

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**“APLICACION DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS EN
EMPRESA MINERA LOS QUENUALES”**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

GUILLERMO ELIAS CONDORI CERON

Lima, Noviembre2009

INDICE GENERAL

	Pág.
Dedicatoria	VI
Lista de figuras	VII
Lista de cuadros	IX
Lista de abreviaturas	X
Resumen	XI
1. Capítulo I: Introducción	1
1.1 Planteamiento del problema de minado en vetas angostas	1
1.2. Objetivos.	3
1.3. Justificación.	3
2. Capítulo II: Antecedentes.	4
2.1. Ubicación y acceso	4
2.2 Organización del Área de Mina	6
2.3 Geología Regional	9
2.4 Estratigrafía	9
2.4.1 Terciario	9
2.4.1.1 Formación Casapalca	9
2.4.1.2 Formación Carlos Francisco	10
2.4.1.3 Formación Bellavista	10
2.4.1.4 Formación Río Blanco.	11
2.4.2 Cuaternario	11
2.4.2.1 Intrusivos	11
2.4.2.2 Porfido Taruca	11

2.4.2.3 Porfido Victoria	11
2.5 Geología Estructural	13
2.6 Mineralogía	15
2.6.1 Minerales de Mena	15
2.6.2 Minerales de ganga	15
2.7 Geología Económica	15
2.7.1 Vetas	15
2.7.2 Cuerpos	16
2.8 Descripción de los métodos de Explotación en el Minado de Vetas Angostas	16
2.8.1 Shirinkage	16
2.8.1.1 Preparaciones	17
2.8.1.2 Costo del método	20
2.8.1.3 Ventajas del Método Shirinkage	21
2.8.1.4 Desventajas del Método Shirinkage	21
2.8.2 Corte y Relleno Ascendente Convencional	22
2.8.2.1 Preparaciones	23
2.8.2.2 Costo del método	26
2.8.2.3 Ventajas del Método Corte y Relleno Ascendente Convencional	27
2.8.2.4 Desventajas del Método Corte y Relleno Convencional	27
3. Capítulo III: Descripción del método de taladros Largos en vetas	28
3.1 Parámetros de aplicación del método	28

3.1.1	Parámetros Geomecánicos	28
3.1.2	Parámetros Geológicos	29
3.2	Diseño de labores de preparación	29
3.3	Diseño de Pilares Naturales	31
3.4	Diseño de Malla de perforación	33
3.4.1	Descripción de Equipos de Perforación	33
3.4.2	Estándares de labores para el diseño de mallas de Perforación	37
3.4.3	Calculo del Burden método Langerford	39
3.4.4	Malla de Perforación Taladros Largos en Vetas	41
3.5.	Diseño de Secuencia de Voladura	42
3.5.1	Predicción de la Fragmentación de la Roca	45
3.6	Extracción de Mineral	47
3.6.1	Descripción de Scoop a Telemandos	47
3.6.2	Operación de Scoop a Telemando	47
3.6	Costo del método	49
4.	Capítulo IV: Aplicación De Taladros Largos En Vetas en el Tajo 606	50
4.1	Datos Generales.	50
4.2	Labores de Preparación	52
4.2.1	Calculo del costo de labores de preparación	53
4.3	Perforación	54
4.3.1	Calculo del costo de perforación	55
4.4	Voladura	56

4.4.1 Costo de Voladura	57
4.5 Dilución	59
5. Capítulo V: Conclusiones.	62
6. Capítulo VI: Glosario.	64
7. Capítulo VII: Bibliografía.	65
8. Capítulo VIII: Anexos	66

A Laureano y Luisa, mis padres
A Guillermo David, mi hijo

LISTA DE FIGURAS

- Figura 1. Ubicación y acceso a la Unidad Minera Yauliyacu
- Figura 2. Organigrama del Área de Mina de la Unidad Minera Yauliyacu
- Figura 3. Distribución de Zonas del Área de Mina de la Unidad Minera Yauliyacu
- Figura 4. Diagrama general de ventilación primaria
- Figura 5. Mapa Geológico de la Región Casapalca
- Figura 6. Sección Longitudinal de Región Casapalca
- Figura 7. Plano del método de shirinkage
- Figura 8. Plano del método de corte y relleno ascendente convencional
- Figura 9. Sección Plano de Preparaciones para tajos de taladros largos en vetas
- Figura 10. Plano de ubicación de pilares en tajos de Taladros Largos en Vetas
- Figura 11. Equipo de Perforación Mini Raptor Vista lateral
- Figura 12. Equipo de Perforación Mini Raptor Vista Frontal
- Figura 13. Dimensiones Equipo de Perforación Mini Raptor
- Figura 14. Sección Estándar para posicionamiento de Jumbo
- Figura 15. Sección Malla de Perforación Taladros Largos en Vetas
- Figura 16. Plano de secuencia de voladura en tajos de Taladros Largos en Vetas
- Figura 17. Plano de distribución de carga en Taladros Largos en Vetas
- Figura 18. Grafica de Fragmentación de Mineral
- Figura 19. Esquema de Formulas de Kuz Ram
- Figura 20. Plano de diseño de extracción en tajos de Taladros Largos en Vetas
- Figura 21. Plano de Ubicación de tajos de Taladros largos en la veta C

Figura 22. Plano de Labores de Preparación del tajo 606

Figura 23. Esquema de distribución de explosivo en el tajo 606

Figura 24 Esquema de ubicación de puntos de perforación

LISTA DE CUADROS

- Cuadro 1. Reporte de Producción por año
- Cuadro 2. Parámetros de aplicación del método Shirinkage
- Cuadro 3. Labores de preparación para el método Shirinkage
- Cuadro 4. Costo unitario del método Shirinkage
- Cuadro 5. Parámetros de aplicación del método Corte y Relleno
Ascendente Convencional
- Cuadro 6. Labores de preparación para el método Corte y Relleno
Ascendente Convencional
- Cuadro 7. Costo unitario del método Corte y Relleno
Ascendente Convencional
- Cuadro 8. Labores de preparación para el Método de Taladros Largos en Vetas
- Cuadro 9. Características Principales Jumbo Mini Raptor
- Cuadro 10. Características perforadora COP 1238 ME
- Cuadro 11. Burden y Espaciamiento en función del RMR
- Cuadro 12. Costo unitario del método taladros largos en vetas
- Cuadro 13 Reservas tajo 606
- Cuadro 14 Costo de labores de preparación del tajo 606
- Cuadro 15 Costo de labores de preparación del tajo 606
- Cuadro 16 metros perforados Mini Raptor 1
- Cuadro 17 Cuadro de Costo de Perforación Mini Raptor 2
- Cuadro 18 Cuadro de Costo de Voladura Tajo 606
- Cuadro 19 Cuadro de desviación de Taladros Equipo Mini Raptor

LISTA DE ABREVIATURAS

Ch.	: Chimenea
BP.	: By Pass
Cx.	: Crucero
Niv.	: Nivel
Sn	: Subnivel
Gl	: Galería
Tj	: Tajo
Vn	: Ventana
TA	: Tarea
SO	: Sostenimiento
VE	: Ventilación
V. Penen	: Velocidad de Penetración
V. Perf	: Velocidad de Perforación
Pno. Helic	: Perno helicoidal
Ctta.	: Contrata
RMR	: Índice de calidad de la Roca

RESUMEN

En la presente investigación se abordará el tema de estudio de los cambio de métodos de explotación convencionales de vetas angostas por el método taladros largos en vetas angostas.

El problema de la aplicación de los métodos convencionales de explotación son baja productividad y la exposición del personal a los techos inestables que se generan después de la voladura. Por ello, el interés de este trabajo en investigar la aplicación de un método mas productivo y que disminuya la exposición del personal a condiciones inseguras.

Para la aplicación del método de taladros largos en vetas debemos tener en consideración condiciones estructurales que deben cumplir la estructura mineralizada, además de parámetros geomecánicos; y se debe llevar controles específicos de eficiencia que permitan mejorar la productividad de los tajos con el nuevo método, así se lograra mejores recuperaciones de mineral sin disminuir el valor de este por los problemas de dilución.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 Planteamiento del problema de minado en vetas angostas.

En la Unidad Yauliyacu de la Empresa Minera los Quenuales existe una tendencia ascendente en los volúmenes de de producción a partir de la compra el año 1996 por parte del grupo Glencore de Suiza (cuadro 1), esto motivado por mejorar la productividad de las operaciones en la unidad, disminuir los tajos convencionales en operación, bajar el costo operativo y empezar a mecanizar las operaciones

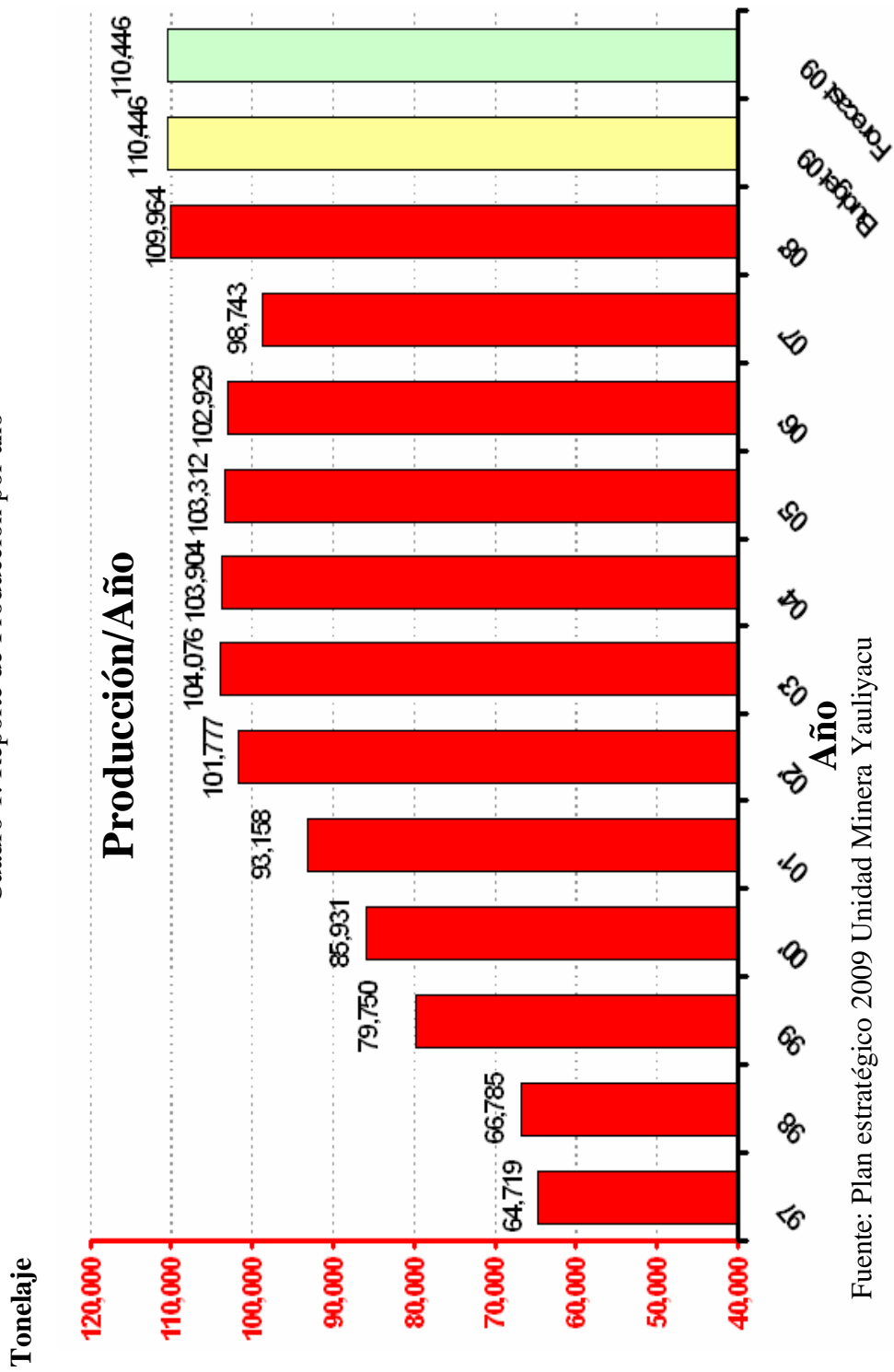
La clasificación de reservas se dividen en

Vetas: Ancho de Minado menor a 2.5 m.

Cuerpos: Ancho de minado mayor a 2.5 m.

Los Tajos convencionales tienen una baja productividad, con esta premisa se empezó a buscar un método que permita mecanizar las vetas angostas para disminuir los costos operativos, exponer menor cantidad de personal en los tajos y aumentar el volumen de producción en la unidad.

Cuadro 1. Reporte de Producción por año



Fuente: Plan estratégico 2009 Unidad Minera Yauliyacu

1.2 Objetivos

- Aumentar la productividad en las zonas de vetas
- Disminuir la exposición del personal en las zonas de vetas
- Disminuir el costo operativo.
- Mecanizar las zonas de vetas.

1.3 Justificación

En vista que la proyección es aumentar la producción, se necesita aumentar la productividad en los tajos convencionales, además que al ser mas productivos se requerirá menos personal para cumplir el tonelaje programado permitiendo redistribuir este personal a otras labores y disminuir la exposición del personal en los tajos convencionales

CAPITULO II

ANTECEDENTES

2.1 Ubicación y Acceso

La Mina Yauliyacu se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes, entre las coordenadas 11° 30' Latitud Sur y 76° 10' Latitud Oeste, a una altura promedio de 4,250 m.s.n.m. Se llega por carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Huancayo de la carretera Central, con una distancia aproximada de 129 Km. en un tiempo aproximado de recorrido de tres horas.

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, muestra un relieve relativamente empinada, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciar 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 dendríticamente hacia el Océano Pacífico.

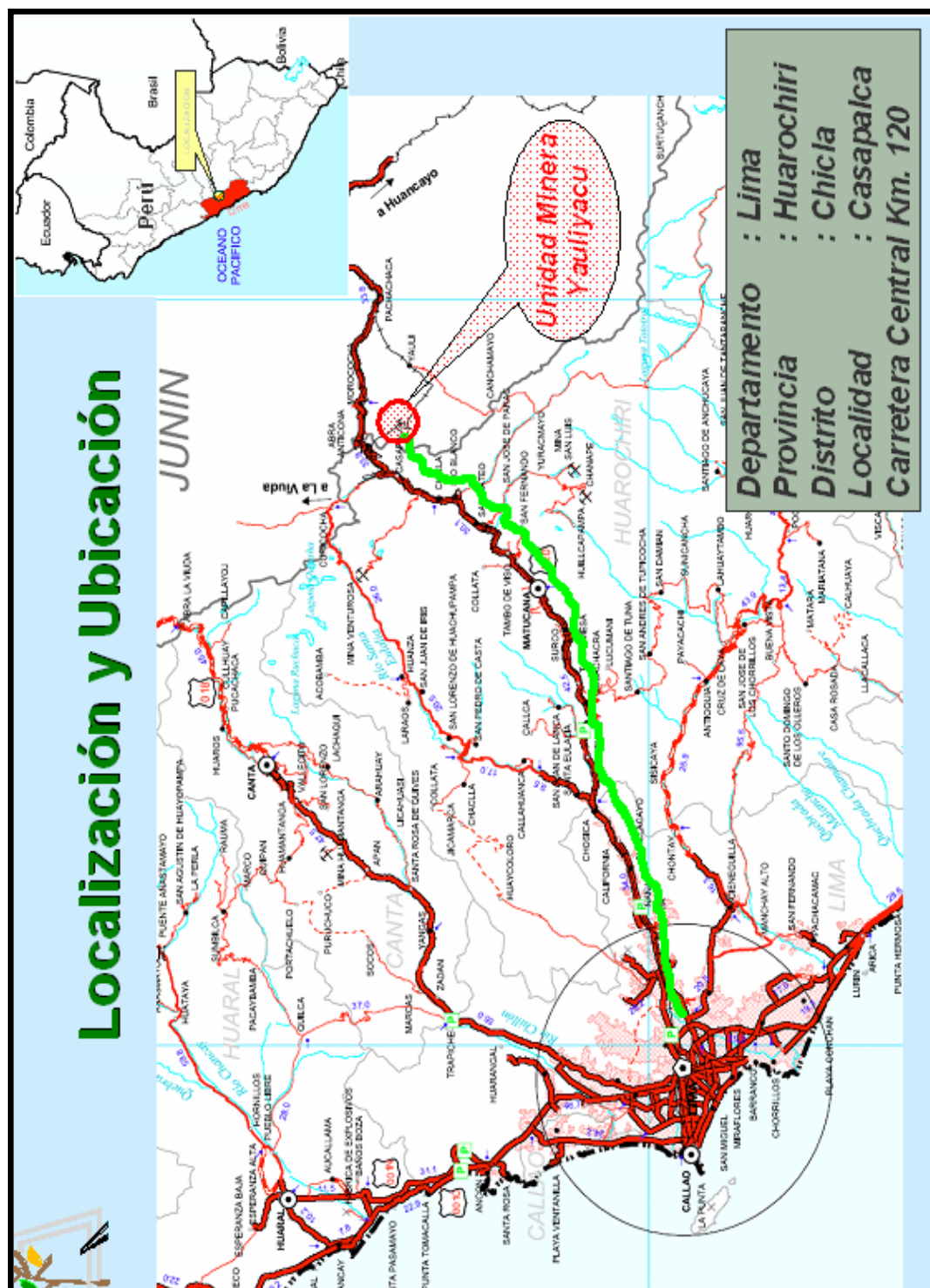


Figura 1. Ubicación y acceso a la Unidad Minera Yauyacu

2.2 Organización del Área de Mina

El área de mina de la unidad minera Yauliyacu se encuentra distribuido por 5 zonas totalmente independientes además del área de servicios mina, estas áreas cuentan con jefaturas de apoyo de planeamiento, geología y mantenimiento; cada zona esta compuesta por un jefe de sección con su asistente y maneja supervisores los cuales realizan los trabajos de coordinación con las empresas contratistas y con el personal obrero que tiene a su cargo, en la figura 2 se puede apreciar el organigrama del área de mina con los respectivos responsables de cada zona; cada jefatura de zona reporta ala superintendencia de zona respectiva

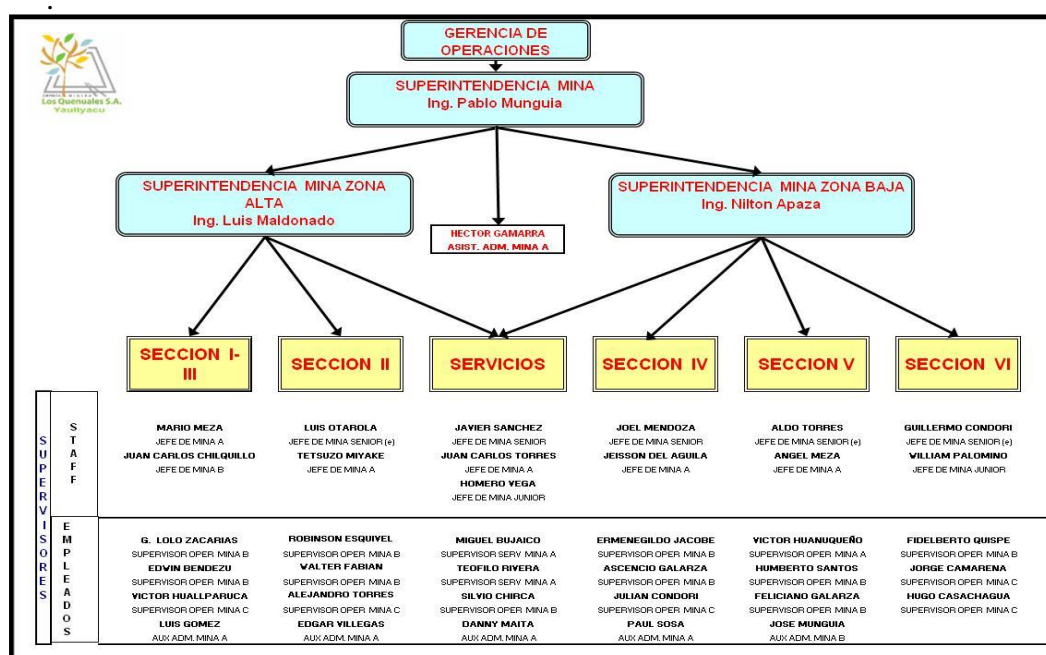


Figura 2. Organigrama del Área de Mina de la Unidad Minera Yauliyacu

La delimitacion de cada zona se puede apreciar en la figura 3, salvo la sección I y III que comparte la misma jefatura de sección todas las demás tienen una jefatura independiente

