

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y  
METALURGIA  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**“RECUPERACIÓN DE MINERAL DISEMINADO  
MEDIANTE EL METODO SUBLEVEL  
STOPING”**

**INFORME DE SUFICIENCIA  
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERIO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:**

**JOSE LUIS PADILLA LOPEZ**

**Lima, Perú**

**2012**

**DEDICATORIA**

*A, mis padres Patrosinia y Fidel,*

*A Renzo Saúl, Rodrigo, Said, mis hijos,*

*A Jorge, Neyda, mis hermanos,*

*A Mis maestros de la UNI, alma mater y*

*A Mis amigos de la U.M. Yauliyacu.*

*Les dedico la presente como tributo a*

*Su confianza y amistad.*

## RESUMEN

En el presente trabajo de investigación se abordara el estudio del método de explotación de Sublevel Stopping en cuerpos de diseminado aplicado en la Empresa Minera Los Quenuales Unidad Yauliyacu

En mayo de 1997 la mina fue comprada por la Empresa Minera Yauliyacu. S.A hoy Empresa Minera Los Quenuales, iniciando un proceso de mejora en diversos aspectos, la cual incluye aumento de la producción a un menor costo y mayor seguridad.

Yauliyacu es una mina de recuperación ya que antiguamente solo se exploto las vetas principales por lo cual al momento de tomar posesión por La Empresa Minera Yauliyacu. S.A contaba con grandes reservas de mineral diseminado en las cajas de las vetas principales, a sus inicios de la explotación como Empresa Minera Yauliyacu. S.A este diseminado se explotaba como corte y relleno convencional, al ponerse como objetivo el aumento de la producción con bajos costos y mayor seguridad, se decide implementar la recuperación de diseminado bajo el método Sublevel Stopping en Cuerpos, para dicha aplicación previamente

se realiza una evaluación económica para cuantificar la rentabilidad y productividad del método de explotación.

El acondicionamiento del método de explotación “Sublevel Stopping en Cuerpos Diseminado” nos permite recuperar bloques la cual no sería económicamente rentable con la aplicación de otros métodos. El aumento de producción bajo este método nos permitió bajar costo y mantener una producción sostenible desde 1997 (56000 tms promedio mensual) hasta hoy 2011 (110000 tms promedio mensual). Con la implementación de método nos permite ganar reservas y dar vida útil al yacimiento y logrando los objetivos propuestos que se planteo al inicio de la implementación la cual se rige en el aumento de la producción a un menor costo con mayor seguridad.

## INDICE GENERAL

	<b>Pág.</b>
DEDICATORIA	ii
RESUMEN	iii
LISTA DE FIGURAS	x
LISTA DE CUADROS	xiii
LISTA DE ABREVIATURAS	xv
INTRODUCCIÓN	1
<b>1. CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES</b>	<b>3</b>
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.2. OBJETIVOS	6
1.3. JUSTIFICACION	6
<b>2. CAPITULO II: ANTECEDENTES Y CARACTERISTICAS GENERALES</b>	<b>8</b>
2.1. HISTORIA	8
2.2. UBICACIÓN Y ACCESO	9
2.2CLIMA Y METERELOGÍA	10
2.3 ORGANIZACIÓN EL AREA MINA	13
2.4 GEOLOGIA REGIONAL	17

2.5 ESTRATIGRAFÍA	19
2.5.1 Cretáceo	20
2.5.1.1 Grupo Machay	20
2.5.1.2 Formación Jumasha	20
2.5.2 Terciario	21
2.5.2.1 Formación Casapalca	21
2.5.2.2 Formación Carlos francisco.	22
2.5.2.3 Formación Bellavista	23
2.5.2.4 Formación Rio blanco	23
2.5.3 Cuaternario	23
2.5.2.1 Intrusivos	23
2.5.2.2 Pórfido Taruca	24
2.5.2.3 Pórfido Victoria	24
2.6 GEOLOGIA ESTRUCTURAL	24
2.6.1 Plegamiento y fracturamiento	24
2.6.2 Lineamiento estructural 120°- 300°	25
2.7 MINERALOGÍA Y TIPO DEALTERACIONES	27
2.7.1 Vetas	27
2.7.2 Cuerpos	27
2.8 VETAS MÁS IMPORTANTES	30
2.8.1 Veta C	30
2.8.2 Veta H	32
2.8.3 Veta L	32
2.8.4 Veta Rayo	33

2.8.5 Veta M	34
2.9 DESCRIPCION DE LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN	34
2.10 DESCRIPCION DE LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN	37
2.10.1 Open Stope (Tajeo Abierto)	37
2.10.1.1 Descripción del tipo de minado:	37
2.10.1.2 Consideraciones geomecánicas	38
2.10.1.3 Estándares de minado	38
2.10.1.4 Costo del método de explotación	42
2.10.2 Shirinkage	43
2.10.2.1 Descripción del tipo de minado:	43
2.10.2.2 Consideraciones geomecánicas	43
2.10.2.3 Estándares de minado	44
2.10.2.4 Costo del método de explotación	47
2.10.3 Corte y relleno ( <b>Cut and Fill</b> )	48
2.10.3.1 Descripción del tipo de minado:	48
2.10.3.2 Consideraciones geomecánicas	48
2.10.3.3 Estándares de minado	49
2.10.3.4 Costo del método de explotación	52
2.10.4 Sublevel Stopping	53
2.10.4.1 Descripción del tipo de minado:	53
2.10.4.2 Consideraciones geomecánicas	53
2.10.4.3 Estándares de minado	53
<b>3. CAPITULO III: DESCRIPCION DEL METODO</b>	<b>55</b>
3.1 PARÁMETROS DE APLICACIÓN DEL METODO	55

3.1.1	Parámetros Geomecánicos	55
3.1.2	Parámetros Geológicos	56
3.2	INGENIERIA Y DISEÑO	57
3.3	SOSTENIMIENTO	62
3.4	DISEÑO DE PILARES NATURALES	63
3.5	DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN	65
3.5.1	Mallas de perforación en abanico	65
3.5.2	Mallas de perforación en paralelo	66
3.5.3	Descripción del equipo de perforación.	67
3.5.4	Estándar de labores para el diseño de mallas de Perforación.	71
3.5.5	Calculo del Burden método Langerford	72
3.5.6	Malla de Perforación Taladros Largos en Cuerpos	75
3.6	PERFORACIÓN	77
3.7	DESVIACIÓN DE TALADROS LARGOS	80
3.7.1	Fuentes de la desviación	81
3.7.2	Calculo de la desviación	83
3.8	DISEÑO DE SECUENCIA DE VOLADURA	84
3.8.1	Procedimiento de carguíos de taladros largos	86
3.9	EXTRACCIÓN DE MINERAL	90
3.9.1	Descripción de Scoop a Telemandos	90
3.9.2	Operación de Scoop a Telemando	90
3.8	COSTO DEL MÉTODO	91

<b>4. CAPITULO IV: RECUPERACIÓN DE MINERAL DISEMINADO</b>	
<b>TAJO 254</b>	94
4.1 INFORME GEOLÓGICO	94
4.2 LABORES DE PREPARACIÓN	97
4.2.1 Calculo del costo de labores de preparación	100
4.3 PERFORACIÓN	101
4.3.1 Calculo del costo de perforación	102
4.4 VOLADURA	103
4.4.1 Costo de Voladura	107
4.5 DILUCIÓN	108
<b>CONCLUSIONES</b>	114
<b>RECOMENDACIONES</b>	117
<b>GLOSARIO</b>	119
<b>BIBLIOGRAFÍA.</b>	121
<b>ANEXOS.</b>	122

## LISTA DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
Figura 1. Ubicación y acceso a la Unidad Minera Yauliyacu.	12
Figura 2. Organigrama del Área de Mina de la Unidad Minera Yauliyacu.	14
Figura 3. Distribución de Zonas del Área de Mina Yauliyacu.	15
Figura 4. Diagrama general de ventilación primaria.	16
Figura 5. Mapa Geológico de la Región Casapalca.	18
Figura 6. Columna Estratigráfica de la Región Casapalca.	19
Figura 7. Sección Longitudinal de Región Casapalca.	26
Figura 8. Formación de diseminados. Stockwork en lazos simoidales.	29
Figura 9. Formación de diseminados. Stockwork en unión de vetas.	29
Figura 10. Formación de diseminados. Stockwork en cambio de buzamiento.	30
Figura 11. Gráfico del método de explotación Open Stope.	40
Figura 12. Plano del método de explotación Open Stope.	41
Figura 13. Gráfico del método de explotación Shirinkage.	45
Figura 14. Plano del método de explotación Shirinkage.	46
Figura 15. Gráfico del método de explotación Corte y relleno.	50
Figura 16. Plano del método de Corte y Relleno Ascendente Convencional.	51

Figura 17. Gráfico del método de explotación Sublevel Stopping.	54
Figura 18. Labores de preparación del método Sublevel Stopping	60
Figura 19. Corte en Sección de labores de preparación Sublevel Stopping.	61
Figura 20. Sistema de Sostenimiento aplicado en la mina Yauliyacu.	62
Figura 21. Plano de ubicación de pilares en tajos de Taladros Largos.	64
Figura 22. Sección longitudinal de mallas de perforación en abanico.	65
Figura 23. Sección longitudinal de mallas de perforación en paralelo.	66
Figura 24. Dimensiones principales Jumbo Electro Hidraulico Simba H157.	69
Figura 25. Dimensiones principales Jumbo Rocket Boomer.	70
Figura 26. Corte de una sección con el jumbo estacionado.	72
Figura 27. Sección de malla de perforación taladros largos en abanico.	76
Figura 28. Sección de malla de perforación taladros largos en paralelo.	76
Figura 29. Sección Transversal del área de perforación antes de la voladura.	78
Figura 30. Vista en planta de la malla de perforación en Sublevel Stopping.	79
Figura 31. Termino de desviación.	80
Figura 32. Incidencia del varillaje en la desviación del taladro.	83
Figura 33. Plano de secuencia de voladura. Taladros Largos en cuerpos.	85
Figura 34. Plano de distribución de carga en Taladros Largos.	88
Figura 35. Plano de distribución de carga en Taladros Largos.	89
Figura 36. Extracción de mineral en tajo Sublevel Stopping.	91
Figura 37. Plano de Ubicación de tajos de Taladros largos en la veta L Piso.	96
Figura 38. Plano de Labores de Preparación del tajo 254.	99
Figura 39. Plano Diseño de carga explosiva.	105
Figura 40. Esquema de distribución de explosivo en el tajo 254.	106

Figura 41. Dilución.	108
Figura 42. Esquema de ubicación de puntos de perforación.	111
Figura 43. Representación de desviación de taladros.	111
Figura 44. Software utilizado en Yauliyacu.	112
Figura 45. Levantamiento topográfico OPTECH tajo 254.	113

## LISTA DE CUADROS

	<b>Pág.</b>
Cuadro 1. Reporte de producción por año.	5
Cuadro 2. Porcentaje de aporte según método de explotación.	36
Cuadro 3. Parámetros de aplicación del método Open Stope.	38
Cuadro 4. Labores de preparación para el método Open Stope.	39
Cuadro 5. Costo unitario del método Open Stope.	42
Cuadro 6. Parámetros de aplicación del método Shirinkage.	.43
Cuadro 7. Labores de preparación para el método Shirinkage.	44
Cuadro 8. Costo unitario del método Shirinkage.	47
Cuadro 9. Parámetros de aplicación del método Corte y Relleno Ascendente Convencional.	48
Cuadro 10. Labores de preparación para el método Corte y relleno.	50
Cuadro 11. Costo unitario del método Corte y Relleno.	52
Cuadro 12. Características Principal Jumbo Electro Hidráulico Simba H157.	68
Cuadro 13. Parámetros Principal Jumbo Rocket Boomer.	70
Cuadro 14. Cálculo del Burden según la fórmula de Langerfors.	73

Cuadro 15. Parámetros para el cálculo del Burden según la fórmula de Langerfors.	74
Cuadro 16. Constante de roca según RMR.	74
Cuadro 17. Presión y energía de trabajo.	78
Cuadro 18. Rendimiento de los aceros de perforación en el método Sublevel Stopping.	79
Cuadro 19. Calculo de metraje necesario para una producción sostenida durante el año 2011, en los métodos del SLC y SLV.	79
Cuadro 20. Condiciones a considerar en el diseño.	82
Cuadro 21. Condiciones de trabajo de los equipos.	82
Cuadro 22. Costo unitario del método Sublevel Stopping.	91
Cuadro 23. Reserva tajo 254.	95
Cuadro 24. Costo de labores de preparación del tajo 254.	100
Cuadro 25. Costo trabajos adicionales del tajo 254.	100
Cuadro 26. Metros perforados de Jumbos.101	
Cuadro 27 Cuadro de Costo de Jumbos Electro Hidráulico.	102
Cuadro 28 Cuadro de Costo de Voladura Tajo 254.	107
Cuadro 29 Comparativo de dilución/recuperación en métodos mecanizado.	113

**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

## INTRODUCCION

Actualmente la unidad Minera Yauliyacu cuenta con importantes reservas de mineral diseminado en las cajas de las vetas principales explotadas antiguamente bajo métodos convencionales como son Corte y Relleno convencional pero la empresa minera Yauliyacu hoy Empresa Minera los Quenuales al sumir los controles desde el año 1997 y con la finalidad de incrementar la producción, con bajos costos, mayor seguridad y por ende mayor productividad decide implementar la recuperación de diseminado mediante el método de explotación Sublevel Stopping en Cuerpos, el cual es un método de menor costo comparado con los demás métodos de explotación aplicados en la unida Yauliyacu. En la actualidad la unidad Yauliyacu cuenta con más de 2'500,000 toneladas de reserva de mineral diseminado y estando en continuo exploraciones de nuevas zonas para poder aumenta nuestras reservas.

La aplicación del método de explotación Sublevel Stopping en Recuperación de Diseminado nos ha permitido extraer bloques mineralizados que con otros métodos de explotación no serian económicamente rentable, independientemente a ellos nos ha permitido aumentar el volumen de producción con mayor seguridad

y todo en conjunto nos permite bajar los costo de mina y elevar sosteniblemente la producción desde 1,997 (56,000 tms promedio mensual ) hasta 2011 (110,000 tms promedio mensual)

El método de explotación recuperación de diseminado mediante Sublevel Stopping Cuerpos es una alternativa que nos permitirá seguir ganando más reservas y aumentar la vida útil del yacimiento.

La recuperación de los diseminados mediante este método hasta la fecha ha permitido:

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

## **CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES**

### **1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.**

La continua incertidumbre creada por los precios de los metales ha permitido desarrollar nuevas estrategias para el uso razonable de los recursos y más aún ha permitido tener una Ingeniería de Minas más dinámica en el sentido de mejorar los estándares operacionales realizando estudios concernientes a la optimización de las operaciones mineras.

Una de las actividades estratégicas en el diseño del proceso de minado, es seleccionar los Métodos de Explotación que técnica y económicamente sean viables, lo que traerá como consecuencia una disminución en los costos operacionales.

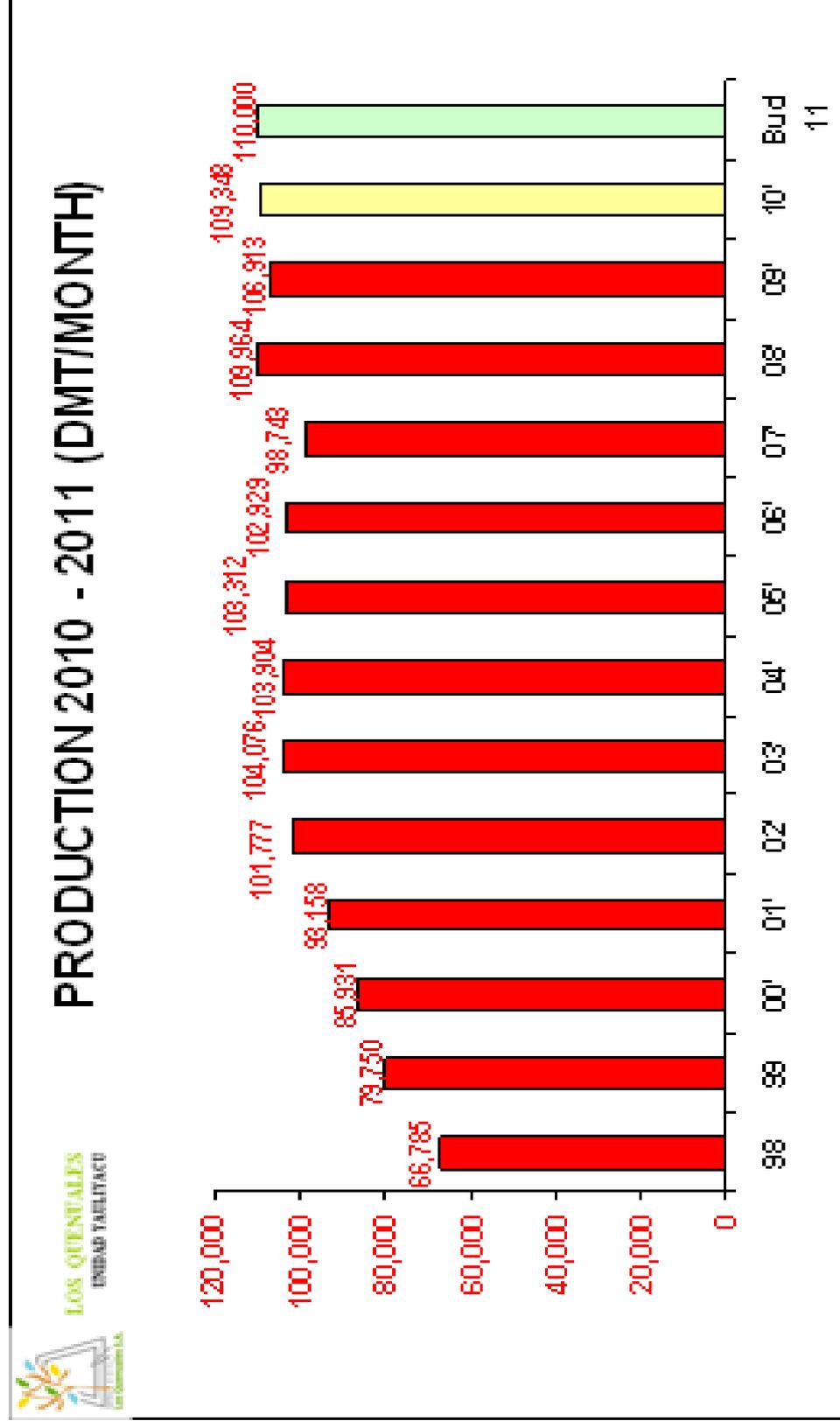
La aplicación del método de minado por taladros largos, antes impensados en diseminados en cuerpo, abren perspectivas de explotación rentables, con operaciones más seguras por menor exposición del personal, que emplea

equipos a control remoto para la extracción del mineral, obteniéndose altos rendimientos y bajos costos.

La Empresa Minera Los Quenuales Unidad de Producción Yauliyacu cuenta con importantes reservas de mineral diseminado por este motivo se define recuperarse aplicando el método de explotación de Sub-Level Stopping.

Actualmente se tienen 3235706 millones de toneladas en reservas (Probadas=1111305 y Probables=2124401) con una ley promedio de Zn=2.27%, Pb=0.98%, Cu=0.23 %, Ag=3.86% y con un ancho promedio de 6.64 metros

Cuadro 1. Reporte de Producción por año



Fuente: Plan estratégico 2011 Unidad Minera Yauliyacu

## 1.2 OBJETIVOS.

- Aumentar la productividad anual en forma sostenida
- Trabajar con mayor seguridad por la menos exposición del personal a los tajos vacíos.
- Disminuir el costo operativo.
- Mecanización de la Unidad.

## 1.3 JUSTIFICACION.

Desde la aplicación del método Sublevel Cuerpos de mineral en diseminado en las cajas de las vetas principales ya explotadas se ha logrado la incrementación de la producción en mina. Al aumentar la producción de los cuerpos diseminado se ha ido bajando los costos operativos de Mina, su alta mecanización implica menos consumo de materiales, mano de obra, servicios, sostenimiento ya que para el block mineralizado se ejecutan laboreos de menor metraje total, comparativamente con otros métodos que a cada corte de explotación generan vacíos predisponiéndose a utilizar mas servicios de sostenimiento; todo esto hace que el método de minado sea de menor costo en Yauliyacu.

