minera Yauliyacu para el periodo 2005 – 2009 así como la producción de concentrados y flujo de caja para el mismo periodo, demostrando que la aplicación del método de taladros largos en vetas angostas será rentable para la unidad y garantizará los niveles de producción proyectados.

En el punto 6.5 se detallan los costos del método de minado en si de aplicación para la Unidad Minera Yauliyacu.

**6.1 RESUMEN DEL COSTO DE LA PRODUCCION TOTAL 2005-2009
(000 USD)**

	2005	2006	2007	2008	2009	TOTAL
Producción (t)	1.233.000	1.243.500	1.260.000	1.260.000	1.260.000	6.256.500

COSTO POR AREA

MINA	18.150	17.154	17.107	17.107	17.107	86.623
PLANTA	5.413	5.459	5.531	5.531	5.531	27.466
MANTENIMIENTO	1.640	1.654	1.676	1.676	1.676	8.321
INDIRECTO	2.713	2.736	2.772	2.772	2.772	13.764
TOTAL	27.915	27.002	27.086	27.086	27.086	136.175

POR TIPO DE GASTOS

LABOR	6.747	6.527	6.547	6.547	6.547	32.915
PROVISIONES	7.546	7.300	7.322	7.322	7.322	36.812
SERVICIOS	11.110	10.747	10.780	10.780	10.780	54.198
ENERGÍA	2.511	2.429	2.437	2.437	2.437	12.250
TOTAL	27.915	27.002	27.086	27.086	27.086	136.175

COSTO DE TRANSPORTE AL CALLAO

TRANSPORTE	350	350	350	350	350	1.750
-------------------	------------	------------	------------	------------	------------	--------------

Cuadro 6.1 Costo de la Producción Total 2005 - 2009

Fuente: UM Yauliyacu

6.2 RESUMEN DE PRODUCCION POR UNIDAD DE COSTO 2005-2009
(USD/t)

	2005	2006	2007	2008	2009	TOTAL
Producción (t)	1.233.000	1.243.500	1.260.000	1.260.000	1.260.000	6.256.500

COSTO POR ÁREA

MINA	14,72	13,79	13,58	13,58	13,58	13,85
PLANTA	4,39	4,39	4,39	4,39	4,39	4,39
MANTENIMIENTO	1,33	1,33	1,33	1,33	1,33	1,33
INDIRECTO	2,20	2,20	2,20	2,20	2,20	2,20
TOTAL	22,64	21,71	21,50	21,50	21,50	21,77

POR TIPO DE GASTOS

LABOR	5,47	5,25	5,20	5,20	5,20	5,26
PROVISIONES	6,12	5,87	5,81	5,81	5,81	5,88
SERVICIOS	9,01	8,64	8,56	8,56	8,56	8,66
ENERGÍA	2,04	1,95	1,93	1,93	1,93	1,96
TOTAL	22,64	21,71	21,50	21,50	21,50	21,77

COSTO DE TRANSPORTE AL CALLAO

TRANSPORTE	0,28	0,28	0,28	0,28	0,28	0,28
-------------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------	-------------

Cuadro 6.2 Producción por Unidad de Costo 2005 - 2009

Fuente: UM Yauliyacu

6.3 PRODUCCION DE CONCENTRADO 2005-2009

	2005	2006	2007	2008	2009	TOTAL
Mineral tratado (t)	1.233.000	1.243.500	1.260.000	1.260.000	1.260.000	6.256.500
Zn %	2,91%	2,46%	2,38%	2,38%	2,38%	2,50%
Pb %	1,52%	1,41%	1,32%	1,32%	1,32%	1,38%
Cu %	0,29%	0,31%	0,23%	0,23%	0,23%	0,26%
Ag oz/t	5,50	6,42	7,04	7,04	7,04	6,61
Zinc Conc (t)	52.386	43.954	42.792	42.792	42.792	224.716
Cu %	1,21%	1,23%	1,23%	1,23%	1,23%	1,23%
Pb %	1,39%	1,39%	1,39%	1,39%	1,39%	1,39%
Zn %	58,44%	58,44%	58,44%	58,44%	58,44%	58,44%
Ag oz/t	7,15	7,19	7,17	7,17	7,17	7,17
Zn %	85,46%	83,98%	83,51%	83,51%	83,51%	84,06%
Ag %	5,80%	4,98%	4,34%	4,34%	4,34%	4,81%
Zn finos (t)	30.616	25.687	25.008	25.008	25.008	131.328
Ag finos (oz)	374.303	316.056	306.896	306.896	306.896	1.611.047
Bulk (t)	31.328	29.216	27.827	27.827	27.827	144.025
Pb %	50,35%	50,35%	50,35%	50,35%	50,35%	50,35%
Ag oz/t	170,32	190,00	215,50	215,50	215,50	200,50
Zn %	8,42%	8,42%	8,42%	8,42%	8,42%	8,42%
Cu %	6,70%	6,86%	6,57%	6,57%	6,57%	6,66%
Recuperacion						
Pb %	84,06%	84,16%	84,03%	84,03%	84,03%	84,06%
Cu %	62,54%	63,27%	61,85%	61,85%	61,85%	62,29%
Ag %	82,36%	83,88%	84,82%	84,82%	84,82%	84,09%
Pb finos (t)	15.772	14.710	14.011	14.011	14.011	72.515
Cu finos (t)	2.100	2.004	1.828	1.828	1.828	9.588
Ag finos (oz)	5.335.894	5.551.133	5.996.667	5.996.667	5.996.667	28.877.028
Tailing Disposal (t)	1.149.286	1.170.330	1.189.381	1.189.381	1.189.381	5.887.760

Cuadro 6.3 Producción de Concentrado 2005 - 2009

Fuente: UM Yauliyacu

6.4 FLUJO DE VALORIZACION PROYECTADA 2005-2009
(Sistema mecanizado en Vetas)
(000 USD)

PRECIOS		2.005	2.006	2.007	2.008	2.009	
Zn	USD/t	950	950	950	950	950	
Pb	USD/t	650	650	650	650	650	
Cu	USD/t	2200	2200	2200	2200	2200	
Ag	USD/oz	5,75	5,75	5,75	5,75	5,75	
Valor de Mineral	USD/t	40,02	42,44	44,35	44,35	44,35	
MINERAL TRATADO	t	1.233	1.244	1.260	1.260	1.260	

Escenario 1

	2005	2006	2007	2008	2009	TOTAL
OPERACIONES						
INGRESOS						
Total Ventas	49.345	52.774	55.881	55.881	55.881	269.762
EGRESOS						
Costo Operativo	27.915	27.002	27.086	27.086	27.086	136.175
Mina	18.150	17.154	17.107	17.107	17.107	86.623
Planta	5.413	5.459	5.531	5.531	5.531	27.466
Mantenimiento	1.640	1.654	1.676	1.676	1.676	8.321
Indirectos	2.713	2.736	2.772	2.772	2.772	13.764
Transp. de Concentrados	350	350	350	350	350	1.750
Gastos de Venta	650	650	650	650	650	3.250
General y Administrativo	950	950	950	950	950	4.750
Gasto Min.de Explor. & Desar	3252	3200	3174	3174	3174	15.974
Total Egresos	33.117	32.152	32.210	32.210	32.210	161.899
BALANCE OPERATIVO	16.228	20.622	23.671	23.671	23.671	107.863
CAPEX	3.000	2.500	2.500	2.500	2.500	13.000
EXPLORAC. & DESARR.	6.039	5.943	5.895	5.895	5.895	29.667
Dinero disponible	7.188	12.179	15.276	15.276	15.276	65.196

Cuadro 6.4 Flujo de Valorizacion Proyectada 2005 - 2009

Fuente: UM Yauliyacu

6.5 COSTO UNITARIO TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS

Datos Técnicos :

Toneladas 4491

Sección :	1,50	x	120,00	m	m3 / block	1.980	Gradiente	0%
Tipo roca:	II	Ra.Perf.	1,68	Tn/m	Efic.Perf	90%	N° Labor.	5
Long. Perf.Efect	11			mts.	Efic.Disp.	90%	Hras/Gdia	8
N°Tal. (block)	267,3	Mts.Perf.	2673	Tal	long.perf.	2.940	mts.perf/mes	3000

Costo de Mano de Obra

Personal	N° Hh	Und.	Incid.	P. Unit	Total (\$)	\$/ton	\$/ton
Maestro Perforista (3)	612	Hh	100%	4,39	2.684,85	0,60	
Cargador Disparador (2)	408	Hh	100%	2,82	1.149,77	0,26	
Capataz / Lider (3)	612	Hh	20%	5,57	681,30	0,15	
Ing. Guardia (3)	612	Hh	20%	9,62	1.176,68	0,26	
Bodeguero (3)	612	Hh	20%	2,59	1.584,00	0,35	
Total M. Obra		Hh			7.276,61		1,62

Costo de Materiales de Perforación

Materiales	Cant.	Und	Incid.	P. Unit	Total (\$)	\$/tms.	\$/tms
Filtro compresora	0,77	Pza.	100%	6,50	5,00	0,00	
Filtro Hidraulico retorno	0,31	Pza.	100%	121,40	37,32	0,01	
Aceite de transmision	0,46	Gln.	100%	3,24	1,49	0,00	
Aceite hidraulico t-68	35,05	Gln.	100%	3,70	129,68	0,03	
Grasa shell aliem IP-2	11,84	Kg.	100%	2,00	23,67	0,01	
Cable de cola N°1	12,30	Mts.	100%	13,10	161,10	0,04	
Barras MF T-38 de 4´	2.940	mp	100%	0,05	151,25	0,03	
Brocas T38 de 64 mm.	2.940	mp	100%	0,14	405,25	0,09	
Shank adapter T38	2.940	mp	100%	0,04	117,54	0,03	
Copas de afilado 9-12mm	2.940	mp	100%	0,03	88,21	0,02	
Herramientas personal	76,45	Gdia	100%	3,77	288,21	0,06	
Total Perforación					1.408,73	0,31	0,31

Costo de Voladura

Materiales	Cant.	Und	Incid.	P. Unit	Total (\$)	\$/tms.	\$/tms.
Superfan Dos	2.245,32	Kg.	100%	0,44	987,94		
Fanel	534,60	Pza.	100%	2,39	1.277,69		
Emulnor 3000 1 1/2 x 12	534,60	Pza.	100%	0,36	192,46		
Pentacord 3PE	267,30	Mts.	100%	0,11	29,40		
Carmex 7´	133,65	Pza.	100%	0,42	56,13		
Mecha rápida	33,41	Mts.	100%	0,24	8,02		
Total Voladura					2.551,65	0,57	0,57

Implemento Seguridad

	1.386,25	Hh	100%	0,25	346,56	0,08	0,08
--	----------	----	------	------	--------	------	-------------

Sostenimiento

	4.629,00	tm	1,00	0,06	273,11	0,06	0,06
--	----------	----	------	------	--------	------	-------------

Equipos Operación

Descripción	Cant.	Und	Incid.	P. Unit	Total (\$)	\$/tms.	\$/tm
Raptor Depreciación	172,96	Hm	100%	37,29	6.449,63	1,44	
Reparación y Mantenimiento	25,48	dia	100%	157,30	4.008,41	0,89	
Scooptrams 2.2 Yd3	74,84	Hm	100%	47,48	3.553,59		
Consumo de Ener. Elect.	9.677,05	Kw/Hora	100%	0,05	483,85		
Cargador Lámparas	1.386,25	Hm	100%	0,49	679,26		
Total Equipos					15.174,76	2,33	3,38

COSTO TOTAL

6,02

Costos Indirectos

Gastos Generales	10%	100%	0,60
Contingencias	0%	100%	-
Utilidad	8%	100%	0,48

Sub Total Indirectos

1,08

Costo de Perforación/ton

\$/Tm

7,10

Cuadro 6.5.1 Estructura de Precio Unitario de Rotura - SLV

Fuente: UM Yauliyacu

COSTO UNITARIO DE PERFORACION - RAPTOR JUNIOR

Descripción	Cant.	Und	Incid.	P.	Total	
				Unit	US\$	US\$/tms.
Raptor 2 Depreciación	172,96	Hm	100%	37,29	6449,63	1,44
Reparación y Mantenimiento	25,48	Día	100%	157,30	4008,41	0,89
Filtro compresora	0,77	Pza.	100%	6,50	5,01	0,00
Filtro Hidráulico retorno	0,31	Pza.	100%	121,40	37,63	0,01
Aceite de transmisión	0,46	Gln.	100%	3,24	1,49	0,00
Aceite hidráulico t-68	35,05	Gln.	100%	3,70	129,69	0,03
Grasa shell aliem IP-2	11,84	Kg.	100%	2,00	23,68	0,01
Cable de cola N°1	12,30	Mts.	100%	13,10	161,13	0,04
Barras MF T-38 de 4'	2.940	Mp	100%	0,05	151,25	0,03
Brocas T38 de 64 mm.	2.940	Mp	100%	0,14	405,25	0,09
Shank adapterT38	2.940	Mp	100%	0,04	117,54	0,03
Copas de afil.09,10 ,11y12mm	2.940	Mp	100%	0,03	88,21	0,02
Maestro Perforista (3)	612	Hh	100%	4,39	2.686,68	0,60
Capataz / Líder (3)	612	Hh	20%	5,57	757,52	0,15
Ing. Guardia (3)	612	Hh	20%	9,62	1.308,32	0,26
Bodeguero (3)	612	Hh	20%	2,59	1.761,20	0,35
				Total	US\$ 18092.64	
COSTO POR TONELADA					\$/Tn	4,03