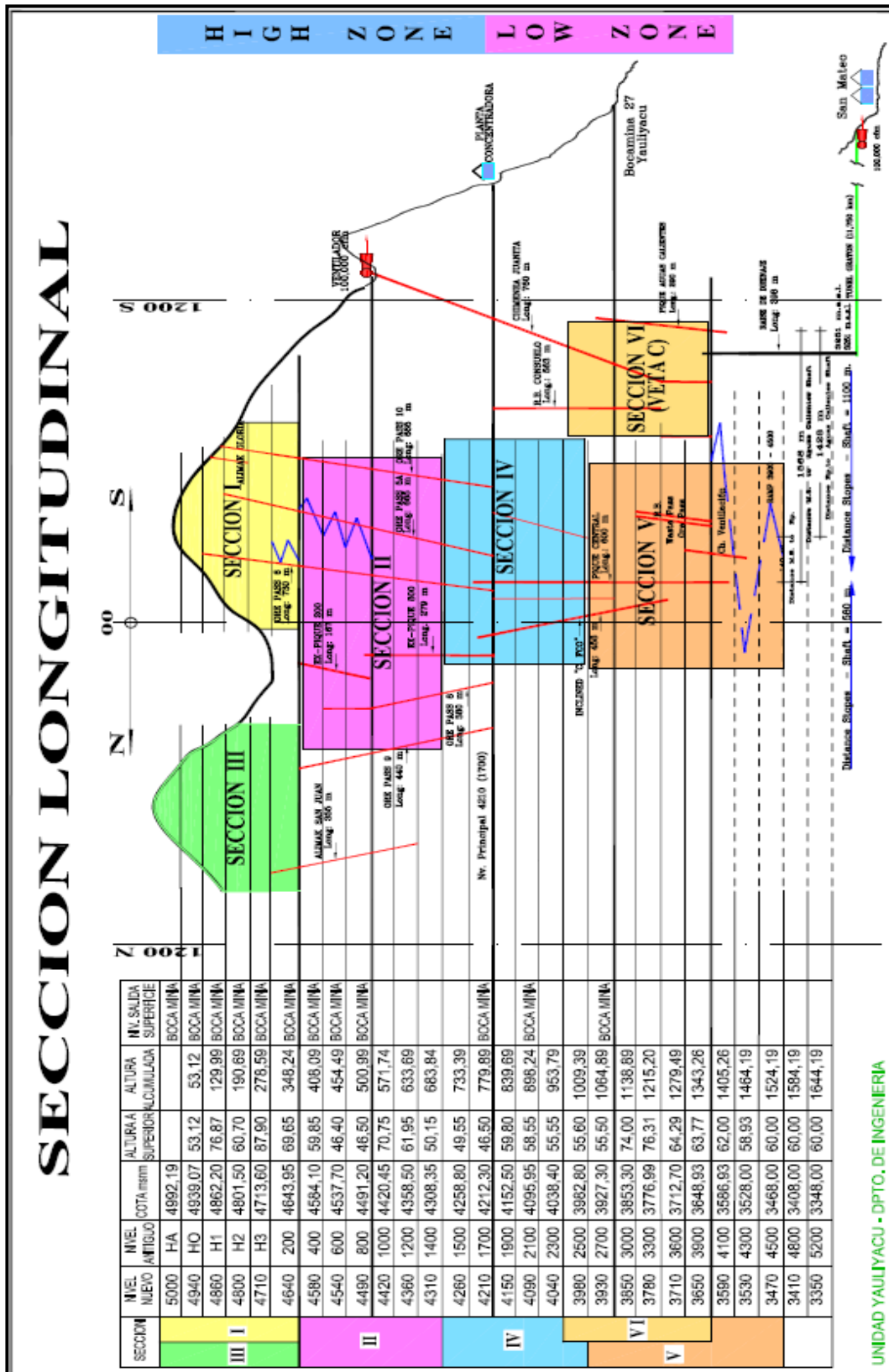


Figura 3. Distribución de Zonas del Área de Mina de la Unidad Minera Yauliyacu

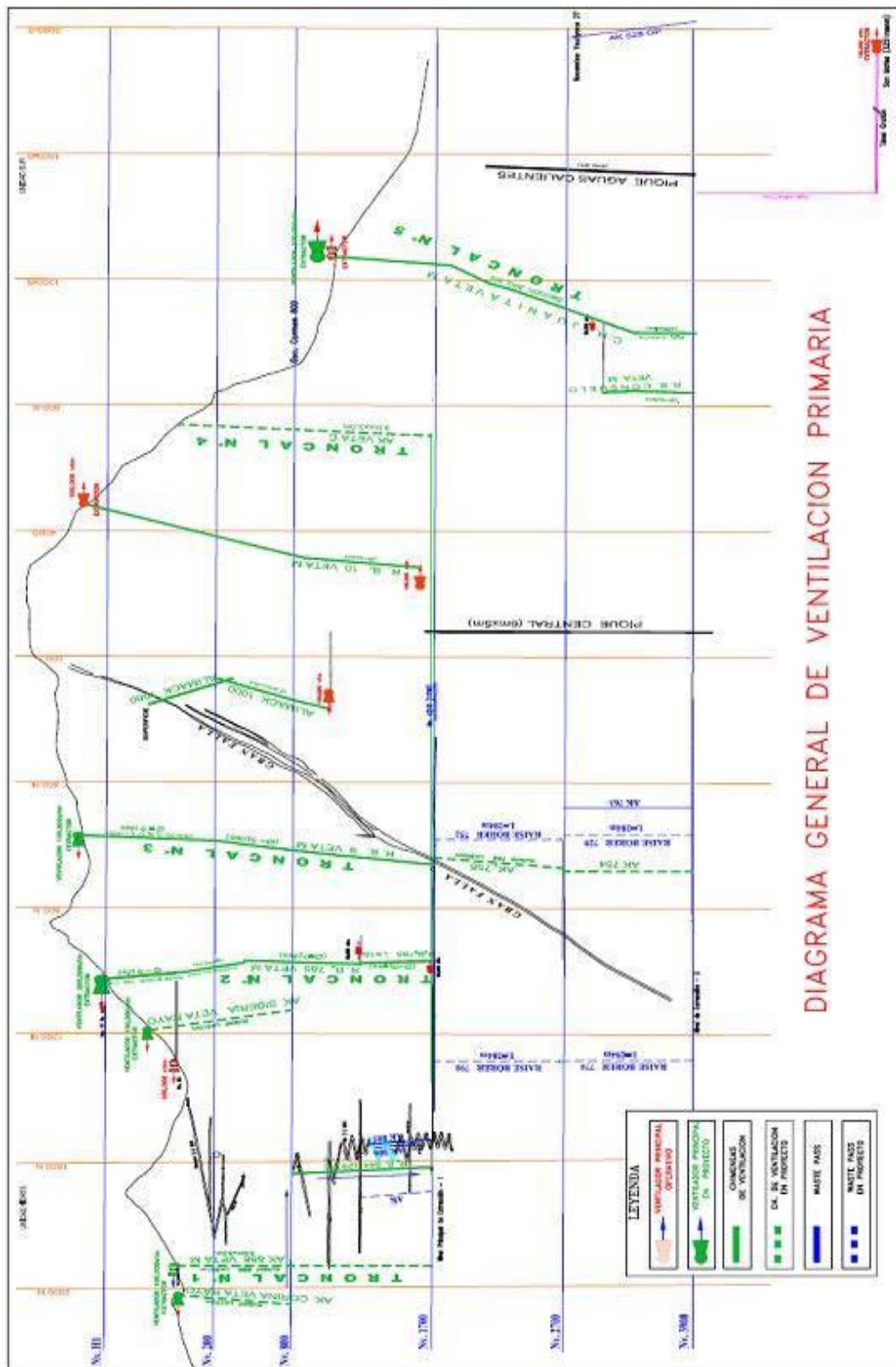


Figura 4. Diagrama general de ventilación primaria

2.3 Geología Regional

La Secuencia estratigráfica del distrito esta constituida por rocas sedimentarias y volcánicas, cuyas edades fluctúan desde el cretáceo hasta el cuaternario. La estructura principal es el anticlinal de Casapalca, que constituye un pliegue moderadamente abierto en la parte central del distrito, el cual se cierra hacia el norte hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al este. Cuerpos intrusivos de composición intermedia se encuentran intruyendo la secuencia sedimentaria y volcánica.

2.4 Estratigrafía

La columna estratigráfica de la región esta conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aprox. de 5400m.

2.4.1 Terciario

2.4.1.1 Formación Casapalca

Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en dos miembros:

Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

Miembro Carmen: Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas,

tufos y conglomerados volcánicos con una potencia que varia de 80 a 200m. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

2.4.1.2 Formación Carlos Francisco

Se encuentra sobre las rocas sedimentarias y se constituye en una potente serie de rocas volcánicas. Esta ha sido dividida en tres miembros:

Miembro Tablachaca: Se encuentra sobreyaciendo al miembro Carmen y se constituye en una sucesión de rocas volcánicas formadas por tufos, brechas, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas. Localmente presenta niveles de conglomerado.

Miembro Carlos Francisco: Sobre el miembro Tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco que consiste de flujos andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfirítica que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

Miembro Yauliyacu: Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

2.4.1.3 Formación Bellavista

Esta formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

2.4.1.4 Formación Río Blanco.

Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación.

2.4.2 Cuaternario

El Cuaternario esta representado en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

2.4.2.1 Intrusivos

En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración.

2.4.2.2 Porfido Taruca

Diques y stocks que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona sureste del área. Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldspatos (oligoclasas-albita), hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

2.4.2.3 Porfido Victoria

Un cuerpo intrusivo de color gris claro se encuentra en la parte norte del área (no ha sido verificado). El afloramiento es aprox. De 300m. De ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

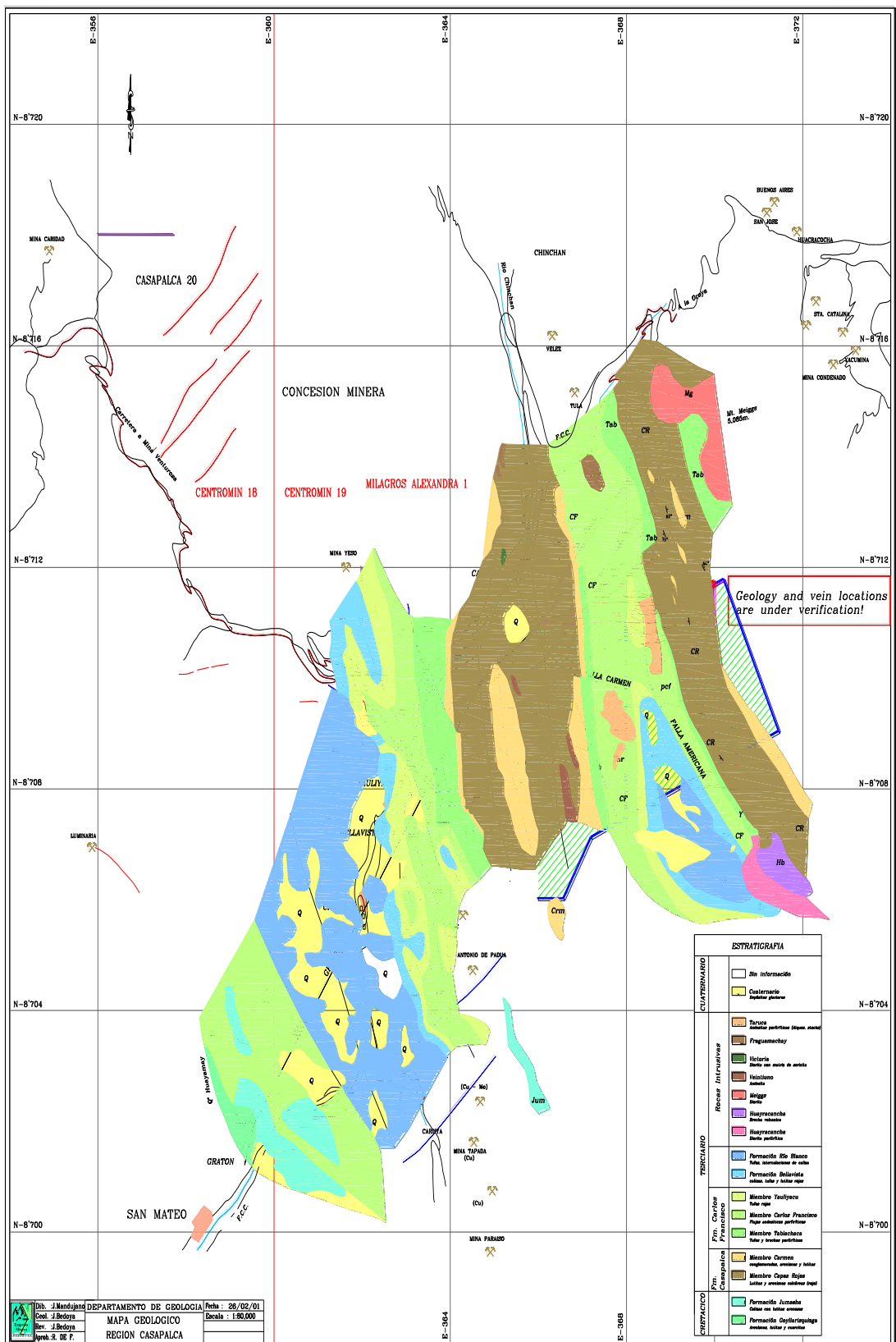


Figura 5. Mapa Geológico de la Región Casapalca

2.5 Geología Estructural

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes en rumbo general de N20°O, lo que hace que sean casi paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinórium Casapalca que presenta pliegues (sinclinales y anticlinales) asimétricos.

En el área se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: INFIERNILLO con rumbo N38°O y buzamiento de 70° al SO, ROSAURA de rumbo N43°O y buzamiento 80° al SO (presenta mineralización), AMERICA con rumbo N38°O y buzamiento 80° al NE. La falla Río Blanco en la parte SO del distrito tiene un rumbo cerca de N35°E paralelo al sistema de las vetas M y C. En subsuelo la Gran Falla de rumbo N55°O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

En la Cordillera andina se documentan a menudo lineamientos estructurales con una orientación 120°-300°. Se cree que éstos son la expresión superficial de un intrusivo profundo. Esta estructura puede proporcionar los cauces para los magmas y fluidos, ya que se aprecia a lo largo frecuentemente cuerpos intrusivos dentro de este lineamiento.

El emplazamiento de mineral en Yauliyacu coincide con un lineamiento de orientación similar que influye en la geomorfología del Domo de Yauli. Este mismo lineamiento continúa 20km ESE de la mina Yauliyacu, a través de las minas de Morococha, Carahuacra, San Cristóbal, Andaychagua y mas allá de estas.

2.6 Mineralogía

2.6.1 Minerales de mena

La mina Yauliyacu es productora de zinc, plomo, plata y cantidades menores de cobre. La mineralogía es constituida por esfalerita, galena, tetrahedrita y calcopirita como minerales de mayor abundancia.

2.6.2 Minerales de ganga

Los minerales de ganga están representados por pirita, calcita y cuarzo

2.7 Geología Económica

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en estructuras, la más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2,000 m.

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:

2.7.1 Vetos

El tipo de yacimiento mas 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 (Tetrahedrita) 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 5 Km. de los cuales 4.0 Km. ha sido ya explorado en subsuelo. La orientación de las vetas tienen un rumbo que varía de N 30o E y N 80o E con buzamientos promedios de 60° a 80°. Vetos que han sido

formadas por el relleno de fracturas y tienen generalmente menos de 1 m. 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.

2.7.2 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:

Stockwork: disseminaciones laterales a las vetas.

Vetillas y disseminaciones: concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados. (Caso Toña y Gloria).

Sulfuros masivos: concordantes con niveles de conglomerado. Estos cuerpos tienen de 2 a 15 m. de ancho.

2.8 Descripción de los métodos de Explotación en el Minado de Vetas

Angostas

En la Unidad Minera Yauliyacu se trabajan las vetas angostas con los métodos de Shrinkage y Corte y Relleno Convencional Ascendente los cuales describiremos a continuación

2.8.1 Shrinkage

En la explotación por Shrinkage, el mineral se arranca por franjas horizontales, empezando desde la parte inferior del cuerpo y avanzando hacia arriba. Parte del mineral tronado se deja en el tajo ya excavado, donde sirve como plataforma de

trabajo para la explotación del mineral de arriba y para sostener las paredes del tajo.

La roca aumenta su volumen ocupado cerca de un 70 % por la fragmentación. Por esto se debe extraer continuamente un 40 % del mineral disparado durante la explotación, para mantener una distancia adecuada entre el techo y la superficie del mineral disparado. Cuando el arranque haya avanzado al límite superior del tajo planeado, se interrumpe el arranque y se puede recuperar el 60 % restante del mineral.

Los Parámetros de Aplicación del método se pueden apreciar en el cuadro 2

Cuadro 2. Parámetros de aplicación del método Shirinkage

1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	1.0	< 1.5m;2.0>
Buzamiento	>45°	>65°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>30 MPa	>50 MPa
Resistencia (Mena)	s/profundidad	>50 MPa
Fracturamiento (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturamiento(Mena)	Media-Baja	Baja
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

2.8.1.1 Preparaciones

Sea el yacimiento una veta o una masa mineralizada, es indispensable tener una galería en la base del tajo que permita la evacuación del mineral, se en la Unidad

minera Yauliyacu se ha estandarizado tener un By Pass paralelo a la galería base y esta es comunicada con ventanas al by pass distanciadas 10 metros (figura 4), estas ventanas servirán para la extracción de mineral, además se preparan 2 chimeneas en los extremos para usarlos como chimeneas de servicios y de ventilación.