Para la explotación de los cuerpos diseminados se preparan subniveles intermedios de perforación mecanizada con Jumbos Electrohidráulicos, y la voladura se efectúa en retirada, empleándose entonces para la limpieza de mineral scoops de 3.5 Yd<sup>3</sup>, 4.2 Yd<sup>3</sup> provistos de Telemandos (Operación a

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

Es importante anotar que parte de las preparaciones de este método contempla la ejecución de ventanas de 10 m de longitud distanciados cada 15 m (que pueden variar dependiendo de la calidad de roca) desde las cuales se ejecuta la limpieza del mineral con los telemandos arriba mencionados. El operador tiene una buena visión para operar el control remoto hasta unos 20 m.

En vista que la proyección es aumentar la producción, se necesita aumentar la productividad en los tajos explotados convencionalmente aplicando el método Subnivel Cuerpos de mineral en diseminado, además que al ser mas productivos se requerirá menos personal para cumplir el tonelaje programado permitiendo redistribuir este personal a otras labores.

## **CAPITULO II: ANTECEDENTES Y CARACTERISTICAS GENERALES**

### **2.1 HISTORIA.**

La extracción de mineral del área de Casapalca empieza en la época colonial. En ese tiempo, la exploración de minerales estaba limitada por la difícil accesibilidad de las áreas de superficie. Al final del siglo XIX, la compañía Backus & Johnston empezó la exploración, desarrollo y explotación de las estructuras mineralizadas en este distrito minero. En 1,921, la Compañía Cerro de Pasco adquiere la mayoría de los derechos mineros que en el día de hoy forman las propiedades de Yauliyacu. También, esta compañía construyó el Túnel Graton, cuya longitud es de 11.75 km.

En Enero de 1,974, Centromin Perú, compañía estatal, adquiere las propiedades de Cerro de Pasco, ellos desarrollaron el incremento de la producción a 64,000 Toneladas por mes. También dicha compañía conectó la mina con el Túnel Graton que se encuentra en la cota 3,251 m.s.n.m., de tal forma que este drena el agua de la mina, y además agrega un circuito de ventilación.

En Mayo de 1,997, la mina fue comprada por Empresa Minera Yauliyacu S.A. hoy Empresa Minera Los Quenuales, iniciando un proceso de mejoras en diversos aspectos.

- Características generales de la Empresa (y/o Unidad Minera).
- Productos que elabora y mercado que abastece.
- Procesos y operaciones principales.
- Edificios e instalaciones.
- Organización y recursos humanos.
- Materia prima que consume y su procedencia.
- Maquinaria y equipos empleados.
- Geología del depósito.

## **2.2 UBICACION 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 empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido

modelado por acción glaciaria mostrándose en cotas muy elevadas presencia de nieve perpetua. El afluente principal de la zona representa el río Rímac surca de este a oeste drenando dendríticamente hacia el Océano Pacífico.

### 2.3 CLIMA Y METEOROLOGIA.

El clima de la zona es en general frío y seco como corresponde a la región, de la Puna, con presencia estacional de grandes precipitaciones pluviales. Las principales condiciones climatológicas que caracterizan al área son las siguientes.

- Temperatura
 

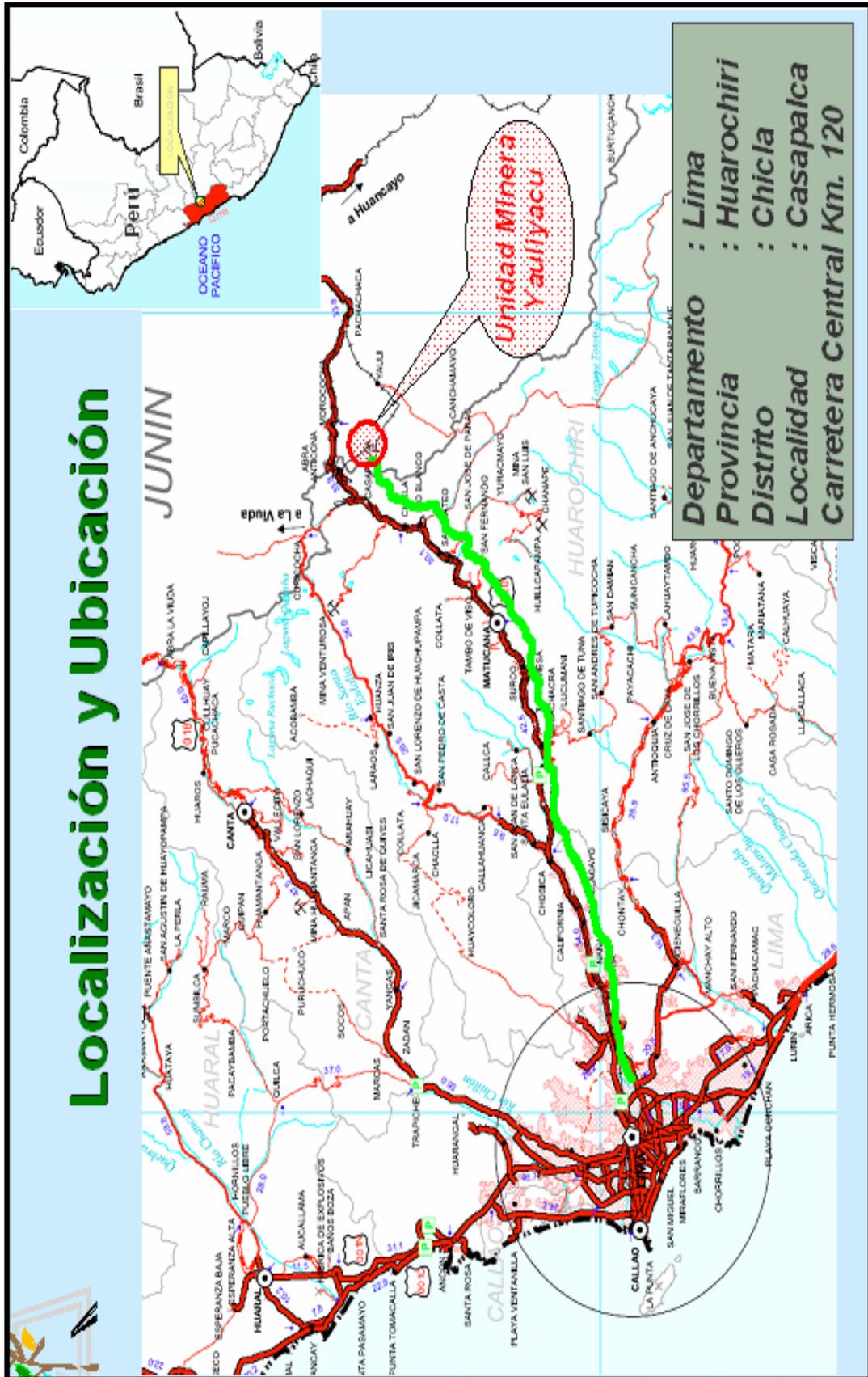
Máxima en verano	17°C
Promedio en verano	12°C
Máxima en invierno	8°C
Promedio en invierno	3°C
- Precipitaciones promedio mensual 176.02m.m
- Dirección del viento de Oeste a Este
- Velocidad máxima del viento 30Km/h

Durante los meses comprendidos entre Noviembre y Abril se producen grandes precipitaciones pluviales, nevadas y granizadas que coinciden con las mayores temperaturas estacionarias; durante los meses entre Mayo a Agosto se producen grandes descensos de temperatura junto con escasez de precipitaciones que determinan congelamientos de volúmenes moderados de agua.

La topografía del área del proyecto en general es una plataforma despejada, con ciertas cantidades de vegetaciones pequeñas en las partes posteriores.

La ubicación de Casapalca, muy cercana de la divisoria continental limita la longitud de los valles aguas arriba, reduciendo en consecuencia el riesgo de formación de huaycos que puede afectar sus instalaciones y población.

Figura 1. Ubicación y acceso a la Unidad Minera Yauliyacu

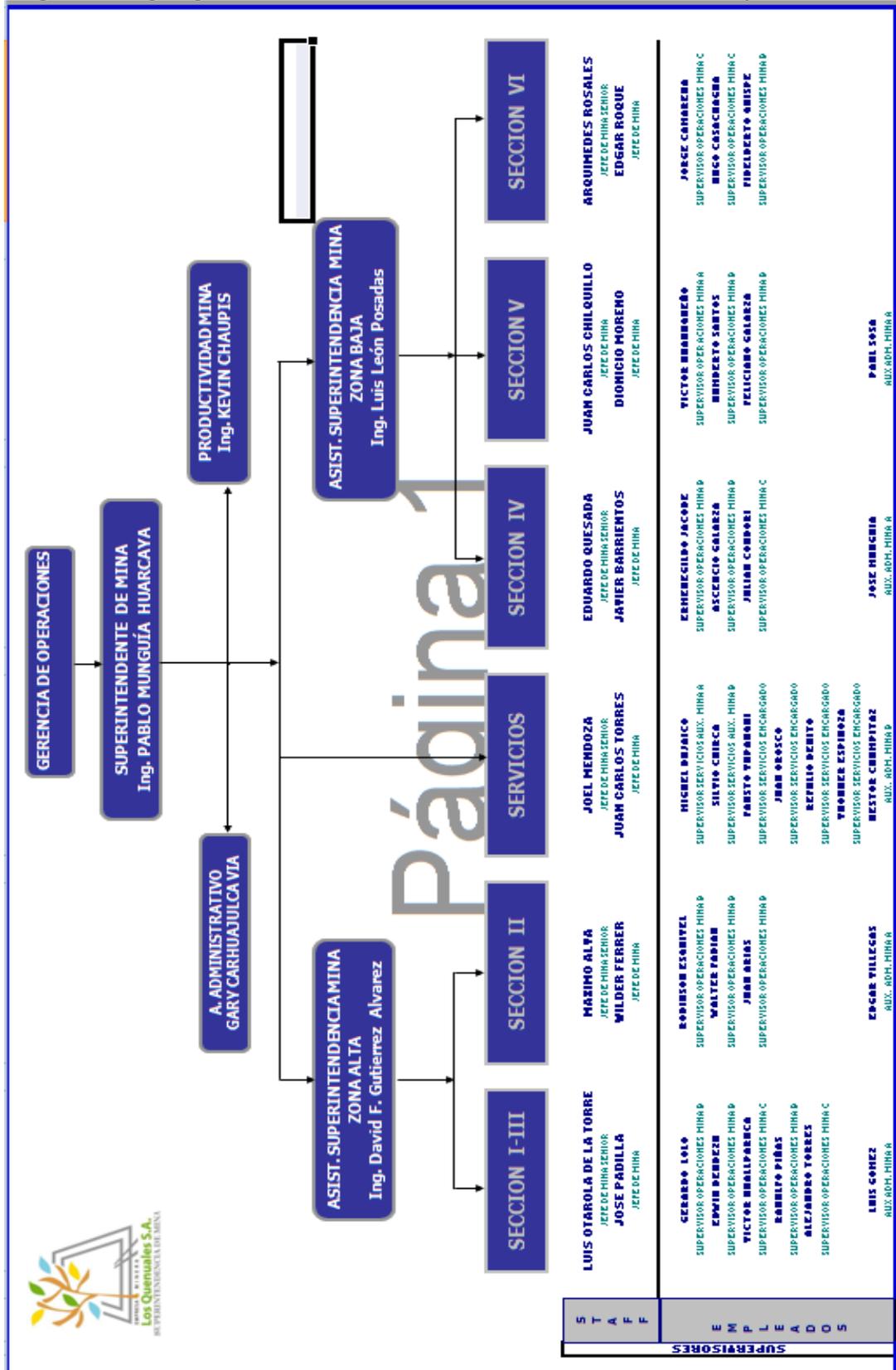


Fuente: Departamento de planeamiento mina

### **2.3 ORGANIZACIÓN DEL AREA 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 está 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 a la superintendencia de zona respectiva

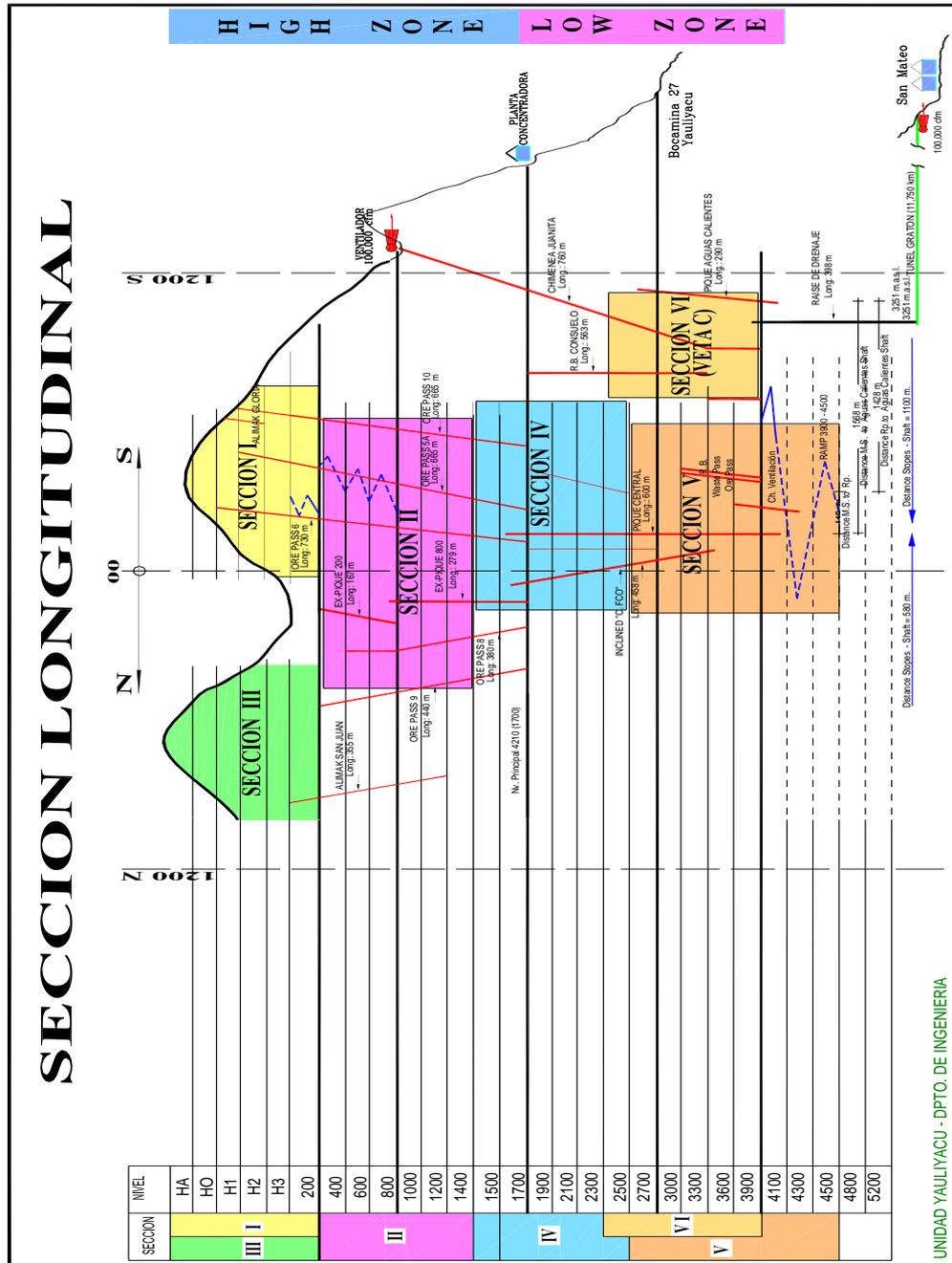
Figura 2. Organigrama del Área de Mina de la Unidad Minera Yauliyacu



Fuente: Departamento de productividad mina

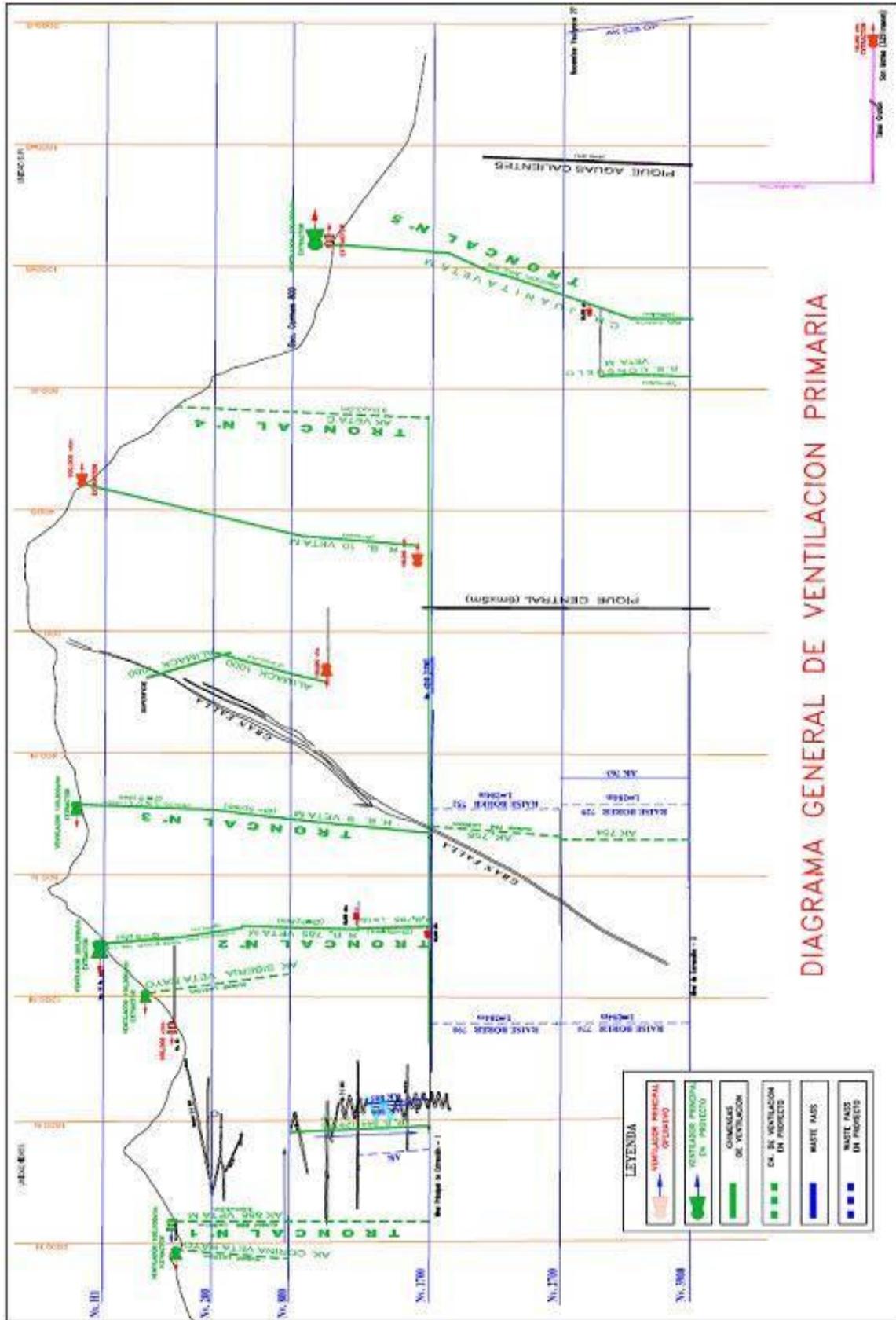
En la figura 3, se observa, la distribución de las sección y los niveles que conforman cada sección, ha acepción de la Sección I-III que están conformada por una sola jefatura, las demás secciones están conformada por jefaturas independientes.