Cuadro 6.5.2 Costo Unitario de Perforación – Raptor Junior

Fuente: UM Yauliyacu

COSTO DE PREPARACIÓN VETAS ANGOSTAS

Toneladas = 25893

LABOR DESCRIPCION	Sección	Unid.	cant.	Precio	Precio		
				Unitario	Total		
				(\$)	(\$)	\$/ton	
Galería de Reconocimiento	2.5x2.5	mts.	120	221,61	26593,2	1,03	
Chimeneas de reconocimiento (3).	1.5x1.5	mts.	180	162,07	29172,6	1,13	
Chimeneas mellizas (3).	1.5x1.6	mts.	180	162,07	29172,6	1,13	
Cruceros de comunicación entre Ch.	1.2x2.1	mts.	12	167,38	2008,56	0,08	
Niveles de Perforación (3)	2.5x2.5	mts.	360	221,61	79779,6	3,08	
By Pass o Extraction Drift	3.0x3.0	mts.	140	234,04	32765,6	1,27	
Draw Points	3.0x3.0	mts.	35	234,04	8191,4	0,31	
Desquiches ampliación de Chimeneas (2)	1,75	m3	210	13,03	2736,3	0,09	
Instalación de Plataformas en 2 Chimeneas		c/u	40	33,64	1345,6	0,05	
Instalación de Escaleras		c/u	40	7,59	303,6	0,15	
			Total	1317	1457,08	212069	8,19

COSTO DE PREPARACION POR TONELADA

\$/Tm 8,19

Cuadro 6.5.3 Costo Unitario de Preparación para SLV

Fuente: UM Yauliyacu

RESUMEN DE COSTO UNITARIO PARA VETAS ANGOSTAS

TMS. **25893**

TMS/mes **4491**

ITEM	DESCRIPCION	Costo Total \$	Costo \$/TMS
1	Preparación	212069,06	8,19
2	Costo de Mano de Obra	7276,10	1,62
3	Costo de Materiales de Perforación	1408,73	0,31
4	Costo de Materiales de Voladura	2551,65	0,57
5	Implementos de Seguridad	346,56	0,08
6	Sostenimiento	273,11	0,06
7	Equipos de Operación	15174,76	3,38

COSTO MINA

TOTAL Costo \$ /TMS 14,21

COSTO MINA			US\$/Tm	14,21
PLANTA			US\$/Tm	4,33
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1,33
INDIRECTOS			US\$/Tm	2,20
TOTAL			US\$/Tm	22,07

Cuadro 6.5.4 Costo Unitario de SLV

Fuente: UM Yauliyacu

6.6 Análisis Comparativo con Otros Métodos de Explotación en la Mina Yauliyacu

Para darnos mayor enfoque y comparativo, realizaremos un análisis con otros métodos de explotación realizados en la Mina Yauliyacu, lo que nos permitirá apreciar con un mejor panorama la gran ventaja económica del método de taladros largos en vetas angostas (SLV) con respecto a otros métodos empleados en vetas y la competitividad con los métodos de explotación mecanizados en cuerpos. Adjuntaremos los costos unitarios de otros métodos de explotación para este tipo de vetas:

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.								
PARTIDA:	ROTURA TAJEOS SHRINKAGE				FECHA:	oct-04		
EQUIPOS:	STOPER / MICROSCOOP (Ctta.)				N° Taladros:	30 U		
AREA DE DISPARO:	0,80 x 9,00 m2				AVANCE:	1,46 ml		
Microcoop/Tolvas/Locomotora					VOLUM.:	10,52 m3		
No incluye desquinche para circulación de Microcoop					Vol.roto:	13,15 m3		
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANT.	PRECIO	P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL
					UNITARIO	\$	\$	US\$/M3
1.-	MANO DE OBRA							
	Perforista	1,000	h-h	8,00	3,03 \$/hr	24,23	2,30	
	Ayudante	1,000	h-h	8,00	2,80 \$/hr	22,37	2,13	
	Lider/Maestro/Capataz	0,125	h-h	1,00	4,74 \$/hr	4,74	0,45	
	Operador Scoop (Limpieza)	0,250	h-h	2,00	3,96 \$/hr	7,92	0,75	
	Peon arreglar tajeo	0,500	h-h	4,00	2,41 \$/hr	9,63	0,92	
	Bodeguero	0,125	h-h	1,00	2,41 \$/hr	2,41	0,23	
	Jefe de Seguridad	0,125	h-h	1,00	10,92 \$/hr	10,92	1,04	
	Jefe de Guardia	0,125	h-h	1,00	8,19 \$/hr	8,19	0,78	
	Residente	0,125	h-h	1,00	13,65 \$/hr	13,65	1,30	9,89
		3,375		27,00				
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal perforación		h-h	16,00	0,35 \$/hr	5,59	0,53	
	Implementos personal auxiliar		h-h	11,00	0,34 \$/hr	3,76	0,36	0,89
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Barras Cónicas y Brocas descartables		pp	165,000	0,12 \$/pp	19,80	1,88	
	Lubricantes		gln	0,250	6,00 \$/gl	1,50	0,14	
	Herramientas		gdia	1,000	5,98 \$/gdia	5,98	0,57	2,59
4.-	EXPLOSIVOS							
	Dinamita de 7/8"		uni	30,00	0,12 \$/uni	3,60	0,34	
	Anfo		kls	45,52	0,37 \$/kl	16,84	1,60	
	Guias de seguridad ensamblada		uni	30,00	0,45 \$/uni	13,50	1,28	
	Mecha Rápida		mts	18,00	0,24 \$/m	4,32	0,41	3,64
5.-	TRANSPORTE DE MADERA							
	Total Transporte de madera		h	8,00	2,80 \$/h	22,37	2,13	2,13
6.-	EQUIPOS							
	Perforadora Stoper		pp	165,00	0,08 \$/pp	13,20	1,26	
	Microcoop 0,5 yd3		h-m	3,92	16,26 \$/hr	63,69	6,06	
	Lampara + Cargador		h-h	0,8	3,34 \$/Dpro	2,67	0,25	
	Camioneta 4x4		h	1,20	3,07 \$/hr	3,69	0,35	
	Camión Transporte de 6 Tons		h	1,20	5,25 \$/hr	6,30	0,60	
	Ventiladora 20,000 c.f.m		h	8,00	0,66 \$/hr	5,31	0,50	9,02
7.-	TOPOGRAFÍA							
	Total Topografía							0,13
8.-	VIVIENDA							
	Alojamiento		h	3,38	0,08 \$/h	0,27	0,026	0,03
9.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales		%	15	28,16 \$	4,13	4,13	
	Contingencias		%	0	28,16 \$	0,00	0,00	
	Utilidad		%	10	28,16 \$	2,82	2,82	6,95
TOTAL COSTO METRO CUBICO EN DOLARES US\$								35,27
TOTAL COSTO TONELADA EN DOLARES US\$								12,59

Cuadro 6.6.1 Estructura de Precio Unitario de Rotura - Shrinkage

Fuente: UM Yauliyacu

COSTO DE MINADO MÉTODO SHIRINKAGE				
TONELAJE		TMS		3528,0
COSTO DE ROTURA		US\$/Tm		12,59
COSTOS INDIRECTOS				
CONSUMO DE ENER. AIRE COMPRIMIDO, VENTILACION, OTROS	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
COSTO DE ENERGIA / TONELADA	1	1	US\$/Tm	0,86
CONSUMO DE AGUA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
CONSUMO DE AGUA POR PERFORADORA	5	lt/mín		
CONSUMO TOTAL POR DISPARO	750	Lts		
COSTO DE AGUA POR DISPARO	750	Lts	0,0024	1,8
COSTO DE AGUA / TONELADA			US\$/Tm	0,26
TRANSPORTE POR LOCOMOTORA NV PRINCIPAL	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
COSTO DE TRANSPORTE / TONELADA			US\$/Tm	0,56
TRANSPORTE POR LOCOMOTORA NV INTERMEDIO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
	1	1	0,40	0,40
COSTO DE TRANSPORTE / TONELADA			US\$/Tm	0,40
SOSTENIMIENTO TAJO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
PUNTALES SEGURIDAD	30	Unid	8,86	265,80
MADERA, REDONDOS	64	Unid	2,57	163,43
TABLAS	0	Unid	3,01	0,00
SUB-TOTAL			US\$/.	429,23
COSTO DE SOSTENIMIENTO / TONELADA			US\$/Tm	0,12
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
SUBNIVEL 0.8 X 2.10	50	m	180,26	9013,00
DESQUINCHE 2.5 X 2.5	228,5	m3	9,03	2063,36
CHIMENEAS SERVICIO 1.5 X 1.5	70	m	140,15	9810,50
ESCALERAS Y DESCANSOS	24	unid	7,08	169,92
MADERA, TABLAS Y ESCALERAS	24	unid	11,63	279,15
CHIMENEAS PARA ING DE TOLVA - TIPO BOX HOLES	9	unid	874,27	7868,43
TOLVAS AMERICANAS	10	unid	118,17	1181,70
CUARTONES, MADERA, TABLAS TOLVAS AMERICANAS	10	unid	72,05	720,46
SUB-TOTAL			US\$/.	31106,51
COSTO DE PREPARACION / TONELADA			US\$/Tm	8,82
SUB TOTAL			US\$/Tm	11,02
COSTO MINA			US\$/Tm	23,61
PLANTA			US\$/Tm	4,33
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1,33
INDIRECTOS			US\$/Tm	2,20
TOTAL			US\$/Tm	31,47

Cuadro 6.6.2 Costo Unitario - Shrinkage

Fuente: UM Yauliyacu

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.								
PARTIDA:	ROTURA TAJEOS OPEN STOPE + MADERA				FECHA:	oct-04		
EQUIPOS:	STOPER / MICROSCOOP (Ctta)				N° Taladros:	30 U		
AREA DE DISPARO:	0,80	x	9,00	m2	AVANCE:	1,43 ml		
NOTA :	Distancia de limpieza incluida max. :				VOLUM.:	10,27 m3		
					Vol.roto:	12,84 m3		
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANT.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/M3
1.-	MANO DE OBRA							
	Perforista	1,000	h-h	8,00	3,03 \$/hr	24,23	2,36	
	Ayudante	1,000	h-h	8,00	2,80 \$/hr	22,37	2,18	
	Lider/Maestro/Capataz	0,200	h-h	1,60	4,74 \$/hr	7,58	0,74	
	Operador Scoop	0,600	h-h	4,80	3,96 \$/hr	19,02	1,85	
	Enmaderador (Puntales linea, andamios)	1,000	h-h	8,00	3,03 \$/hr	24,23	2,36	
	Ayudante Enmaderador	1,000	h-h	8,00	2,80 \$/hr	22,37	2,18	
	Bodeguero, Traslado Madera	0,125	h-h	1,00	2,41 \$/hr	2,41	0,23	
	Jefe de Seguridad	0,125	h-h	1,00	10,92 \$/hr	10,92	1,06	
	Jefe de Guardia	0,125	h-h	1,00	8,19 \$/hr	8,19	0,80	
	Residente	0,125	h-h	1,00	13,65 \$/hr	13,65	1,33	15,09
		5,300		42,40				
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal perforación		h-h	16,00	0,35 \$/hr	5,59	0,54	
	Implementos personal auxiliar		h-h	26,40	0,35 \$/hr	9,23	0,90	1,44
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Barras Cónicas y Brocas descartables		pp	150,000	0,12 \$/pp	18,00	1,75	
	Lubricantes		gln	0,250	6,00 \$/gl	1,50	0,15	
	Herramientas		gdia	1,000	5,98 \$/gdia	5,98	0,58	2,48
4.-	EXPLOSIVOS							
	Dinamita de 7/8"		uni	30,00	0,12 \$/uni	3,60	0,35	
	Anfo		kls	41,72	0,37 \$/kl	15,44	1,50	
	Guias de seguridad ensamblada		uni	30,00	0,45 \$/uni	13,50	1,31	
	Mecha Rápida		mts	18,00	0,24 \$/m	4,32	0,42	3,59
5.-	TRANSPORTE DE MADERA							
	Total Transporte de madera		h	15,00	2,80 \$/h	41,94	4,08	4,08
6.-	EQUIPOS							
	Perforadora Stoper		pp	150,00	0,08 \$/pp	12,00	1,17	
	Microscoop 0,5 yd3		h-m	3,82	16,26 \$/hr	62,19	6,06	
	Lampara + Cargador		h-h	0,8	3,34 \$/Dpro	2,67	0,26	
	Camioneta 4x4		h	1,20	3,07 \$/hr	3,69	0,36	
	Camión Transporte de 6 Tons		h	1,20	5,25 \$/hr	6,30	0,61	
	Ventiladora 20,000 c.f.m.		h	4,00	0,66 \$/hr	2,66	0,26	8,72
7.-	TOPOGRAFÍA							
	Total Topografía							0,13
8.-	VIVIENDA							
	Alojamiento		h	5,30	0,08 \$/h	0,42	0,041	0,04
9.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales		%	15	35,40 \$	5,19	5,19	
	Contingencias		%	0	35,40 \$	0,00	0,00	
	Utilidad		%	10	35,40 \$	3,54	3,54	8,73
TOTAL COSTO METRO CUBICO EN DOLARES US\$								44,31
TOTAL COSTO TONELADA EN DOLARES US\$								15,82