Las dimensiones de los tajos de Shirincage son aproximadamente de 100 metros de largo con paneles de 60 metros de altura, delimitados con dos chimeneas a los extremos

Cuadro 3. Labores de preparación para el método Shirincage

ITEM	LABOR DESCRIPCION	Sección	Unid.	Cant.	Min. Ton.	Des. m3
1	Galería de Exploración - 1er. Nivel de trabajo.	2.5x2.5	m ² .	60	1750	
7	Ch. reconocimiento. 1y 2	1.5x1.5	m ² .	120	756	
8	Ch. reconocimiento. 3 y4	1.5x1.5	m ² .	120	756	
9	Cruceros de comunicación entre Chimeneas.(1 y 2),(3 y 4)	1.2x2.1	m ² .	126	844	
10	Bay Pass	3.0x3.0	m ² .	100		900
11	Draw Points	3.0x3.0	m ² .	96		432
Total :				622	4106	1332

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

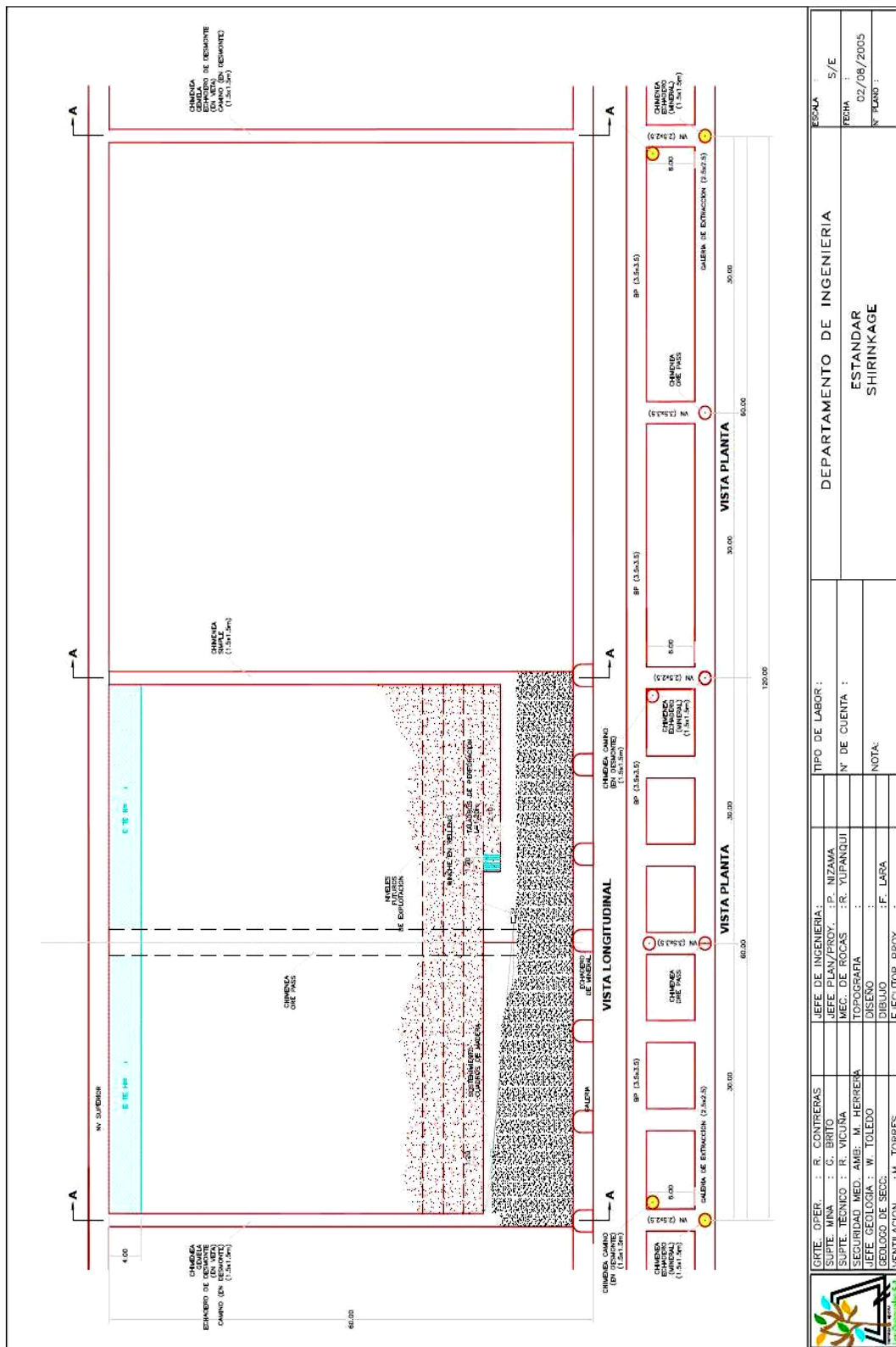


Figura 7. Plano del método de shrinkage

2.8.1.2 Costo del método

Cuadro 4. Costo unitario del método Shrinkage

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION						
SHRINKAGE						
Datos				Longitud de perf.	1.5	mts
Longitud	60.0	mts		Taladros/gdia	30	tal
Ancho	1.0	mts		tiempo de perf./gdia	180.0	mint
Altura	60.0	mts		mts perf/gdia	45	mts
Tonelaje	9,055.2	Ton		Tiempo Perf. /taladro	5.0	mint/tal
Altura de perforación	1.5	mts			3.33	mint/mt
IIº de cortes	34.7	cortes		Velocidad de Perf	0.30	mt/mint
Distancia entre puntal de seg	7.5	mts		Rendimiento	18.0	mt/hr
Longitud de puntal caja a caja	1.1	mts		Malla	0.4	0.5 m2
Longitud de redondo y tabla	0.0	mts		Ton rotas/taladro	0.80	
				Ton rotas/Disparo	23.9	
COSTO DE ROTURA					US\$/Tm	14.03
PREPARACION						
				Unid	Cantidad	Tarifa \$/.
	SUBNIVEL 0.8 X 2.10			60	m	207.78 12466.80
	DESQUINCHE 2.5 X 2.5			274	m3	14.76 4047.19
	CHIMENEAS (2) de 1.5m. X 1.5m.			120	unid	187.68 22521.60
	BOX HOLES			15	unid	167.52 2512.80
	TOLVAS AMERICANAS			14	unid	122.39 1713.46
	SUB-TOTAL					US\$/.
	COSTO DE PREPARACION / TONELADA			180 m.		US\$/Tm 4.78
SUB TOTAL					US\$/Tm	18.81
PLANILLA					US\$/Tm	3.49
MATERIALES					US\$/Tm	1.72
ENERGIA					US\$/Tm	1.59
COSTO MINA					US\$/Tm	25.61
PLANTA					US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO					US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS					US\$/Tm	2.47
TOTAL					US\$/Tm	34.86
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)					US\$/Tm	5.83
COSTO TOTAL					US\$/Tm	40.69
INVERSION POR METODO DE MINADO						
				Unid	Cantidad	Tarifa \$/.
	Galeria de Reconocimiento 3m. x 3m.			m	100	264.88 26488.0
	Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5			m	120	218.96 26275.2
	Total Inversion \$					52763.2
	Costo unitario de inversion \$/Ton					5.83

Fuente: Reporte de Costos de minado

2.8.1.3 Ventajas del Método Shirinkage

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- El mineral roto reemplaza el relleno necesario para tener un piso de perforación.
- Este método permite sostener provisoriamente las paredes laterales del caserón con el mismo material arrancado. Además, el obrero puede controlar el techo del caserón.
- En ciertos casos se puede disponer de una reserva de mineral roto que puede extraer de la mina rápidamente y con un alto rendimiento.

2.8.1.4 Desventajas del Método Shirinkage

Las desventajas de este método de explotación son fundamentalmente las siguientes:

- Seguridad, en ciertos casos este método puede ser peligroso debido a la formación de bóvedas durante la evacuación por gravedad del esponjamiento, puesto que los obreros confinados en la horizontalidad del piso del mineral arrancado, pueden empezar a trabajar y ser repentinamente chupados por el derrumbe de estas bóvedas. También se pueden formar bóvedas durante el período de vaciado del caserón que, al derrumbarse, pueden dañar el techo de la galería base en el caso que tenga techo artificial.
- Dilución de la ley, el Shkinkage implica, por lo general, una dilución de la ley debido a que durante la fase de vaciado del caserón se mezclan corrientemente zonas de estériles que se derrumban de las paredes. Es

frecuente que al final de la fase de vaciado sea necesario desechar capas de mineral de ley demasiado baja disminuyendo aún más la recuperación del yacimiento.

- Este método no se adapta bien a la explotación de aquellas zonas mineralizadas secundarias que se forma alrededor de la mineralización principal.
- Algunas especies de minerales se oxidan muy fácilmente provocando dificultades relacionadas con la recuperación en planta. Conocemos varios casos donde se puede apreciar una pérdida de recuperación de un 5% por solo hecho de que los sulfuros metálicos se han oxidado.
- La posibilidad de producción instantánea es baja en la primera fase, debido a que se extrae solamente el 40% del mineral arrancado. Claro que una vez finalizado el arranque de un tajo, es posible la creación de un ciclo de producción más regular, compensado de este modo la baja producción de un tajo en la fase de arranque con cada uno en la fase de vaciado.
- La acumulación de mineral arrancado en los tajos durante la primera fase y antes de alcanzar un ciclo regular de producción, obliga a una inversión adicional necesaria para el arranque del 60% del mineral restante de esos tajos.

2.8.2 Corte y Relleno Ascendente Convencional

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con

material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes tajo, y en algunos casos especiales el techo.

Los Parámetros de Aplicación del método se pueden apreciar en el cuadro 5

Cuadro 5. Parámetros de aplicación del método Corte y Relleno

Ascendente Convencional

1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	0.8	<2.0m
Buzamiento	>45°	>65°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>40 MPa	>50 MPa.
Resistencia (Mena)	s/profundidad	>50 MPa.
Fracturamiento (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturamiento (Mena)	Media-Baja	Baja
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

2.8.2.1 Preparaciones

Para el método de corte y relleno ascendente convencional se debe tener una galería base y chimeneas gemelas a los extremos, los tajos tienen una dimensión de 60 metros de largo y 60 metros de altura (figura 5), en la parte media del tajo se construye un buzón – camino – buzón el cual va levantándose conforme se va minando el tajo, el camino sirve de acceso y como chimenea de servicios auxiliares (ingreso de agua, aire y ventilación), el winche se coloca en el lado del buzón y va girando para cada ala dependiendo el ciclo de explotación en el tajo

Cuadro 6. Labores de preparación para el método Corte y Relleno Ascendente

Convencional

ITEM	LABOR DESCRIPCION	Sección	Unid.	Cant.	Min. Ton.	Des. m3
1	Galería de Exploración - 1er. Niv. De trabajo.	2.5x2.5	m.	60	1750	
7	Ch. reconocimiento. 1y 2	1.5x1.5	m.	120	756	
8	Ch. reconocimiento. 3 y4	1.5x1.5	m.	120	756	
Total :				300	3262	

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

2.8.2.2 Costo del método

Cuadro 7. Costo unitario del método Corte y Relleno

Ascendente Convencional

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION						
CORTE Y RELLENO EN REALCE						
Datos						
Longitud	60.0	mts	Longitud de Perf.	1.5	mts	
Ancho de minado	1.0	mts	tiempo de perf neta/tal	4.68	min	
Altura	60.0	mts	tiempo de perf total/tal	5.88	min	
Tonelaje del Block	9,632	Ton	Velocidad de perf	0.33	mts/min	
Tonelaje por corte	252.0	ton	Tal/guardia	28	tal	
Hº de cortes	25.0	cortes	Mts perf/disparo	42	mts	
Altura de labor	2.1	mts	tiempo perf total/dispar	164.64	min	
Perforación con barreno de 4 y	5.0	pies	Rendimiento	15.3	mts/hr	
			Malla	0.5	0.5	m2
			Ton Rotas/taladro	1.0	tms	
			Ton Rotas/disparo	27.9	tms	
PU DE EXPLOTACION 2,005					US\$/Tm	12.94
COSTO DE RELLENO CON SCOOP de 1.5						
TON/HR			Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
HORAS			20			
			481.6		42.15	20299.4
COSTO POR TONELADA					US\$/Tm	1.79
PREPARACION						
			Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
	SUBNIVEL 0.8 X 2.10		60	m	207.78	12466.8
	CHIMENEA de 1.5m. x 1.5m.		120	m.	187.68	22521.6
	OP de 1.5 m. x 1.5m.		60	m.	187.68	11260.80
	SUB-TOTAL				US\$	46249.2
COSTO DE PREPARACION / TONELADA			240		US\$/Tm	4.80
SUB TOTAL					US\$/Tm	19.5
PLANILLA					US\$/Tm	3.49
MATERIALES					US\$/Tm	1.72
ENERGIA					US\$/Tm	1.59
MINA					US\$/Tm	26.34
PLANTA					US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO					US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS					US\$/Tm	2.47
TOTAL					US\$/Tm	35.59
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)					US\$/Tm	4.38
COSTO TOTAL					US\$/Tm	39.97
INVERSION POR METODO DE MINADO						
			Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
	Galeria de Reconocimiento 3m. x 3m.		m	60	264.88	15892.8
	Chimeneas de reconocimiento (4) 1.5 X 1.5		m	120	218.96	26275.2
Total Inversion \$						42168.0
Costo unitario de inversion \$/Ton						4.38

Fuente: Reporte de Costos de minado

2.8.2.3 Ventajas del Método Corte y Relleno Ascendente Convencional

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

2.8.2.4 Desventajas del Método Corte y Relleno Convencional

Las desventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de Sostenimiento.

CAPITULO III

DESCRIPCION DEL METODO DE TALADROS LARGOS EN VETAS

3.1 Parámetros de aplicación del método

A continuación se indican los parámetros a considerar para la aplicación del método de taladros largos en vetas, estos parámetros se han estado mejorando conforme la experiencia y la implementación del método han permitido considerar las condiciones que se presenta en el terreno

3.1.1 Parámetros Geomecánicos

- Se debe tener un RMR corregido para las cajas mayor o igual a 50 principalmente en la Caja Techo; en el caso de Vetas un RMR corregido mayor a 45.
- Las rocas deben presentar una resistencia a la compresión uní axial superiores a los 100 Mpa. y un RQD que fluctúa entre 50 a 75%.
- Se manejan en promedio alturas de 50 metros de abertura de nivel a nivel, considerando que se debe dejar puentes de un espesor mínimo de 5 m., los que ayudaran a redistribuir los esfuerzos y ayudar a la estabilidad de la labor, estos alcances se pueden obtener del programa Phases2 y del CPillar para el

caso de los pilares; los factores de seguridad que se obtengan siempre deberán ser superiores a 1, para evitar la presencia de zonas de tensión.

- Otra consideración a tener en cuenta es el Radio Hidráulico que se obtiene, para nuestro caso se tienen valores de 12 – 14, para poder trabajar en zonas de transición sin sostenimiento, vale decir que estos valores indican que a la larga el Tajo deberá ser relleno para contener las cajas.

3.1.2 Parámetros Geológicos

- El Ancho de la zona mineralizada debe ser de 1.5 m. a 2.5 m.
- El buzamiento de la zona mineralizada debe ser mayor a 50° para que permita la caída del mineral por gravedad.
- La presencia de Agua en la zona mineralizada debe mínima para que permita el uso de explosivo granulado.
- La Estructura Mineralizada debe tener una forma regular para disminuir la dilución en el tajo.
- El Valor de mineral debe estar por encima de los 23.38 dólares.

3.2 Diseño de labores de preparación

Para el diseño de labores de preparación para la explotación de los tajos por este método, se ha considerado como estándares las siguientes observaciones:

- Los Niveles de perforación son de 2.5 m. x 2.7m.
- Las Longitudes máximo de Nivel a Nivel de Perforación es de 24.0 m.
- Las chimeneas de Slot para la cara libre tendrán una sección mínima de de 1.5 m x 1.5 m.
- Las Chimenea de Izaje de Equipo tendrán una sección mínima de 2.0 m x 2.0 m.

3.3 Diseño de Pilares Naturales

Al tener la mina Yauliyacu labores a profundidades considerables (mayores a 800 m.) en donde se tienen potenciales reservas de taladros en vetas, se ha visto necesario diseñar pilares naturales de roca que aseguren la estabilidad de las zonas cercanas a la explotación de estos tajos, además que estas labores generalmente están en areniscas salificadas que combinadas con la profundidad de las zonas en explotación pueden presentar relajamientos que llevan a tener eventos de estallidos de rocas, para el diseño de estos pilares se usan programas como el Phases que nos permite ver las tensiones que se generan en las proximidades de las labores mineras adyacentes a los tajos de taladros largos, y el comportamiento que tienen estos en función a la secuencia de minado de los paneles.

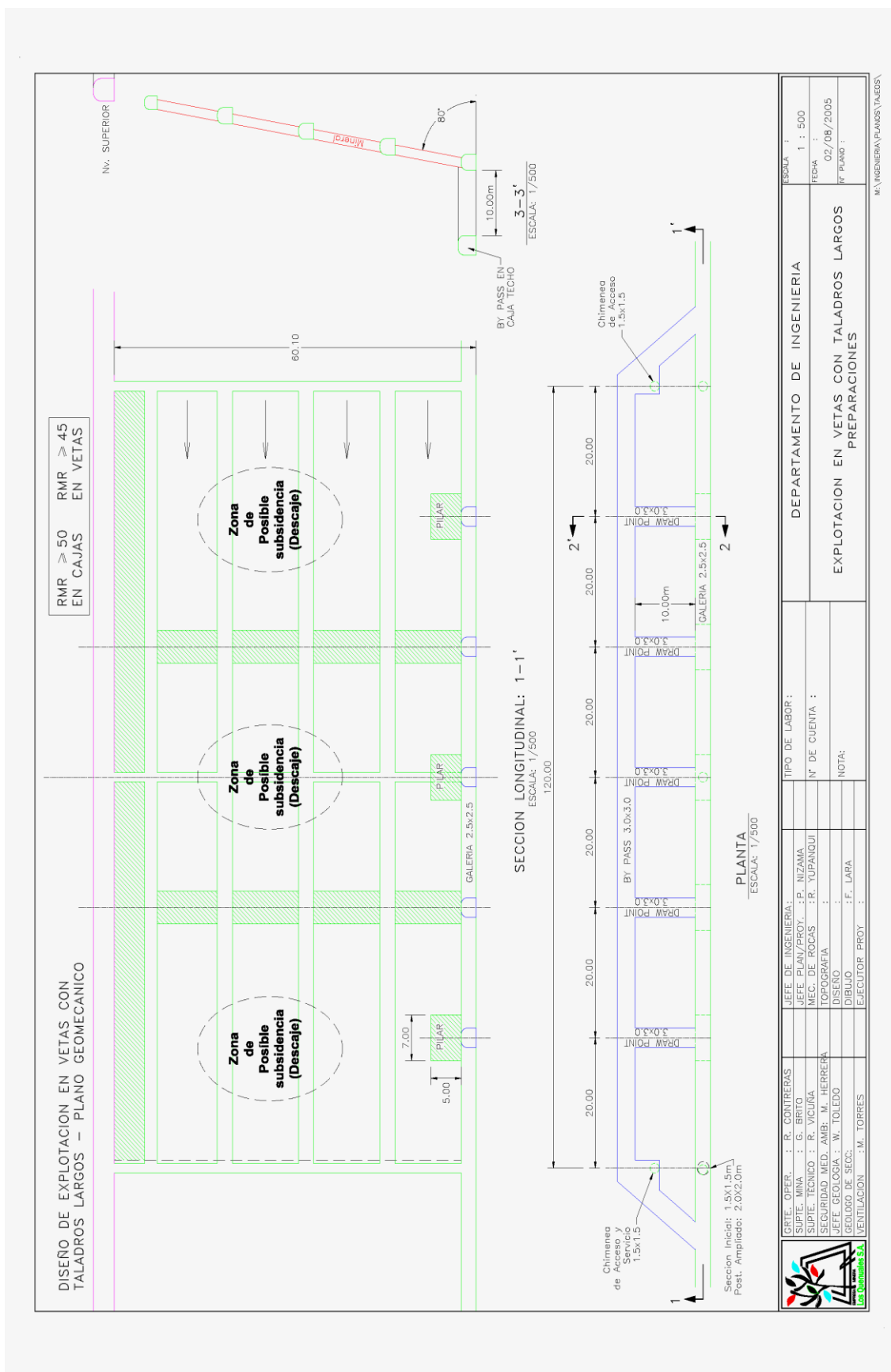


Figura 10. Plano de ubicación de pilares en tajos de Taladros Largos en Vetas

3.4 Diseño de Malla de perforación

El diseño de mallas de perforación esta en función del equipo de perforación, de la forma de la estructura mineralizada y del diseño de voladura que deseamos tener en nuestro tajo.