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



Fuente: Departamento de planeamiento mina

Figura 4. Diagrama general de ventilación primaria

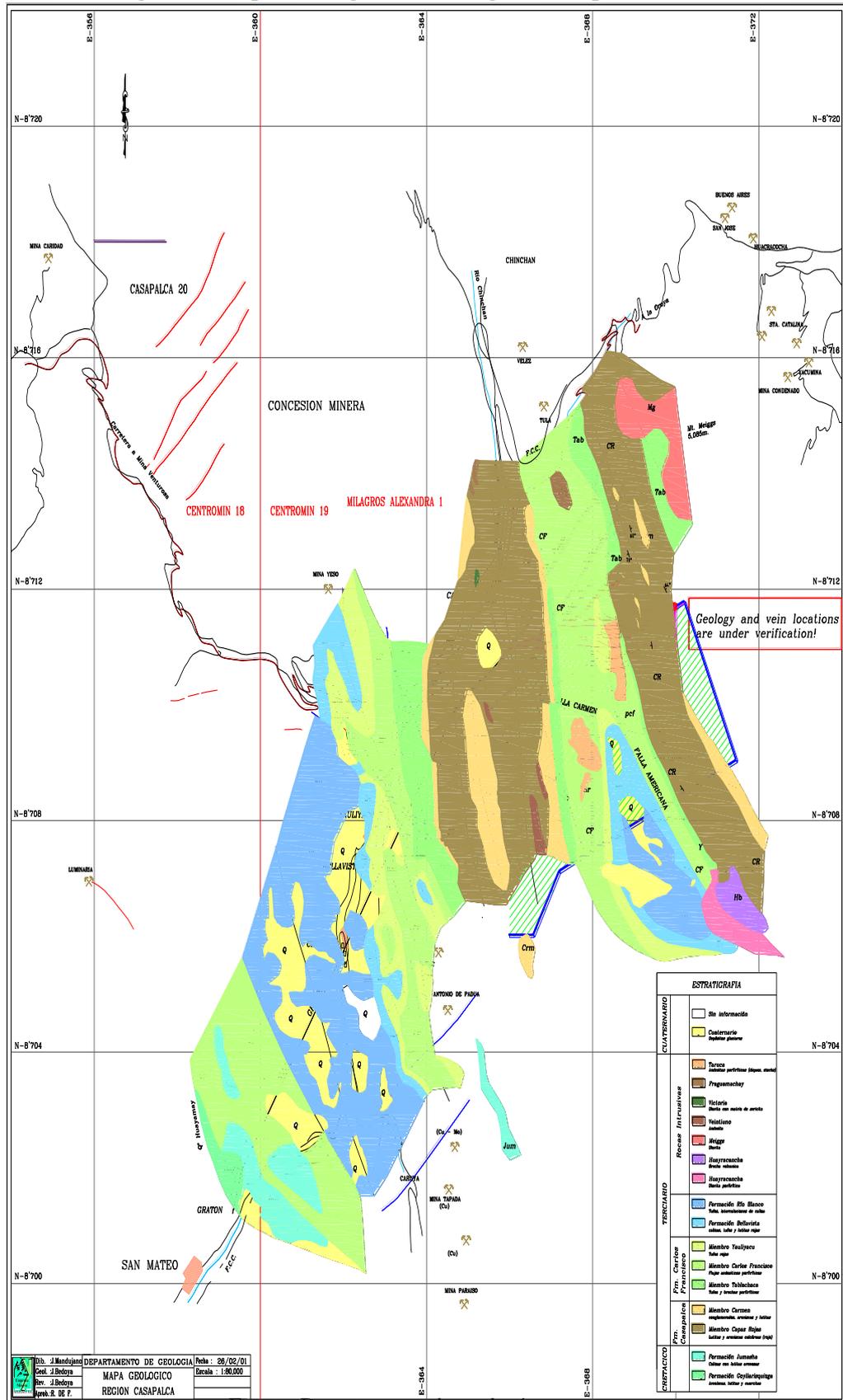


Fuente: Departamento de ventilación

## **2.4 GEOLOGIA 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 instruyendo la secuencia sedimentaria y volcánica

Figura 5. Mapa Geológico de la Región Casapalca



Fuente: Departamento de geología

## 2.5 ESTRATIGRAFIA.

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas (capas rojas), brechas y flujos volcánicos, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 m.

Figura 6. Columna Estratigráfica de la región Casapalca

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

Fuente: Departamento de geología

## **2.5.1 Cretaceo.**

### **2.5.1.1 Grupo Machay.**

En el área de Casapalca, este grupo no ha sido estudiado en detalle, está constituido principalmente por calizas con intercalaciones de lutitas arenosas, se ubica en la parte suroeste del distrito.

### **2.5.1.2 Formación Jumasha.**

Las rocas de ésta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo una secuencia correlacionable con esta formación constituida por calizas de color gris con algunas intercalaciones de lutitas, qué interceptada en el nivel 5200 por los túneles Graton. Secuencias representativas de calizas Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la Divisoria Continental, presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros que presentan las calizas de la formación Pariatambo, pertenecientes al grupo Machay, (J.J. Wilson, Enero de 1963). Macroscópicamente, las rocas presentan vetillas y puntos de epídota, clorita y granates configurando esto una alteración tipo skarn. En ésta zona, también se observan vetillas y disseminaciones de pirita, esfalerita, calcita, calcopirita y tetraedrita.

Estudios microscópicos de estas rocas (Rye y Sawkins), han detectado la formación de tremolita y finos granos de cuarzo a partir de la calcita. El skarn se halla atravesado por finas vetillas de grosularia, epídota, tremolita, calcita,

cuarzo y sulfuros diseminados. Los sulfuros que están en la matriz de cuarzo y calcita son: pirita, esfalerita con inclusiones de calcopirita de una primera etapa, tetraedrita y calcopirita de etapa posterior.

En base a estudios de secciones delgadas de muestras tomadas en la chimenea Raise Borer que une el nivel 3900 con el túnel Graton, se ha determinado:

- Muestra A (altura del nivel 3900, Graton Túnel) arenisca cuarzosa con matriz calcosilicatada, piritizada, epidotizada y calcitizada (G. Alric).
- -Muestra B-C-D-E (altura del nivel 3900, intermedias entre éste nivel y el túnel Graton) arenisca calcárea; cloritizada, piritizada, silicificada (M. Dalheimer).

## **2.5.2 Terciario.**

### **2.5.2.1 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 varía 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.

#### 2.5.2.2 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 porfíricas 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 porfíricos angulares generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfíricas 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.

#### **2.5.2.3 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.

#### **2.5.2.4 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.

#### **2.5.3 Cuaternario.**

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

##### **2.5.3.1 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.

### **2.5.3.2 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 feldespatos (oligoclasas-albita), hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

### **2.5.3.3 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.

## **2.6 GEOLGIA ESTRUCTURAL.**

### **2.6.1 Plegamiento y fracturamiento.**

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

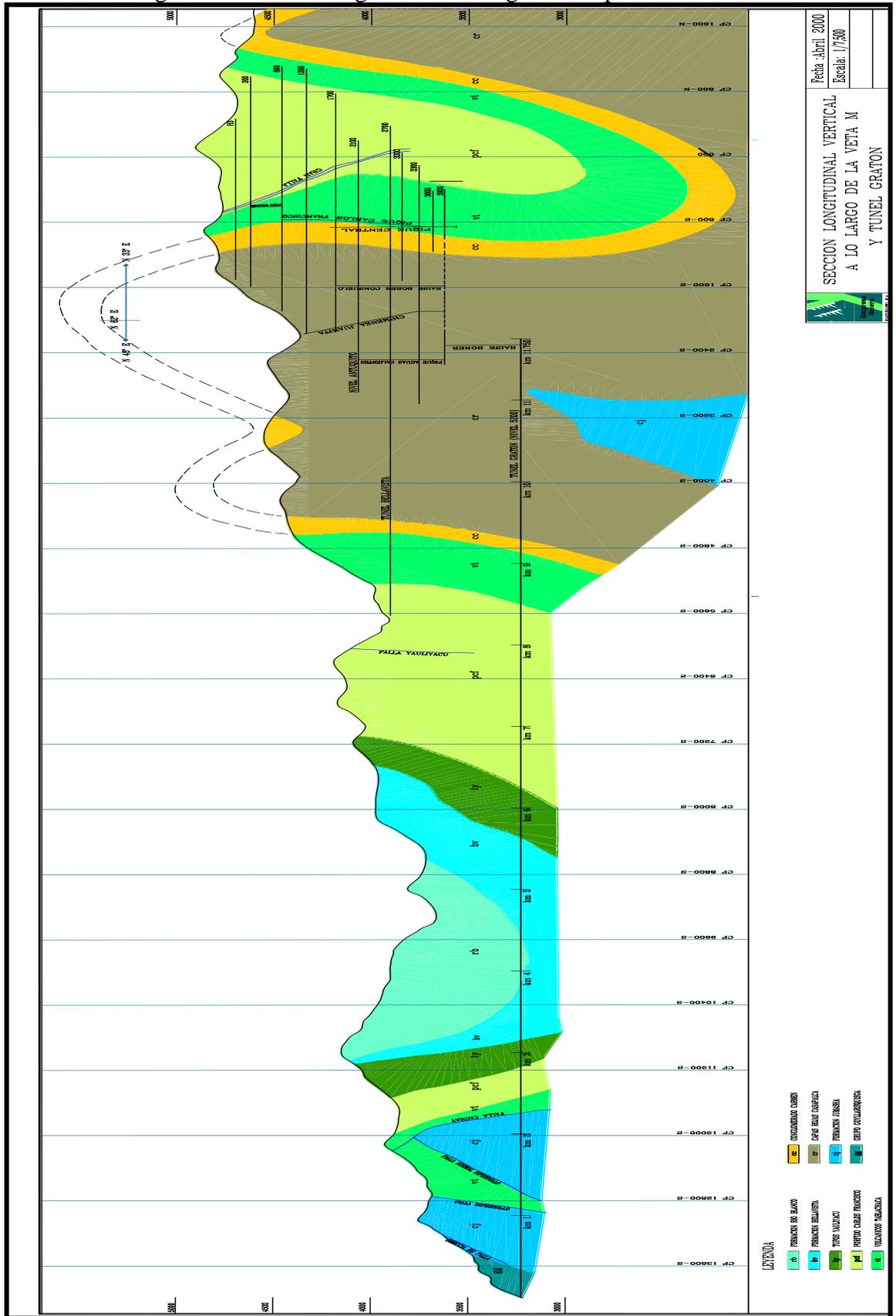
de N35°E paralelo al sistema de las vetas M y C. En subsuelo la Gran Falla de rumbo N55°O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

### **2.6.2 Lineamiento estructurales 120°-300°.**

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.

Figura 7. Sección Longitudinal de Región Casapalca



Fuente: Departamento de geología

## 2.7 MINERALOGIA Y TIPO DE ALTERACIONES.

La mina Yauliyacu es productora de Zinc, Plomo, Plata y cantidades menores de Cobre, la mineralogía es constituida por Esfalerita, Galena, Tetrahedrita y Calcopirita como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por Pirita, Calcita y Cuarzo.

La alteración hidrotermal de las rocas encajonadas es silicificación, piritización, sericitación en zonas aledañas a las vetas y propilitización a ciertas distancias de ellas.

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en 2 formas:

**2.7.1Vetas.** 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. han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2,000 m. Las vetas son angostas, generalmente menores a 1.00 metro de ancho.

**2.7.2Cuerpos.** Los principales controles estructurales para la mineralización de los cuerpos son: la intersección de estructuras y el movimiento normal de las fracturas pre-minerales (Veta M y L), que produjeron brechamiento y reapertura formando zonas permeables a las soluciones mineralizantes.

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

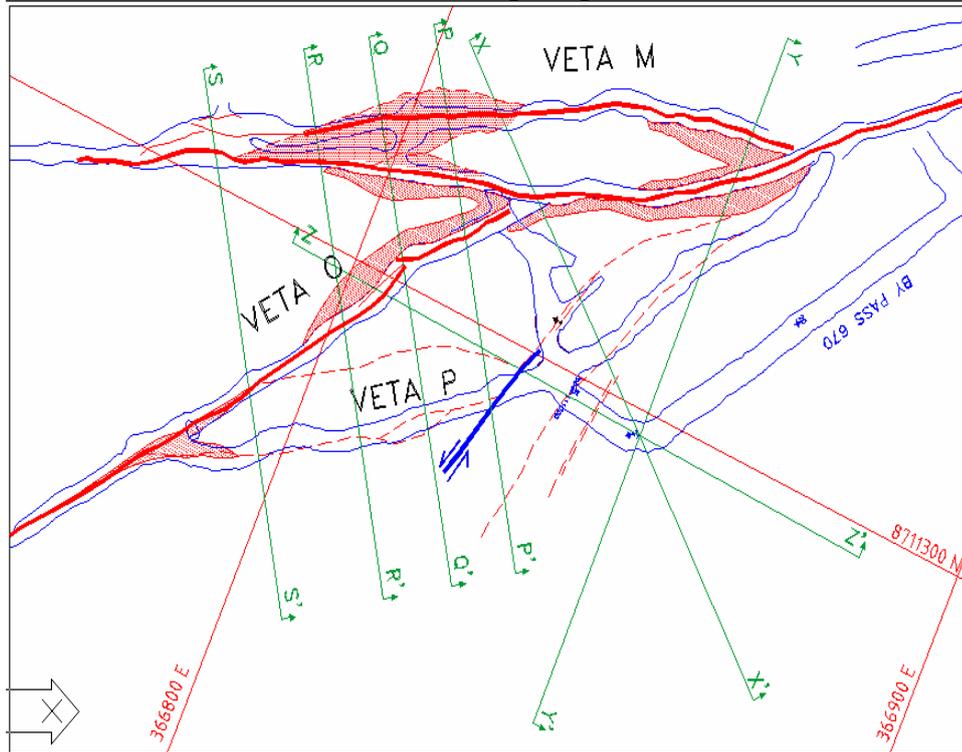
Considerando que las cajas diseminadas se ubican tanto al techo como al piso de las estructuras anteriormente explotadas – vacías –, a fin de confirmar reservas y recursos en estas áreas, la perforación diamantina normalmente atraviesa los espacios vacíos, para lo cual se ha logrado estandarizar procedimientos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

Pueden ser de tres tipos:

- **Stockwork** y diseminaciones laterales a las vetas;
- **Vetillas y diseminaciones** concordantes con la estratificación de areniscas y Conglomerados;
- **Sulfuros masivos** concordantes con niveles de conglomerado.

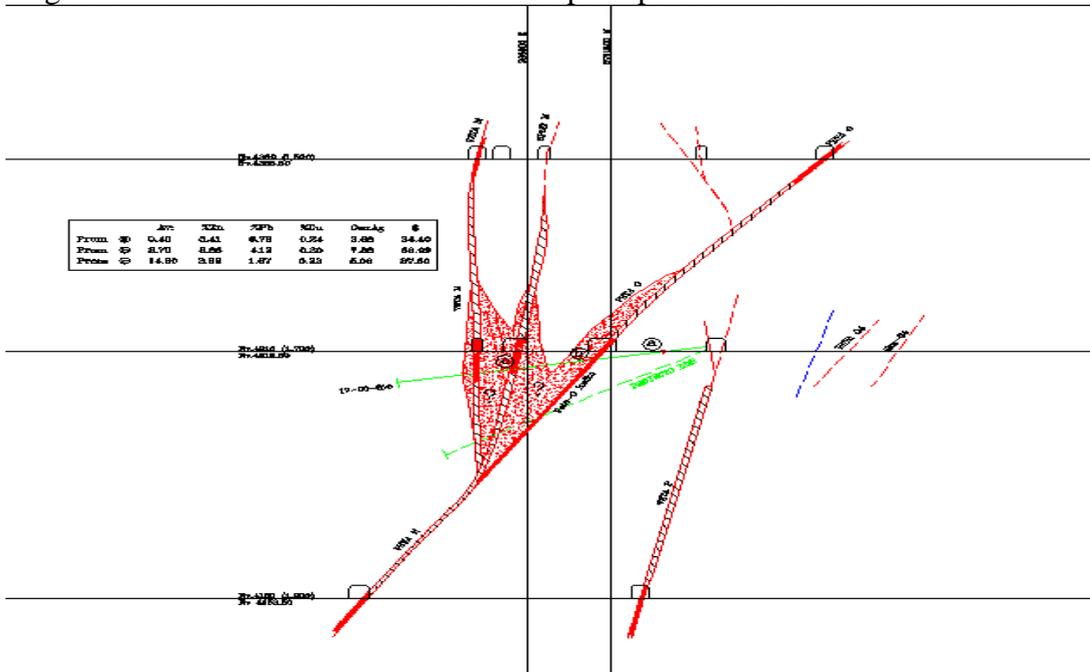
La mineralización está en todos los tipos de rocas: en limonitas del miembro Capas Rojas, en conglomerados del miembro Carmen, Tufos del miembro Tablachaca, Andesitas del miembro Volcánicos Carlos Francisco y Calizas de la formación Bellavista. Las vetas tienen un rumbo que varía de N 30o E y N 80o E con buzamientos que oscilan de 60o a 80° NO.

Figura 8. Formación de disseminados. Cuerpos tipo Stockwork en lazos simoidales



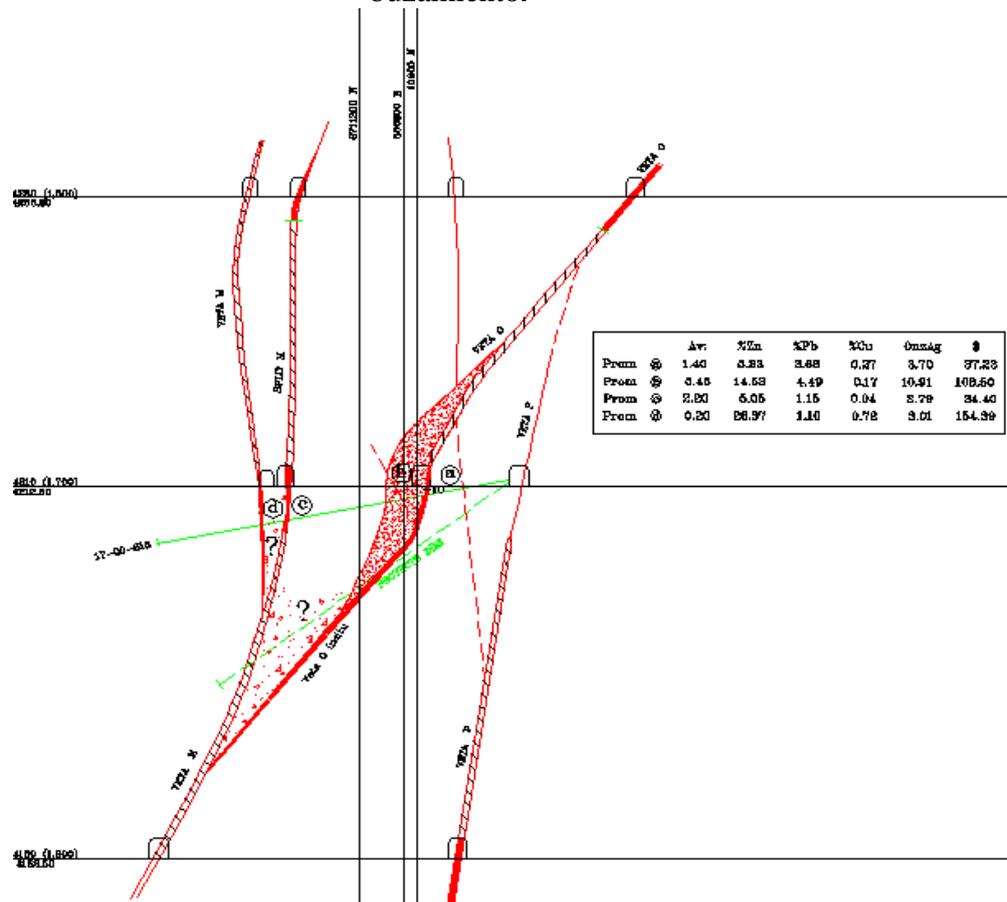
Fuente. Departamento de geología

Figura 9. Formación de disseminados. Cuerpos tipo Stockwork en unión de vetas.