Cuadro 6.6.3 Estructura de Precio Unitario de Rotura – Open Stope

Fuente: UM Yauliyacu

COSTO DE MINADO METODO OPEN STOPE				
TONELAJE			TMS	3528,0
COSTO DE ROTURA			US\$/Tm	15,82
COSTOS INDIRECTOS				
CONSUMO DE ENERGIA AIRE COMPRIMIDO, VENTILACION PRINCIPAL Y OTROS	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
COSTO DE ENERGIA / TONELADA	1	1	US\$/Tm	0,86
CONSUMO DE AGUA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
CONSUMO DE AGUA POR PERFORADORA	5	lt/mín		
CONSUMO TOTAL POR DISPARO	750	Lts		
COSTO DE AGUA POR DISPARO	750	Lts	0,0024	1,8
COSTO DE AGUA / TONELADA			US\$/Tm	0,25
TRANSPORTE POR LOCOMOTORA NV PRINCIPAL	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
COSTO DE TRANSPORTE / TONELADA			US\$/Tm	0,56
TRANSPORTE POR LOCOMOTORA NV INTERMEDIO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
	1	1	0,40	0,40
COSTO DE TRANSPORTE / TONELADA			US\$/Tm	0,40
SOSTENIMIENTO TAJO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
PUNTALES SEGURIDAD	60	Unid	8,86	531,6
MADERA, REDONDOS	212	Unid	2,57	544,75573
TABLAS	882	Unid	3,01	2651,0836
SUB-TOTAL			US\$/.	3727,4393
COSTO DE SOSTENIMIENTO / TONELADA			US\$/Tm	1,06
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
SUBNIVEL 0.8 X 2.10	50	m	180,26	9013,0
DESQUINCHE 2.5 X 2.5	228,5	m3	9,03	2063,4
CHIMENEAS SERVICIO 1.5 X 1.5	70	m	140,15	9810,5
ESCALERAS Y DESCANSOS	24	unid	7,08	169,9
MADERA, TABLAS Y ESCALERAS	24	unid	11,631124	279,1
BOX HOLES	9	unid	874,27	7868,4
TOLVAS CHINAS	10	unid	70,93	709,3
MADERA, TABLAS TOLVAS CHINAS	10	unid	22,3	223,2
SUB-TOTAL			US\$/.	30136,8
COSTO DE PREPARACION / TONELADA			US\$/Tm	8,54
SUB TOTAL			US\$/Tm	11,67
COSTO MINA			US\$/Tm	27,50
PLANTA			US\$/Tm	4,33
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1,33
INDIRECTOS			US\$/Tm	2,20
TOTAL			US\$/Tm	35,36

Cuadro 6.6.4 Costo Unitario – Open Stope

Fuente: UM Yauliyacu

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.									
PARTIDA:		ROTURA TAJEOS + RELLENO				FECHA:		oct-04	
EQUIPOS:		STOPER / WINCHE (Ctta.)				N° Taladros:		10 U	
AREA DE DISPARO:		0,90 x 2,10 m2				AVANCE:		1,46 ml	
Rastrillo/Tolvas/Locomotora						VOLUM.:		5,53 m3	
						Vol.roto:		6,91 m3	
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANT.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/M3	
1.-	MANO DE OBRA								
	Perforista/Enmaderador	1,000	h-h	8,00	3,03 \$/hr	24,23	4,38		
	Ayudante	1,000	h-h	8,00	2,80 \$/hr	22,37	4,04		
	Lider/Maestro/Capataz	0,125	h-h	1,00	4,74 \$/hr	4,74	0,86		
	Limpieza/Relleno	2,000	h-h	16,00	2,80 \$/hr	44,73	8,09		
	Bodeguero	0,125	h-h	1,00	2,41 \$/hr	2,41	0,44		
	Jefe de Seguridad	0,125	h-h	1,00	10,92 \$/hr	10,92	1,97		
	Jefe de Guardia	0,125	h-h	1,00	8,19 \$/hr	8,19	1,48		
	Residente	0,125	h-h	1,00	13,65 \$/hr	13,65	2,47	23,73	
		4,625		37,00					
2.-	IMPLEMENTOS								
	Implementos personal perforación		h-h	16,00	0,35 \$/hr	5,59	1,01		
	Implementos personal auxiliar		h-h	21,00	0,35 \$/hr	7,34	1,33	2,34	
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barras Cónicas y Brocas descartables		pp	50,000	0,12 \$/pp	6,00	1,08		
	Lubricantes		gln	0,250	6,00 \$/gl	1,50	0,27		
	Herramientas		gdia	1,000	5,98 \$/gdia	5,98	1,08	2,44	
4.-	EXPLOSIVOS								
	Dinamita de 7/8"		uni	50,00	0,12 \$/uni	6,00	1,08		
	Anfo		kls	0,00	0,37 \$/kl	0,00	0,00		
	Guias de seguridad ensamblada		uni	10,00	0,45 \$/uni	4,50	0,81		
	Mecha Rápida		mts	12,00	0,24 \$/m	2,88	0,52	2,42	
5.-	TRANSPORTE DE MADERA								
	Total Transporte de madera		h	12,00	2,80 \$/h	33,55	6,07	6,07	
6.-	EQUIPOS								
	Perforadora Stoper		pp	50,00	0,08 \$/pp	4,00	0,72		
	Winche		h	4,00	0,94 \$/hr	3,76	0,68		
	Lampara + Cargador		h-h	0,8	3,34 \$/Dpro	2,67	0,48		
	Camioneta 4x4		h	1,20	3,07 \$/hr	3,69	0,67		
	Camión Transporte de 6 Tons		h	1,20	5,25 \$/hr	6,30	1,14		
	Ventiladora 20,000 c.f.m		h	8,00	0,66 \$/hr	5,31	0,96	4,65	
7.-	TOPOGRAFÍA								
	Total Topografía							0,13	
8.-	VIVIENDA								
	Alojamiento		h	4,63	0,08 \$/h	0,37	0,07	0,07	
9.-	GASTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales		%	15	41,65 \$	6,11	6,11		
	Contingencias		%	0	41,65 \$	0,00	0,00		
	Utilidad		%	10	41,65 \$	4,16	4,16	10,27	
TOTAL COSTO METRO CUBICO EN DOLARES US\$								52,12	
TOTAL COSTO TONELADA EN DOLARES US\$								18,61	

Cuadro 6.6.5 Estructura de Precio Unitario de Rotura – CR Breasting

Fuente: UM Yauliyacu

COSTO DE MINADO - CR BREASTING				
TONELAJE		TMS		432,0
COSTO DE ROTURA		US\$/Tm		18,61
COSTOS INDIRECTOS				
CONSUMO DE ENERGIA AIRE COMPRIMIDO, VENTILACION PRINCIPAL Y OTROS	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
COSTO DE ENERGIA POR TONELADA			US\$/Tm	0,86
CONSUMO DE AGUA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
CONSUMO DE AGUA POR PERFORADORA	5	lt/mín	1	
CONSUMO TOTAL POR DISPARO	250	Lts	1	
COSTO DE AGUA POR DISPARO	250	Lts	0,0024	0,6
COSTO DE AGUA / TONELADA			US\$/Tm	0,03
ACARREO ADICIONAL SCOOP	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
VOLUMEN TRANSPORTADO	6,91	m3		
DISTANCIA PROM. A TRANSPORTAR	150	m	0,01	10,37
COSTO DE TRANSPORTE ADICIONAL				10,37
COSTO POR TONELADA			US\$/Tm	0,50
TRANSPORTE POR LOCOMOTORA NV PRINCIPAL	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
	1	1	0,56	0,56
COSTO DE TRANSPORTE / TONELADA			US\$/Tm	0,56
TRANSPORTE POR LOCOMOTORA NV INTERMEDIO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
	1	1	0,4	0,40
COSTO DE TRANSPORTE / TONELADA			US\$/Tm	0,40
SOSTENIMIENTO TAJO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
CUADROS COMPLETOS	20	Unid	54,00	1080,0
CUADROS COJOS	20	Unid	37,38	747,6
MADERA	120	Unid	2,57	308,8
TABLAS	160	Unid	3,01	480,9
SUB-TOTAL			US\$	2617,3
COSTO SOSTENIMEINTO / TONELADA			US\$/Tm	6,06
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
SUBNIVEL	60	60	180,26	10815,6
CHIMENEAS SERVICIO	120	120	140,15	16818,0
CHIMENEA SHUTE, CAMINO	60	60	183,41	11004,6
VENTANAS	10	10	164,97	1649,7
CH. SHUTE ADICIONALES	5%			550,2
SUB-TOTAL			US\$	40838
TONELAJE			Tms	9900
COSTO DE PREPARACION / TONELADA			US\$/Tm	4,13
SUB TOTAL			US\$/Tm	12,5
MINA			US\$/Tm	31,15
PLANTA			US\$/Tm	4,33
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1,33
INDIRECTOS			US\$/Tm	2,2
TOTAL			US\$/Tm	39,01

Cuadro 6.6.6 Costo Unitario – CR Breasting

Fuente: UM Yauliyacu

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.													
COSTO DE MINADO - CORTE Y RELLENO MECANIZADO													
PERFORACIÓN							Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Mts/hr	18	Gdia/Día	3	Malla Perf.	2.25	Días Perf.	6.35						
Hrs/Gdia	3.5	Día/Mes	25	# Taladros	333	Días Perf.	6						
				Mts Perf.	1200	Horas Perf.	66.67		68,94	4596			
Subtotal											0,68		
Mano de Obra										34,81	0,15		
Costo /tonelada									US\$/Tm		0,83		
ACCESORIOS							vida util	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Shank							3000	m	130	0,04			
Barra 4 pires							3000	m	140	0,05			
Broca							570	m	46	0,08			
Coupling							3000	m	31	0,01			
Subtotal Accesorios									\$	217			
Costo /tonelada									US\$/Tm	0,03			
VOLADURA							Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Dinamita de 1 1/2"							333	Unid	0,54	180			
Anfo							8550	kg	0,37	3163,5			
Fanel							333	Unid	1,01	336,7			
Guias de seguridad ensamblada							12	Unid	0,45	5,4			
Mecha Rápida							12	m	0,24	2,9			
Cordón detonante							500	m	0,11	55,0			
										3743,4			
Voladura Secundaria								20%		748,69			
										4492,14			
Subtotal										0,66			
Mano de Obra										31,44	0,26		
Costo /tonelada									US\$/Tm	0,92			
LIMPIEZA		Unid	Cant.	Unid	Cant.	Unid	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total				
	Ton/Hora	18	Gdia/día	3	Días	31							
	Horas/gdia	4	Día/mes	25	Horas	378		52,16	19716,5				
Subtotal										2,9			
Mano de Obra										31,7	0,14		
Costo /tonelada									US\$/Tm	3,04			
TRANSPORTE							Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Ton/hora								18					
Horas								378	46,5	17577			
Subtotal										2,58			
Mano de Obra										31,7	0,14		
Costo /tonelada									US\$/Tm	2,72			
RELLENO							Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Ton /HORA								18					
Horas								378	52,16	19716,5			
Subtotal										2,90			
Mano de Obra										31,7	0,14		
Costo /tonelada									US\$/Tm	3,04			
PREPARACIÓN													
		Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total		Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
	SUBNIVEL 3 X 3	50	m	220,53	11026,5		30	m	140,15	4204,5			
	RAMPA 3*3	50	m	236,11	11805,5		50	m	140,15	7007,5			
	DESQUINCHE	1800	m	9,03	16254		750	m2	10,37	7777,5			
SUB TOTAL										58075,5			
TONELAJE BLOCK										52920			
Costo /tonelada									US\$/Tm	1,10			
TRANSPORTE LOCOMOTORA							Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Costo /tonelada									US\$/Tm	0,4			
ENERGIA VENTILAC, PIQUE Y JUMBOS							Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Costo /tonelada									US\$/Tm	0,86			
SERVICIOS AUXILIARES							Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total			
Costo /tonelada									US\$/Tm	1,01			
COSTO MINA									US\$/Tm	13,94			
PLANTA									US\$/Tm	4,33			
MANTENIMIENTO									US\$/Tm	1,33			
INDIRECTOS									US\$/Tm	2,2			
TOTAL									US\$/Tm	21,80			

Cuadro 6.6.7 Costo Unitario – CR Mecanizado

Fuente: UM Yauliyacu

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.
COSTO DE MINADO SUB LEVEL STOPING - CUERPOS

PERFORACIÓN	Rend	Unid		Rend	Unid		Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	
	mts/Hr	18	m	Día/mes	25	días	Mts. Perf.	1882,4	m		
	Hr/Gdia	3,5	Hr	Malla perf.	2,55	m2	Días perf	9	días		
	Gdia/día	3	Unid	# talad.	125	Unid	Hrs. perf	104,58	Hrs	41,9	4382
Subtotal										0,38	
Mano de Obra										34,81	0,09
Costo /tonelada										US\$/Tm	0,48

ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank T-38	2400	m	130	0,05
Barra 4 pies	2300	m	125	0,05
Broca	600	m	90	0,15
Subtotal				0,26
Costo Accesorios				487
Costo /tonelada				US\$/Tm
				0,04

VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Dinamita de 1 1/2"		125	0,54	67,76
Anfo		4009,4	0,37	1483,48
Fanel		125	1,01	126,7
Guias de seguridad ensamblada		12	0,45	5,4
Mecha Rápida		12	0,24	2,9
Cordón detonante		188,2	0,11	20,7
Sub-total 1				1707,0
Voladura Secundaria				40%
				682,79
				2582,6
Subtotal				0,23
Mano de Obra				54,06
Costo /tonelada				US\$/Tm
				0,37

LIMPIEZA	Rend		Rend		Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
	Tn/Hr	20	Gdia/día	3	Días	47,6	
	Hrs/gdia	4	Día/mes	25	Horas	571,2	56,12
Subtotal							32055,7
Mano de Obra							31,7
Costo /tonelada							US\$/Tm
							2,89

RELLENO	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton /HORA	25			
Horas		457	56,12	25645
Costo /tonelada				US\$/Tm
				2,24

PREPARACION	Cant	Unid	Tarifa \$	Sub Total		Cant	Unid	Tarifa \$	Sub Total	
Subnivel 3 X 3	80	m	220,53	17642,4	Ch. Slot	30	m	140,15	4204,5	
Desquinche	1520	m3	9,03	13725,6	Sost.	160	m2	10,37	1659,2	
SUB TOTAL										37231,7
Tonelaje Block										22848
Costo /tonelada										US\$/Tm
										1,63

TRANSPORTE LOCOMOTORA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/Tm	0,4

ENERGIA VENTILAC, PIQUE Y JUMBOS	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/Tm	0,86

SERVICIOS AUXILIARES	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/Tm	1,01

COSTO MINA			US\$/Tm	Sub Total
PLANTA			US\$/Tm	4,33
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1,33
INDIRECTOS			US\$/Tm	2,2
TOTAL			US\$/Tm	17,79

Cuadro 6.6.8 Costo Unitario – SLS Cuerpos

Fuente: UM Yauliyacu

Resumiendo estos 6 métodos de minados mencionados tenemos que la explotación de los taladros largos en vetas angostas (SLV) resulta muy alentador con respecto a los métodos tradicionales convencionales como son el corte y relleno convencional, el Open Stope y el Shirinkage.