3.4.1 Descripción de Equipos de Perforación

En la Unidad Minera Yauliyacu tenemos los equipos de perforación Mini Raptor los cuales necesitan una sección 2.5 m. x 2.5 m. para perforar vetas de 77 como las que tenemos en la Unidad, estos equipos son autopropulsados para distancias cortas, para traslados de niveles y rampas debe ayudarse con un Scoop de 2.5 yardas, las dimensiones del equipo de perforación pueden apreciarse en la figura 7

Los principales características de este equipo se presentan en el cuadro 9; este equipo posee una corredera lateral de 1.25 m. de longitud con desplazamiento efectivo de 0.8 m. para taladros paralelos, posee la ventaja de poder girar la viga hasta 360⁰ lo cual permite la perforación negativa.


Este equipo cuenta con una perforadora COP 1238ME de Atlas Copco, las características de esta perforadora se presentan en el cuadro 10




Figura 11. Equipo de Perforación Mini Raptor Vista lateral



Figura 12. Equipo de Perforación Mini Raptor Vista Frontal



RAPTOR 22 Long Hole Para Secciones Pequeñas



Características:

- Jumbo Electro - Hidráulico.
- Diseño compacto, para secciones de 2.4 x 2.4 mts.
- Equipado con perforadora COP1238ME Atlas Copco
- Viga Long Hole modelo LH-1303, para barras MF de 3'
- Control de la perforación mediante Panel Control Remoto.
- Corredora Lateral, desplazamiento efectivo 0.90 mts. para taladros paralelos.
- Rotación de la Viga: 360°, mediante Rotary Actuator.
- Auto propulsado mediante electricidad.
- Diseñado para trabajar con un solo operador.

Capacidad de Perforación:

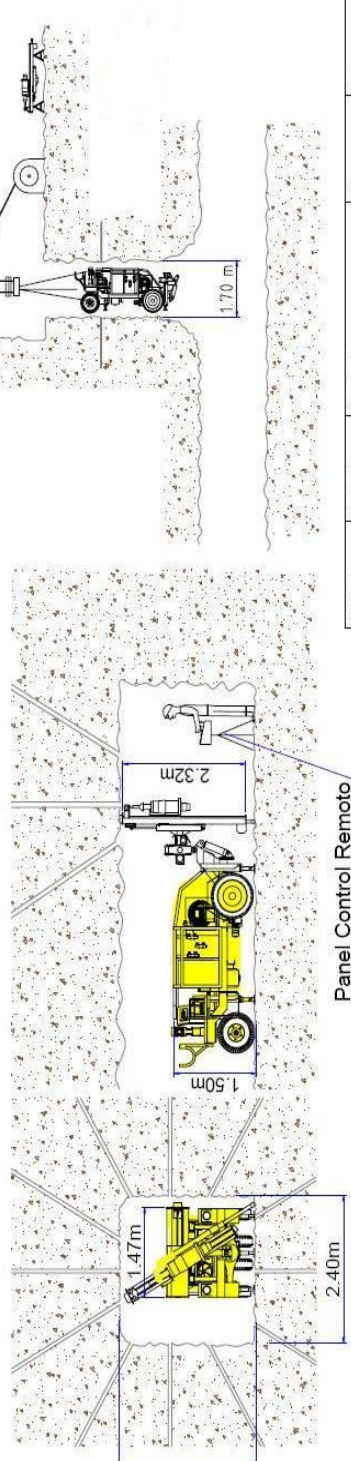
- Full 360°
- Longitud de perforación: hasta 35mts, diámetros 51 a 89 mm.
- Taladros paralelos hasta 0.95mts.
- Mínima altura de las secciones de perforación : 2.40mts.
- Máxima altura de las secciones de perforación : 4.40mts.

Aplicaciones:

- Sub Level Stopping.
- Sub Level Caving.
- VCR Shaft.
- Cable Bolting.

Ventajas :

- Especialmente diseñado para ser introducido - completo o en partes - a través de chimeneas para acceso a labores de minado "cautivas"
- Puede ser fácilmente ensamblado o desensamblado hasta en 5 partes.



Dibujado C.C.G.L.	Revisado Carlos García	Aprobado Ing. James Valenzuela	Filename PLF	Date 11.09.03	Scale 1 : 100
Owner RESEMINI			RAPTOR 22		
			Edition 01		Sheet A4 - 1/1

Figura 13. Dimensiones Equipo de Perforación Mini Raptor

3.4.2 Estándares de labores para el diseño de mallas de perforación

Es importante al momento de empezar a preparar nuestros niveles de perforación, llevar una sección que lleve la estructura mineralizada pegada ligeramente a la caja piso de la estructura, esto nos facilitara el posicionamiento del jumbo en el momento de la perforación, el área de control de calidad debe realizar seguimiento a como se este llevando la labor, de tener problemas en el posicionamiento del jumbo nos ocasionara desviación en los taladros y podríamos tener problemas graves de dilución e inestabilidad en las cajas encajonantes producto de la voladura; la secciones de los niveles de perforación deben ser 2.5 m. x 2.5 m.

En la Figura 14 se aprecia el corte de una sección con el jumbo estacionado.

.

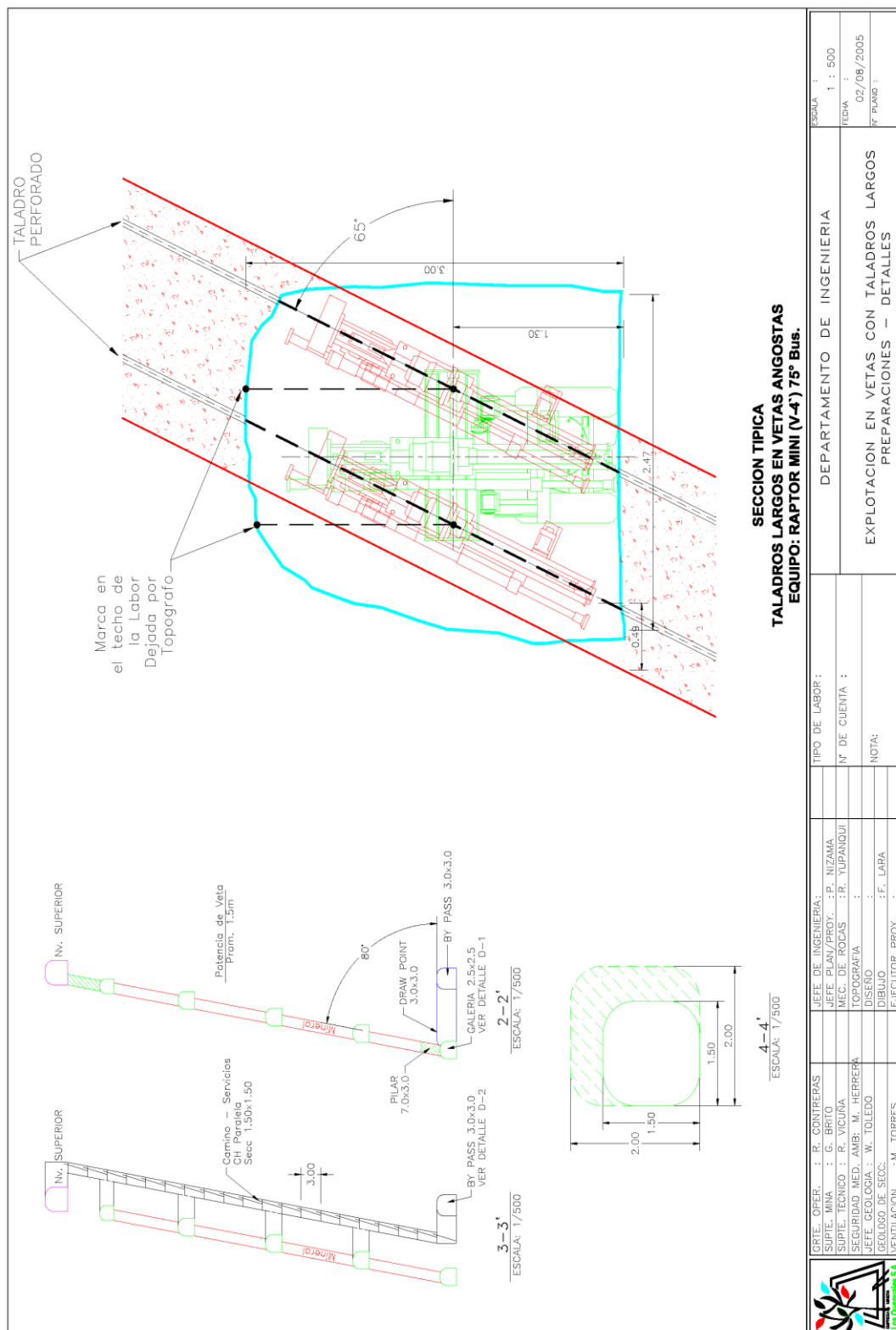


Figura 14. Sección Estándar para posicionamiento de Jumbo

3.4.3 Calculo del Burden método Langeford

Para el calculo de burden y espaciamento usamos la formula de Langeford, que considera la potencia relativa del explosivo, el grado de confinamiento de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento mediante la siguiente

formula

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))} \quad BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D \quad BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

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 Espaciamento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm ³)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

Este cálculo luego es ajustado a parámetros geomecánicos detectados en el terreno (fallas); en los tajos de taladros largos en vetas usamos un burden promedio de 1.20 m. y los diseños de los taladros son paralelos con un espaciamento de 1.5 m en promedio.

En el cuadro 11 se aprecia los cálculos de burden en función de la valorización del macizo rocoso (RMR)

Cuadro 11. Burden y Espaciamiento en función del RMR

RMR	Burden (m.)	Espaciamiento (m.)
56	1.33	1.66
57	1.33	1.66
58	1.32	1.65
59	1.32	1.65
60	1.32	1.65
61	1.32	1.64
62	1.31	1.64
63	1.31	1.64
64	1.31	1.64
65	1.31	1.63
66	1.30	1.63
67	1.30	1.63
68	1.30	1.62
69	1.30	1.62
70	1.29	1.62
71	1.29	1.61
72	1.29	1.61
73	1.29	1.61
74	1.28	1.60
75	1.28	1.60
76	1.28	1.60
77	1.28	1.59
78	1.27	1.59
79	1.27	1.59
80	1.27	1.59
81	1.27	1.58
82	1.26	1.58
83	1.26	1.58
84	1.26	1.57
85	1.26	1.57
86	1.25	1.57
87	1.25	1.56

Fuente: Informe Técnico de Voladura 2007 Unidad Yauliyacu

3.4.4 Malla de Perforación Taladros Largos en Vetas

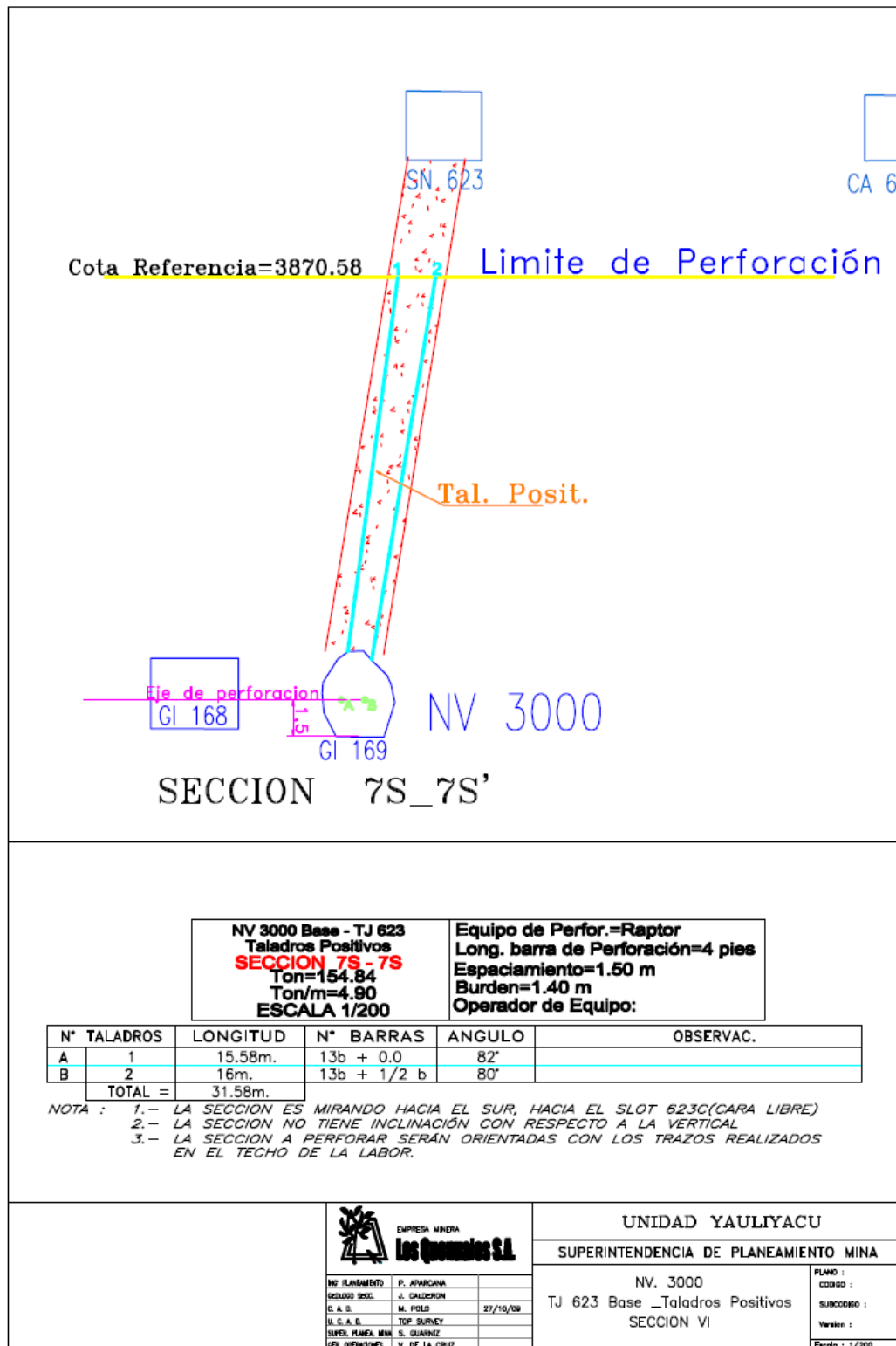


Figura 15. Sección Malla de Perforación Taladros Largos en Vetas

3.5. Diseño de Secuencia de Voladura

En función de las simulaciones de estabilidad en el minado de taladros largos en vetas, se llegó a la conclusión que la mejor secuencia de voladura es en retirada por paneles como se aprecia en la figura 10, esta secuencia nos permite mantener una buena estabilidad en los subniveles de voladura, manteniendo un techo seguro para el persona que efectuara las siguientes voladuras.

Como medida de seguridad debemos respetar los pilares diseñados; en el proceso de voladura debemos considerar en el diseño, el levantamiento de taladros, esto nos permitirá controlar la desviación de los taladros y el carguio de los taladros para no picar las cajas en estéril y no crear en las cajas inestabilidad y no contaminar el mineral con desmonte.

Como máximo se ha estandarizado disparar 3 secciones por disparo en cada panel, esto producto de que se ha notado la presencia de pilares de mineral en la parte superior de las coronas lo que dificulta las siguientes voladuras y aumenta el riesgo de que fallen los disparos.

Los datos de el carguio son recogido en hojas de control carga para el cálculo y la comparación con los datos del diseño; existe un área de voladura la cual realiza el seguimiento a los parámetros y efectúa el diseño de la voladura, esta área lleva un control de los factores de potencia y los resultados de la fragmentación para mejorar los modelos y las secuencias de disparo en los tajos de taladros largos.

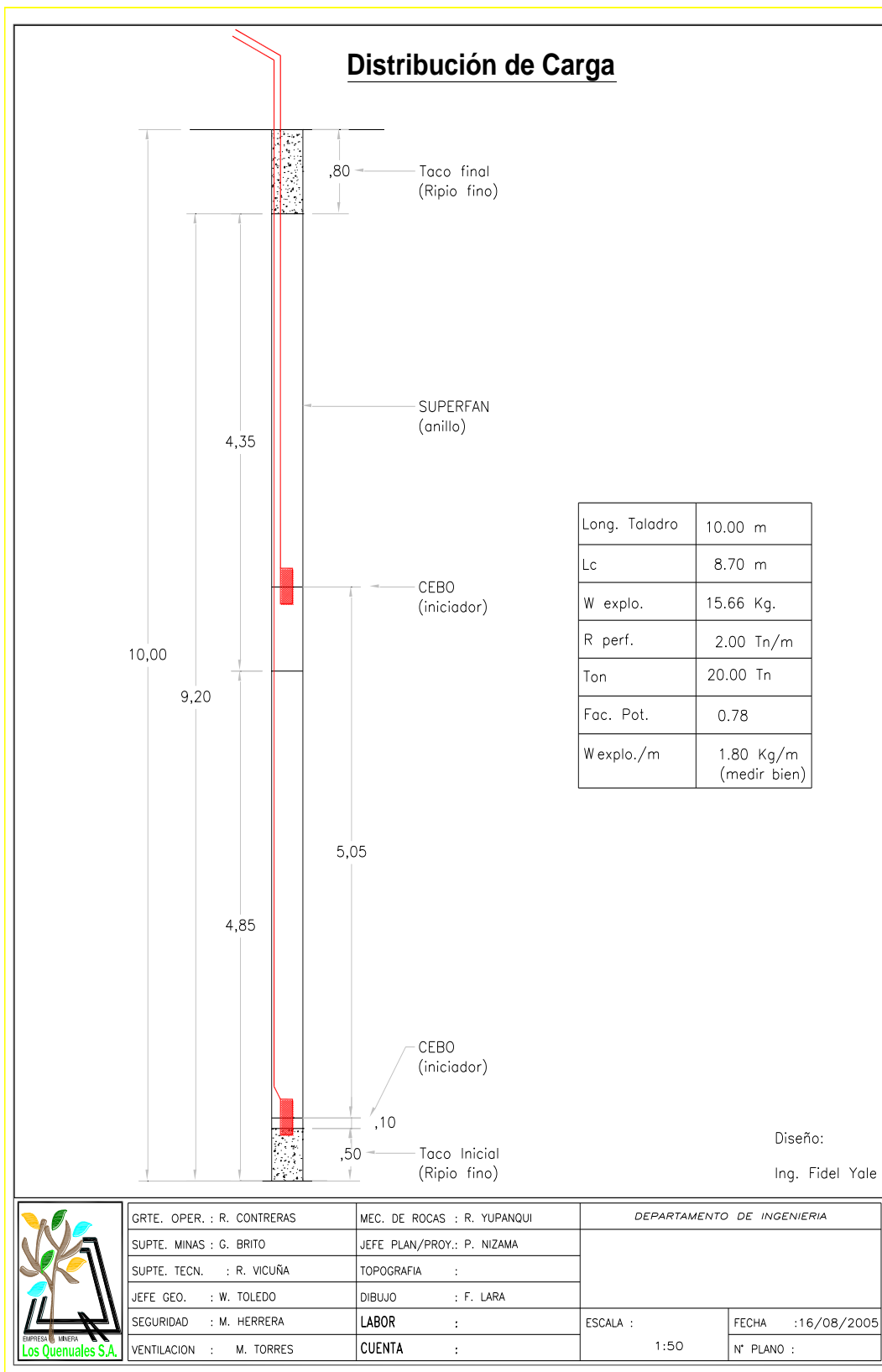


Figura 17. Plano de distribución de carga en Taladros Largos en Vetas

3.5.1 Predicción de la Fragmentación de la Roca

En la unidad minera Yauiliyacu se ha creado el área de voladura, con esto se han iniciado a realizar e implementar modelos de fragmentación de roca; este es un tema muy importante porque nos permitirá reducir costos de voladura secundaria y aumentara el rendimiento de los equipos de extracción al agilizar la limpieza de mineral al eliminar tiempos muertos de escoger bancos de grandes dimensiones que también pueden afectar la eficiencia mecánica de los equipos.