Fuente. Departamento de geología

Figura 10. Formación de diseminados. Cuerpos tipo Stockwork en cambios de buzamiento.



Fuente. Departamento de geología

## 2.8 VETAS MÁS IMPORTANTES.

### 2.8.1 Veta C.

Conocida antiguamente como la veta de AGUAS CALIENTES, se ubica en la zona Sur del Sistema de Vetas de Yauliyacu y el tramo reconocido se encuentra íntegramente localizado dentro del miembro Capas Rojas de la formación Casapalca. La veta con Rumbo de N 45 E y buzamiento de 65 a 75 O, ha sido desarrollada y explotada en varios niveles.

La veta C ha sido parcialmente explorada en el nivel 3240 (5200) Túnel Graton por perforaciones diamantinas y por el desarrollo del propio túnel Graton.

La mineralización de la Veta C, ha sido formada por el relleno de una estructura de falla donde se ha conocido dos periodos de movimiento antes y después de la mineralización al Sur de las coordenadas 1200 S, la veta solamente puede ser explotada por el método de corte de relleno debido a la incompetencia de las cajas. Al norte de las coordenadas SF 1200 la veta es más definida siendo las cajas menos fracturadas pudiéndose explotar por el método de Shirinkage. Su mineralogía está conformada por sulfuros de cobre, plomo, zinc y plata asociados con calcita, rodocrosita, cuarzo como minerales ganga. Verticalmente y asociados a los cambios mineralógicos. Se pueden distinguir tres zonas en el plano de veta. En los niveles superiores la veta tiene mayor cantidad de plata. (Sulfoxales) También se ha observado presencia de estibina.

La zona intermedia se caracteriza por la presencia de escalerita, galena, tetraedrita, pirita y bournonita.

En los niveles inferiores la veta contiene principalmente tetraedrita, galena y esfalerita, pirita y cuarzo.

Ramal 151 C (106), Ramal 126 C (106)

### **2.8.2 Veta H**

La veta H es una estructura con alto contenido de Cobre, debido a la presencia de calcopirita, Este hecho ha complicado el estudio de zonamiento de la mineralización.

La veta tiene rumbo general norte-sur con buzamiento que varía entre 80 y 85 grados al Oeste y es conocida desde el nivel 4060 (H1) hasta el nivel 4490 (800).

Mineralógicamente está compuesta de abundante pirita, esfalerita, calcopirita con cantidades menores de galena, tetraedrita, cuarzo y calcita.

Se recomienda explorar la veta en los niveles H1, H2, 1000 y 1200.

### **2.8.3 Veta L.**

Tiene un rumbo de N 30 E y buzamiento que varía de 65 a 80 al NW. En la parte central de la mina, veta L, está en la caja techo de la veta M, como un ramal de la misma que va perdiendo continuidad en las Capas Rojas muy cerca de la unión de la veta H. Esta veta es una estructura del tipo de fractura abierta, rellenada de forma irregular y discontinua, por lo que a veces se presenta de una forma muy delgada. Es atravesada por pequeñas fallas y también por la gran falla, siendo su desplazamiento casi nulo o pequeño, generalmente hacia el oeste, hasta una longitud de 3 a 5 m.

La mena lo constituyen la esfalerita, tetraedrita, galena y calcopirita. La ganga está formada por cuarzo y calcita, aumentando la cantidad de carbonatos en el norte.

Las rocas encajonantes se hallan salificadas, sericitizadas, caolinizadas y piritizadas disminuyendo la alteración hacia el norte. En la parte central de la mina se hallan alteradas en una potencia de 30 m de la veta; en cambio a 2 Km. al norte la potencia de alteración es de 0.70 m de la veta.

Ramal L1, Ramal 256-L, Ramal 260-L, Ramal 305-L.

#### **2.8.4 Veta Rayo.**

La veta Rayo, es un filón que aflora en la quebrada del Carmen y la quebrada de Corina es un extensión superficial de 3200 metros y su extensión vertical es aproximadamente de 1500 metros.

La veta Rayo es una estructura filoneana hidrotermal con rumbo de N32E y buzamiento de 60 NW.

Data histórica y actual determina la veta Rayo como un filón principal, del sistema NE- SW, igual que la veta L, de la cual dista 550m hacia la caja techo. Atraviesa toda la columna estratigráfica terciaria del distrito, es decir las formaciones Casapalca y San Francisco.

### **2.8.5 Veta M.**

La veta M es una estructura principal del sistema de vetas de la mina Yauliyacu. LA veta M tiene un rumbo de N 30 E y buzamiento que varía entre 65 y 75 NO, se le ha desarrollado por más de 2300 m horizontalmente y aproximadamente 1300 m en la vertical. En esta extensión, atraviesa los diferentes tipos de roca sedimentaria y volcánica que se tiene en la mina. El estudio geológico de este hecho revelo dos cosas importantes:

La mineralización no sufre, aparentemente ninguna variación en los diferentes tipos de roca que atraviesa, pero si existe variación en la naturaleza de la fractura. El rumbo de la veta sufre variación, cuando pasa de un tipo de roca a otro.

La veta M es esencialmente un tipo de fractura abierta con segmentos de veta dispuestos en el sistema de estructuras de echelon. La potencia varia, de la zona central hacia los extremos. En la zona central e inferior, la veta presenta su mayor potencia (0.70 a 1.50 m) mientras hacia los extremos laterales y superior la potencia disminuye considerablemente (0.15 a 0.25 m).

## **2.9 DESCRIPCION DE LA UNIDAD DE PRODUCCION.**

La mina Yauliyacu es una mina subterránea que tiene seis secciones en 23 niveles de producción espaciados irregularmente con un promedio de 60m (intervalos de 50 a 75 m). Entre niveles; en todos los niveles, se encuentran las vetas y los cuerpos repartidos con rumbos N 20° W promedio, los cuales son extraídos con diferentes métodos de explotación. El nivel principal de la mina

es el nivel 1700 (4210) por donde se ingresa a las operaciones y donde se encuentra las Oficinas de Superintendencia Mina. Para la explotación de los niveles se desarrollan rampas positivas y negativas con 12% y 15% de gradiente, esta rampa han unidos los niveles desde la Zona I (H0) hasta Zona V (nivel 4500).

Actualmente la extracción se realiza en el Nv1700 en donde se encuentra la línea principal de extracción AFE con dos locomotoras de 12 t. y carros mineros de 180 p<sup>3</sup>. El mineral de la zona alta de la mina (Sección I, II, III) llega a este nivel mediante Ore Passes, mientras que el mineral de las labores que se encuentran por debajo del nivel 1700 (Secciones IV, V y VI) llegan también por chimeneas y Ore Passes hasta el nivel 3900 donde es extraída con locomotoras de 8 t. y carros mineros de 110 p<sup>3</sup> e izada por el Pique Central en un Skips de 12 t. Hasta el Chute N° 5 en la línea principal de AFE.

Para el carguío de mineral se cuenta con equipos de acarreo de bajo perfil (Scooptrams) diesel y eléctricos cuyas capacidades varían desde 1.0 Yd<sup>3</sup> hasta 4.2 Yd<sup>3</sup> algunos dotaos con telemando para labores en donde se aplica taladros largos; las perforaciones de preparación horizontales y rampas se realizan con Jumbo electro-hidráulico y maquinas perforadoras Jackles.

Los métodos de minado son variados de acuerdo a las características del macizo rocoso que presentan las cajas.

Cuadro 02: Porcentaje de aporte según método de explotación-

Método de Explotación		% de Participación
CRVC	Corte y relleno en vetas convencional.	6%
CRVCS	Corte y relleno en vetas convencional c/sostenimiento.	2%
SHK	Almacenamiento provisional (shrinkage)	2%
OPS	Tajeos abiertos (open stope)	7%
CRM	Corte y relleno mecanizado	3%
SLSC	Sub Level en cuerpos	65%
SLSV	Sub Level en vetas	15%

Fuente: Informe de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

Como se puede apreciar la explotación en vetas representa un 20% de la producción mensual, mientras que los cuerpos un 80%.

La elección del método de explotación depende de las características de los cuerpos y vetas; el método de Sublevel Stopping es aplicado en su mayoría en la zona alta, por tener buenas cajas y baja presión mina y en menor porcentaje en la zona baja, al contrario de corte y relleno ascendente, que es mas aplicado en las zona baja que se caracteriza por tener altas presiones los cuales no permite tener demasiado abertura por mucho tiempo, además de presentar estallidos de rocas en esta zona. El método Open Stope es aplicado en vetas angostas (0.80 m) de alta ley de plata y es ventajoso por su selectividad. Adicionalmente, se explota algunas vetas con el método Sublevel Stopping en vetas, para ello se utiliza equipos de perforación jumbos de menores dimensiones, entre ellos los mini Raptor y Raptor júnior.

El mineral extraído de la línea principal, es depositado en dos tolvas de 400 tn cada una; adicionalmente en superficies una tercera tolva con la misma capacidad que recibe el mineral proveniente de bocamina Yauliyacu. Cada una de estas tolvas está provista de alimentadores de oruga de 36"x 15' la misma

que descarga el mineral en una faja transportadora N° 1 de 36” x101’ para alimentar el chancado.

El drenaje de la mina se hace de dos diferentes formas:

- De la zona baja de la mina (3251msnm) se encuentra el túnel Graton de 11.7 Km. de longitud el cual está conectado al nivel inferior de la mina (Nv3900) mediante una chimenea tipo “Raise Bore” de 394 m y 5 pies de diámetro. El agua de este túnel capta el drenaje de la zona baja de mina hasta la cuenca del Río Rímac y cerca de la población de San Mateo.
- La parte superior de la mina se drena por el Nv 1700 en la bocamina San Francisco.

## **2.10 DESCRIPCION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION.**

Los métodos de explotación en la unidad minera Yauliyacu son variados los cuales son:

### **2.10.1 Open Stope (Tajeo Abierto).**

#### **2.10.1.1 Descripción del tipo de minado:**

Consiste en explotar una estructura realizando el mineral a través de niveles horizontales de abajo hacia arriba, de manera tal que el material roto caiga hasta un nivel inferior donde se realiza su carguío, luego un nuevo piso es hecho con plataformas de madera, quedando así todo el tajeo abierto,

pudiendo dejarse pilares, de caja a caja, para darle mayor estabilidad. Habitualmente se emplea en estructuras con un buzamiento no menor de 70°.

### 2.10.1.2 Consideraciones geomecánicas:

Este tipo de minado es sólo posible con roca de calidad regular a buena (RMR > 45) pues las cajas quedarán expuestas a una gran abertura.

Por motivos de estabilidad los bloques a minar se delimitarán con 50m a 60m de longitud y 35m de altura.

Cuadro 3. Parámetros de aplicación del método Open Stope

1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	0.8	< 0.80m;1.20>
Buzamiento	>70°	>75°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>45 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

### 2.10.1.3 Estándares de minado:

Se tiene como parte del estándar lo siguiente: una vez terminado el contorneo de la veta en el nivel base serán preparados los box holes, perforando chimeneas con una separación de 5 m entre ellas, las chimeneas tendrán sección de 1.5m x 1.5m, quedando un pilar de 3.5 m entre box holes. Para el avance en el tajo se debe llevar una altura de labor de 2.4 m como

máximo, al piso irán colocados puntales de avance de 6” de diámetro, instalados a 1.4m de distancia uno del otro; sobre los puntales se colocará tablas de 2”x 6”x 10’ (por lo menos 3), anulándose los espacios vacíos.

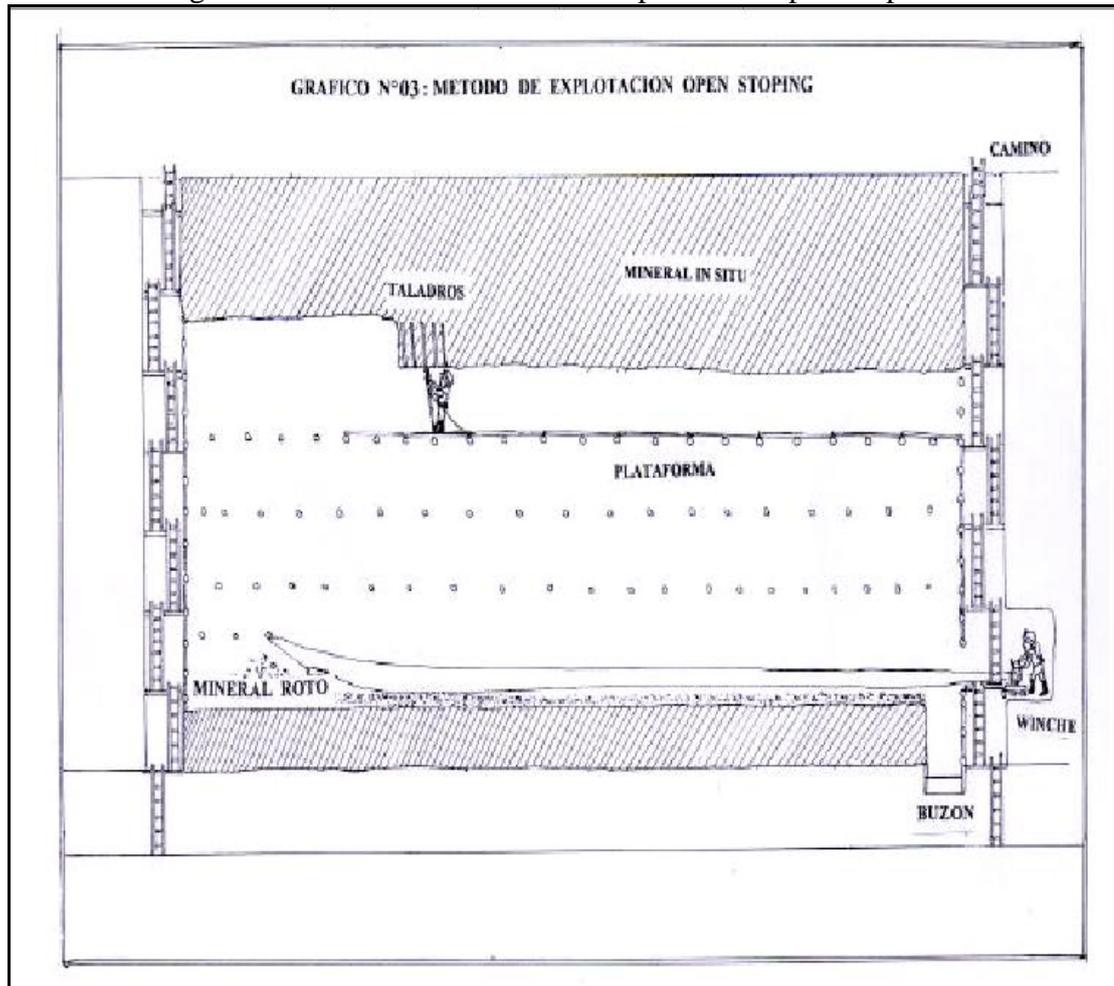
A medida que se va avanzando las cajas serán sostenidas en parte por los puntales de avance y también por los pilares que se vayan dejando; hechos 3 cortes por encima del conchado, se procederá a dejar una fila de pilares distanciados 10 metros entre sí de dimensiones 2.5m x 2.5m, pasados otros 3 cortes se procederá a dejar otra fila de pilares.

Cuadro 04. Labor de preparación de Open Stope

PREPARACION	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
SUBNIVEL 0.8 X 2.10	m	60	228.93	13735.8
DESQUINCHE 2.5 X 2.5	m3	274.2	18.94	5193.6
CHIMENEAS (2) 1.5 x 1.5	m	60	272.92	16375.3
BOX HOLES	unid	9	215.37	1938.3
TOLVAS CHINAS	unid	10	174.21	1742.1
SUB-TOTAL			US\$/.	38985.2
<b>COSTO DE PREPARACION/ TONELADA</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>5.38</b>

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

Figura 11. Grafico del método de explotación Open Stope



Fuente: Departamento de planeamiento mina

Figura 12. Plano del método de explotación Open Stope



		UNIDAD YAUTUYACU DEPARTAMENTO DE INGENIERIA	
REFERENCIA: PLAN: A. 001 S.A.S. S. 001 P. 001 001	AUTORIA: S. 001 S. 001 S. 001	TITULO: PLAN DE INSTALACIONES PARA LA MINA	FECHA: 00/00/00

Fuente: Departamento de planeamiento mina

## 2.10.1.4 Costo del método

Cuadro 05. Costo unitario del método Open Stope

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION OPEN STOPE						
Datos				Longitud de perf.	1.5 mts	
Longitud	60.0	mts		Taladros/gdia	32 tal	
Ancho	0.90	mts		tiempo de perf./gdi	180.0 mint	
Altura	60.0	mts		mts perf/gdia	48 mts	
Tonelaje	7,242.5	Ton		Tiempo Perf. /talad	5.0 mint/tal	
Altura de perforación	1.5	mts			3.33 mint/mt	
Nº de cortes	34.7	cortes		Velocidad de Perf	0.30 mt/mint	
Distancia entre puntal de línea	1.2	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	3.0	mts		Ton rotas/taladro	0.80	
				Ton rotas/Disparo	25.5	
<b>COSTO DE ROTURA</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>21.20</b>
<b>PREPARACION</b>						
			Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
	SUBNIVEL 0.8 X 2.10		m	60	228.93	13735.8
	DESQUINCHE 2.5 X 2.5		m3	274.2	18.94	5193.6
	CHIMENEAS (2) 1.5 x 1.5		m	60	272.92	16375.3
	BOX HOLES		unid	9	215.37	1938.3
	TOLVAS CHINAS		unid	10	174.21	1742.1
	SUB-TOTAL				<b>US\$/.</b>	<b>38985.2</b>
<b>COSTO DE PREPARACION/ TONELADA</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>5.38</b>
<b>SUB TOTAL</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>26.58</b>
<b>SUPERVISION (CIA)</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>0.93</b>
<b>MATERIALES</b>					<b>US\$/Tm</b>	
<b>ENERGIA</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>1.22</b>
<b>COSTO MINA</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>28.73</b>
<b>PLANTA</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>5.90</b>
<b>MANTENIMIENTO</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>0.61</b>
<b>INDIRECTOS</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>5.03</b>
<b>TOTAL</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>40.27</b>
<b>INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>7.74</b>
<b>COSTO TOTAL</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>48.01</b>
<b>INVERSION DE POR METODO DE MINADO</b>						
			Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
	Galeria de Reconocimiento 3.0m. x 3.0m.		m	60	535.00	32100.12
	Chimeneas de reconocimiento (1) 1.5 X 1.5		m	60	398.89	23933.16
<b>Total Inversion \$</b>						<b>56033.28</b>
<b>Costo unitario de inversion \$/Ton</b>						<b>7.74</b>

Fuente: Reporte de Costos de minado

## 2.10.2 Shirinkage

### 2.10.2.1 Descripción del tipo de minado.

En este método el mineral es cortado en niveles horizontales, de abajo hacia arriba, de manera continua, siendo almacenado en la parte baja. Progresivamente el mineral es retirado a través de box holes, dejando la altura suficiente para realizar un nuevo corte.

### 2.10.2.2 Consideraciones geomecánicas.

Este tipo de minado es sólo posible con roca de calidad regular a buena (RMR > 45) pues las cajas quedarán expuestas a una gran abertura. El modo de trabajo es similar al del open stope.

Cuadro 6. 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

### 2.10.2.3 Estándares de minado.

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, 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, 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.