COSTOS por METODO DE EXPLOTACION	
MÉTODO de EXPLOTACIÓN	COSTO TOTAL (US \$/Ton)
Sublevel Stoping – Cuerpos (SLS)	17,79
Corte y Relleno – Mecanizado (CRM)	21,80
Sublevel Stoping – Vetas (SLV)	22,07
Shirinkage (S)	31,47
Open Stope (OS)	35,36
Corte y Relleno – Convencional (CRC)	39,01

Cuadro 6.6.9 Costo por Método de Explotación

Fuente: UM Yauliyacu

B. MISION

“Somos parte de una Corporación mundial que produce principalmente concentrados de Zinc con los más altos estándares de eficiencia y seguridad operativa en el Perú”.

“Estamos orientados hacia la excelencia empresarial para satisfacer las expectativas de nuestros clientes, lograr el bienestar y desarrollo de nuestros trabajadores y generar valor para nuestros accionistas; comprometidos con el desarrollo sostenible del país, respetando el ambiente y a las comunidades campesinas de nuestro entorno.”

“Somos una empresa permanentemente atenta a las oportunidades de mejora; contamos con un equipo humano altamente calificado y hacemos uso de las mejores prácticas y tecnologías aplicables.”

“Tenemos claramente definidos nuestros valores y principios que guían nuestro accionar personal y empresarial.”

C. VALORES

- DISCIPLINA
- RESPETO
- ENTUSIASMO
- VERDAD
- HONESTIDAD

D. COMPROMISOS

- Con la Excelencia
- Con los Resultados
- Con los Trabajadores
- Con la Salud, Seguridad y Medio Ambiente
- Con las Comunidades.



Cuadro 7.1.1 Valores y Compromisos

Fuente: UM Yauliyacu

7.2 Salud, Seguridad y Medio Ambiente.

La corporación tiene como uno de sus objetivos fundamentales alcanzar la meta empresarial de “Cero Accidentes”. Las empresas que conforman la Corporación en el Perú garantizan condiciones óptimas de trabajo (ambientes en superficie y en interior mina). Se busca eliminar posibilidades de peligros o riesgos cultivando las mejores prácticas de trabajo e impulsando el orden y limpieza en todas las operaciones.

Asimismo, se aplica los estándares y procedimientos que salvaguardan la integridad física y mental de los trabajadores.

Se hace uso de herramientas como los procedimientos de trabajo seguro, reportes de inspección y un continuo programa de capacitación técnica y de seguridad. La capacitación esta enfocada a un cambio de actitud y de comportamiento con la finalidad de promover la “seguridad mas allá de las operaciones”. También se encuentran comprometidas e involucradas las empresas especializadas que prestan servicios.

a. SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN


La organización de Glencore se encuentra consciente de su misión y responsabilidad social. Considera que el ser humano y a la variable ambiental como los componentes mas importantes de la existencia empresarial. Esta comprometida a preservar el medio ambiente, protegiendo la salud y seguridad de sus trabajadores, empresas especializadas y comunidades. Con el objetivo de prevenir accidentes de trabajo, ha implementado en sus unidades de sistemas

SHE-Q (Seguridad, Higiene, Medio Ambiente y Calidad) y el sistema NOSA (National Occupational Safety Association). Este último es un sistema integral internacional creado para proteger la integridad de los trabajadores y prevenir accidentes de trabajo mediante el control y las auditorías permanentes en todos los procesos de operación.

b. RESULTADOS


La Unidad Minera Yauliyacu logro en el año 2000 la calificación “Tres Estrellas NOSA” y en Diciembre del año 2005 se logró el 1 500 000 horas hombres sin accidentes incapacitantes.

7.3 ESTADÍSTICAS DE SEGURIDAD

		<h3 style="text-align: center; color: green;">SAFETY STATISTICS</h3>						
DESCRIPCION	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	
NUMERO DE TRABAJADORES								
COMPañIA	556	502	481	471	466	465	432	
CONTRATAS	809	814	1,157	1,268	1,341	1,327	1,597	
SERVICIOS	101	112	93	72	79	119	167	
TOTAL	1,466	1,428	1,731	1,846	1,855	1,911	2,196	
HORAS HOMBRE TRABAJADAS								
COMPañIA	1,291,315	1,153,522	1,105,979	1,073,782	1,057,774	1,042,186	1,001,121	
CONTRATAS	1,878,565	1,820,582	2,562,686	2,828,515	2,991,181	3,048,605	3,644,014	
SERVICIOS	263,105	260,345	215,366	165,790	209,536	280,542	405,779	
TOTAL	3,432,985	3,234,449	3,884,031	4,068,087	4,258,491	4,371,333	5,050,913	
NUMERO DE ACCIDENTES								
ACCIDENTES A PROPIEDADES	335	160	72	71	37	40	51	
DESVIOS	17,708	16,077	12,844	11,490	14,545	18,197	26,181	
TRIVIALES	49	27	53	65	15	14	26	
INCAPACITANTES	20	8	18	16	27	17	23	
FATALES	1	1	3	4	1	2	0	
DIAS PERDIDOS	7,894	7,313	19,820	27,163	11,164	14,661	2,490	
TILI	1.22	0.56	1.08	0.98	1.32	0.87	0.91	
PARA LAS LEYES PERUANAS								
INDICE DE FRECUENCIA	6.12	2.78	5.41	4.92	6.58	4.35	4.55	
INDICE DE SEVERIDAD	2,299	2,261	5,103	6,677	2,622	3,354	493	
INDICE DE ACCIDENTABILIDAD	14.07	6.29	27.59	32.83	17.24	14.58	2.24	

Cuadro 7.3.1 Estadísticas de Seguridad

Fuente: UM Yauliyacu




INDICES DE GESTION POR EMPRESA - OPERACION

EMPRESA	TRABAJADORES	H.H.T.	ACCID. INCAP.	DIAS PERD.	IF	IS	IA	TILI
YAULIYACU	432	1,001,121	5	997	4.99	95.90	4.97	0.99
CAMINCO	229	464,041	1	180	2.15	387.90	0.83	0.43
GASMIN	159	286,161	5	377	17.47	1,317.44	23.02	3.49
MARTINEZ	207	416,225	1	154	2.40	370.00	0.89	0.48
PM Y C	428	1,001,668	5	249	4.99	248.60	1.24	1.00
REDRILSA	111	231,955	3	224	12.93	965.70	12.49	2.58
RESEMIN	18	39,969	1	3	25.02	75.06	1.88	5.00
TD MINING	108	237,818	2	170	8.41	714.83	6.01	1.68
TOTAL	1,692	3,678,958	23	2,354	6.25	639.86	4.00	1.25

Cuadro 7.3.2 Indices de Gestión por Empresas

Fuente: UM Yauliyacu

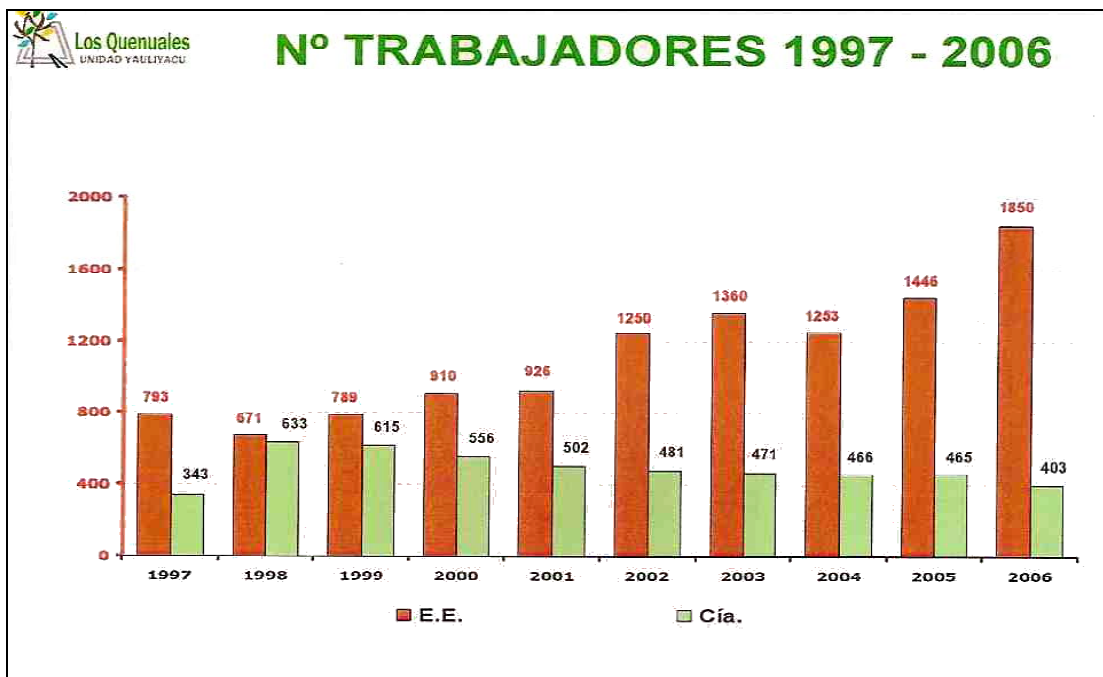


INDICES DE GESTION POR SECCION MINA

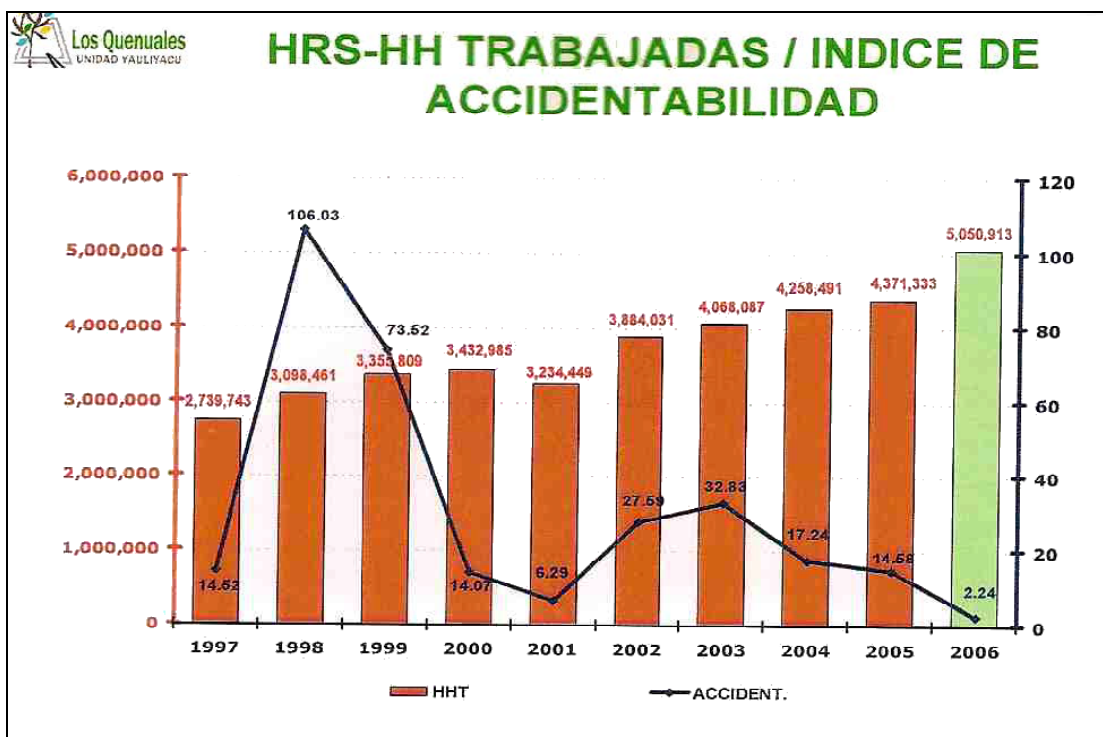
EMPRESA	TRABAJADORES	H.H.T.	ACCID. INCAP.	DIAS PERD.	IND. FREC.	IND. SEVER.	IND. ACC.	TILI
Secc. I / III	347	964,453	3	372	3.11	385.71	1.19	0.62
Secc. II	288	646,637	3	204	4.64	315.48	1.46	0.92
Secc. IV	309	665,024	3	207	4.51	311.27	1.40	0.90
Secc. V	253	514,917	3	372	5.83	722.45	4.21	1.16
Secc. VI	293	615,754	6	396	9.74	643.11	6.26	1.95
Serv. Mina	30	60,654	-	14	-	-	-	-
TOTAL	1,520	3,467,439	18	1,565	5.19	451.34	2.34	1.03