Para el caso se esta empezando a aplicar el método de distribución de partículas, esta distribución nos genera la siguiente curva que se muestra en la figura 17 donde el eje X es el porcentaje de roca pasante, Eje Y es el tamaño de roca pasante.

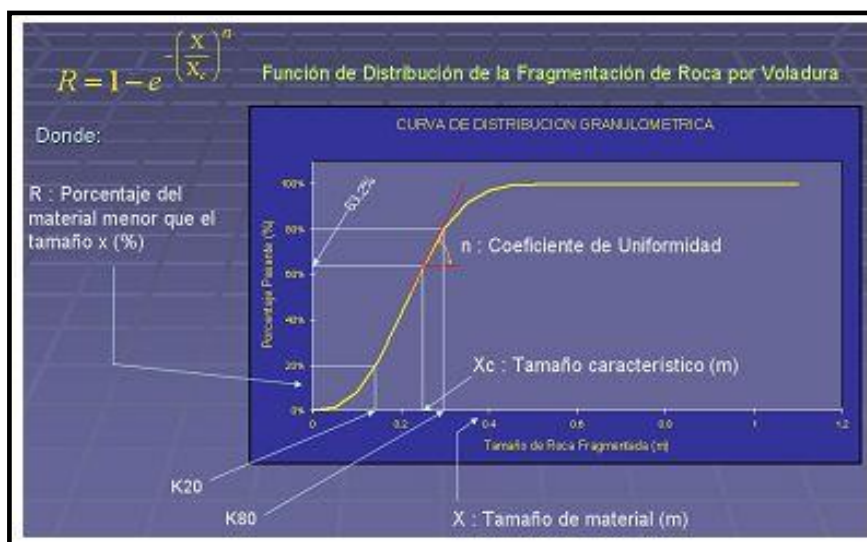


Figura 18. Grafica de Fragmentación de Mineral

Un buen ejemplo que puede explicar esta grafica es el frecuentemente usado modelo de Kuz Ram, que esta basado en ecuaciones empíricamente que predicen el tamaño de fragmento promedio para un factor de potencia, un factor de roca y parámetros de los explosivos (fuerza de peso relativo). Con el tamaño

característico de los fragmentos X_c y el índice de uniformidad n , derivado de otra ecuación empírica, puede ser graficada la curva de fragmentación. Experiencias muestran, que el modelo de Kuz Ram predice con buena aproximación la parte de los gruesos de la distribución de tamaños de la fragmentación.

El modelo de Kuz Ram permite la estimación de la distribución de tamaño de roca fragmentada por voladura, el modelo combina cinco ecuaciones de la manera descrita en la figura 18 permitiendo una variedad de combinaciones de características de macizos rocosos, geometrías de voladura, y de propiedades de los explosivos.

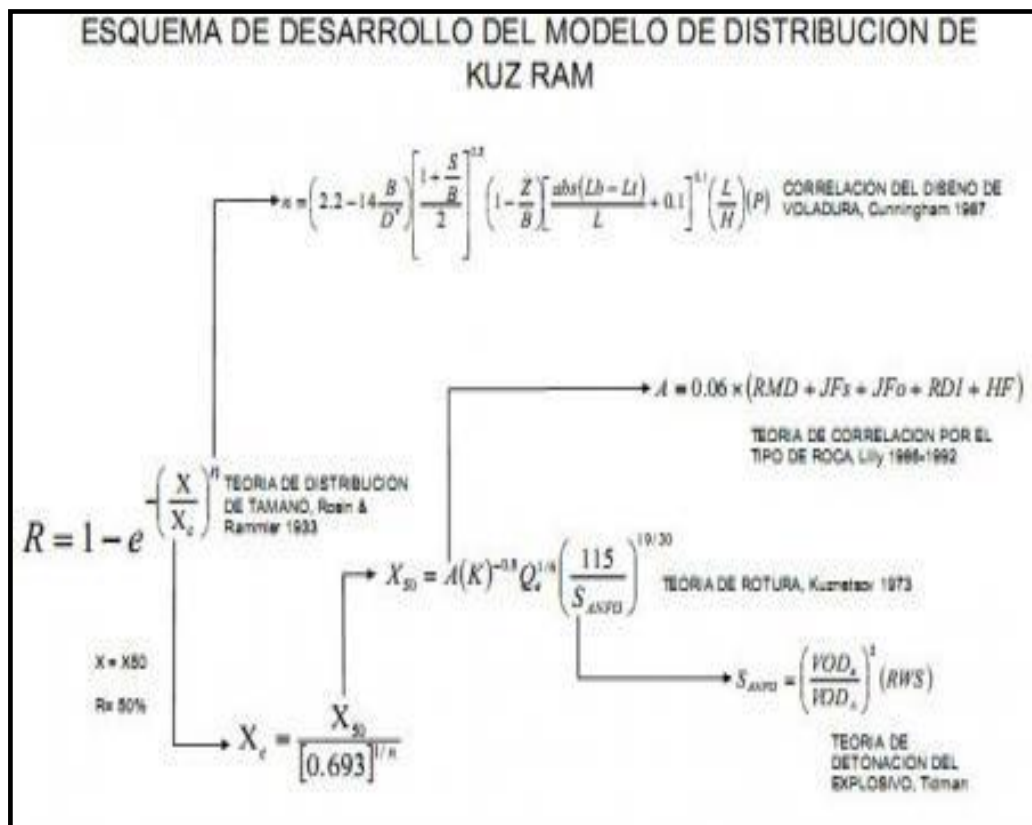


Figura 19. Esquema de Formulas de Kuz Ram

3.6 Extracción de Mineral

La extracción de mineral se realiza con scoop manipulados con telemandos los cuales permiten que el operador se encuentre en un techo seguro y no se exponga a los vacíos generados por la explotación de taladros largos

3.6.1 Descripción de Scoop a Telemandos

Los scoop con telemandos usan un sistema de control remoto llamado MUCKMASTER el cual provee un medio seguro y productivo para mover una gran cantidad de mineral; el sistema esta compuesto por una unidad de radio control remoto y una unidad de control en el vehículo.

Los componentes del sistema de control remoto son

- Unidad de vehículo
- Unida de control
- Interfase Hidráulica

3.6.2 Operación de Scoop a Telemando

Considerando que el campo visual del operador para ejecutar la limpieza a control es de 20 m. el eje de las ventanas de limpieza (draw point) deben estar distanciado 20 m. para que el operador no este expuesto a caída de rocas del tajo y la limpieza del mineral disparado sea optima; además el radio de señal de la unidad de control del telemando con la unidad del vehículo es de 25 m. en curvas y de 100 m. en zonas rectas

En la Figura 11 observamos el diseño de las labores para la correcta operación de equipos de telemandos en los tajos de taladros largos en vetas, es importante el radio de curvatura en las comunicaciones de las ventanas con el tajo para facilitar la maniobrabilidad del operador.

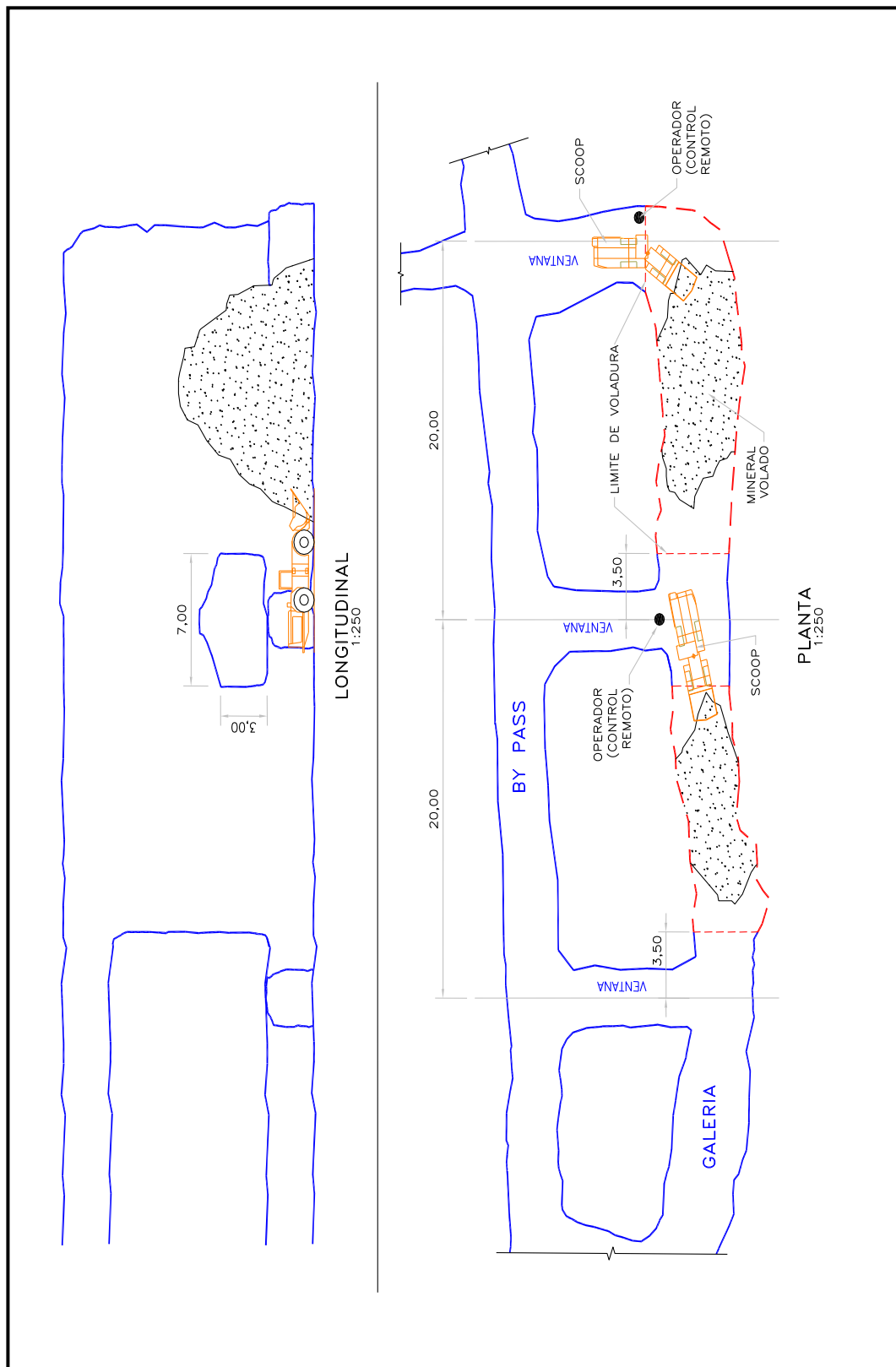


Figura 20. Plano de diseño de extracción en tajos de Taladros Largos en Vetas

3.6 Costo del método

Cuadro 12. Costo unitario del método taladros largos en vetas

COSTO DEL METODO DE EXPLOTACION SUB LEVEL STOPING IN VEINS				
LONGITUD	120	mts	Longitud de Barra.3 pies	
ANCHO	2	mts	Tiempo Perf/Barra	
ALTURA DE PERF	11	mts	Tiempo Perf/mt	
EFICIENCIA PERFORACION	90%		Velocidad de Perf Neta	
EFICIENCIA DISPARO	90%		Rendimiento	
P.E.	2.8	Tm/m3	Ton rotas/taladro	
TONELAJE/CORTE	7392	Tms	Tms/ml	
ALTURA DE BLOCK	60	mts		
TONELAJE DE BLOCK	32928	Tms		
KGS DE EXPLOSIVO	6207.6	Kgs		
FACTOR DE POTENCIA	0.84	Kgs/Tms		
MALLA DE PERFORACION: 2 : 1	0.60	1.00		
Nº DE TAL/SECC	1.5	Tal		
COSTO DE MINADO SUB LEVEL STOPING				
PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	9.61	m		
HORAS/GDIA	4	horas		
GDIA/DIA	3	Unid		
DIAS/MES	25	dias		
MALLA PERFO	0.6	m2		
No taladros/corte	333	Unid		
Metros perforados/corte	3667	m		
horas de perf	382	hrs	29.39	11,214
Dias de perf	31.80	dias		
Dias de perf		dias		
Subtotal			US\$/ml	3.1
Subtotal			US\$/Tm	1.52
Mano de Obra				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.52
ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter R32	1630	m	130	0.08
Barra 3 pies R32	1360	m	118	0.09
Broca 51 mm Retractil	4480	m	118	0.03
Subtotal			US\$/ml	0.19
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.10
Costo de Perforación			US\$/Tm	1.61
VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor de 1 1/2x8		370	0.36	133.33
Anfo Superfam (1.5 Kg/m)	1.5	6111.1	0.51	3116.67
Fanel de 17 mts		370	0.5	185.2
Carmex 9 pies		44	0.6	26.7
Pentacord 3P		222	0.5	111.1
Sub-total 1				3573.0
				3765.8
Subtotal				0.51
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.51
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	249.07	29888.64
SUBNIVEL 2 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	249.07	29888.64
SUBNIVEL 3 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	249.07	29888.64
DRAW POINT	35	m	280.85	9829.68
VENTANAS 3 m. X 3 m.	70	m	227.04	15892.8
CHIMENEAS DE SERVICIO (2) 1.5 X 1.5	120	m	187.68	22521.6
SUB TOTAL				137910
Costo /tonelada	585		US\$/Tm	4.19
PLANILLA			US\$/Tm	3.49
MATERIALES			US\$/Tm	1.72
ENERGIA			US\$/Tm	1.59
COSTO MINA			US\$/Tm	14.63
PLANTA			US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS			US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)			US\$/Tm	
TOTAL			US\$/Tm	23.88
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)			US\$/Tm	3.78
COSTO TOTAL			US\$/Tm	27.66
INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3m x 3m	m	0	423.44	0.0
Galeria de Reconocimiento 2.5m. x 2.5m.	m	120	290.58	34870.1
Chimeneas de reconocimiento (4) 1.5 X 1.5	m	240	218.96	52550.4
By Pass de 3m. X 3m.	m	140	264.88	37083.2
Total Inversion \$				124503.7
Costo unitario de inversion \$/Ton				3.78

Fuente: Reporte de Costos de minado

CAPITULO IV
APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS
EN VETAS EN EL TAJO 606

4.1 Datos Generales.

El tajo 606 se encuentra ubicado en el Nv. 3600 pertenece a la veta C, tiene como reserva probadas 34410 Toneladas, tiene las siguientes dimensiones:

Longitud: 60 metros.

Altura: 65 metros

Ancho de Veta promedio: 2.20 m.

Esta Compuesto por los siguientes bloques de reserva:

Cuadro 13 Reservas tajo 606

Block	Ancho de Veta (m.)	Tonelaje (Tn.)	% Zn	% Pb	% Cu	Oz./Tn. Ag	Valor de Mineral (\$)
271	2.15	6513	3.15	0.85	0.22	2.16	61.16
272	2.28	6756	3.17	0.75	0.25	2.27	61.92
273	2.28	6756	3.09	0.95	0.26	2.23	63.12
274	2.33	7150	3.11	0.98	0.25	2.42	65.35
275	2.35	7235	3.14	0.96	0.25	2.45	65.70
Total		34410	3.13	0.90	0.25	2.31	63.52

Fuente: Libro de Reservas 2006 Unidad Minera Yauliyacu

4.2 Labores de Preparación

En el Tajo 606 Se prepararon una Galería base de 2.5 m. x 2.5 m. y 4 subniveles Intermedios de 2.5 m. x 2.5 m. limitados a por dos chimeneas, la chimenea del lado sur servirá de cara libre en el momento de realizar la voladura como se puede ver en la figura 15

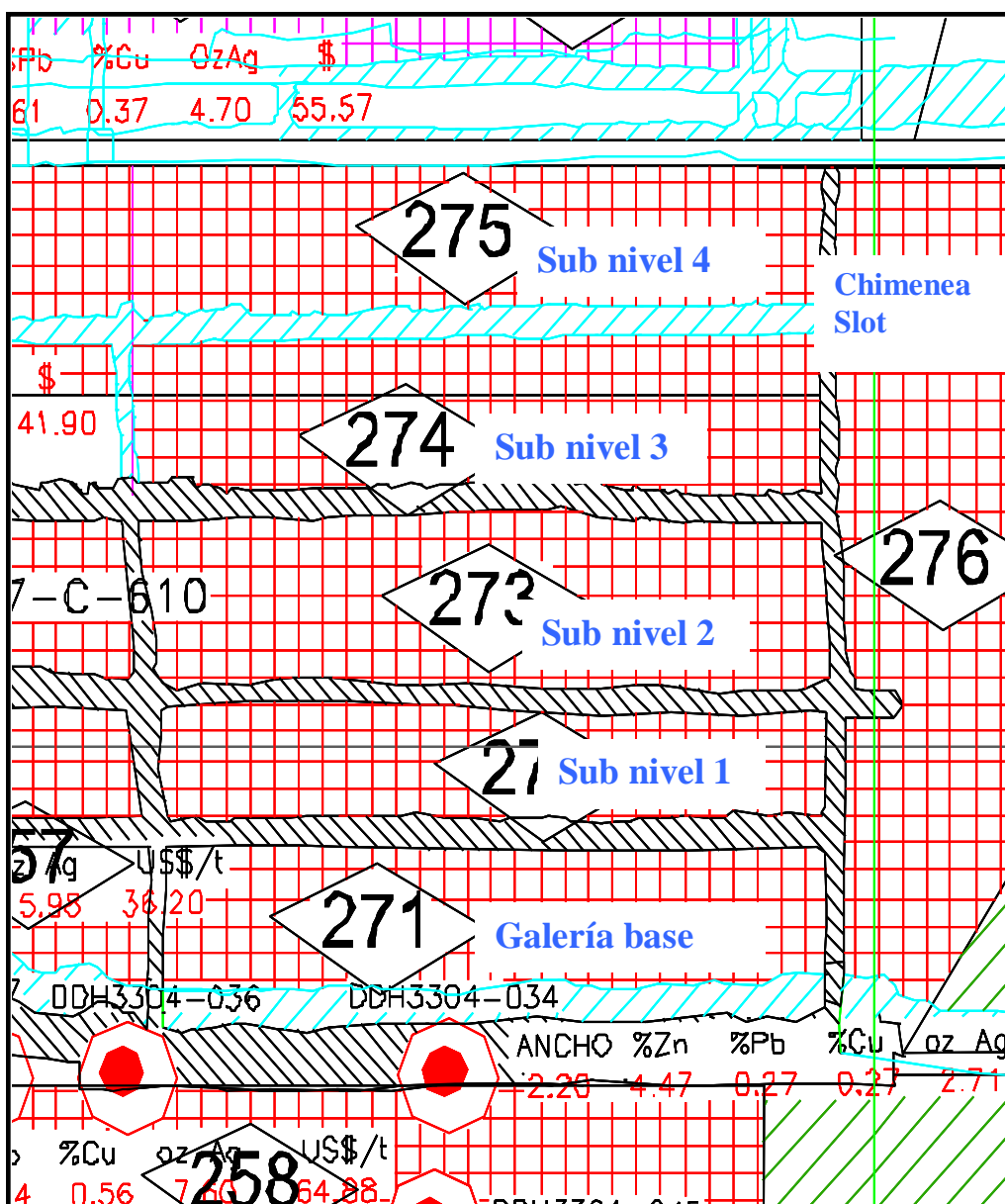


Figura 22. Plano de Labores de Preparación del tajo 606

4.2.1 Cálculo del costo de labores de preparación

En este cálculo debemos considerar dos puntos, los costos producidos por el avance de la labor (galerías, ventanas, chimeneas, etc.) y los costos adicionales ocasionados por el avance de estas labores (sostenimiento, instalación de servicios, etc.) hemos desglosado estos dos costos en los cuadros 13 y 14