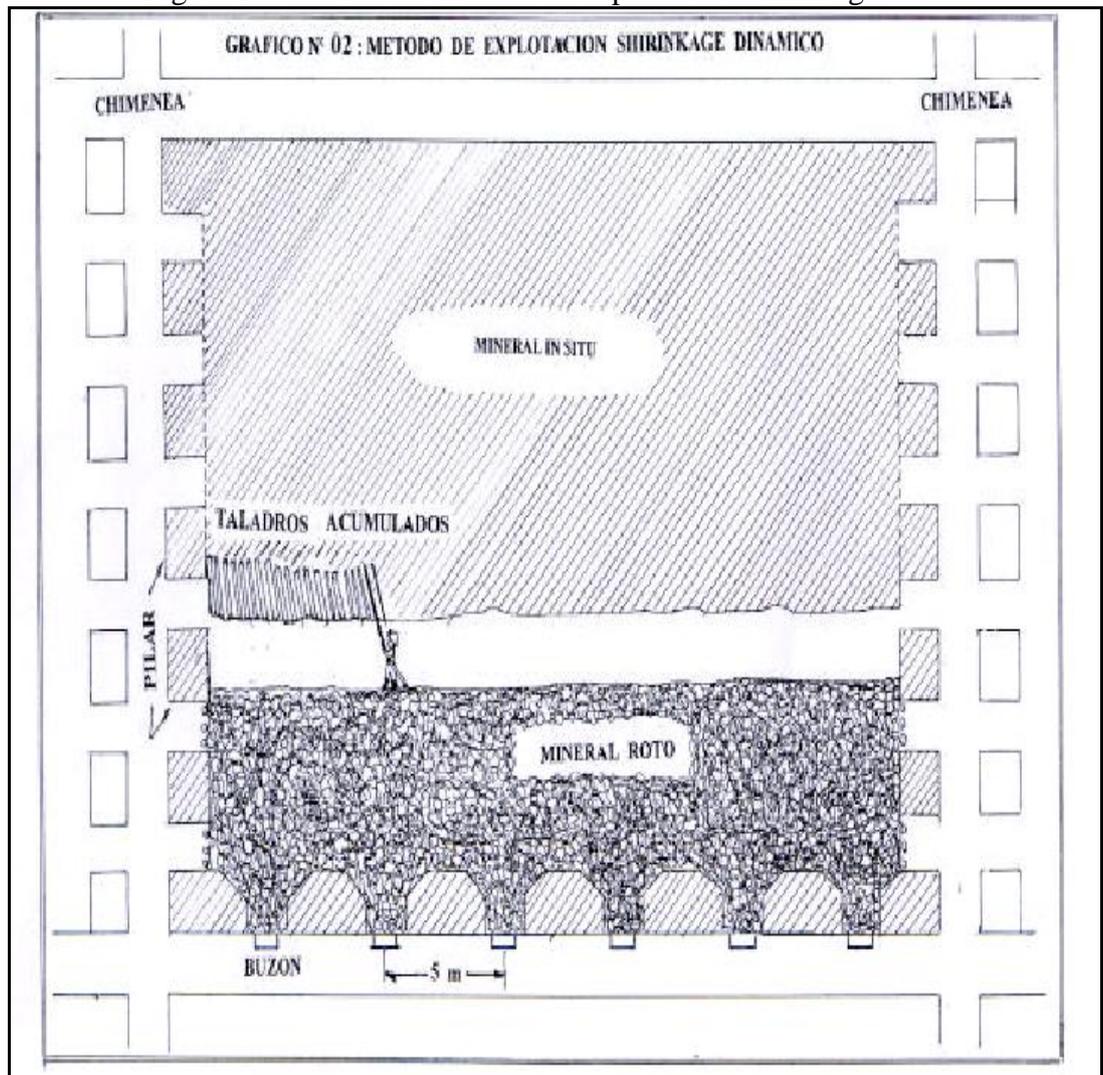
Las dimensiones de los tajos de Shirincage son aproximadamente de 100 metros de largo con paneles de 60 metros de altura, delimitados con dos chimeneas a los extremos

Cuadro 07. Labor de preparación del método Shirincage

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

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

Figura 13. Grafico del método de explotación Shirinkage.



Fuente: Departamento de planeamiento mina



Cuadro 08. Costo unitario del método Shrinkage

<b>ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION</b>							
<b>SHRINKAGE</b>							
Datos				Longitud de perf.	1.5	mts	
Longitud	60.0	mts		Taladros/gdia	30	tal	
Ancho	0.90	mts		tiempo de perf./gdi	180.0	mint	
Altura	60.0	mts		mts perf/gdia	45	mts	
Tonelaje	7,242.5	Ton		Tiempo Perf. /talad	5.0	mint/tal	
Altura de perforación	1.5	mts			3.33	mint/mt	
Nº de cortes	34.7	cortes		Velocidad de Perf	0.30	mt/mint	
Distancia entre puntal de seguridad	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		
<b>COSTO DE ROTURA</b>					<b>US\$/Tm</b>	<b>17.95</b>	
<b>PREPARACION</b>				Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
	SUBNIVEL 0.8 X 2.10			m	60	228.93	13735.80
	DESQUINCHE 2.5 X 2.5			m3	274	18.94	5193.62
	CHIMENEAS (2) de 1.5m. X 1.5m.			m	60	272.92	16375.32
	BOX HOLES			unid	15	215.37	3230.57
	TOLVAS AMERICANAS			unid	14	122.39	1713.46
	SUB-TOTAL					<b>US\$/.</b>	<b>40248.8</b>
	<b>COSTO DE PREPARACION/ TONELADA</b>			<b>-303 m.</b>		<b>US\$/Tm</b>	<b>5.56</b>
<b>SUB TOTAL</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>23.51</b>
<b>SUPERVISION (CIA)</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>0.93</b>
<b>MATERIALES</b>						<b>US\$/Tm</b>	
<b>ENERGIA</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>1.22</b>
<b>COSTO MINA</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>25.66</b>
<b>PLANTA</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>5.90</b>
<b>MANTENIMIENTO</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>0.61</b>
<b>INDIRECTOS</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>5.03</b>
<b>TOTAL</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>37.20</b>
<b>INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>7.74</b>
<b>COSTO TOTAL</b>						<b>US\$/Tm</b>	<b>44.93</b>
<b>INVERSION DE POR METODO DE MINADO</b>				Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
	Galeria de Reconocimiento 3.0m. x 3.0m.			m	60	535.00	32100.1
	Chimeneas de reconocimiento (1) 1.5 X 1.5			m	60	398.89	23933.2
	<b>Total Inversion \$</b>						<b>56033.3</b>
	<b>Costo unitario de inversion \$/Ton</b>						<b>7.74</b>

Fuente: Reporte de Costos de minado

### 2.10.3 Corte y relleno (Cut and Fill)

#### 2.10.3.1 Descripción del tipo de minado.

Este es un método de mucha selectividad, consiste en hacer un corte sobre mineral, una vez extraído todo el mineral la abertura será rellena con material estéril, de tal modo que este quede como un nuevo piso para el siguiente corte y brinde mayor estabilidad a la excavación.

#### 2.10.3.2 Consideraciones geomecánicas.

Este método puede aplicarse en cualquier calidad de roca, siendo necesaria la colocación de sostenimiento después de cada voladura

Cuadro 9. 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

### **2.10.3.3 Estándares de minado.**

Se realizará cortes de 2.1 metros y se sostendrá la roca de acuerdo a la calidad del macizo, terminado el corte se pasará a rellenar con relleno detrítico dejando la luz suficiente para realizar un nuevo corte en realce o breasting.

#### **APLICACIONES**

- Cuerpos con fuerte buzamiento
- Mineral firme
- Cuerpos competentes con límites irregulares
- Altas leyes

#### **VENTAJAS:**

- Muy selectivo
- Avance mínimo
- Muestreo continuo
- Baja dilución
- Alta recuperación

#### **DESVENTAJAS**

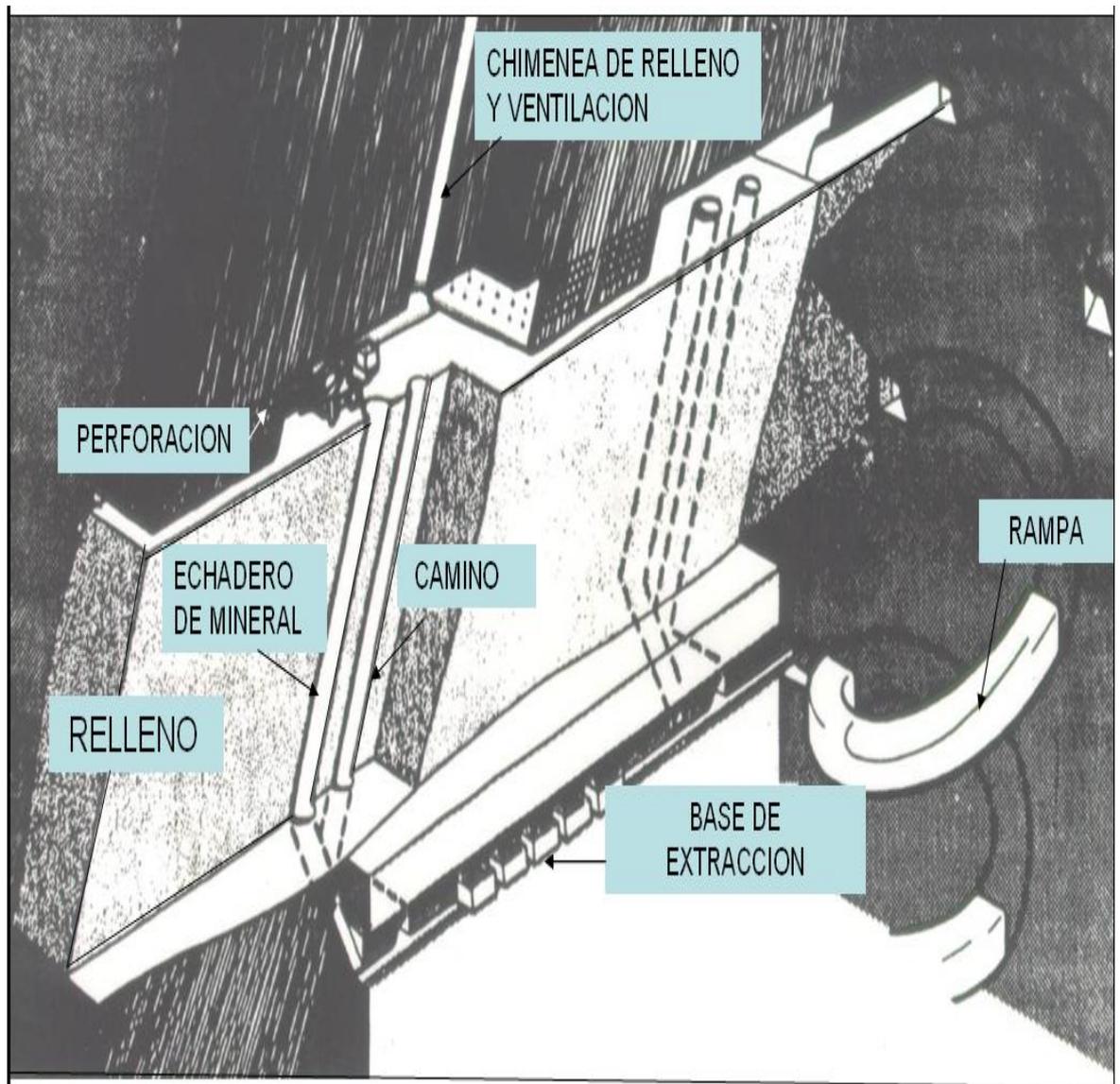
- Producción cíclica
- Labores intensivas
- Baja mecanización
- Baja productividad
- Costo adicional de relleno

Cuadro 10 Labor de preparación del método Corte y relleno

PREPARACION		Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
	SUBNIVEL 0.8 X 2.10	60	m	237.042	14222.5
	CHIMENEA de 1.5m. x 1.5m.	60	m.	272.922	16375.3
	OP de 1.5 m. x 1.5m.	60	m.	272.922	16375.32
	SUB-TOTAL			US\$	46973.2

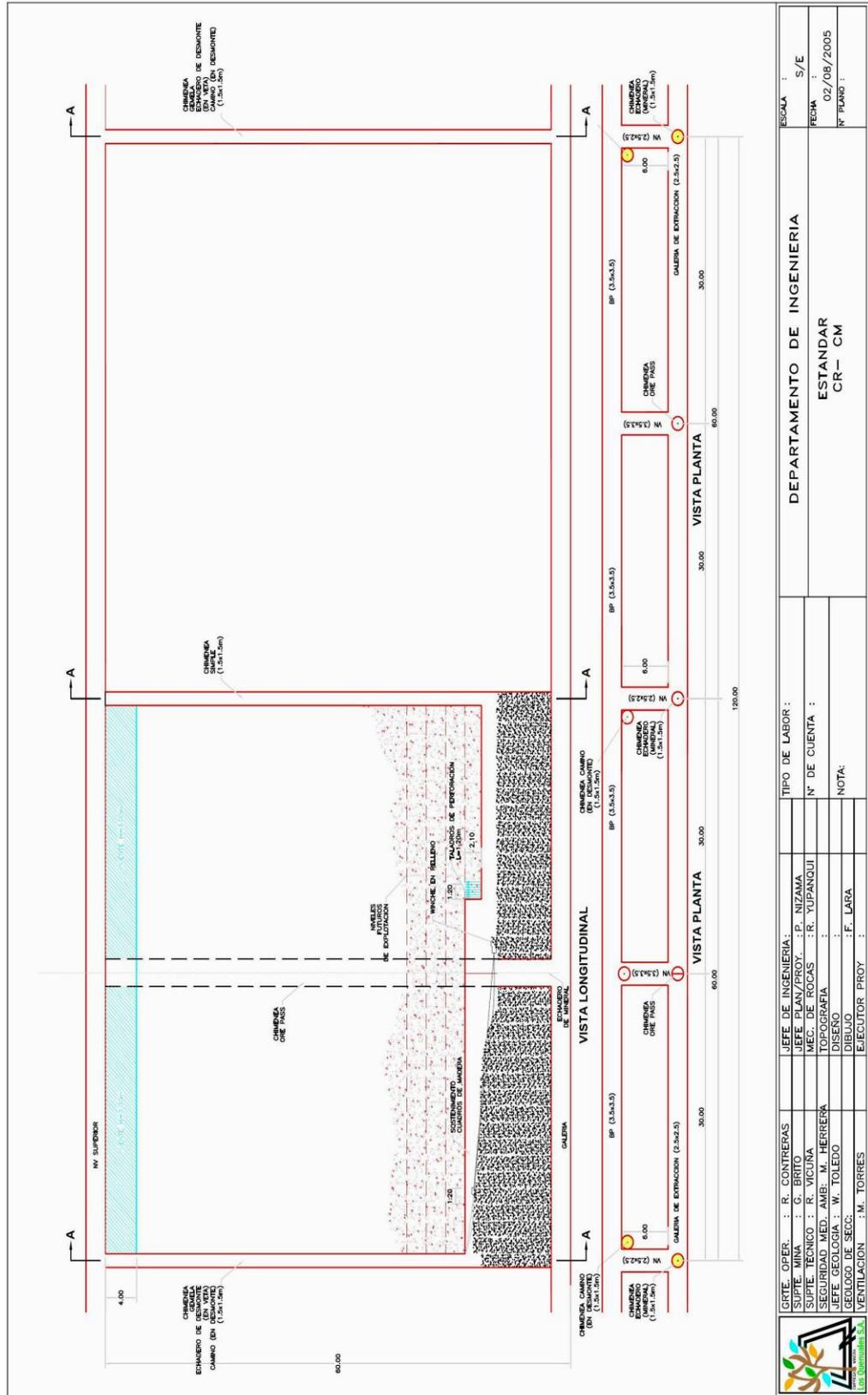
Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

Figura 15. Grafico del método de explotación Corte y relleno



Fuente: Departamento de planeamiento mina

Figura 16. Plano del método de Corte y Relleno Ascendente Convencional



Fuente: Departamento de planeamiento mina

## 2.10.3.4 Costo del método

Cuadro 11. Costo unitario del método Corte y Relleno.

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN REALCE					
<b>Datos</b>					
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	8,624	Ton	Velocidad de perf	0.33	mts/min
Tonelaje por corte	252.0	ton	Tal/guardia	28	tal
Nº de cortes	25.0	cortes	Mts perf/disparo	42	mts
Altura de labor	2.1	mts	tiempo perf total/disp	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
<b>PU DE EXPLOTACION</b>				<b>US\$/Tm</b>	<b>21.27</b>
<b>COSTO DE RELLENO CON SCOOP de 1.5</b>			Cantidad	Unid	Tarifa \$/.
TON/HR			20		
HORAS			431.2		0 0.0
<b>COSTO POR TONELADA</b>				<b>US\$/Tm</b>	<b>0.00</b>
<b>PREPARACION</b>			Cantidad	Unid	Tarifa \$/.
	SUBNIVEL 0.8 X 2.10		60	m	237.042 14222.5
	CHIMENEA de 1.5m. x 1.5m.		60	m.	272.922 16375.3
	OP de 1.5 m. x 1.5m.		60	m.	272.922 16375.32
	SUB-TOTAL				<b>US\$ 46973.2</b>
<b>COSTO DE PREPARACION / TONELADA</b>			180		<b>US\$/Tm 5.45</b>
<b>SUB TOTAL</b>					<b>US\$/Tm 26.7</b>
<b>SUPERVISION (CIA)</b>					<b>US\$/Tm 0.93</b>
<b>MATERIALES</b>					<b>US\$/Tm</b>
<b>ENERGIA</b>					<b>US\$/Tm 1.22</b>
<b>MINA</b>					<b>US\$/Tm 28.87</b>
<b>PLANTA</b>					<b>US\$/Tm 5.90</b>
<b>MANTENIMIENTO</b>					<b>US\$/Tm 0.61</b>
<b>INDIRECTOS</b>					<b>US\$/Tm 5.03</b>
<b>TOTAL</b>					<b>US\$/Tm 40.41</b>
<b>INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)</b>					<b>US\$/Tm 6.63</b>
<b>COSTO TOTAL</b>					<b>US\$/Tm 47.04</b>
<b>INVERSION DE POR METODO DE MINADO</b>			Unid	Cantidad	Tarifa \$/.
Galeria de Reconocimiento 2.5m. x 2.5m.			m	60	533.28 31996.8
Chimeneas de reconocimiento (1) 1.5 X 1.5			m	60	419.88 25192.8
<b>Total Inversion \$</b>					<b>57189.6</b>
<b>Costo unitario de inversion \$/Ton</b>					<b>6.63</b>

Fuente: Reporte de Costos de minado

## **2.10.4 Sublevel Stopping.**

### **2.10.4.1 Descripción del tipo de minado.**

Consiste en correr subniveles paralelos sobre estructura separados por bloques de mineral, los cuales serán extraídos perforando taladros largos verticales a lo largo de estos para realizar la voladura; todo el mineral volado es extraído a través de ventanas (draw points) ubicadas en el nivel base.

### **2.10.4.2 Consideraciones geomecánicas.**

Este método de minado es factible en roca con un RMR  $> 50$ , es decir rocas de calidad regular a buena.

### **2.10.4.3 Estándares de minado.**

Definido el mineral se correrán subniveles dejando un puente a minar de entre 10 y 15 metros. Paralelo al nivel base se excavará un by pass, a partir del cual se correrán ventanas que servirán para realizar la extracción (draw points). Se dejará pilares de por lo menos 5 metros, los cuales estarán espaciados entre 25 y 50 metros dependiendo de la calidad de roca, grado de esfuerzos y la infraestructura disponible

## **APLICACIONES**

- Cuerpos con fuerte buzamiento
- Caja y techo estables
- Cuerpos competentes

- Limites regulares del cuerpo

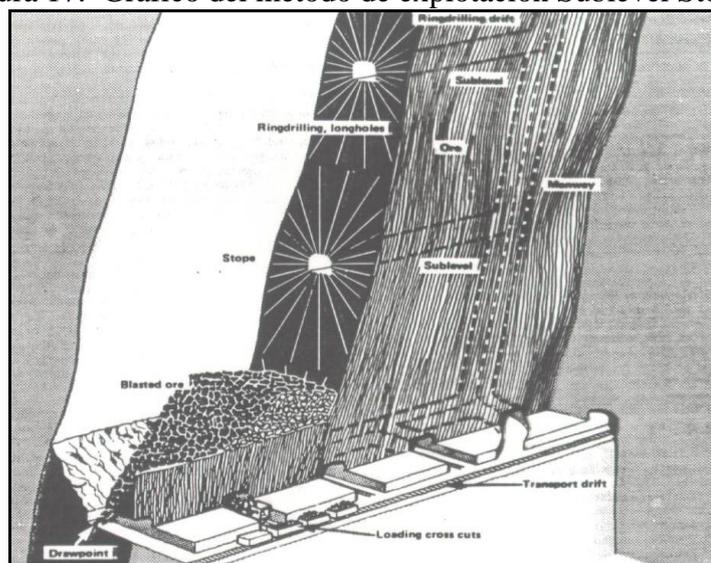
### VENTAJAS

- Alta producción
- Alta productividad
- Mecanización elevada
- Costos bajos - medios
- Es un método seguro
- Sistema flexible

### DESVENTAJAS

- Necesidad de un planeamiento detallado
- Alto costo de capital inicial
- Baja selectividad
- Recuperación moderada

Figura 17. Grafico del método de explotación Sublevel Stopping



Los detalles específicos del método se realizaran en el siguiente capítulo.