Cuadro 7.3.3 Indices de Gestión por Zona

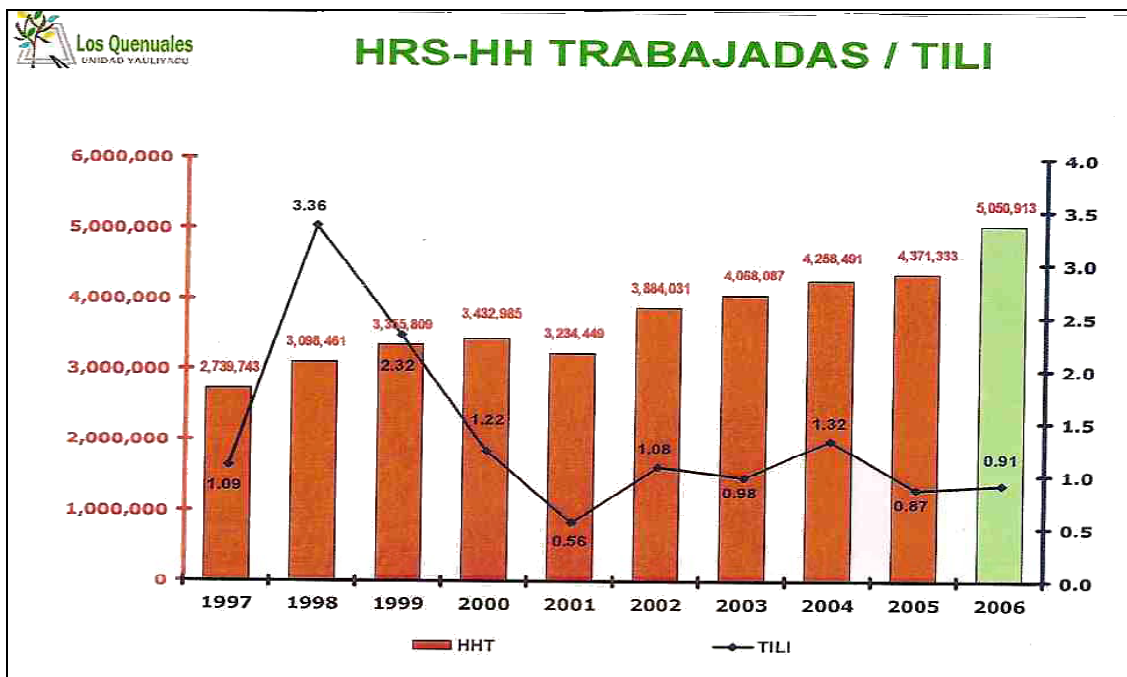
Fuente: UM Yauliyacu



Cuadro 7.3.4 Estadística del Recurso Humano 1997 - 2006
Fuente: UM Yauliyacu



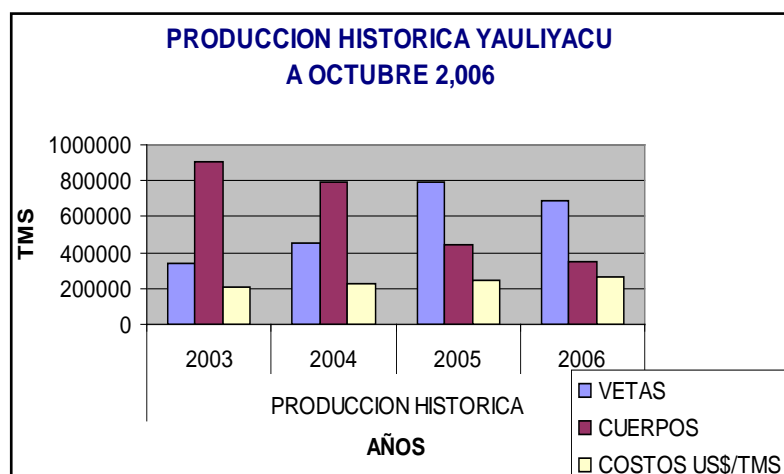
Cuadro 7.3.5 Comparativo Hr-Hb Trabajadas Vs. Índice de Accidentabilidad
Fuente: UM Yauliyacu



Cuadro 7. 3.6 Comparativo Hr-Hb Trabajadas Vs. Índice TILI
 Fuente: UM Yauliyacu

CAPITULO VIII CONCLUSIONES

1. Es un método de minado seguro, no se expone al personal después de cada disparo, no necesita sostenimiento después de cada disparo, como sucede en el método de corte y relleno o en un open stoping.
2. Este método de minado mecanizado de taladros largos en vetas fue bien elegido como reemplazo a la explotación en cuerpos, debido a que las reservas de la Unidad Minera Yauliyacu habían sido reducidos significativamente, obteniéndose resultados favorables.
3. Un histórico de la Unidad Yauliyacu, antes y durante la explotación de Taladros Largos en Vetas Angostas.



4. En el 2005 se produjo más de 160000 TMS con este método de explotación en vetas angostas, el cual representaría el 13% de la producción de la unidad.

5. La aplicación del método de taladros largos en vetas angostas, permitió la explotación de vetas entre 1.0m a 2.2m de potencia de veta con factores de potencia entre 0,4 a 0,8 Kg/Tn.

6. La implementación de este método en minas con vetas y roca encajonante de características similares es factible de aplicar, y puede mejorarle la productividad, la seguridad y reducir sus costos de operación.

RECOMENDACIONES

1. Uno de los factores críticos del éxito de la aplicación del método es que la perforación de taladros largos en vetas angostas debe ser muy detallada, para ello debe mantenerse los controles de perforación, levantamientos ingenieriles de taladros y el control del trabajo de los perforistas.
2. Se debe de llevar un control exhaustivo de los materiales explosivos y accesorios de perforación.
3. Durante las preparaciones, se debe mantener la horizontalidad de los subniveles y el control con la caja techo.
4. Para evitar demoras en perforación del slot con el Raptor Jr., es conveniente realizar chimeneas convencionales.
5. Evitar la acumulación de agua en los subniveles durante la perforación para no generar inestabilidad en la roca o tapar los taladros con detritus.
6. Los taladros negativos siempre deben de colocarse tubos PVC y tapar con bolsas para evitar que ingrese detritus.

BIBLIOGRAFÍA

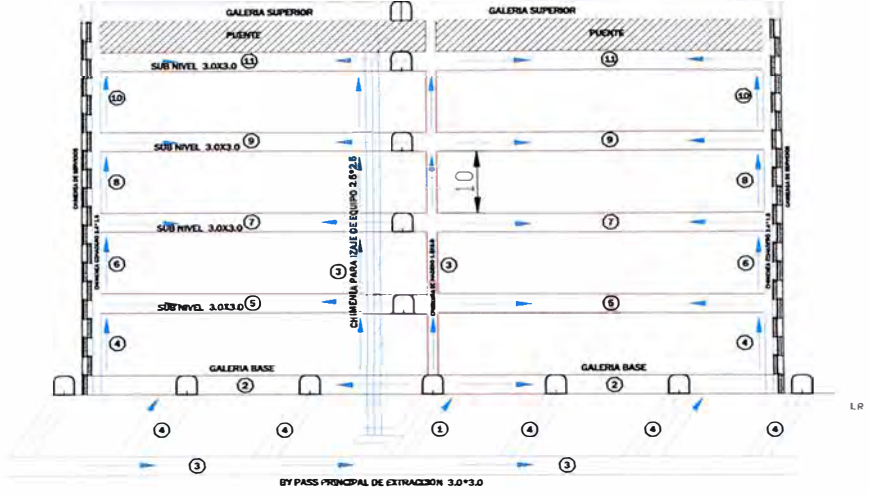
	AUTOR	TÍTULO	AÑO
1	Carlos López Jimeno	Manual de Perforación y Voladura	2000
2	Patrick McLaughlith	Diseño de Carguío en Taladros Largos Mina Yauliyacu	2003
3	EXSA	Manual de EXSA - 4ta Edición	2002
4	Instituto Geológico y Minero - España	Mecánica de Rocas aplicada a la Minería Subterránea	
5	Instituto Tecnológico GeoMinero de España	Manual de Perforación y Voladura de Rocas	
6	E.Hoek - E.Brown	Excavaciones Subterráneas en Roca	1985
7	E.Hoek - J.Bray	Rock Slope Engineering	1977
8	Hustrulid	Sublevel Stoping Engineering and Planning	1993
9	CANMET	Narrow Vein Blast Hole Stoping	
10	UM Yauliyacu	Informe de Costos	2006
11	UM Yauliyacu	Diseño y Análisis de Perforación y Voladura	2006
12	UM Yauliyacu	Informe de Operaciones Mineras	2006
13	UM Yauliyacu	Informes de Seguridad	2006



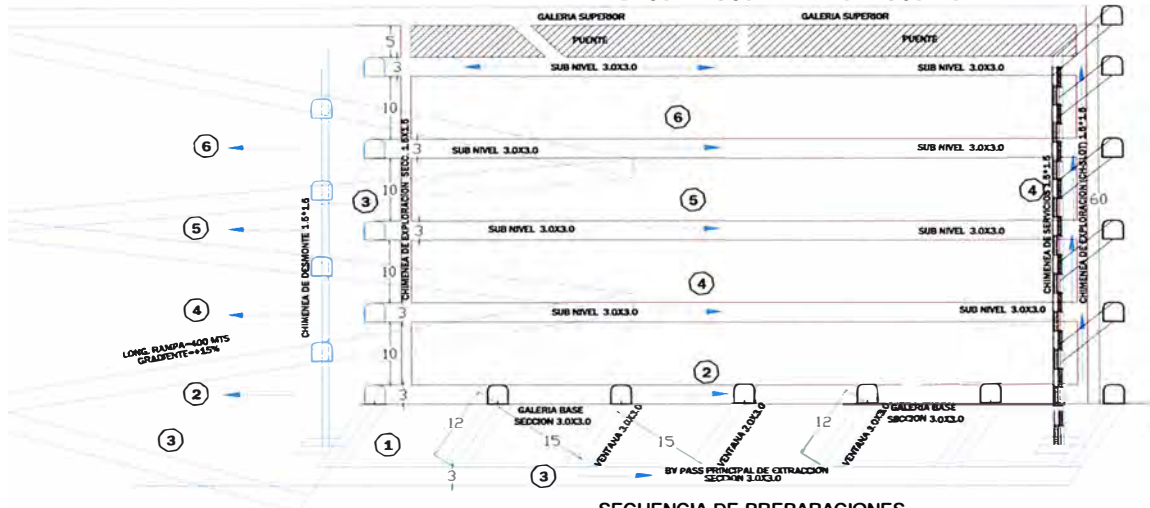
ANEXOS

**A. DISEÑO DEL ESTÁNDAR PARA
TALADROS LARGOS**

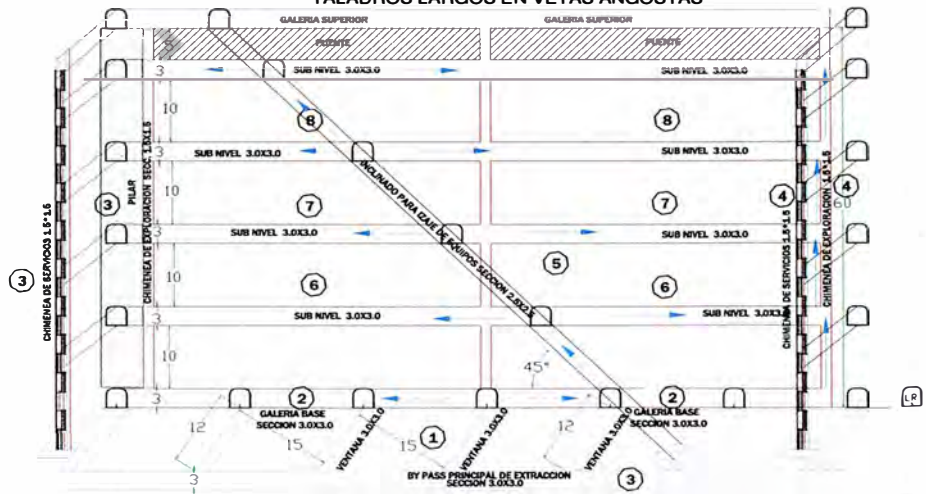
SECUENCIA DE PREPARACIONES CON CHIMENEA VERTICAL
TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS



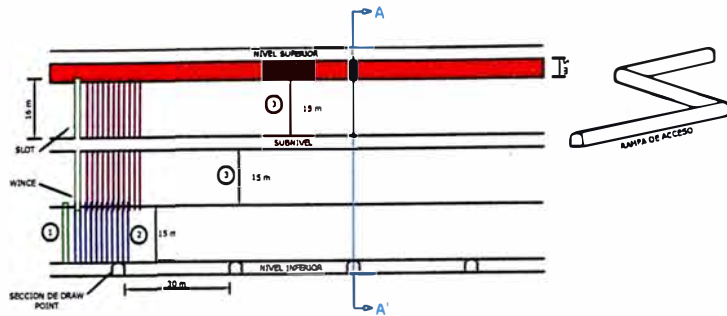
SECUENCIA DE PREPARACIONES CON RAMPA
TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS



SECUENCIA DE PREPARACIONES
TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS



SECCION LONGITUDINAL



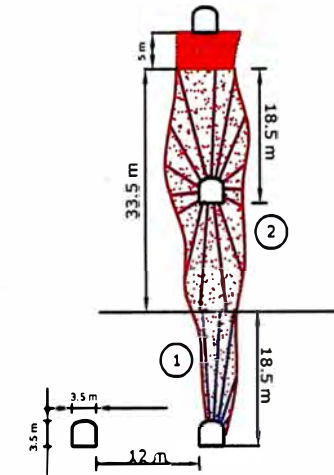
- ① EJECUCION DE SLOT (16 m)
- ② EJECUCION DE LA MALLA DE PERFORACION (Taladros positivos) Y DISPARO
- ③ EJECUCION DE LA MALLA DE PERFORACION (Taladros positivos y negativos) Y DISPARO

■ PUENTE
— TALADROS POSITIVOS Y NEGATIVOS
— TALADROS POSITIVOS

ESPESOR DEL PUENTE	
■	ROCA BUENA: 5 m
■	7 m
■	ROCA MALA: 10 m

ESCALA: 1/15000

SECCION TRANSVERSAL (Seccion de taladros)



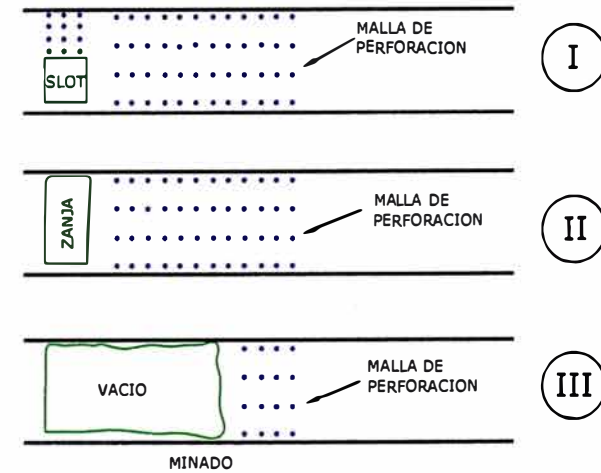
ESCALA: S/E

VISTA DE PLANTA



ESCALA: 1/10000

SECUENCIA DE MINADO (Vista de planta)