Cuadro 14 Costo de labores de preparación del tajo 606
Costo de labores de Preparación Tj-606

Labor	Longitud (m)	Sección	Costo Unitario (US\$/m.)	Costo Unitario (US\$)	Observaciones
Gl 606	66.65	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	17,066.14	Galería base
Sn 606 -I	66.85	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	17,117.36	Subnivel de perforación
Sn 606 -II	67.86	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	17,375.97	Subnivel de perforación
Sn 606 -III	66.86	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	17,119.92	Subnivel de perforación
Sn 606 -IV	67.5	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	17,283.79	Subnivel de perforación
Ch 606 I	70.25	1.5 m. x 1.5 m.	186.58	13,107.25	Chimenea Cara libre
Ch 606 II	71.2	1.5 m. x 1.5 m.	186.58	13,284.50	Chimenea Gemela
Ch 606 N	72.6	1.5 m. x 1.5 m.	186.58	13,545.71	Chimenea Lado Norte
Vn. 606-I	11.25	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	2,880.63	Ventana de Extracción de mineral
Vn. 606-II	11.75	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	3,008.66	Ventana de Extracción de mineral
Vn. 606-III	1095	2.5 m. x 2.5 m.	256.06	280,381.52	Ventana de Extracción de mineral
Bp. 607	66.35	3.0 m. x 3.0 m.	270.09	17,920.66	By Pass de Extracción de mineral
Total:				430,092.11	

Fuente: Archivos de liquidación de Contratistas

Cuadro 15 Costo de labores de preparación del tajo 606
Trabajos Adicionales Tajo 606

Trabajo Realizado	Labor	Costo Unitario (US\$/m.)	Medición	Costo Total (US\$)
TA-Instalación de Tubería Polietileno 2"	Tj 606	0.96	200.000	192
SO-Malla+Pno Helic. 1.2x1.2(Inc.mat)	Tj 606	20.56	335.000	6887.6
Colocación de Split set 5`. Mat.)	Tj 606	12.63	425.000	5367.75
VE-Instalación de Mangas de Ventilación	Tj 606	0.70	60.000	42
SO-Malla y Split Set 1.x 1.(Inc.mat)	Tj 606	23.38	1,258.000	29412.04
TA-Desquinche (Jackleg+Scoop Cta)	Tj 606	13.91	125.000	1738.75
TA-Perforación Taladros para Cáncamos 3'	Tj 606	1.24	55.000	68.2
Total				43708.34

Fuente: Archivos de liquidación de Contratistas

De estos datos tenemos:

Costo Unitario de Preparación del Tajo 606: $\frac{(430,092.11 \$ + 43708.34 \$)}{34410 \text{ Tn.}}$

Costo Unitario de Preparación del Tajo 606: 13.76 \$/Tn.

4.3 Perforación

La perforación en el tajo 606 se realizó con el Jumbo Mini Raptor 1, este equipo es autopropulsado en distancias cortas, y se llegaron a tener los siguientes eficiencias metros perforados entre los meses de enero a julio

Cuadro 16 metros perforados Mini Raptor 1

METROS PERFORADOS MINI RAPTOR 2 EMQSA 2006

EQUIPO	2006								PROM 06
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	TOTAL	
Raptor Mini 2	3,588	3,550	3,876	3,564	1,468	1,615	1,799	19,460	2,780
Total	3,588	3,550	3,876	3,564	1,468	1,615	1,799	19,460	2,780

Fuente: Reporte de Perforación 2006

Para el cálculo de horas perforadas y metraje perforado los reportes son ingresados a un programa llamado SICEM el cual nos da información en tiempo real de los reportes de metros perforados de los equipos de perforación de la unidad.

Los ratios de perforación calculados para el Mini Raptor en el tajo 606 son los siguientes:

- **VELOCIDAD DE PENETRACION = LONGITUD PERFORADA TOTAL (m) / TIEMPO DE PERFORACION NETA (minutos)**
- V.Penet. = 0.49 m/min.

- **VELOCIDAD DE PERFORACION = LONGITUD PERFORADA TOTAL (m) / TIEMPO DE PERFORACION TOTAL (minutos)**

- V. Perf.= 0.26 m / min.

4.3.1 Calculo del costo de perforación

Para este cálculo hemos considerado los datos históricos de herramientas e insumos utilizados por el Mini Raptor 1 en la perforación del tajo 606 de los meses de enero a julio, no se incluye los gastos de mantenimiento de los jumbos (mano de obra mecánica, repuestos, etc.) por norma de la empresa, estos gastos son cargados a una cuenta única y son distribuidos en forma general a costo operativo total de la mina.

En el cuadro 17 podemos apreciar el cálculo del costo de perforación.

Cuadro 17 Cuadro de Costo de Perforación Mini Raptor 2

COSTO DE PERFORACIÓN DEL JUMBO MINI RAPTOR 2 (ENERO - JULIO)

ITEM	Consumo	Precio Unitario (US\$)	Valor Total (US\$)	Metros Perforados (m.)	Costo US\$/Metro
Broca T-38	40.00	90.00	3600.00	19460.00	00.18
Barras T-38	55.00	125.00	6875.00	19460.00	00.35
Shank	06.00	130.00	780.00	19460.00	00.04
Copa de afilado 10 mm.	07.00	58.90	222.64	19460.00	00.01
Copa de afilado 11 mm.	07.00	75.00	283.50	19460.00	00.01
Copa de afilado 12 mm.	07.00	79.80	301.64	19460.00	00.02
Costo Total			12062.79		00.58

PERSONAL	Jornal (US\$)	Tareas/mes	Valor Total (US\$)	Metros Perforados (m.)	Costo US\$/Metro
Operador	42.85	30.00	8998.50	5720.60	01.57
Costo Personal					01.57

COSTO TOTAL (ACEROS + PERSONAL)

02.15

4.4 Voladura

El proceso de voladura se realiza con accesorios y con explosivos de la empresa EXSA; los disparadores son capacitados con cursos técnicos de voladura, es importante tener los levantamientos de los taladros perforados para poder realizar el diseño de voladura, como estándar en la unidad Yauliyacu, no se dispara más de 3 secciones a la vez, a continuación se muestra en la figura 16 una comparación de las mejoras de carguío de taladros entre el modo anterior y el actual, esto nos permite mejorar la voladura al reducir el riesgo de disparos cortados y reducir el factor de potencia al disminuir la cantidad de explosivo utilizado, a continuación se mencionan algunas recomendaciones para la voladura:

- La secuencia de la voladura debe realizarse en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los niveles de perforación, esto va dar estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajaran como enormes pilares, usualmente los disparos son de 3 taladros por round.
- No debe trabajarse bajo ninguna circunstancia sin el plano de levantamiento topográfico de los taladros y sin la hoja de carga autorizada por el Jefe de Sección, en el que el disparador registra la cantidad del explosivo utilizado y resultados del disparo.
- Tomar en consideración las discontinuidades, planos, fallas, zonas de fracturas especialmente si son paralelas a la caja de ser muy fuertes es preferible que deba quedar ese parte como pilar.

- La distribución de carga especialmente la altura de los tacos luego de una constante observación debe estandarizarse.

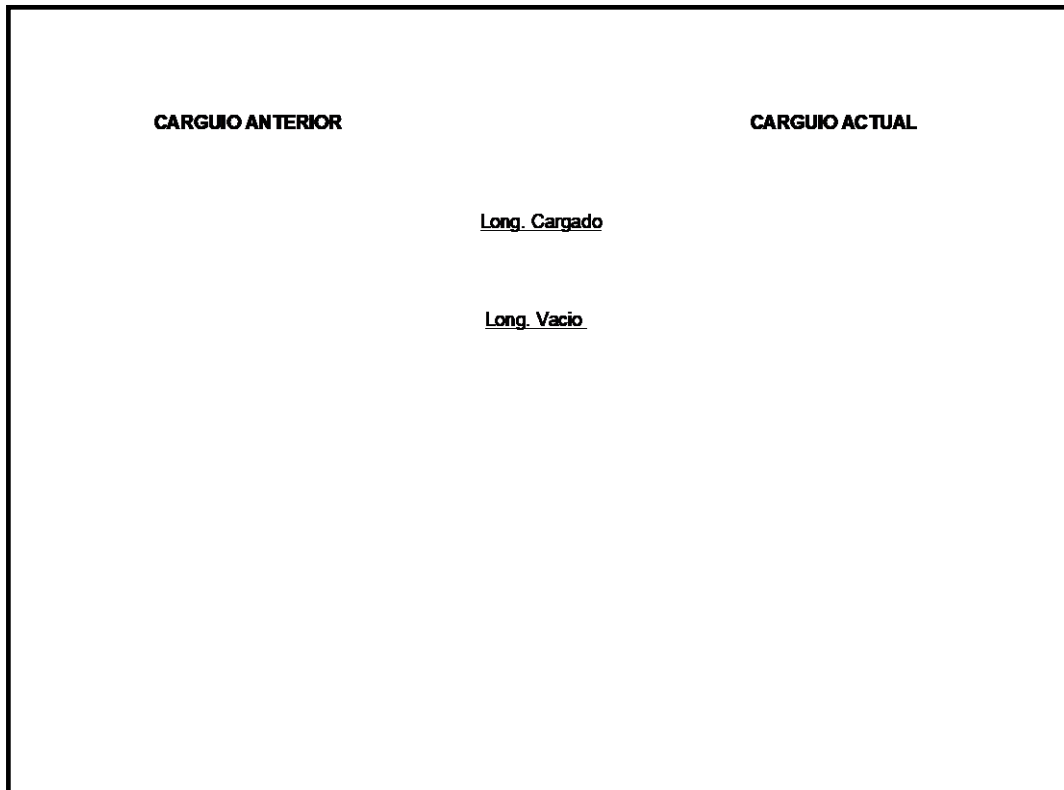


Figura 23. Esquema de distribución de explosivo en el tajo 606

4.4.1 Costo de Voladura

Para el cálculo de costo de voladura usamos el programa SAP que nos permite tener reportes y consumos de explosivos en tiempo real, para los cálculos el cuadro 15 nos permite observar el cálculo de costo de voladura del tajo 606 y de otros tajos.

Cuadro 18 Cuadro de Costo de Voladura Tajo 606

Factores de potencia y Costos de Voladura

Mes	Tonelaje		EXPLOSIVOS E-1 1/2" ANFO X 8"	ACCESORIOS	CORDON DETONANTE 3P	VOLUMEN			CUMPLIMIENTO			COSTO \$/Ton
	Programado. (Th)	Eje cutado. (Th)				EXPLOSIVOS m3	EXPLOSIVOS kgs	POTENCIA kg/Th	CARGA kg/m3	FACTOR	FACTOR	
Enero	4000	6,546.46	3000	754	660	2338.0214	3196.0	0.49	1.37	1.64	0.38	
Febrero	3000	10,500.00	7300	1504	1370	3750	7691.04	0.73248	2.050944	1.3125	0.48	
Marzo	2000	2,314.22	960	202	200	836.50714	1012.52	0.4375211	1.225059	1.15711	0.31	

Fuente: Reporte de Operaciones 2006

4.5 Dilución

En la unidad de Yauliyacu se ha podido observar una fuerte dilución en la rotura de mineral en el método de minado de taladros largos en vetas, en el campo se pudo observar que la malla realizada en las labores no era la adecuada ya que generalmente un taladro en cada fila quedaba fuera de los contactos económicos de la veta, además de que se encontraban taladros que llegaban a zonas de desmonte; estos errores de la perforación se deben a las siguientes causas:

- Error en el posicionamiento del equipo en el punto de perforación, en la figura 24 se aprecia la forma de ubicación de los puntos de la malla de perforación.
- Error del operador en la ubicación de la viga para ubicar el ángulo de perforación
- Imperfecciones en las secciones no detectadas en el momento del diseño
- Fallas en el sistema de fijación del equipo (stinger, gatas hidráulicas)
- Clinómetros en mal estado.
- Pisos de perforación desnivelados.
- Condiciones geológicas (fallas, abras que desvían la dirección)
- Cambio de dureza en el terreno.

Para minimizar los efectos de la desviación de los taladros debemos de levantar los taladros una vez perforada la malla, para evaluar la dirección y profundidad principalmente de los taladros de las cajas para corregir o eliminar si fueran necesarios los taladros desviados o mal perforados.

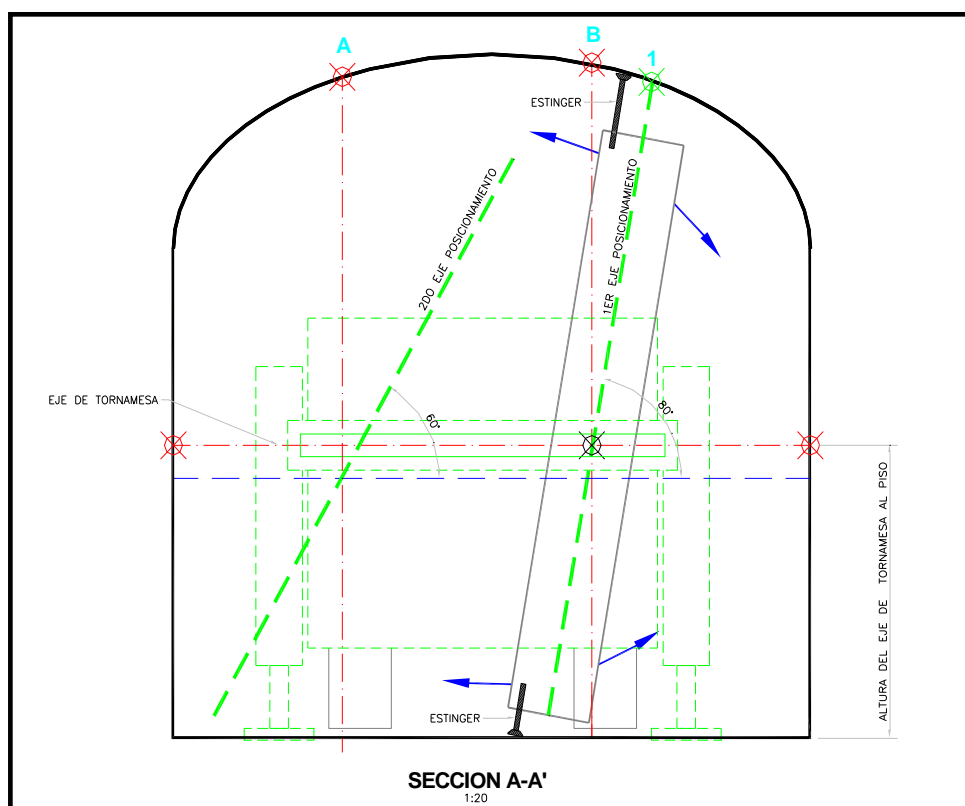


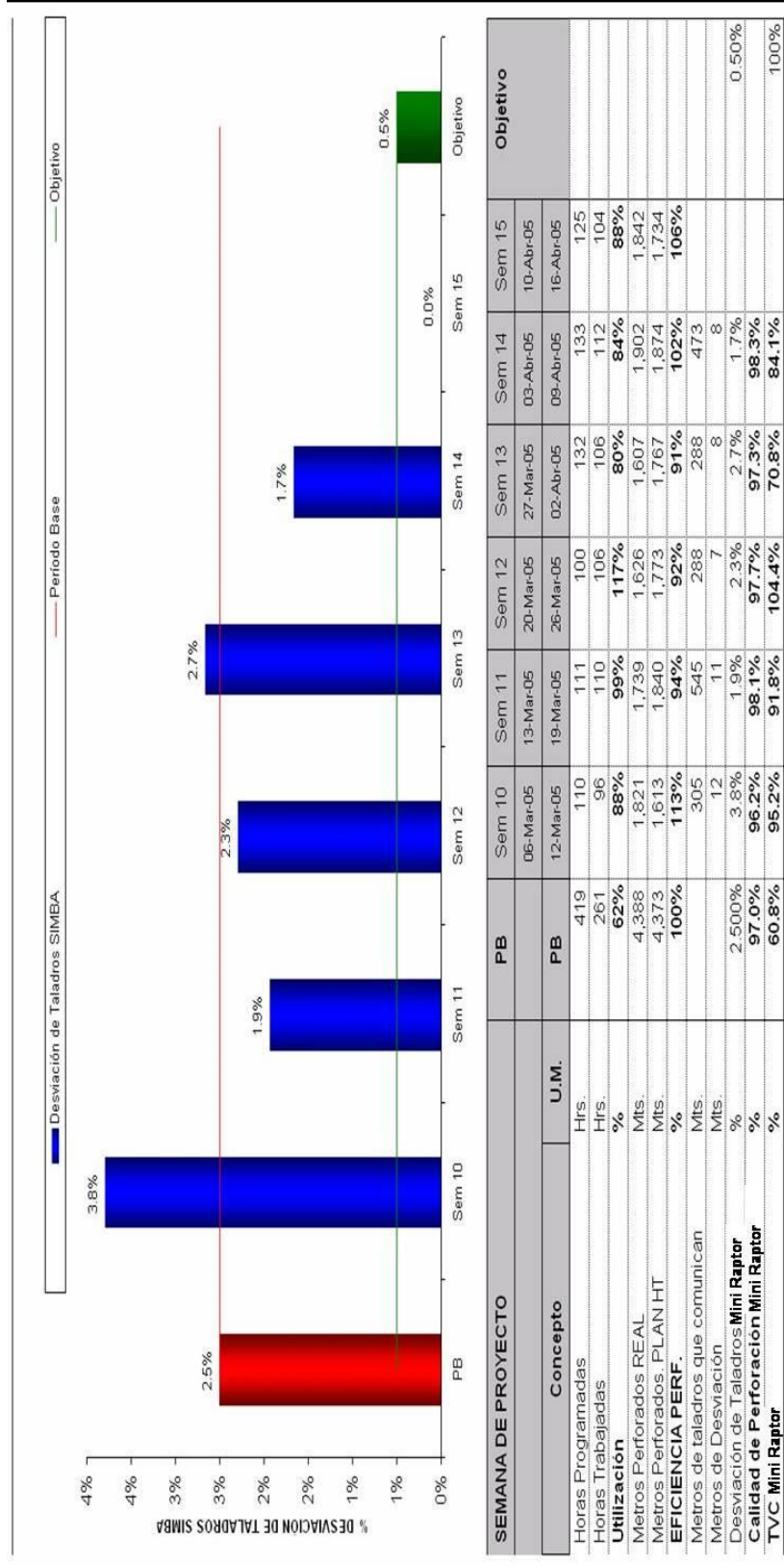
Figura 24 Esquema de ubicación de puntos de perforación

En la unida Minera Yauliyacu se cuenta con un equipo de levantamiento tridimensional de tajos, llamado Optech, el cual nos brinda un error de 2 % en el levatamiento de las cavidades dejadas por el minado de taladros largos, esta es una buena herramienta para tener datos reales de la dilución en los tajos;

El rango permisible de dilución en taladros largos en vetas se esta tomando como estándar entre 12% y 15 %.