## **CAPITULO III: DESCRIPCION DEL METODO**

### **3.1 PARAMETROS DE APLICACIÓN DEL METODO.**

A continuación se indican los parámetros a considerar para la aplicación del método de taladros largos en recuperación de diseminado aplicados en la Unidad Minera Yauliyacu EMQSA, los parámetros a mencionar en dicho capítulo son partiendo de la teoría ya conocida y mejorada con forme a la experiencia e implementación del método en la unidad, esto permite que durante la implementación se requiera una serie de pruebas de acuerdo a las condiciones que se presenta en el terreno.

#### **3.1.1 Parámetros Geomecánicos.**

- Las rocas encajonantes (caja techo y piso) deben ser competentes y resistentes, deben tener una buena calidad de macizo rocoso con un RMR corregido mayor o igual a 60
- Se manejan en promedio alturas de 60 metros de abertura de nivel a nivel, considerando que se debe dejar pilares intermedios; de acuerdo al

programa de Phases 6.0 se deberá dejar pilares intermedios de un espesor mínimo de 5 m lo que ayudaran a redistribuir los esfuerzos y a la estabilidad de la labor y nos permite independizar los blocks de mineral de tal manera que se pueda ir rellenando el block minado mientras se explota el block contiguo, el factor de seguridad de los pilares debe de ser mayores a 1, para evitar la presencia de zonas de tensión.

- Otra consideración a tener en cuenta es el Radio Hidráulico, que está basado en la relación entre el área y el perímetro para nuestro caso se debe contar con valores mayor igual a 15.

### **3.1.2 Parámetros Geológicos.**

- El Ancho de la zona mineralizada para cuerpos debe de ser mayor igual a 3.0 m.
- El buzamiento de la zona mineralizada debe ser mayor a 60° para que permita la caída del mineral por gravedad.
- La presencia de Agua en la zona mineralizada debe ser mínima para que permita el uso de explosivo granulado.
- Los límites de la Estructura Mineralizada debe ser amplios y tener una forma regular para poder tener un mejor control en la dilución del tajo.
- El Valor de mineral diluido debe estar por encima de los 29.23 dólares.

### 3.2 INGENIERIA Y DISEÑO.

La implementación de de Long hole drilling en cuerpos diseminados se diseñan con longitud variables dependiendo de las diseminaciones del block mineralizado, se han preparados tajos de sublevel cuerpos de hasta 200 metros de largo por 80 metros de altura y para ello se considera los siguientes estándares:

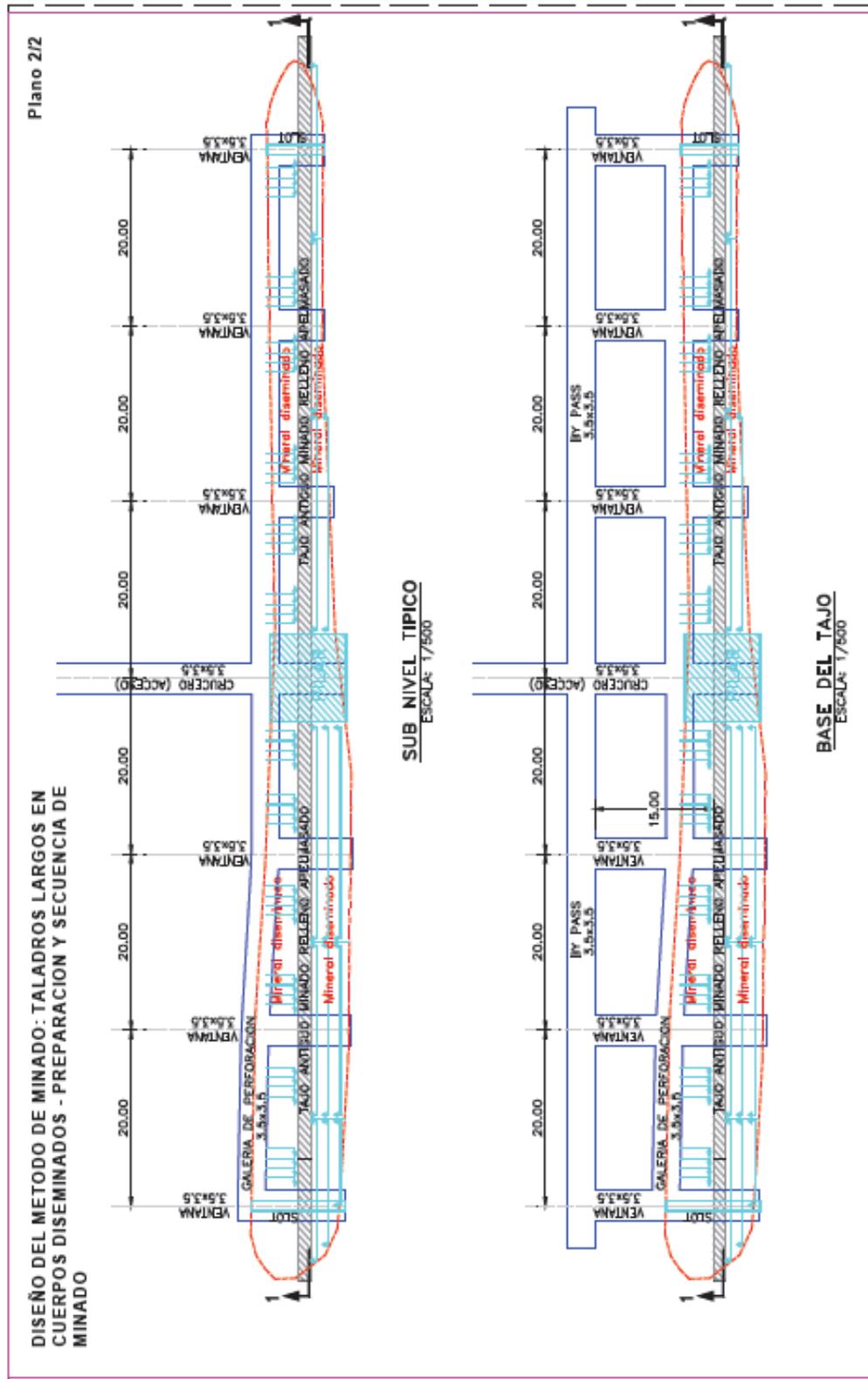
- El crucero de exploración será a partir de la rampa principal y/o acceso para determinar el diseminado la sección será de 3.5 m x 3.5 m con una gradiente máxima de 10% la cual será para determinar el cuerpo diseminado.
- El By Pass se desarrollara en material estéril, en roca competente que servirá como base para la extracción de mineral y tendrá una sección de 3.5 m x 3.5 m con una gradiente máxima de 3.0% y cuando se requiera será a dos aguas este By Pass se ejecutar en la base del tajo respetando el pilar hacia el diseminado recomendado por el área de geomecanica.
- La ventas se desarrollara como labores exploratorias para la delimitación del diseminado y labores e preparación en la base para la extracción de mineral, se ejecutaran perpendicularmente a la traza de la mineralización convencional (veta), la sección de las ventanas será de 3.5 m x 3.5 m con una gradiente de 1%, y las distancias entre ventana y ventana será de 20 m, medidas de eje a eje.

- La galería se ejecutara en mineral orientado hacia el norte como hacia el sur, la sección de la galería será de 3.5 m x 3.5 m y con una gradiente como máximo de 3%
- Se realizara la ejecución del Slot o cara libre cuando no se pueda descargar el relleno del tajo antiguo. El Slot puede ser realizado convencional o mecanizado.
  - **Convencional:** será realizado mediante maquina Jackleg a una sección de 1.5 m x 1.5 m y la inclinación será de acuerdo al buzamiento del diseminado, y la longitud será de 10.00 m y/o 20.00 m de acuerdo a requerimiento operacional
  - **Mecanizado:** Se realizara con equipo mecanizado (Simba) y la sección de la chimenea será de 2.00 m x 2.00 m la inclinación será de acuerdo al buzamiento del diseminado la longitud máxima en altura se de 10.00 m, tanto positivo como negativo (de acuerdo a la secuencia del minado).
- Según el diseño del tajo en explotación, se deberá considerar como una alternativa el uso de las ventanas comunicada a los tajos vacios para la cara libre y el diseño de perforación.
- Los subniveles de perforación se ejecutaran con una sección de 3.5 m x 3.5 m que es la sección requerida para perforar y operar adecuadamente, además servirán para delimitar el cuerpo diseminado y a partir de ese realizar el minado.

- La altura de entre los subniveles de perforación será de 20.00 m esto a fin de minimizar las desviaciones.
- Los bancos de minado serán de 55 m a 60 m.
- En el caso que el tajo finalice en el Nivel superior, se dejara un puente recomendado por el área de geomecanica.
- Se deberá contar con un plano que indique la secuencia de minado (Secuencia de los paneles que se van a explotar) indicando la ubicación de los pilares y los subniveles de perforación.

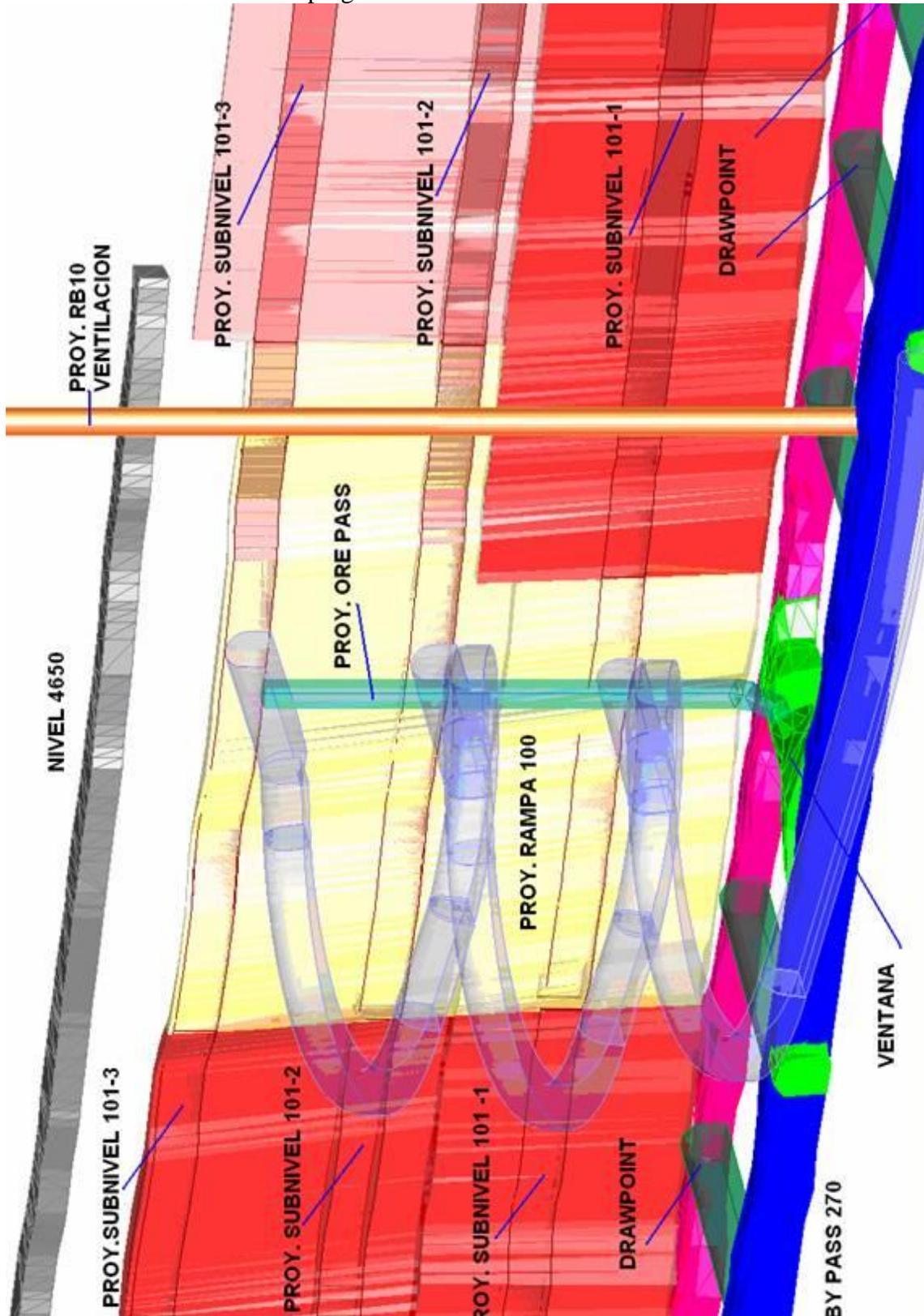
Figura 18. Grafico de labores de preparación del método de explotación Sublevel

	<b>ESTANDAR TECNICO</b>		CODIGO	IV-PTO-044
			REVISION	01
			APROBADO	28.08.2010
<b>Método de Explotación Sub Level Cuerpo Diseminado</b>			PAGINA	4 de 4



Fuente: Departamento de planeamiento mina

Figura 19. Corte en Sección de las labores de Preparaciones para el método Sublevel Stopping



Fuente: Departamento de planeamiento mina

### 3.3 SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento es un estándar aplicado en la mina Yauliyacu y se aplica de acuerdo a las recomendaciones del área de geomecánica ya sea en la etapa de preparación en la base así como en los Subniveles de perforación, estos tipos de sostenimiento pueden ser variados y sea pernos de roca tipo barra helicoidal mas malla metálica, cimbras especialmente en labores cercano a los tajos vacíos, pernos helicoidales sistemáticos, Split Set.

Es importante mencionar que todo tipo de sostenimiento es aplicado antes que los esfuerzos inducidos pongan en riesgo la estabilidad de la excavación, por lo tanto se debe de aplicar tan pronto sea realizado al excavación, previa evaluación geomecánica.

Tomar en cuenta que durante el proceso de minado este sostenimiento trabajará a lo largo de todo el nivel de perforación evitando la dilución por desprendimiento de las cajas.

Figura 20. Sistema de Sostenimiento aplicado en la mina Yauliyacu



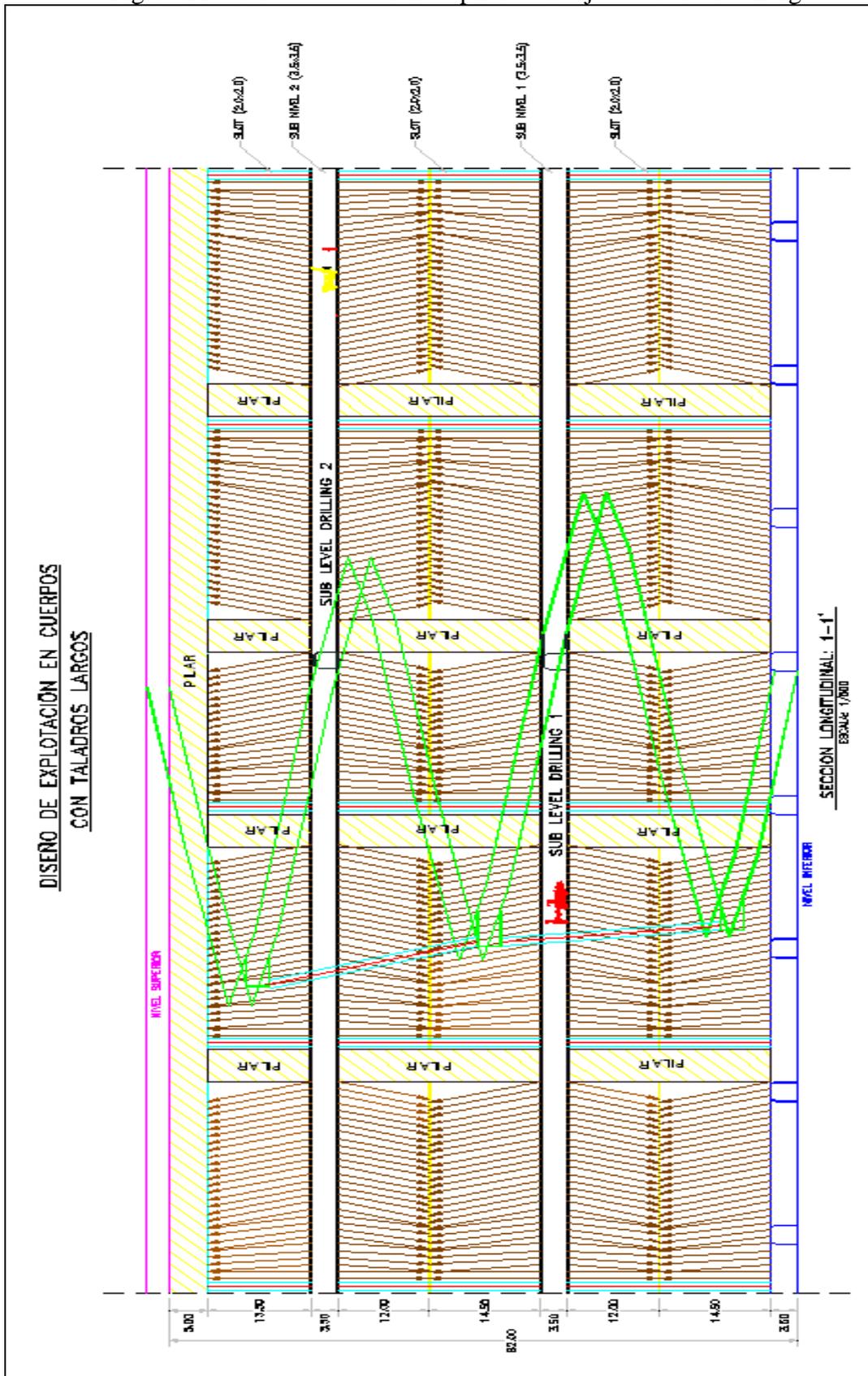
Fuente: Departamento de Geomecánica

### **3.4 DISEÑO DE PILARES NATURALES.**

La unidad Yauliyacu es un mina de profundizaciones considerables en donde la mayoría de su producción se debe a la recuperación de diseminado mediante el método Sublevel Stopping en el cual crea vacios de gran magnitud dando origen a los estallidos de rocas, que se debe a los relajamientos de la roca, por tal motivo se debe dejar pilares intermedios que nos permite crear vacios de menor tamaño en los tajos, al separar los bloque de explotación, lo que nos permite también independizar los blocks de mineralización, de tal manera que se pueda ir rellenando el block minado mientras se explota el block contiguo, y esto a la vez nos permite prevenir los estallidos de rocas.

Los pilares serán de 10.00 m. De ancho de caja piso a la caja techo, y la distancia de pilar a pilar será determinado por el área de geomecanica de acuerdo al cuerpo diseminado.