ESCALA: S/E



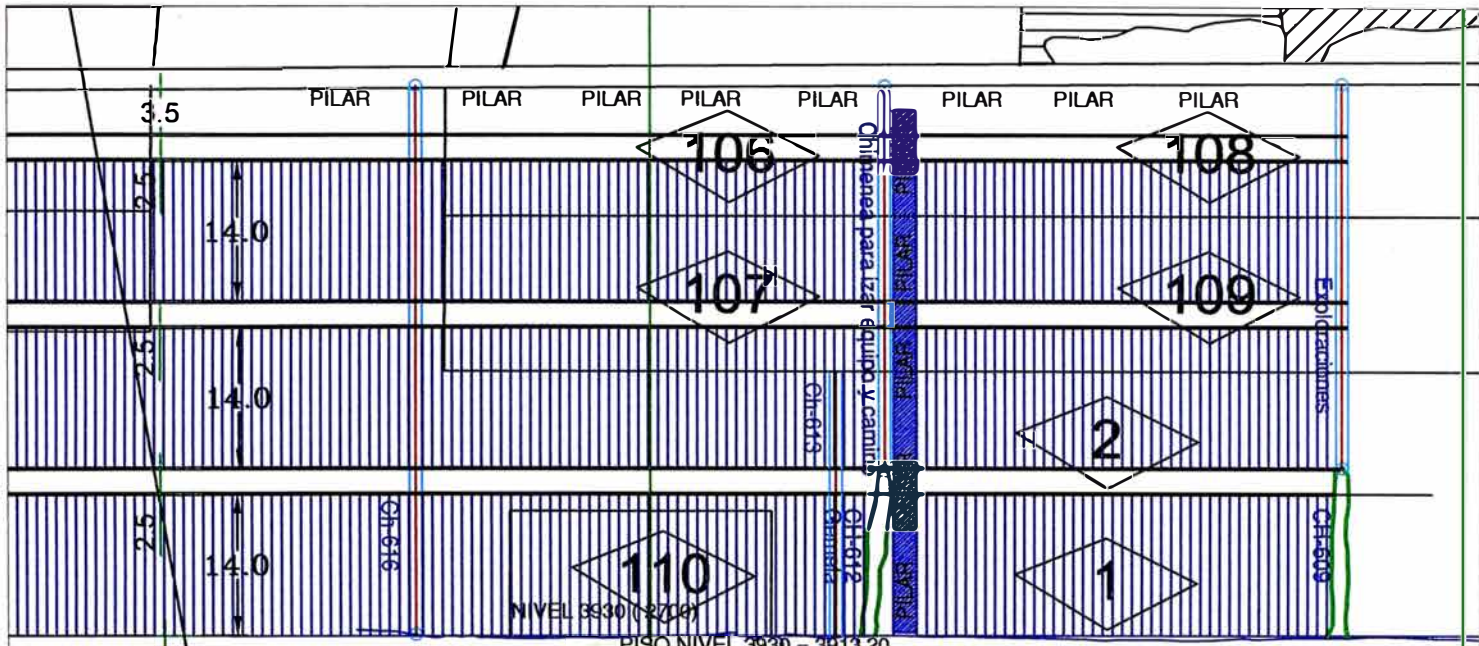
GRTE. OPER. : J. HUAPAYA	JEFE DE INGENIERIA : R. VICUÑA	TIPO DE LABOR :
SUPT. MINA : G. BRITO	JEFE PLAN/PROY. : J. SALLERES	
JEFE SECC. MINA :	MEC. DE ROCAS : R. YUPANQUI	N° DE CUENTA :
SEGURIDAD MED. AMB: M. HERRERA	TOPOGRAFIA :	
JEFE GEOLOGIA : J. BEDOYA	DISEÑO :	NOTA:
GEOLOGO DE SECC:	DIBUJO :	
VENTILACION : M. TORRES	EJECUTOR PROY :	

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

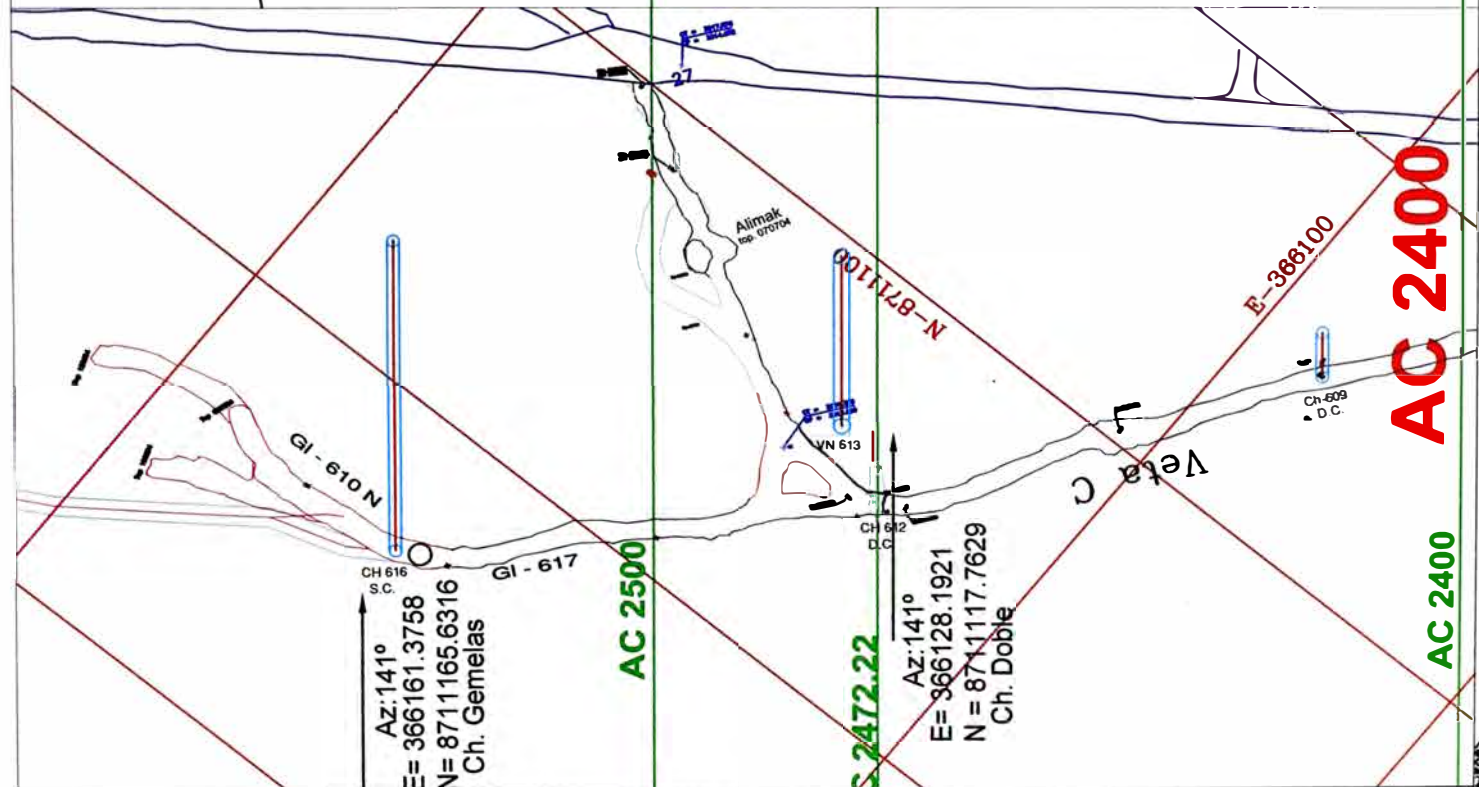
MINADO
SUBLEVEL_STOPING

ESCALA :	INDICADA
FECHA :	28/08/04
N° PLANO :	

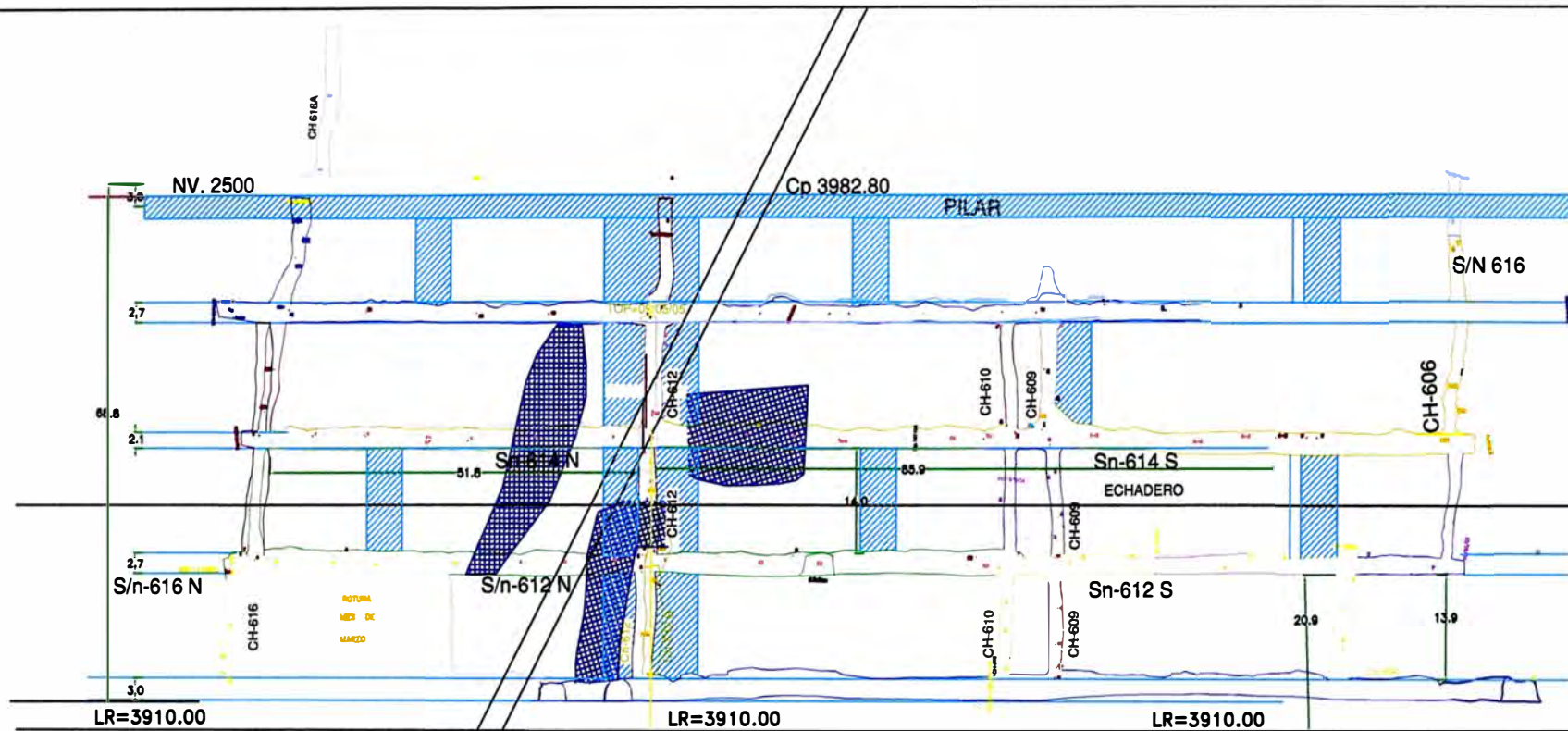
**B. DISEÑO INICIAL, PREPARACIÓN DE
LAS CHIMENEAS Y SUBNIVELES Y
EXPLOTACIÓN DE LOS TALADROS
LARGOS EN VETAS**



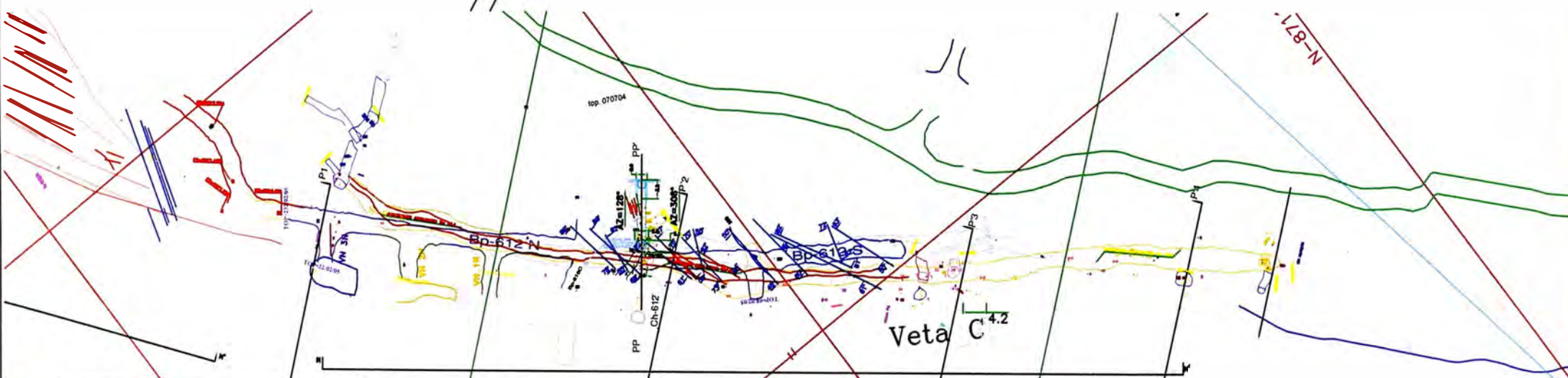
BLOCK	TNS	A.V.	%Zn	%Pb	%Cu	oz/Ag	US\$
1	4400	1.71	4.43	2.9	0.41	3.45	41.41
2	4400	1.71	4.43	2.9	0.41	3.45	41.41
3	4400	1.71	4.43	2.9	0.41	3.45	41.41
4	4400	1.71	4.43	2.9	0.41	3.45	41.41



JEFE OPER. : J. YUPANCA JEFE PLAN/PROY. : J. SILLERES JEFE SEC. MIN. : JEFE GEOL. : J. BECERRA JEFE DE SEC. : VERIFICACION : R. TORRES	JEFE DE INGENIERIA : R. NICHÓN JEFE DE BANCOS : R. YUPANCA TOPOGRAFIA : DISEÑO : MUESTRA : M.P. EJECUCION PLAN :	TIPO DE LABORIO : N° DE CUENTA : N° :	DEPARTAMENTO DE INGENIERIA CUERPO GEOLOGICO y PROYECTO PARA TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS N° 2700 - Veta C	ESCALA : 1/1000 FECHA : 16/01/2004 N° PLANO :
---	---	---	--	---



SECCION N-N'
CH-612 CH-609



DIRTE OPER.	J. HUAPAYA
JEFE MESA	J. BALLERES
JEFE TECNICO	D. BRITO
SEGURIDAD MED. AMBIENTONAL	M. DE ROSAS
JEFE GEOLOGIA	M. TORRES
INGENIERO DE SECC.	J. BEROYA
VENTILACION	M.P.