Podemos apreciar un análisis de la desviación de taladros en el Equipo de Perforación Mini Raptor en el cuadro 16, como objetivo se ha propuesto que la desviación no exceda el 0.5 %, obteniéndose para este equipo una desviación de 2.5 %.

Cuadro 19 Cuadro de desviación de Taladros Equipo Mini Raptor



SEMANA DE PROYECTO		PB		Sem 10	Sem 11	Sem 12	Sem 13	Sem 14	Sem 15	Objetivo
Concepto	U.M.									
Horas Programadas	Hrs.	419		110	111	100	132	133	125	
Horas Trabajadas	Hrs.	261		96	110	106	106	112	104	
Utilización	%	62%		88%	99%	117%	80%	84%	88%	
Metros Perforados REAL	Mts.	4,388		1,821	1,739	1,626	1,607	1,902	1,842	
Metros Perforados PLAN HT	Mts.	4,373		1,613	1,840	1,773	1,767	1,874	1,734	
EFICIENCIA PERF.	%	100%		113%	94%	92%	91%	102%	106%	
Metros de taladros que comunican	Mts.			305	545	288	288	473		
Metros de Desviación	Mts.			12	11	7	8	8		
Desviación de Taladros Mini Raptor	%	2,500%		3,8%	1,9%	2,3%	2,7%	1,7%		0,50%
Calidad de Perforación Mini Raptor	%	97,0%		96,2%	98,1%	97,7%	97,3%	98,3%		
TVC Mini Raptor	%	60,8%		95,2%	91,8%	104,4%	70,8%	84,1%		100%

Fuente: Reporte de Operaciones 2006

CAPITULO V

CONCLUSIONES

- El método de Taladros largos en vetas es un método más seguro que los métodos de corte y relleno en realce y el shirincage, por tener menor tiempo de exposición del personal a las labores mineras, al trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajos convencionales, los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer a los vacíos al operador.
- El método de Taladros Largos en vetas demora un tiempo considerablemente superior en la etapa de preparación en comparación con la preparación del método de corte y relleno en realce y con el método shirinkage.
- Se logra un ahorro de aproximadamente de 12.31 dólares por tonelada aplicando el método de taladros largos en vetas en comparación con el método de corte y relleno en vetas y un ahorro de 13.03 dólares por toneladas si lo comparamos con el método shirinkage.
- La principal dificultad en la aplicación del método de taladros largos en vetas es la regularidad de la estructura mineralizada, de presentar sinuosidad

podríamos tener problemas de dilución en los tajos lo cual nos provocaría problemas en las leyes de mineral.

- Se debe de de realizar un levantamiento de taladros al detalle antes de realizar la voladura para poder controlar la estabilidad de las cajas y controlar el factor de potencia de la voladura.
- Los levantamientos de las labores que servirán de base de perforación deben ser al detalle, para tomar en cuenta las imperfecciones que se pueden afectar en el posicionamiento del taladro; como los anchos de minado son angostos es importante reducir los niveles de desviación de taladros que generan sobrerotura en las cajas de la estructura mineralizada ocasionando problemas de dilución y estabilidad en las cajas.
- Si bien este método nos permite tener mineral en sus fases de preparación y luego en la explotación, no se puede ignorar que si no realizamos una buena evaluación de los parámetros de aplicación, en la implementación podemos tener problemas de estabilidad y de dilución si no tenemos estructuras definidas en su forma, en base a estas evaluaciones en algunas ocasiones aun es necesario explotar estas zonas con los métodos convencionales tradicionales

CAPITULO VI

GLOSARIO

- Tajo** : Es una unidad de producción de donde se extrae el mineral; debe contar con sus labores de servicio y de acceso.
- Veta** : Estructura mineralizada que para consideraciones de la Unidad Yauliyacu no debe exceder los 2.5 metros de potencia
- Cuerpo** : Estructura mineralizada con potencia mayor de 2.5 metros
- Buzamiento** : Angulo de Inclinación de estructuras geológicas
- Dilución** : Porcentaje de sobrerotura con respecto al diseño original que se tiene en la explotación de un tajo.
- Ley de Mineral:** Porcentaje del elemento económico explotado que existe en una determinada masa del mineral.
- Chimenea** : Labor vertical que sirve de servicios auxiliares para una determinada zona o como preparación de un tajo
- By pass** : Labor horizontal paralela a la veta que sirve como labor de transito equipos y de extracción de mineral.
- Costo Unitario:** Valor de dinero que se necesita gastar en una determinada actividad para extraer una tonelada de mineral

CAPITULO VII

BIBLIOGRAFIA

Empresa Minera los Quenuales S.A, Plan Estratégico 2009

Empresa Minera los Quenuales S.A, Reporte Anual de Producción 2006

Empresa Minera los Quenuales S.A, Estándares y Pets 2009

Exsa. S.A., Manual Práctico de Voladura 2006

Lopez Jimeno C., Manual de Perforación y Voladura de Rocas 2002

Ames Lara V., "Teoría de Voladura de Rocas" – 2000

Persson, H. Lee, "Explosives and Blasting Procedures Manual" U.S.

department of th Interior, Bureau of Mines USA. – 1982

CAPITULO VIII

ANEXOS

Este capitulo mostrar información y material de ayuda que fueron necesarios para poder desarrollar el presente informe

ANEXO 1
MAPEO GEOMECANICO TAJO 606

EMPRESA MINERA YAULIYACU S.A.
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
MECANICA DE ROCAS

Lugar : **SECCION I**
Labor : **Nv. 3600 - Tj 606**

Por : **ING. ALDO TORRES E.**
Fecha : **30/10/2003**

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

PARAMETROS	RANGO DE VALORES										VALORACION		
	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	ESPACIAMIENTO (m)	VALOR ESTIMADO	VALORACION
R. COMPRESION UNIAxIAL (Mpa)	X					X							12
RQD %						X							13
CONDICION DE JUNTAS						X							10
PERSISTENCIA													0
APERTURA	X												6
RUGOSIDAD						X							5
RELLENO	X												6
INTEMPERIZA.						X							5
AGUJA SUBTERRANEA													4
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =													
CLASE DE MACIZO ROCOSO													
RMR	100 - 61		60 - 41		40 - 0								
DESCRIPCION	I - BUENA		II - REGULAR		III - MALA								
Marque una "X"	(X)	()	()	()	()	()							
61													

ANEXO 3
RESUMEN DE METROS PERFORADOS ENERO 2006

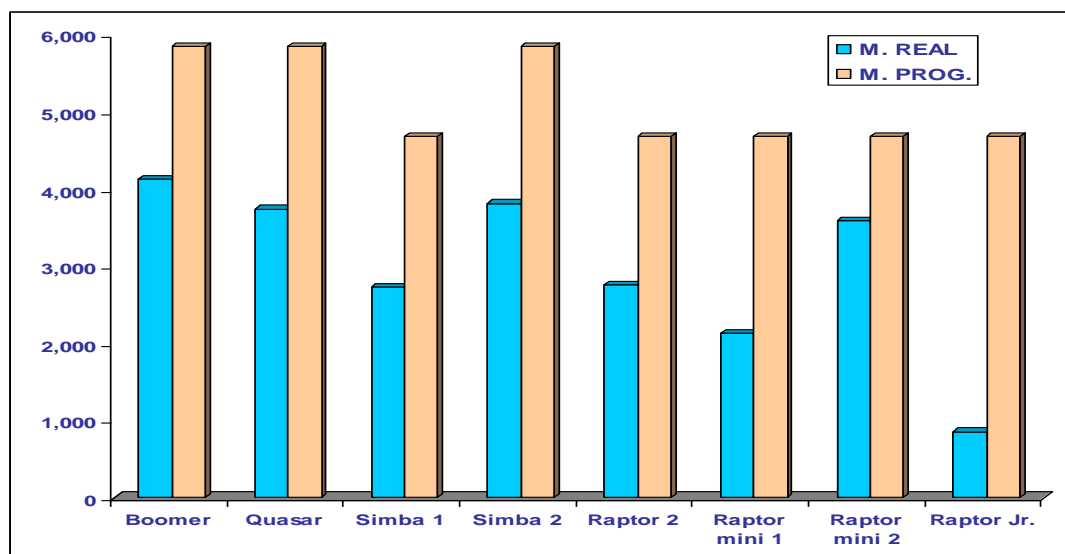
PERFORACION DE JUMBOS - ENERO 2006

RESUMEN x SECCION

SECCION	EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
I	Boomer	1,871	1,800	104%
II	Quasar	3,744	5,850	64%
	Boomer	2,261	4,050	56%
IV	Simba 1	1,874	3,420	55%
	Raptor 2	2,756	4,680	59%
V	Simba 2	3,819	5,850	65%
	Raptor mini 1	2,132	4,680	46%
	Raptor mini 2	3,588	4,680	77%
VI	Raptor Jr.	857	4,680	18%
	Simba 1	851	1,260	68%
TOTAL JUMBOS		23,754	40,950	58%

RESUMEN x EQUIPO

EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
Boomer	4,131	5,850	71%
Quasar	3,744	5,850	64%
Simba 1	2,726	4,680	58%
Simba 2	3,819	5,850	65%
Raptor 2	2,756	4,680	59%
Raptor mini 1	2,132	4,680	46%
Raptor mini 2	3,588	4,680	77%
Raptor Jr.	857	4,680	18%
TOTAL	23,754	40,950	58%



ANEXO 4
RESUMEN DE METROS PERFORADOS FEBRERO 2006

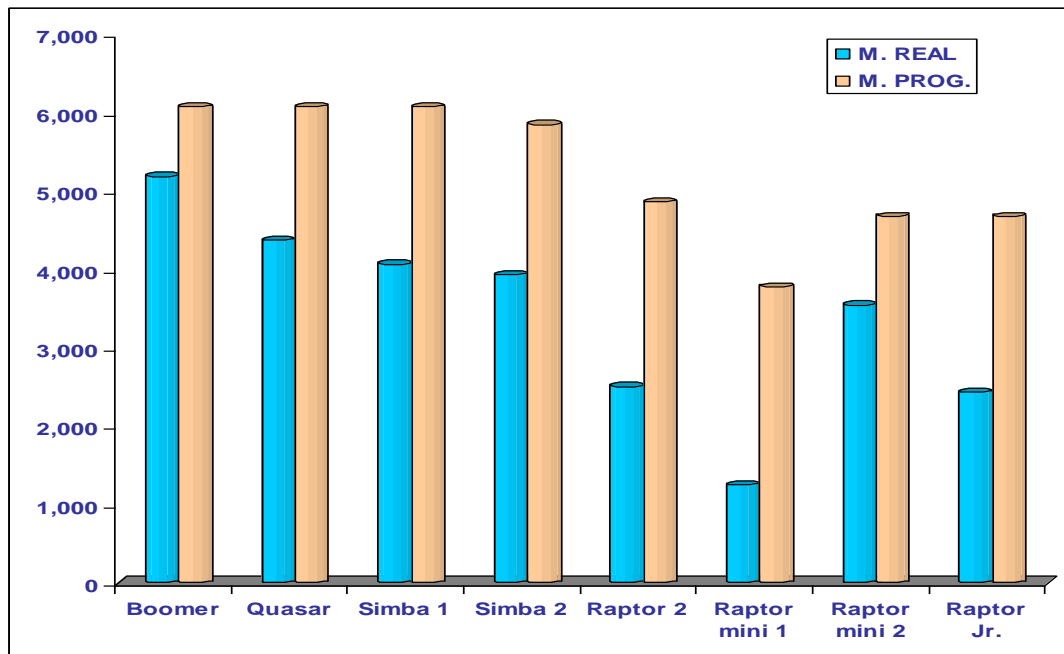
PERFORACION DE JUMBOS - FEBRERO 2006

RESUMEN x SECCION

SECCION	EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
I	Quasar	1,555	2,025	77%
II	Quasar	2,817	4,050	70%
	Boomer	5,190	6,075	85%
	Simba 1	1,558	2,475	63%
IV	Simba 1	2,134	2,700	79%
	Raptor 2	2,507	4,860	52%
V	Simba 2	3,931	5,850	67%
	Raptor mini 1	1,247	3,780	33%
	Raptor mini 2	3,550	4,680	76%
VI	Raptor Jr.	2,432	4,680	52%
	Simba 1	374	900	42%
TOTAL JUMBOS		27,294	42,075	65%

RESUMEN x EQUIPO

EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
Boomer	5,190	6,075	85%
Quasar	4,372	6,075	72%
Simba 1	4,066	6,075	67%
Simba 2	3,931	5,850	67%
Raptor 2	2,507	4,860	52%
Raptor mini 1	1,247	3,780	33%
Raptor mini 2	3,550	4,680	76%
Raptor Jr.	2,432	4,680	52%
TOTAL	27,294	42,075	65%



ANEXO 5
RESUMEN DE METROS PERFORADOS MARZO 2006

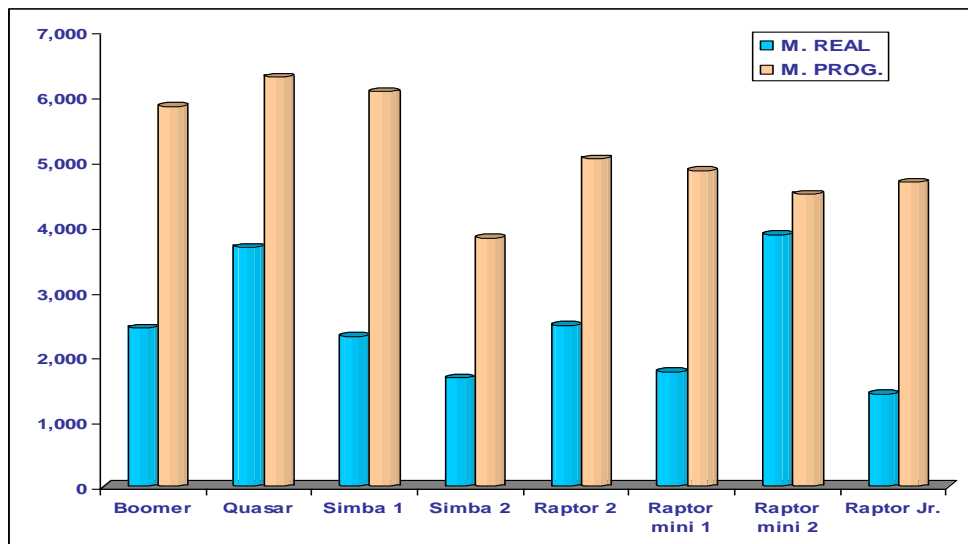
PERFORACION DE JUMBOS - MARZO 2006

RESUMEN x SECCION

SECCION	EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
II	Boomer	2,439	5,850	42%
	Quasar	3,680	6,300	58%
IV	Raptor 2	2,480	5,040	49%
	Simba 1	1,015	2,475	41%
V	Simba 1	703	1,575	45%
	Simba 2	1,668	3,825	44%
	Raptor mini 1	1,765	4,860	36%
	Raptor mini 2	3,876	4,500	86%
VI	Raptor Jr.	1,424	4,680	30%
	Simba 1	593	2,025	29%
TOTAL JUMBOS		19,642	41,130	48%

RESUMEN x EQUIPO

EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
Boomer	2,439	5,850	42%
Quasar	3,680	6,300	58%
Simba 1	2,311	6,075	38%
Simba 2	1,668	3,825	44%
Raptor 2	2,480	5,040	49%
Raptor mini 1	1,765	4,860	36%
Raptor mini 2	3,876	4,500	86%
Raptor Jr.	1,424	4,680	30%
TOTAL	19,642	41,130	48%



ANEXO 6 RESUMEN DE METROS PERFORADOS ABRIL 2006

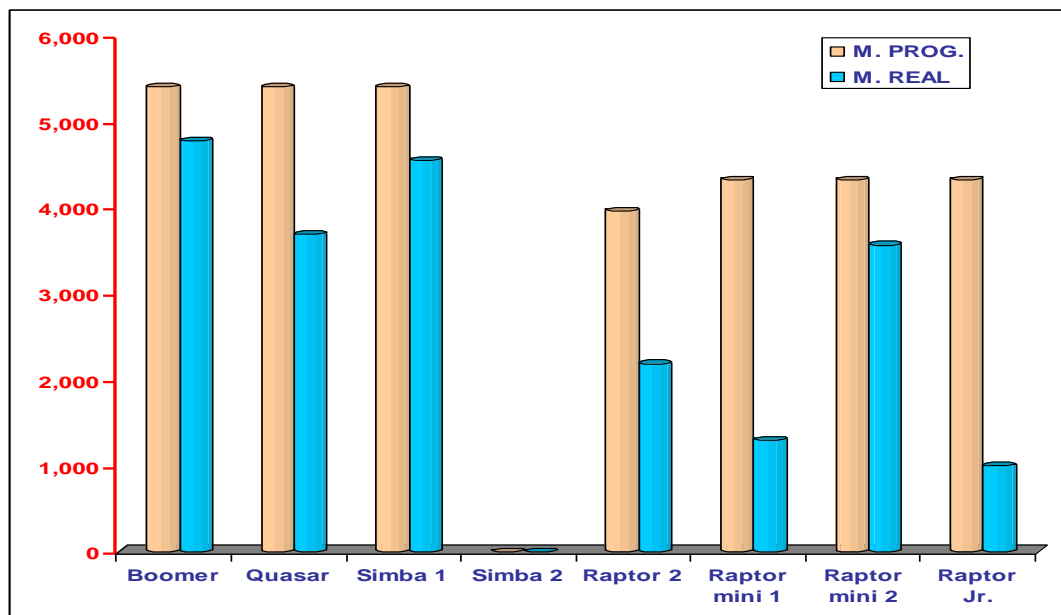
PERFORACION DE JUMBOS - ABRIL 2006

RESUMEN x SECCION

SECCION	EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
I	Boomer	4,287	4,500	95%
II	Boomer	486	900	54%
	Quasar	3,688	5,400	68%
IV	Raptor 2	2,185	3,960	55%
	Simba 1	222	225	99%
V	Raptor mini 1	1,297	4,320	30%
	Raptor mini 2	3,564	4,320	83%
	Simba 1	4,324	5,175	84%
VI	Raptor Jr.	997	4,320	23%
TOTAL JUMBOS		21,050	33,120	64%

RESUMEN x EQUIPO

EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
Boomer	4,773	5,400	88%
Quasar	3,688	5,400	68%
Simba 1	4,546	5,400	84%
Simba 2	0	0	0%
Raptor 2	2,185	3,960	55%
Raptor mini 1	1,297	4,320	30%
Raptor mini 2	3,564	4,320	83%
Raptor Jr.	997	4,320	23%
TOTAL	21,050	33,120	64%