Figura 21. Plano de ubicación de pilares en tajos de Taladros Largos



Fuente: Departamento de planeamiento mina

### 3.5 DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION.

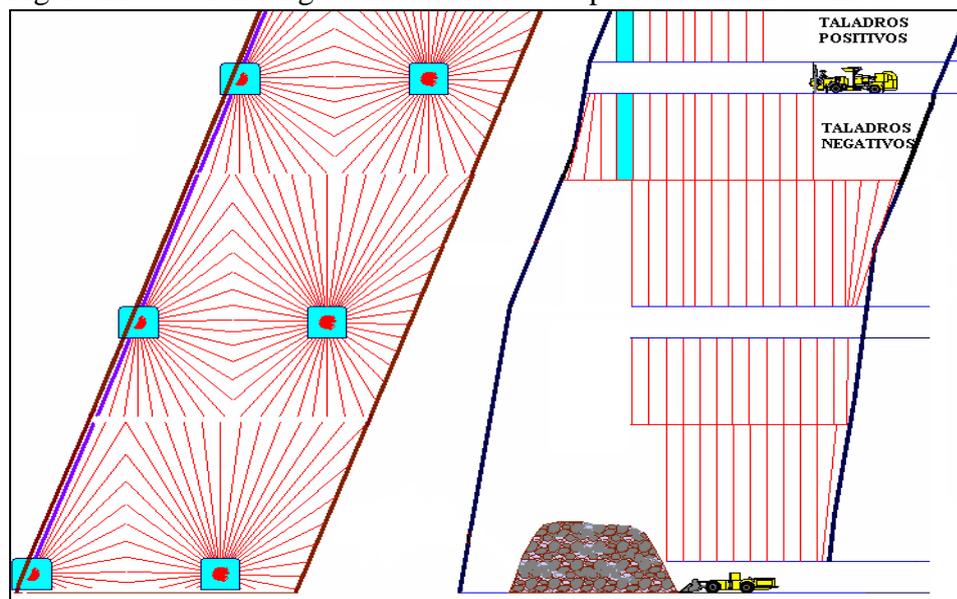
Para el diseño de la malla de perforación se debe tener en cuenta la competencia de las rocas encajonantes la presencia de los aspectos estructurales más importantes como geodas, fallas, plano, topografía actualizada y el equipo de perforación disponible y adecuada.

#### 3.5.1 Mallas de perforación en abanico.

Este tipo de mallas se aplica en cuerpos diseminado la perforación de taladros son de longitudes variables superiores a 15 m. Dependiendo de las dimensiones del block mineralizado.

A partir de los subniveles de perforación se realizan perforaciones de taladros ascendente y descendente en abanicos para lo cual se utiliza diámetros de brocas de 64mm. Con la finalidad de minimizar desviaciones de los taladros.

Figura 22. Sección longitudinal de mallas de perforación en abanico.

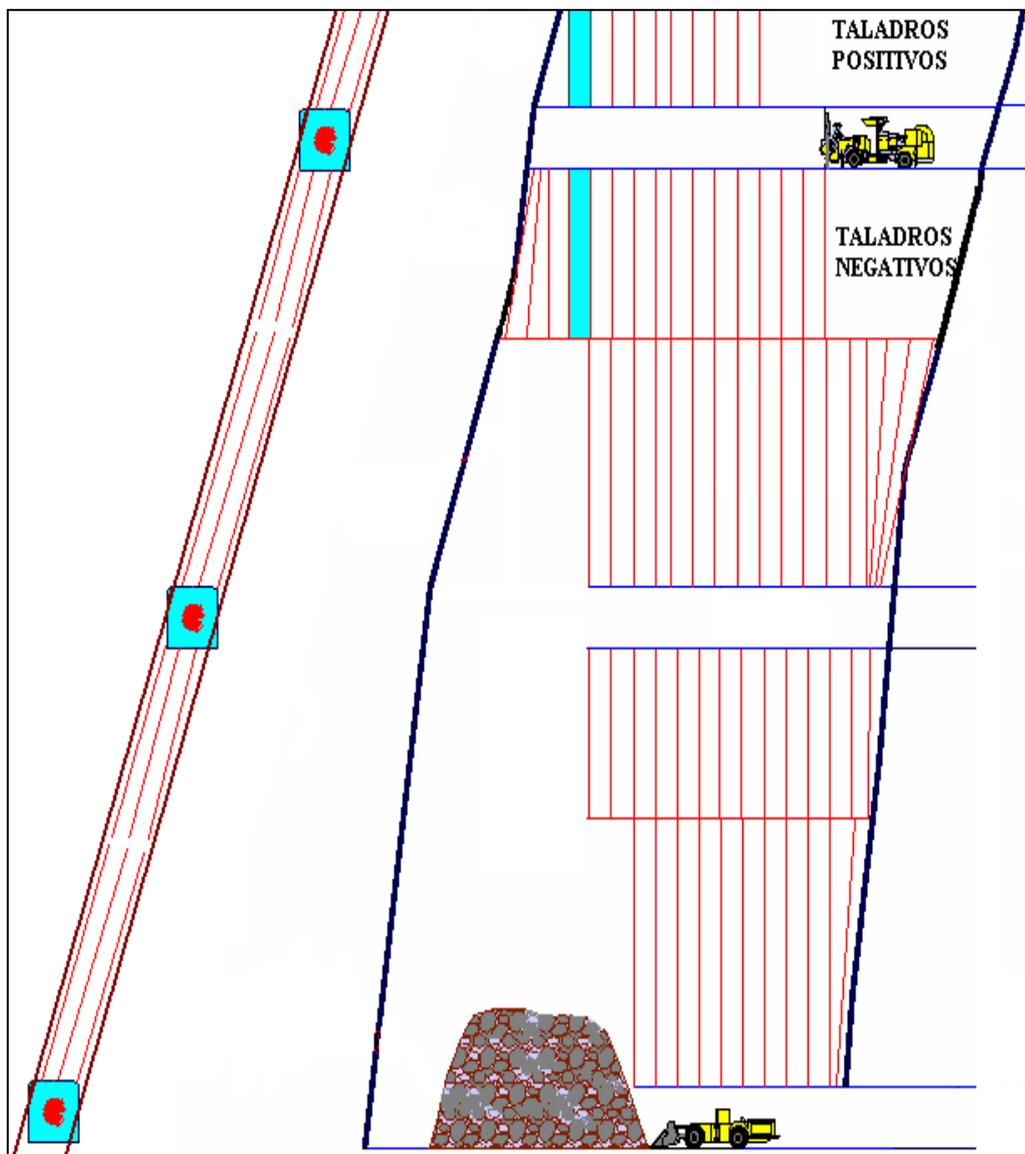


Fuente: Departamento de planeamiento mina

### 3.5.2 Mallas de perforación en paralelo.

Este método se aplica básicamente en Blocks de mineral de potencia menores, vetas donde la potencia minable es de 1.5 m hasta 3.00 m, la sección de los subniveles es de 2.50 m x 2.50 m sirven como subniveles de perforación así como también para el desplazamiento de los equipos de de limpieza.

Figura 23. Sección longitudinal de mallas de perforación en paralelo



Fuente: Departamento de planeamiento mina

### **3.5.3 Descripción de Equipos de Perforación.**

En la Unidad Minera Yauliyacu tenemos los equipos de perforación tales como los jumbo Jumbo Boomer 126XN, Simba H-157 DC N° 1, 2 son equipos autopropulsados que permite ser trasladado con mucha facilidad a los diferentes niveles de perforación, la sección mínima para la perforación de dichos equipos es de secciones de 3.5 m x 3.5m.

Estos jumbos están provisto de maquinas perforadoras COP 1238 que permite realizar perforaciones en abanico y paralelos así como positivos y negativo, un elemento importante es que cuenta con dos estinger que permite fijar al equipo una vez posicionado al techo y piso de la labor reduciendo al desviación por efectos de esfuerzos en la perforación, las dimensiones del equipo de perforación pueden apreciarse en la figura 24

Las principales características de este equipo se presentan en el cuadro 12

Cuadro 12. Características Principal Jumbo Electro Hidraulico Simba H157  
Especificaciones técnicas: *Jumbo electro Hiraulico modelo Simba H-157*

**Vehículo Portador**

Motor Diesel	Deutz F4L912W N° Serie 8510845
Bomba de Sistema de Transmisión	Hidromatic A4V5GDA
Motor de Sistema de Transmisión	Hidromatic A6VM55EL
Caja de Engranajes	Hurth 300
Ejes de Rueda	Hurth 171
Frenos de Desplazamiento	Frenos de Disco hidráulicos sumergidos en baño de aceite en las cuatro ruedas. Sistema de circuito doble.
Freno Estacionamiento/emergencia	Hidráulico Mecánico en las cuatro ruedas
Neumáticos	7.5 R15 X 2R
Presión de Neumáticos	8 Bar
Baterías	2 X 12 V 70 Ah
Catalizador	3300-103

**Sistema de Perforación**

Bomba hidráulica	Rexroth A10V71+ Bomba de Rueda dentada CMR3R COMD315
Motor Eléctrico/Bomba Hidráulica	ABB-M2AA225SMB452KW
Voltajes primarios	380/420/440/500/600V
Frecuencia	50/60 HZ
Sistema de Perforación	12-45-1
Chasis	DC4 N° Serie 97A139
Brazo Hidráulico	BUT 4 N° Serie 97B248
Viga de Avance	BMM 1304-502 N° Serie 96F27013
Perforadora	COP 1238 ME-T38 N° serie 97D605
Compresora	LE 22105 N° Serie MW 033322
Bomba de Agua	CR4-60 (982018)
Soporte de Barra de Perforación	BDH 110
Cable Eléctrico	RDOT 4X35 mm. 285 metros

**Volúmenes (litros)**

Motor Diesel Aceite	8 Lts.
Caja de engranajes	9.5 Lts. Total
Deposito de Aceite Hidráulico, Máx.	120 Lts.
Deposito de Combustible	40
Eje de Ruedas (litros)	
Engranaje Central	4,5 - 5
Engranaje de Cubo cada lado	0.2
Cuerpo de Brazo	2 - 2.5 (cambio de aceite)

Fuente: Informe Técnico de perforadoras Atlas Copco

Figura 24. Dimensiones principales Jumbo Electro Hidraulico Simba H157

**EQUIPO: ATLAS COPCO SIMBA H 157**

**Componentes del Jumbo**

**Dimensiones**

- Ancho: 1200 mm.
- Altura: 1990 mm.
- Longitud: 9460 mm.
- Radio de Giro: 4400/2485 mm.
- Peso: 8800 kg.

**Presiones de aceite para:  
(ALTA)**

- Presión de rotación - 60 Bar
- Presión percusión - 170 Bar
- Presión Avance - 80 Bar

**(BAJA)**

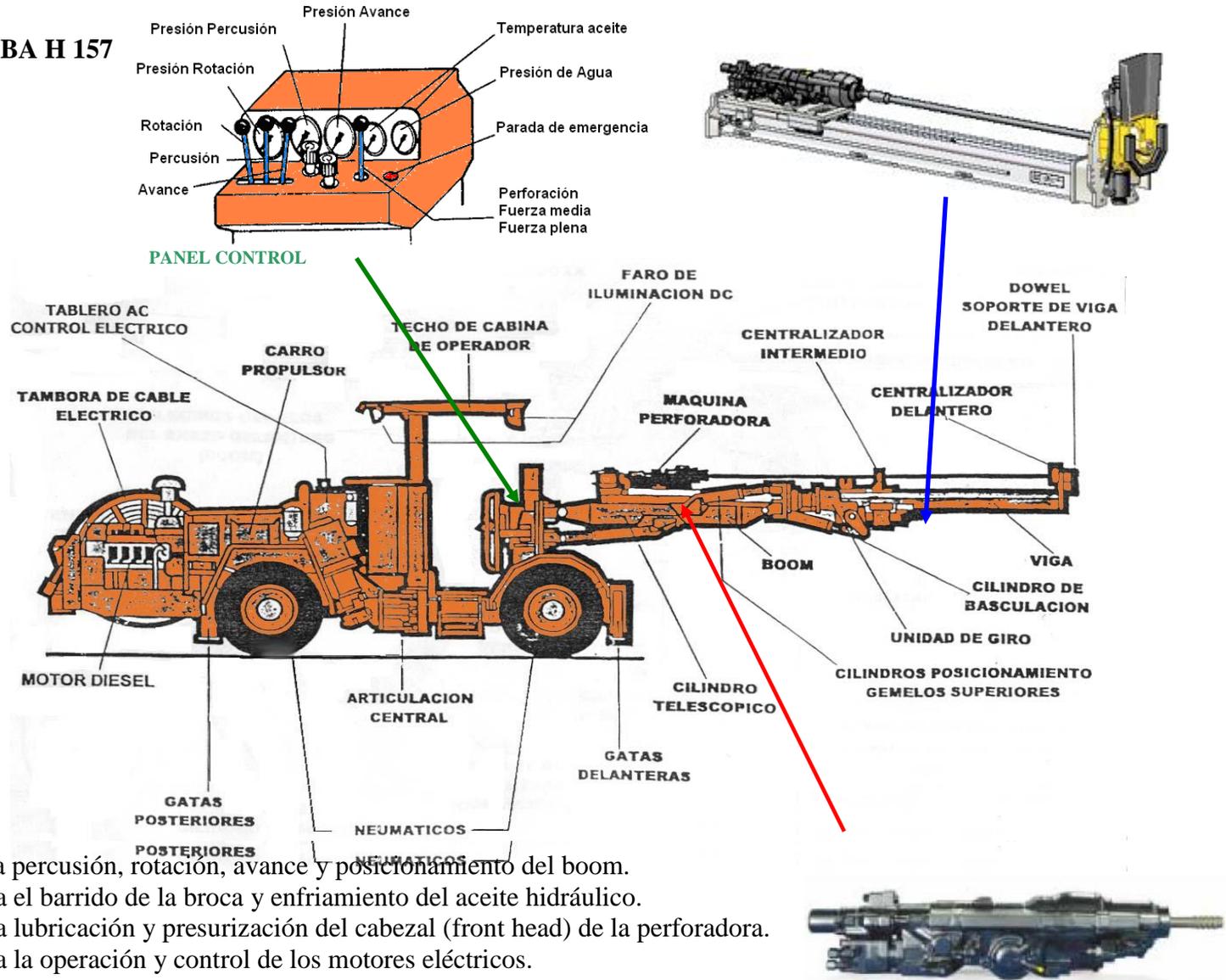
- Presión de rotación 40-50 Bar
- Presión percusión 120-140 Bar
- Presión Avance 60-75 Bar

**Presión de Agua**

- Alta 10 Bar
- Baja 5 Bar
- Efectiva 5 - 4 Bar

**Descripción de Sistemas**

- ✓ Sistema Hidráulico : para percusión, rotación, avance y posicionamiento del boom.
- ✓ Sistema de Agua : Para el barrido de la broca y enfriamiento del aceite hidráulico.
- ✓ Sistema de Aire : Para lubricación y presurización del cabezal (front head) de la perforadora.
- ✓ Sistema Eléctrico : Para la operación y control de los motores eléctricos.



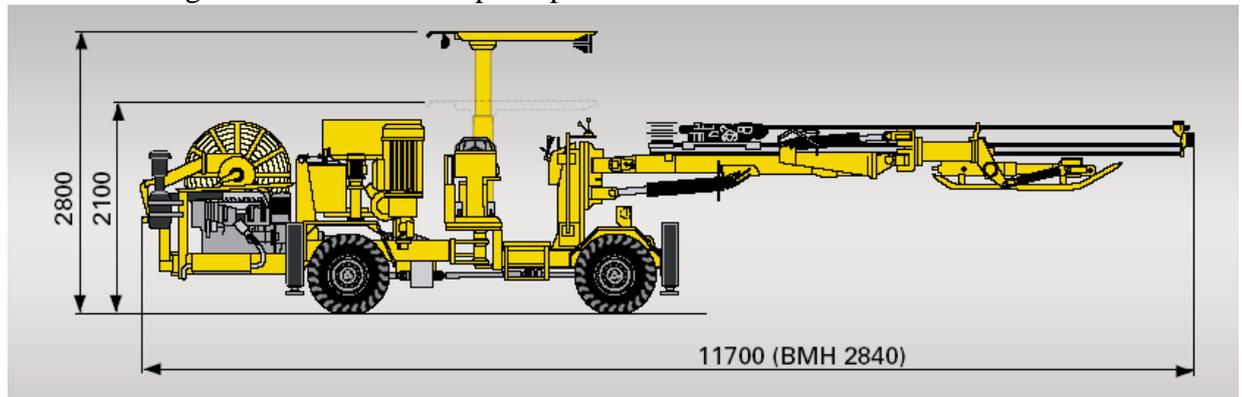
Fuente: Informe Técnico de perforación Atlas Copco

## EQUIPO DE PERFORACIÓN – ROCKET BOOMER

### Especificaciones técnicas

Longitud: 11700 mm  
 Altura: 2100 – 2800 mm  
 Ancho: 1700  
 Peso: 9300 Kg.  
 Radio de Giro: 2800/4400 mm  
 Rock drill: COP 1238  
 Feed: BMH 2825

Figura 25. Dimensiones principales Jumbo Rocket Boomer



Fuente: Informe Técnico de perforación Atlas

Cuadro 13. Parametros Principal Jumbo Rocket Boomer

	PARAMETROS	VALORES
<b>T</b>	Tiempo efectivo de operación (min./hr)	35.55
<b>Per</b>	Peso específico de material perforado (t/m <sup>3</sup> )	2.8
<b>Dterr-mord</b>	Distancia terreno a mordaza	0.12
<b>Pbp</b>	Promedio de barras perforadas/taladro	1
<b>L</b>	Longitud promedio del taladro (m)	2.9
<b>Vper</b>	Velocidad de perforación (m/min)	0.73
<b>Vpen</b>	Velocidad penetración (m/min)	0.89
<b>Vglobal</b>	Velocidad global (m/hr)	25.88
<b>Td</b>	Turnos por día	2
<b>Ht</b>	Horas por turno	12
<b>EFF.T</b>	Eficiencia de Trabajo (%)	0.71
<b>DM</b>	Disponibilidad Mecánica (%)	0.83
<b>B</b>	Burden	1.10
<b>E</b>	Espaciamiento	1.20

<b>RENDIMIENTO</b>	<b>25.88</b>	m/hr
<b>TONELADAS POR METRO</b>	0.81	t/m
<b>TONELADAS POR HORA</b>	21.04	t/hr
<b>RENDIMIENTO POR MES</b>	<b>13725.79</b>	m/mes
<b>PRODUCCION POR MES</b>	11156.56	t/mes

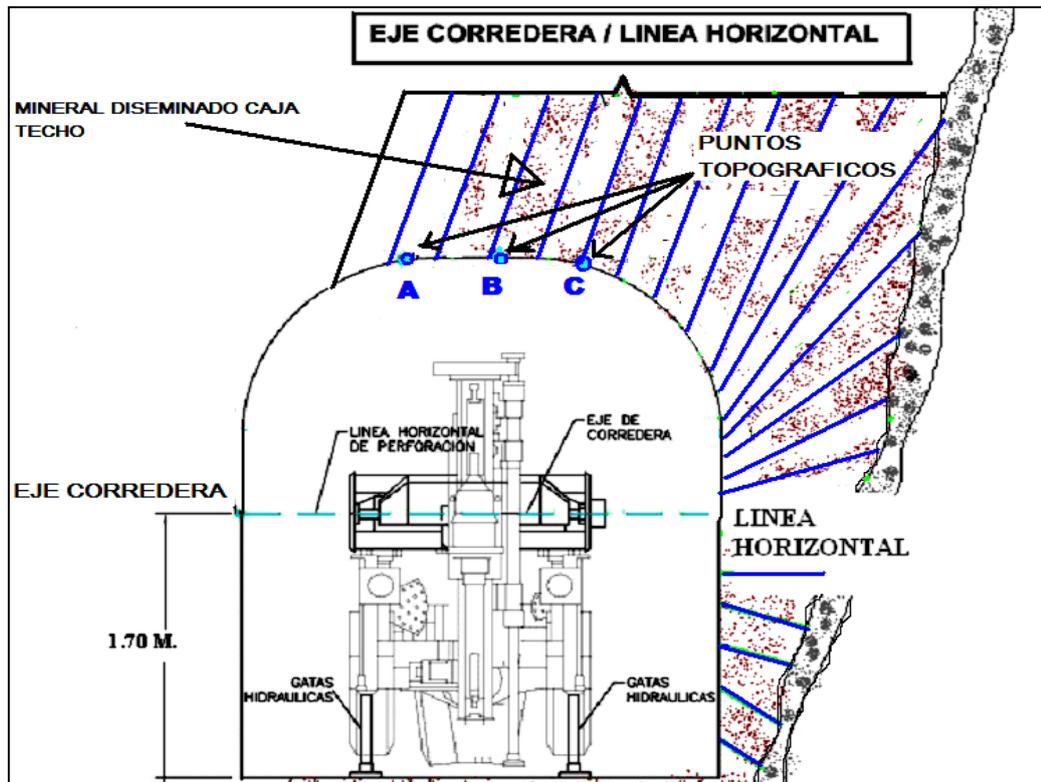
Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

### **3.5.4 Estándares de labores para el diseño de mallas de perforación**

Para el diseño de las labores de perforación y los subniveles es muy importante llevar una sección adecuada que para el caso del método de explotación Sublevel Stopping es de una sección de 3.5 m x 3.5 m la cual después de haberse realizada la excavación deberá ser levantada topográficamente para así poder tener una sección correcta y en el caso de que no lo fuera se tendrá que realizar desquinches hasta poder tener la sección requerida para el equipo 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 techo de la estructura, esto nos facilitara el posicionamiento del jumbo en el momento de la perforación, el área de control de calidad debe realizar levantamiento topográfico de los tajo vacío y seguimiento a como se esté 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 enajenantes producto de la voladura

Figura 26. Corte de una sección con el jumbo estacionado.