JEFE DE INGENIERIA	R. VACA
JEFE PLAN/PROY.	J. BALLERES
JEFE DE BOGAS	D. YUDARRUI
TOPOGRAFIA	M. TORRES
DISEÑO	M.P.
EJECUTOR PROY.	M.P.

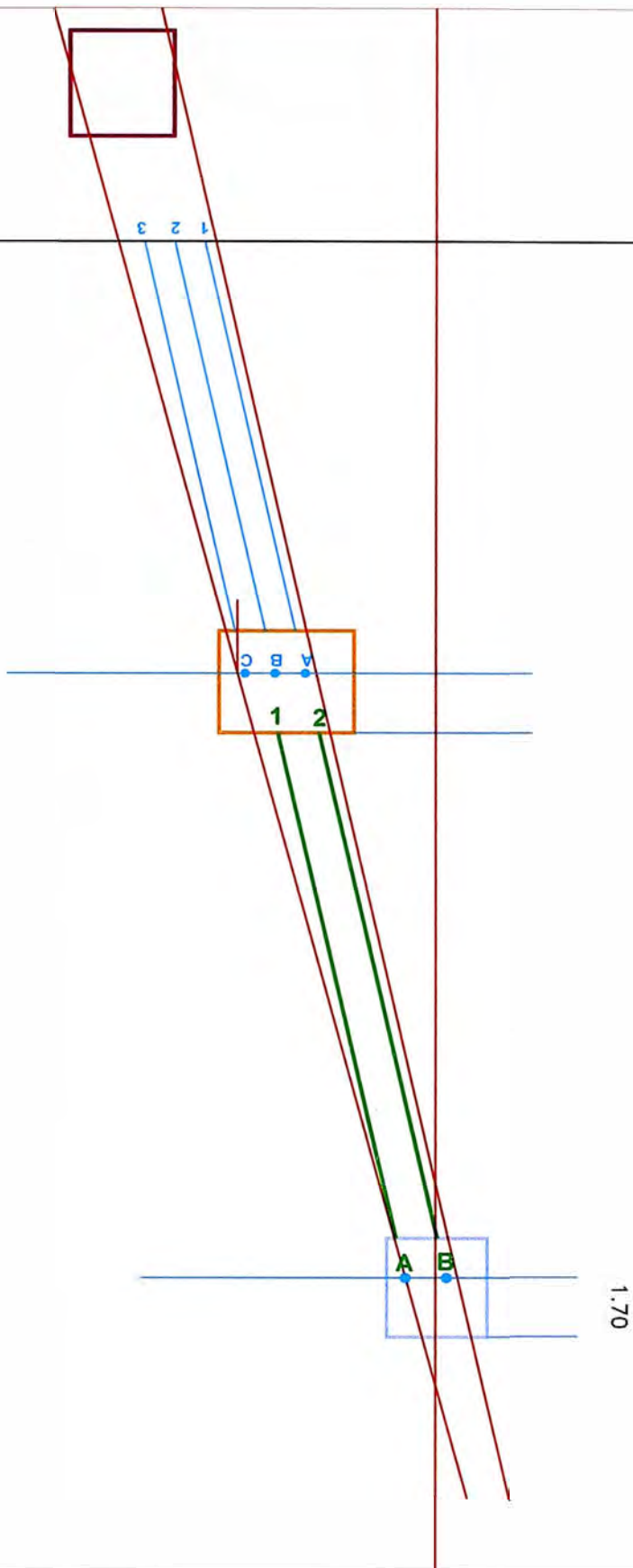
TIPO DE LABOR :	
N° DE CUENTA :	
NOTA :	

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

Nv. 3930 (2700) - VETA C

ESCALA	1/1000
FECHA	19/03/2004
N° PLANO	

**C. MALLA DE PERFORACIÓN PARA
TALADROS LARGOS Y LEVANTAMIENTOS
TOPOGRÁFICOS DE LOS TALADROS
PERFORADOS.**



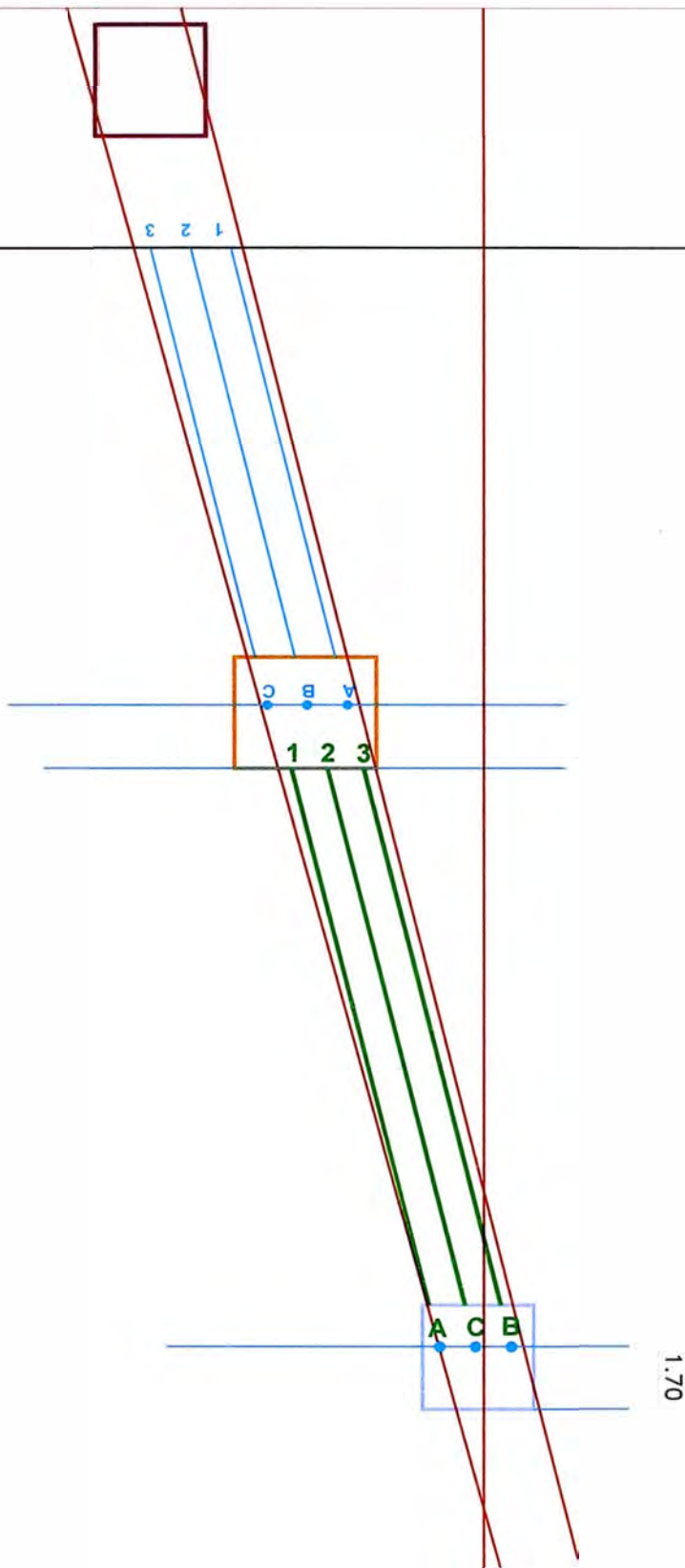
01

LR=3940.

NV. 2700
 TJ 612 - TALADROS POSITIVOS
SECCION 01
 Ton= 79.97
 Ton/m=2.70
 ESCALA 1/200

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A 1	14.81m.	16b + 1/2b.	77°	
B 2	14.81m.	16b + 1/2b.	77°	
TOTAL =	29.62m.			

NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)
 2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.
 3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN VERTICALES



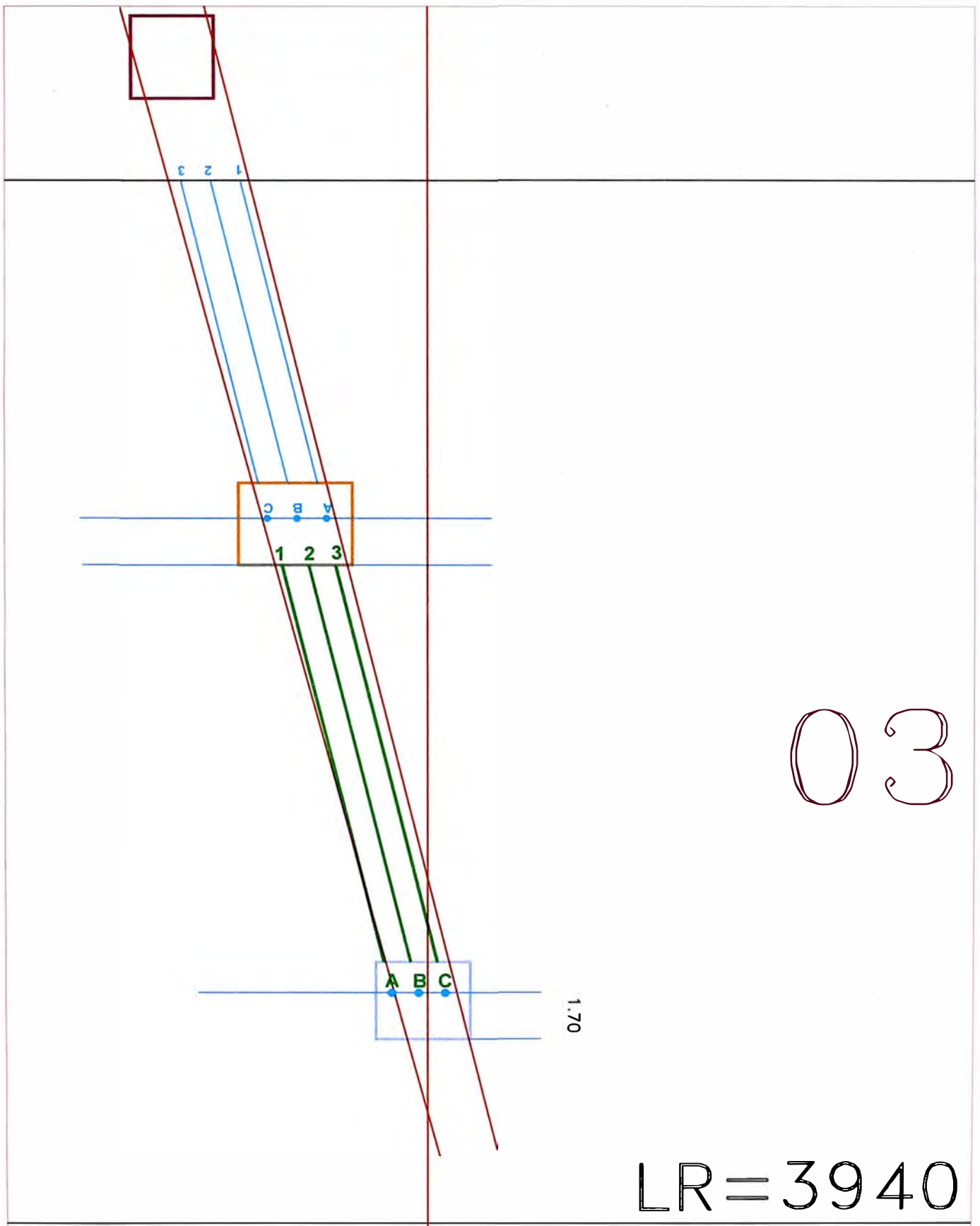
02

LR=3940

NV. 2700
 TJ 612 - TALADROS POSITIVOS
SECCION 02
 Ton= 106.33
 Ton/m=2.38
 ESCALA 1/200

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A 1	14.90m.	16b + 1/2b.	76°	
B 2	14.90m.	16b + 1/2b.	76°	
C 3	14.90m.	16b + 1/2b.	76°	
TOTAL =	44.70m.			