ANEXO 7
RESUMEN DE METROS PERFORADOS MAYO 2006

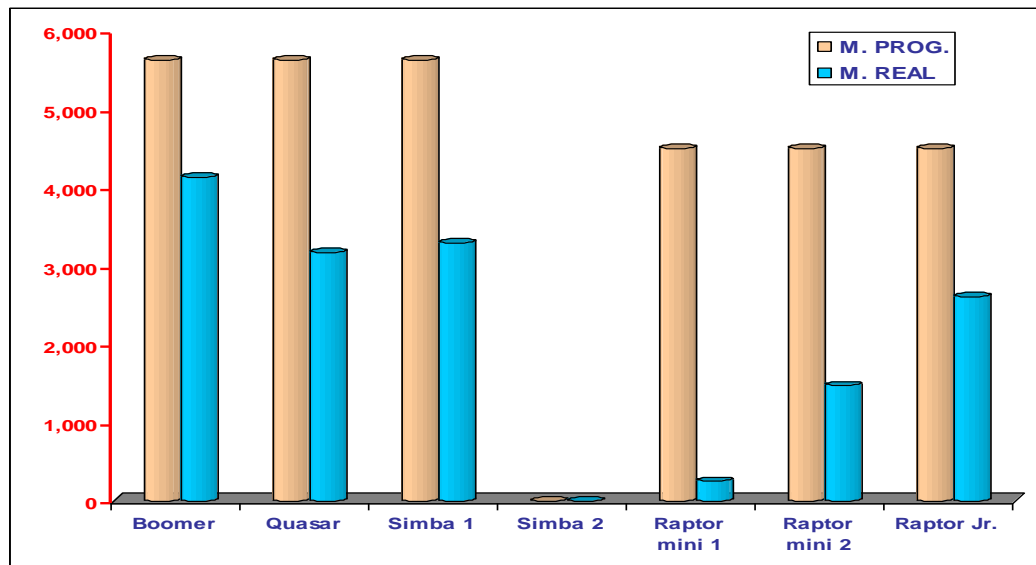
PERFORACION DE JUMBOS - MAYO 2006

RESUMEN x SECCION

SECCION	EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
I	Quasar	1,154	1,575	73%
II	Boomer	4,124	5,625	73%
	Quasar	2,015	4,050	50%
V	Raptor mini 1	248	4,500	6%
	Raptor mini 2	1,468	4,500	33%
	Simba 1	3,295	5,625	59%
VI	Raptor Jr.	2,609	4,500	58%
TOTAL JUMBOS		14,914	30,375	49%

RESUMEN x EQUIPO

EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
Boomer	4,124	5,625	73%
Quasar	3,169	5,625	56%
Simba 1	3,295	5,625	59%
Simba 2	0	0	0%
Raptor mini 1	248	4,500	6%
Raptor mini 2	1,468	4,500	33%
Raptor Jr.	2,609	4,500	58%
TOTAL	14,914	30,375	49%



ANEXO 8
RESUMEN DE METROS PERFORADOS JUNIO 2006

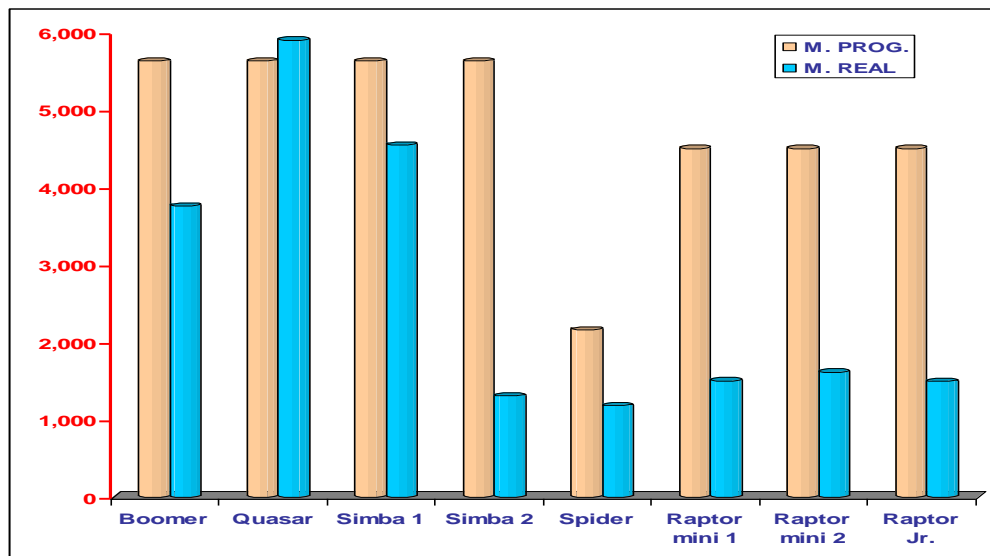
PERFORACION DE JUMBOS - JUNIO 2006

RESUMEN x SECCION

SECCION	EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
I	Boomer	744.00	900	83%
	Quasar	5,894.27	5,625	105%
	Spider	1,183.20	2,160	55%
II	Boomer	3,013.39	4,725	64%
	Simba 2	449.40	1,350	33%
IV	Raptor Jr.	1,208.70	3,240	37%
	Simba 2	856.80	4,275	20%
V	Raptor mini 1	1,502.10	4,500	33%
	Raptor mini 2	1,614.60	4,500	36%
	Simba 1	4,545.00	5,625	81%
VI	Raptor Jr.	284.40	1,260	23%
TOTAL JUMBOS		21,295.86	38,160	56%

RESUMEN x EQUIPO

EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
Boomer	3,757	5,625	67%
Quasar	5,894	5,625	105%
Simba 1	4,545	5,625	81%
Simba 2	1,306	5,625	23%
Spider	1,183	2,160	55%
Raptor mini 1	1,502	4,500	33%
Raptor mini 2	1,615	4,500	36%
Raptor Jr.	1,493	4,500	33%
TOTAL	21,296	38,160	56%



ANEXO 9 RESUMEN DE METROS PERFORADOS JUNIO 2006

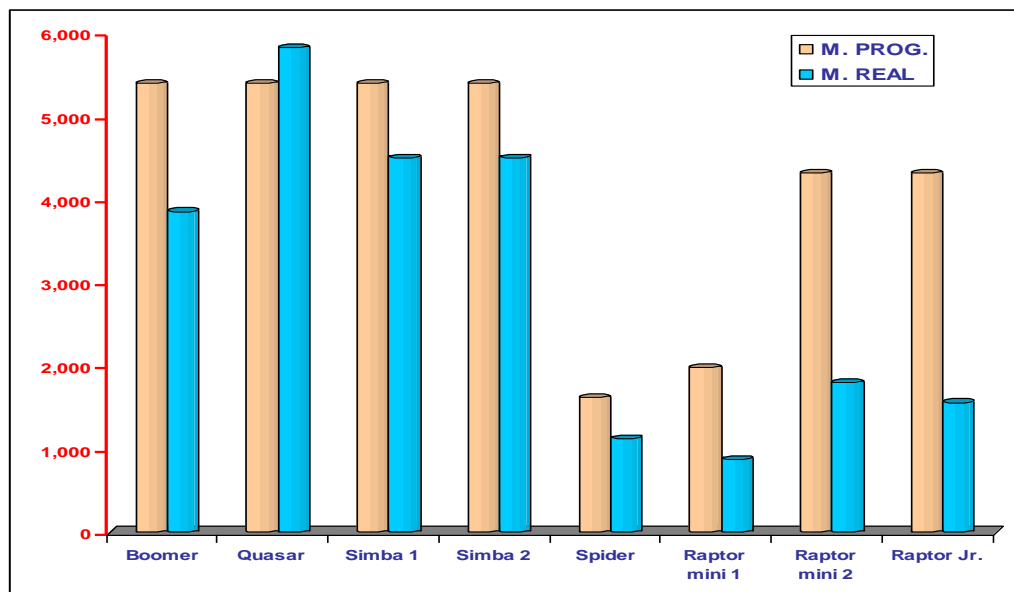
PERFORACION DE JUMBOS - JULIO 2006

RESUMEN x SECCION

SECCION	EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
I	Quasar	5,825.72	5,400.00	108%
	Spider	1,127.80	1,620.00	70%
II	Boomer	3,856.82	5,400.00	71%
	Simba 2	4,503.84	5,400.00	83%
IV	Raptor Jr.	1,561.50	4,320.00	36%
V	Raptor mini 1	879.50	1,980.00	44%
	Raptor mini 2	1,799.20	4,320.00	42%
	Simba 1	4,504.78	5,400.00	83%
TOTAL JUMBOS		24,059.16	33,840	71%

RESUMEN x EQUIPO

EQUIPO	M. REAL	M. PROG.	% CUMPL.
Boomer	3,857	5,400	71%
Quasar	5,826	5,400	108%
Simba 1	4,505	5,400	83%
Simba 2	4,504	5,400	83%
Spider	1,128	1,620	70%
Raptor mini 1	880	1,980	44%
Raptor mini 2	1,799	4,320	42%
Raptor Jr.	1,562	4,320	36%
TOTAL	24,059	33,840	71%

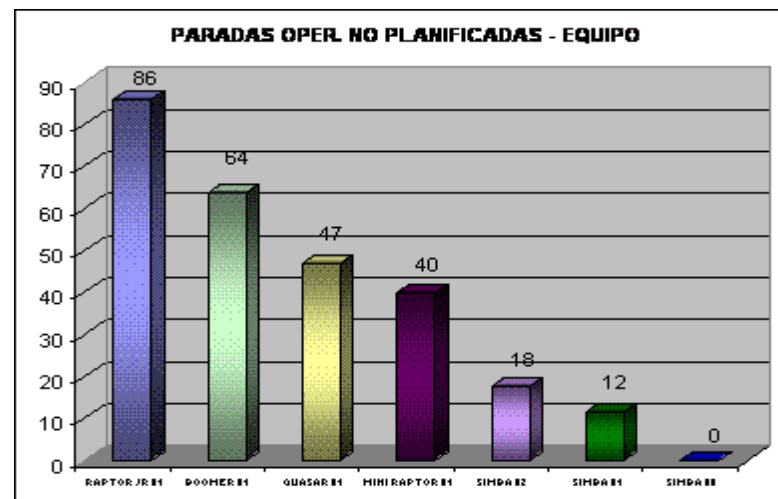
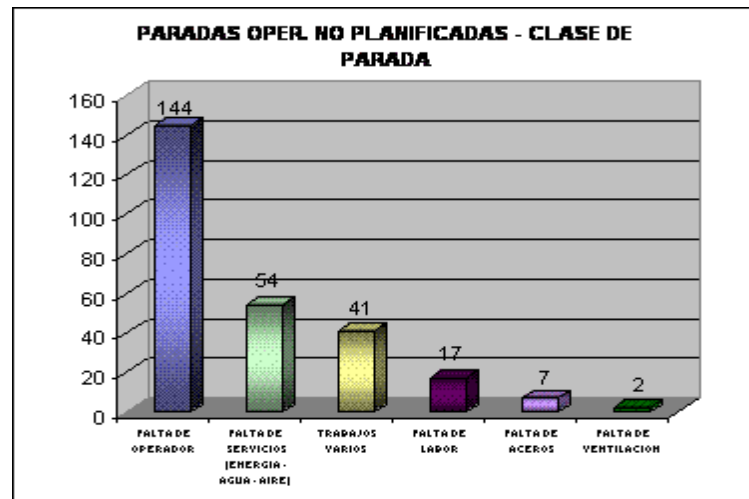


ANEXO 10

REPORTE DE PARADAS OPERATIVAS NO PLANIFICADAS JULIO

PARADAS OPERATIVAS NO PLANIFICADAS-

Detalle Código Actividad	BOOMER 01	MINI RAPTOR 02	QUASAR 01	RAPTOR JUNIOR 01	SIMBA 01	SIMBA 02	SIMBA 03	Total general
FALTA DE OPERADOR	6	35	20	84				144
FALTA DE SERVICIOS (ENERGIA - AGUA - AIRE)	11	2	14	2	11	15		54
TRABAJOS VARIOS	30	3	4		1	3		41
FALTA DE LABOR	14		3					17
FALTA DE ACEROS	0	1	6					7
FALTA DE VENTILACION	2							2
	64	40	47	86	12	18	0	266

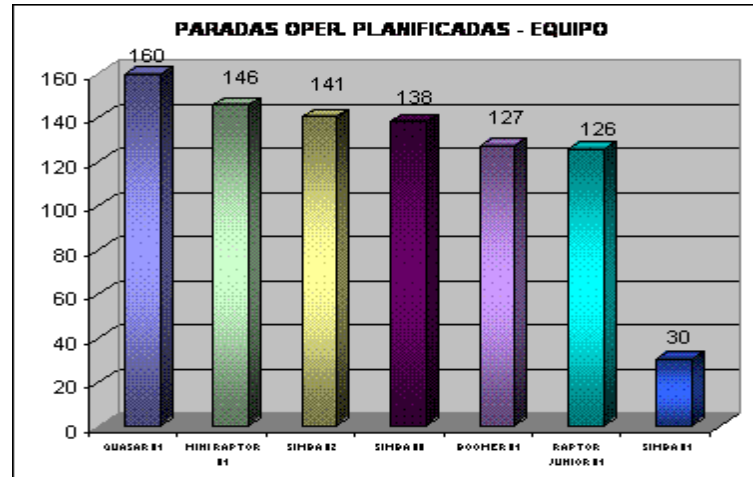
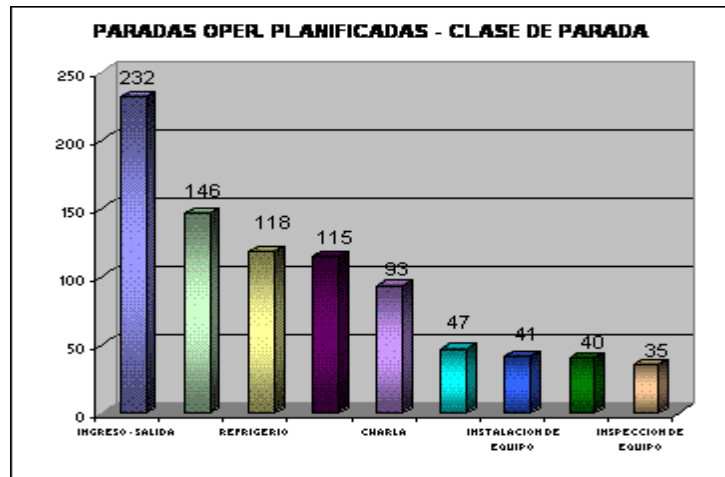


ANEXO 11

REPORTE DE PARADAS OPERATIVAS PLANIFICADAS JULIO

PARADAS OPERATIVAS PLANIFICADAS-

Detalle Codigo Actividad	BOOMER 01	MINI RAPTOR 02	QUASAR 01	RAPTOR JUNIOR 01	SIMBA 01	SIMBA 02	SIMBA 08	Total general
INGRESO - SALIDA	24	45	43	31	11	31	46	232
TRASLADO AL EQUIPO	25	24	38	16	4	19	19	146
REFRIGERIO	19	25	23	22	2	9	20	118
TRASLADO DE EQUIPO	20	18	13	30	2	21	11	115
CHARLA	17	15	18	12	2	10	20	93
RECUPERACION DE ACEROS	3	1	3	5	4	17	14	47
INSTALACION DE EQUIPO	9	6	8	5	2	8	3	41
MANTENIMIENTO PREVENTIVO DE LABOR	1	10	13	0	2	12	2	40
INSPECCION DE EQUIPO	11	1	0	4	2	13	4	35
	127	146	160	126	30	141	138	868



ANEXO 12

REPORTE DE EQUIPOS DE PERFORACION JULIO 2006

REPORTE JUMBOS EMQSA - YAULIYACU

(Periodo del 01 al 31 de Julio 2006)

EQUIPO	HORAS PROG.	HORAS MTTO.	TOTAL REPARAC.	HORAS DISPONIB.	HORAS PRODUCC.	DISPON. MECANICA	UTILIZAC. NETA	METROS PERF.	RENDIM. (m/hr)	MTTR	MTBF
MINI RAPTOR 01	744.0	180.0	82.0	564.0	286.4	75.81%	50.77%	3,921.6	13.7	2.19	6.88
RAPTOR JUNIOR 01	744.0	259.3	81.0	484.7	233.3	65.14%	48.14%	1,799.0	7.7	3.20	5.98
SUB-TOTAL RAPTORS	1,488.0	439.3	163.0	1,048.7	519.7	70.48%	49.56%	5,720.6	11.0	2.70	6.43
BOOMER 01	744.0	211.1	72.0	532.9	289.0	71.63%	54.23%	4,014.0	13.9	2.93	7.40
QUASAR 01	744.0	125.8	57.0	618.2	355.3	83.09%	57.47%	5,623.2	15.8	2.21	10.85
SIMBA 01	744.0	464.3	110.0	279.8	215.5	37.60%	77.03%	3,032.4	14.1	4.22	2.54
SIMBA 02	744.0	153.5	59.0	590.5	379.0	79.37%	64.17%	4,382.4	11.6	2.60	10.01
SIMBA 08	744.0	146.2	89.0	597.8	398.0	80.35%	66.58%	5,286.0	13.3	1.64	6.72
SUB-TOTAL AUTOPROP.	3,720.0	1,100.9	387.0	2,619.1	1,636.7	70.41%	62.49%	22,338.0	13.6	2.84	6.77
TOTAL JUMBOS	5,208.0	1,540.2	550.0	3,667.8	2,156.4	70.43%	58.79%	28,058.6	13.0	2.80	6.67

ANEXO 14

ESTANDAR DE EQUIPO DE PERFORACIÓN MECANIZADA

	ESTANDAR TECNICO	CODIGO	IOY-MIN-004
		REVISION	00
	EQUIPO DE PERFORACIÓN MECANIZADA	APROBADO	11.06.2009
		PAGINA	1 de 1

1. ALCANCE

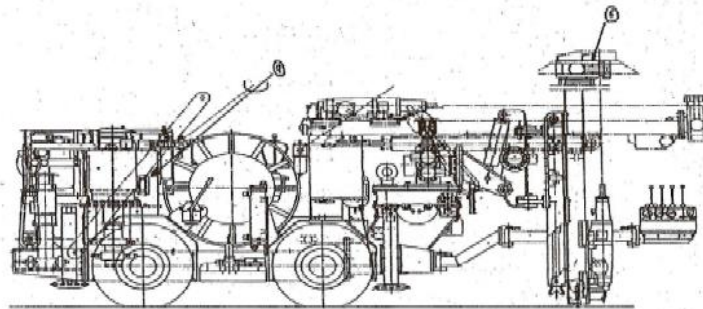
Aplica a todas las actividades de perforación de taladros largos con equipo mecanizado.

2.- REQUISITOS ESPECIFICOS

- 2.1- Se utilizaran barras de una longitud de 1.2 m.
- 2.2- El detalle de la malla de perforación se adjunta en los planos.
- 2.3- Diámetro de taladro de producción 64 mm.
- 2.4- Diámetro de taladro de alivio 76 mm.
- 2.5- Presión de agua 5 Bar.
- 2.6- Tensión eléctrica de trabajo del equipo 440V.
- 2.7- El equipo debe contar con su cabina de protección (techo).
- 2.8- El equipo debe contar con cadena de línea a tierra.

3 ANEXOS

JUMBO HIDRAULICO



ELABORADOR	REVISOR	APROBADOR
Luis Otarola Jefe de Sección	Luis Leon Asistente de Superintendencia Mina	Pablo Munguía Superintendente de Mina