NOTA :
 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)
 2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO
 SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.
 3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN VERTICALES



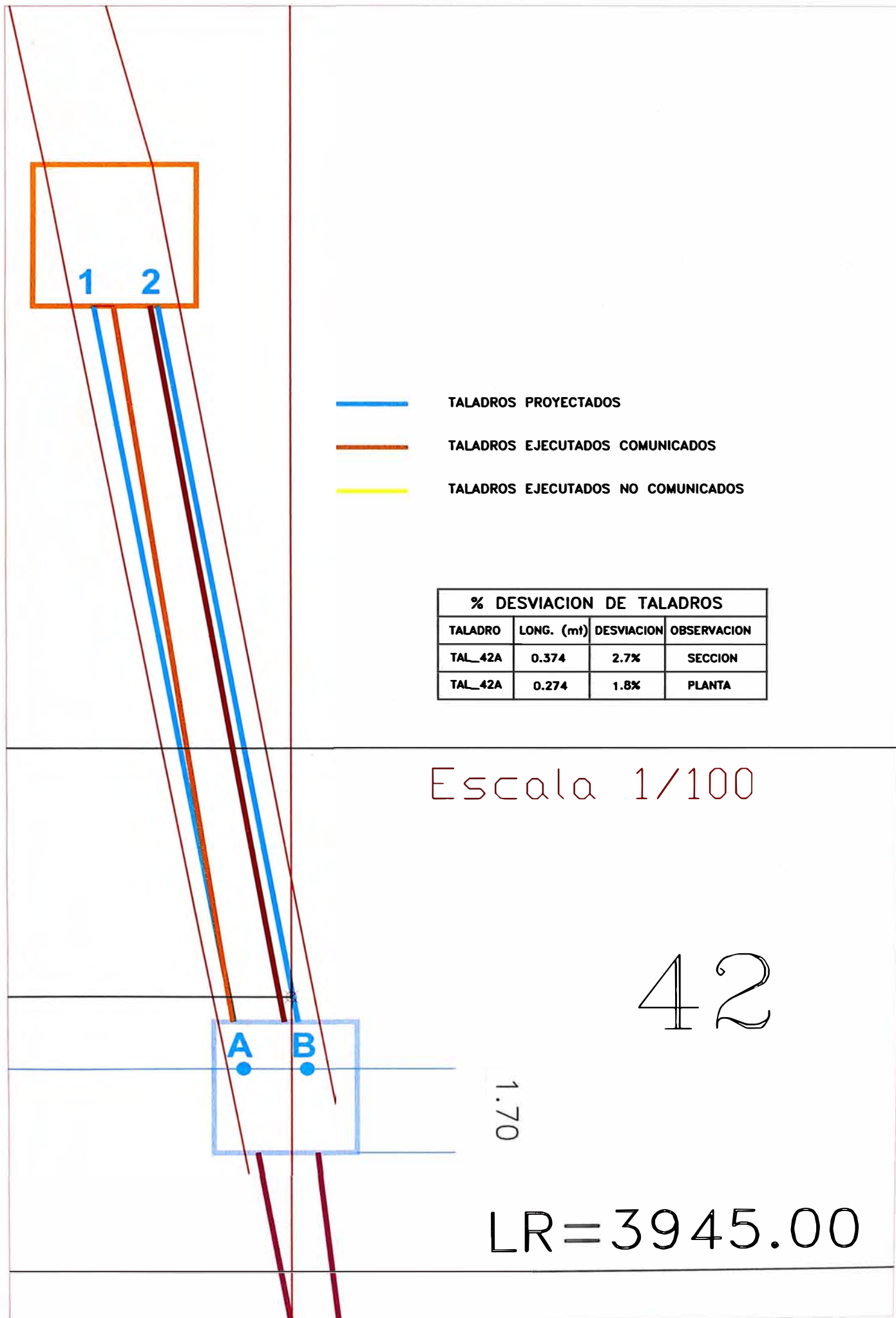
03

LR=3940

NV. 2700
 TJ 612 - TALADROS POSITIVOS
SECCION 03
 Ton= 106.33
 Ton/m=2.38
 ESCALA 1/200

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A 1	14.90m.	16b + 1/2b.	76°	
B 2	14.90m.	16b + 1/2b.	76°	
C 3	14.90m.	16b + 1/2b.	76°	
TOTAL =		44.70m.		

NOTA :
 1.- LA SECCION ES MIRANDO AL SUR (TOPE DE LA LABOR)
 2.- LOS TALADROS DE LA SECCION DIRECCIONADAS AL TAJO
 SERAN HASTA COMUNICAR EL VACIO.
 3.- LOS TALADROS DE LA SECCION SERAN VERTICALES



- TALADROS PROYECTADOS
- TALADROS EJECUTADOS COMUNICADOS
- TALADROS EJECUTADOS NO COMUNICADOS

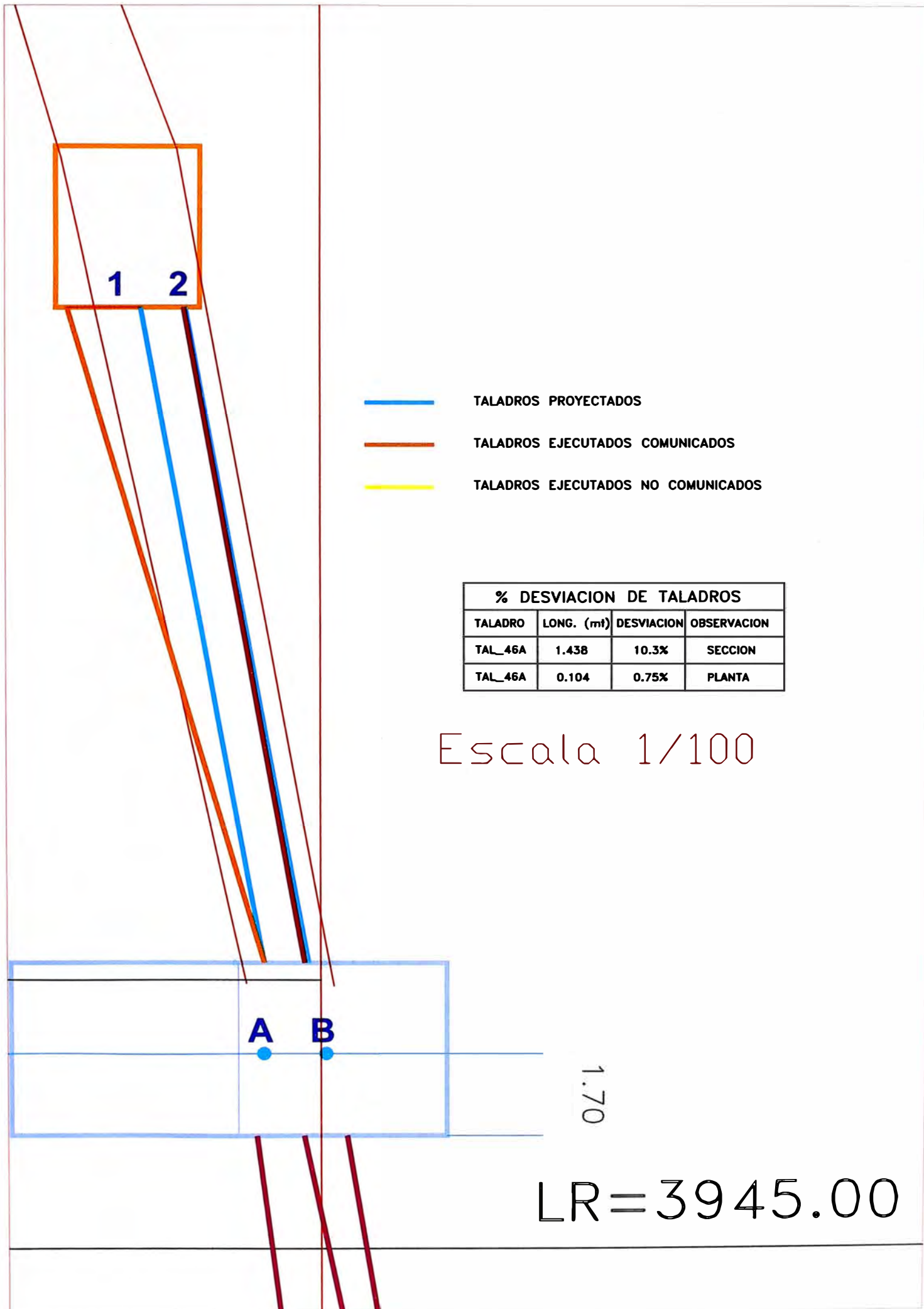
% DESVIACION DE TALADROS			
TALADRO	LONG. (mt)	DESVIACION	OBSERVACION
TAL_42A	0.374	2.7%	SECCION
TAL_42A	0.274	1.8%	PLANTA

Escala 1/100

42

1.70

LR=3945.00



1 2

- TALADROS PROYECTADOS
- TALADROS EJECUTADOS COMUNICADOS
- TALADROS EJECUTADOS NO COMUNICADOS

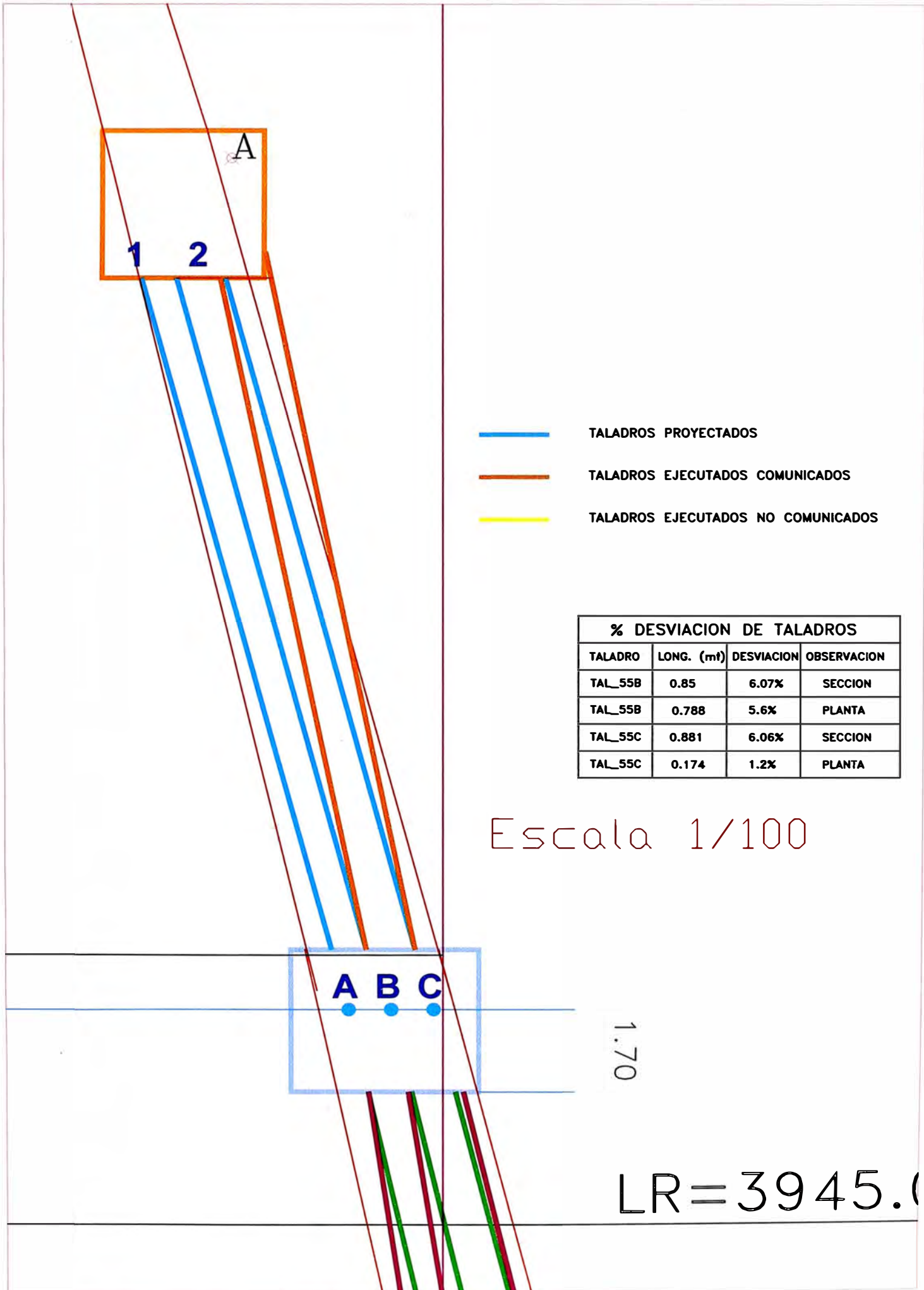
% DESVIACION DE TALADROS			
TALADRO	LONG. (mt)	DESVIACION	OBSERVACION
TAL_46A	1.438	10.3%	SECCION
TAL_46A	0.104	0.75%	PLANTA

Escala 1/100

A B

1.70

LR=3945.00



- TALADROS PROYECTADOS
- TALADROS EJECUTADOS COMUNICADOS
- TALADROS EJECUTADOS NO COMUNICADOS

% DESVIACION DE TALADROS			
TALADRO	LONG. (m)	DESVIACION	OBSERVACION
TAL_55B	0.85	6.07%	SECCION
TAL_55B	0.788	5.6%	PLANTA
TAL_55C	0.881	6.06%	SECCION
TAL_55C	0.174	1.2%	PLANTA

Escala 1/100

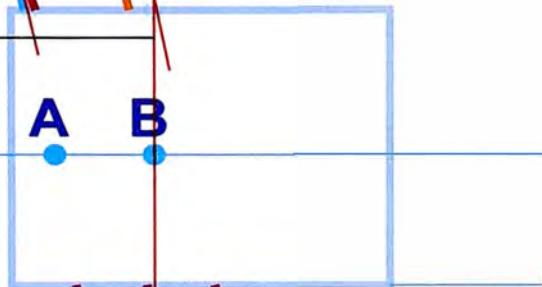
1.70

LR=3945.0

- TALADROS PROYECTADOS
- TALADROS EJECUTADOS COMUNICADOS
- TALADROS EJECUTADOS NO COMUNICADOS

% DESVIACION DE TALADROS			
TALADRO	LONG. (m)	DESVIACION	OBSERVACION
TAL_47B	0.276	2.00%	SECCION
TAL_47B	0.533	3.86%	PLANTA

Escala 1/100



LR=3945.00