Fuente: Departamento de planeamiento mina

### 3.5.5 Calculo del Burden método Langerford

Para el diseño de las mallas de perforación es importante realizara el cálculo del burden y espaciamento, en la unidad Yauliyacu se calcula mediante la fórmula de Langerord que considera la potencia relativa del explosivo, el grado de confinamiento de compactación, una constante de roca y su grado de fracturamiento.

Estos cálculos lo realiza el área de planeamiento, previo a ellos el área de dibujo entrega secciones transversales que son entregadas al área de geología el cual en dichas seccione transversales inserta el comportamiento geológico de las estructuras, y el departamento de planeamiento realiza las mallas de

perforación con el espaciamiento y el burden calculado el cual será pintado en el campo por el área de topografía.

Cuadro 14. Cálculo del Burden según la fórmula de Langerfors

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS	
$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$ $B2_{\max} = 0.046 \times D$	$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$ $BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$
LEYENDA	
<b>B<sub>máx.</sub></b>	Burden Máximo
<b>D</b>	Diametro del taladro (mm)
<b>C</b>	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
<b>f</b>	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
<b>E/B</b>	Relación entre Espaciamiento y Burden
<b>dc</b>	Densidad de carga (g/cm <sup>3</sup> )
<b>PRP</b>	Potencia relativa en peso del explosivo

Fuente: Departamento de planeamiento mina

Este cálculo luego es ajustado a parámetros geomecánicos detectados en el terreno (fallas); en los tajos de taladros largos en cuerpos usamos un burden promedio de 1.30 m. y los diseños de los taladros so abanicos o en paralelo de acuerdo al requerimiento con un espaciamiento de 1.5 m en promedio.

Los taladros de cada sección se le darán una inclinación de 5° hacia el tajo vacío.

Cuadro 15. Parámetros para el cálculo del Burden según la fórmula de Langerfors

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS					
<b>Bmáx.</b>	Burden Máximo (mts)		1,62	1,61	1,61
<b>BP 1</b>	Burden Práctico		1,21	1,20	1,20
Espaciamiento			1,45	1,44	1,44
<b>INGRESE DATOS</b>					
<b>D</b>	Diametro del taladro (mm)		64	64	64
<b>C</b>	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)		1,03	1,043	1,043
	<b>RMR</b>		53	58	58
	Descripción del RMR		REGULAR	REGULAR	REGULAR
<b>f</b>	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85		0,85	0,85	0,85
<b>E/B</b>	Relación entre Espaciamiento y Burden		1,2	1,2	1,2
<b>dc</b>	Densidad de carga (g/cm <sup>3</sup> )		0,84	0,84	0,84
<b>PRP</b>	Potencia relativa en peso del explosivo		0,87	0,87	0,87
<b>L</b>	Longitud de taladro (m.)		14	14	14

Fuente: Informe Técnico de Voladura

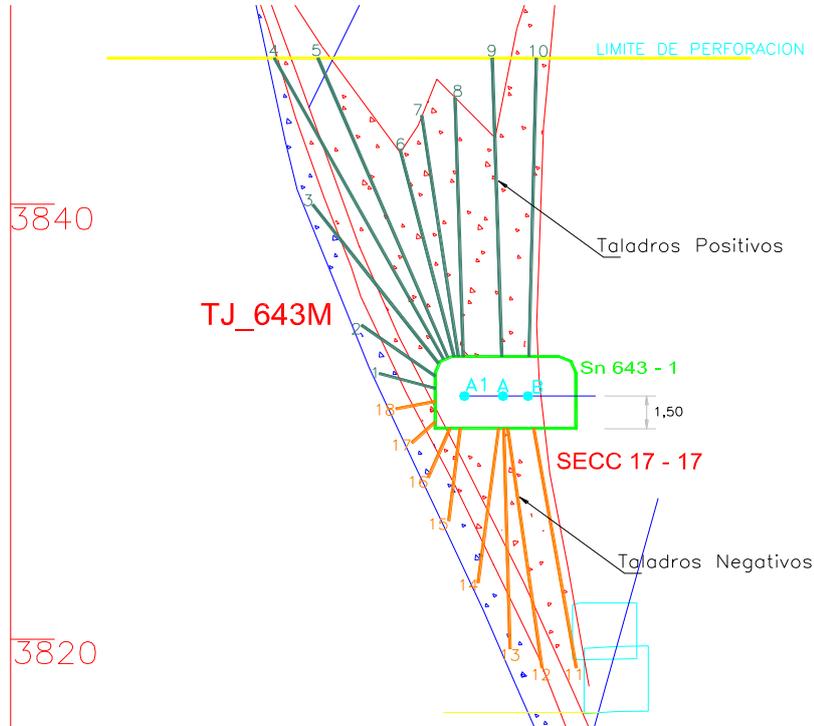
Cuadro 16 se aprecia los cálculos de burden en función de la valorización del macizo rocoso (RMR),

CONSTANTE DE LA ROCA					
RMR		RMR		RMR	
41	1,000	61	1,051	81	1,102
42	1,003	62	1,053	82	1,104
43	1,005	63	1,056	83	1,107
44	1,008	64	1,058	84	1,109
45	1,010	65	1,061	85	1,112
46	1,013	66	1,064	86	1,114
47	1,015	67	1,066	87	1,117
48	1,018	68	1,069	88	1,119
49	1,020	69	1,071	89	1,122
50	1,023	70	1,074	90	1,124
51	1,025	71	1,076	91	1,127
52	1,028	72	1,079	92	1,130
53	1,030	73	1,081	93	1,132
54	1,033	74	1,084	94	1,135
55	1,036	75	1,086	95	1,137
56	1,038	76	1,089	96	1,140
57	1,041	77	1,091	97	1,142
58	1,043	78	1,094	98	1,145
59	1,046	79	1,097	99	1,147
60	1,048	80	1,099	100	1,150

Fuente: Informe Técnico de Voladura 2010 Unidad Yauliyacu

3.5.6 Malla de Perforación Taladros Largos .

Figura 27. Sección Malla de Perforación Taladros Largos en abanico



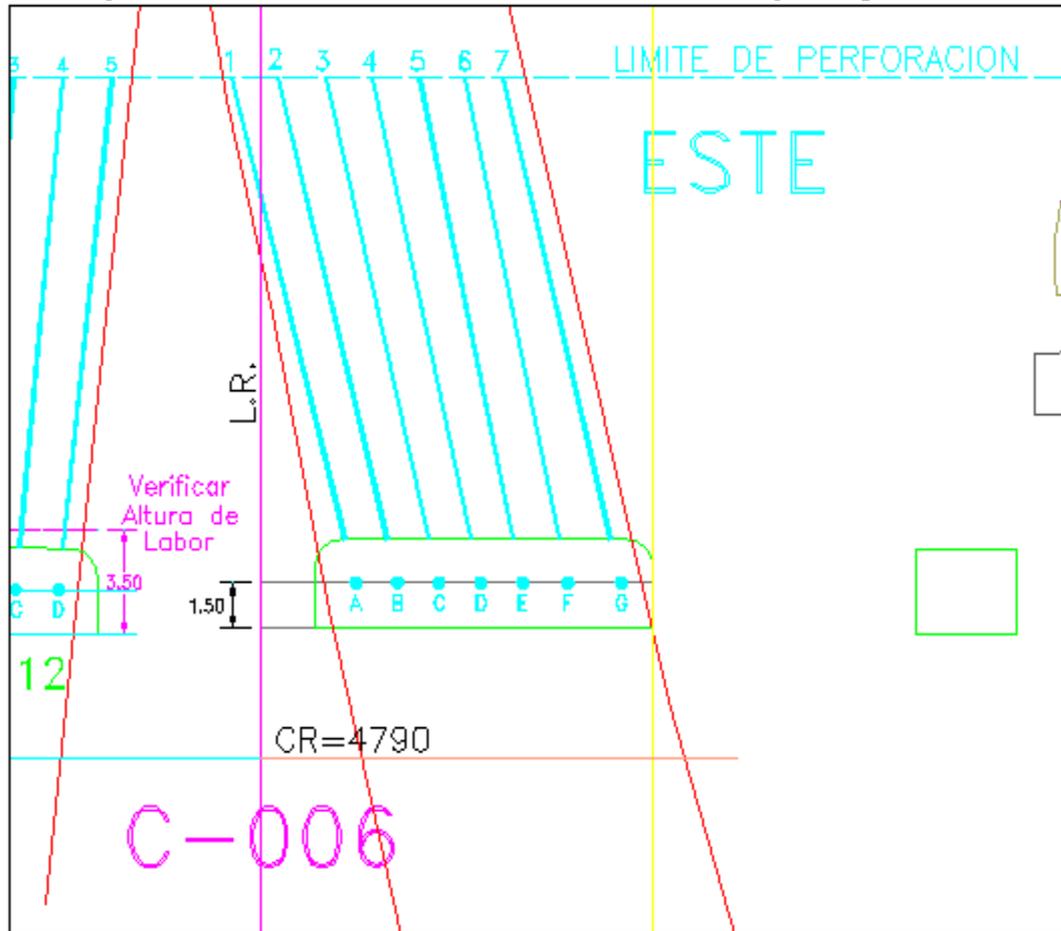
NV 3300 -Tj 643 Taladros Posit. y Negat. <b>SECCION 17 -17'</b> Ton=722.34 Ton/m=4.6 ESCALA 1/200	Equipo de Perfor.=Raptor Junior Long. barra de Perforación=4 pies Espaciamiento=1.70 m Burden=1.40 m Operador de Equipo:
--	--

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
A1	1	2.55m.	2b + 0.0	15°	
	2	3.99m.	3b + 1/2 b	36°	
	3	9.15m.	7b + 1/2 b	53°	
	4	15.7m.	13b + 0.0	62°	
	5	14.88m.	12b + 1/2 b	67°	
	6	9.75m.	8b + 0.0	76°	
	7	11.18m.	9b + 1/2 b	82°	
	8	11.9m.	10b + 0.0	88°	
A	9	13.72m.	11b + 1/2 b	88°	
B	10	13.71m.	11b + 1/2 b	89°	
	11	11.16m.	9b + 1/2 b	-80°	
A	12	11.11m.	9b + 0.0	-82°	
	13	10.13m.	8b + 1/2 b	-88°	
A1	14	7.15m.	6b + 0.0	-83°	
	15	4.27m.	3b + 1/2 b	-83°	
	16	2.46m.	2b + 0.0	-67°	
	17	1.41m.	1b + 0.	-43°	
	18	1.76m.	1b + 1/2 b	-11°	
	155.99m.				

NOTA : 1.- LA SECCION ES MIRANDO HACIA EL SUR , HACIA EL SLOT(CARA LIBRE)  
2.- LOS TALADROS DE CADA SECCION SERAN 10° INCLINADOS HACIA EL VACIO (CARA LIBRE)

Fuente: Departamento de planeamiento mina

Figura 28. Sección Malla de Perforación Taladros Largos en paralelo.



**SECCION C-006 , T254 BASE PAÑO 3 - ESTE**

Ton/seccion 551.46  
Ton/m 8.97

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
A 1	15.9m.	13b +	75°	
B 2	15.86m.	13b +	76°	
C 3	15.82m.	13b +	76°	
D 4	15.78m.	13b +	77°	
E 5	15.74m.	13b +	78°	
F 6	15.74m.	13b +	78°	
G 7	15.85m.	13b +	78°	
<b>TOTAL =</b>	<b>110.89m.</b>			

OPERADOR O EQUIPO		DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:	GEOLOGIA:	MINA:
EQUIP. PERFORACION	QUASAR	ESTRUCTURA	CUERPO "W"	J.PINTO	P. DE LA CRUZ	M. NEZA
LONG. BARRA PERF.	4 p	NIVEL	H2	VB'	VB'	VB'
ESPACIAMIENTO	1.75 m	TAJD	254			
BURDEN	1.50 m	LABOR	GL254-PANOS			
ANG° FRONTAL	ANG° VERTICAL	DISEÑO	F. LARA			
VERTICAL		FECHA	21/07/09			
NORTE		ESCALA	1/200			
SUR						

Fuente: Departamento de planeamiento mina

### **3.6. PERFORACION.**

La perforación de taladros largos es la principal actividad en el minado por subniveles, esta operación requiere de bastante control y precisión, antes de iniciar la perforación, el control y precisión son un factor determinante para lograr una voladura óptima y eficiente.

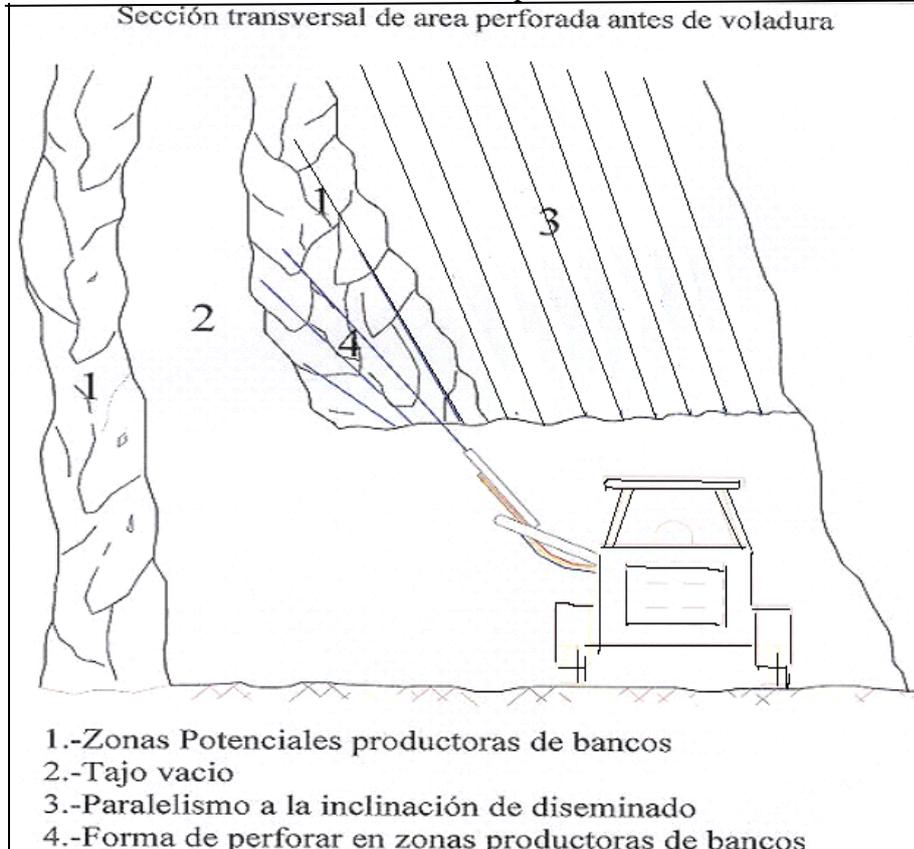
La perforación de taladros largos se puede realizar ya sea en abanico o paralelo y se utiliza barras de 4 pies con brozas de 64 mm

Durante la perforación se realizan controles de calidad de ejecución de los taladros perforados de acuerdo al diseño, esto se logra mediante el levantamiento topográfico, en caso de encontrarse desviaciones se procede a su corrección. Las mallas de perforación y la longitud de los taladros están en función al análisis geomecánicos. El nivel de perforación debe reunir las condiciones necesarias para una buena perforación como: sección de acuerdo a la altura del equipo, techo y piso lo más horizontal posibles y limpio.

Los indicadores y el abastecimiento de aire, agua, energía eléctrica permiten un normal trabajo de perforación es decir las condiciones deben darse antes de empezar la perforación. Existe un procedimiento para lograr un buen posicionamiento en el que se toman en cuenta las características de la estructura del equipo y la sección de la labor con respecto al punto marcado por topografía este procedimiento es determinante para lograr la menor desviación. Si el taladro no se conserva limpio luego de la perforación por las

condiciones de la roca, se coloca tuberías de PVC de 2" taponeándolas adecuadamente apenas terminada la perforación.

Figura 29. Sección Transversal del área de perforación antes de la voladura

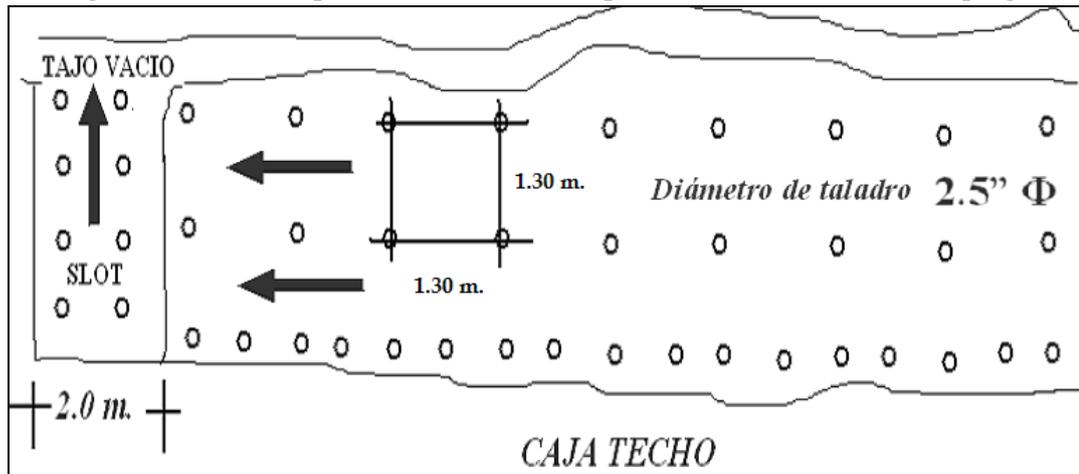


Cuadro 17. Presión y energía de trabajo.

INDICADORES	COP 1238 (bar)
Presión de percusión alta	90 – 100
Presión de percusión baja	160
Presión de percusión emboquillado	30 – 50
Presión de percusión perforación	50 – 70
Presión de avance	50
Presión de rotación	50
Presión barrido de agua	5
Presión barrido de aire (PSI)	90 – 100
Energía eléctrica (amperios)	60 – 80

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

Figura 30. Vista en planta de la malla de perforación en Sublevel Stoping



Cuadro 18. Rendimiento de los aceros de perforación en el método Sublevel Stoping

ITEMS	DESCRIPCION	Rendimiento real	Rendimiento estimado 2010	%
		PROMEDIO mensual 2010 (m)	(m)	CUMPTO.
<b>BOOMER - MINI RAPTOR N° 2 - RAPTOR JUNIOR - SIMBA N° 1- SIMBA N°2, - SIMBA N°8 - SIMBA N°7 - MINI RAPTOR N°1</b>				
1	<b>BROCA DE 64 mm - T38</b>	658	630	104%
2	<b>BARRA DE 4', T-38</b>	2753	2400	115%
3	<b>SHANK ADAPTER COP - T38</b>	3412	3100	110%

Fuente:

Informe ménsula de aceros de perforación Sandvick

Cuadro 19. Calculo de metraje necesario para una producción sostenida durante el año 2011, en los métodos del SLC y SLV.

<b>REQUERIMIENTO DE PERFORACIÓN (SLC+SLV) - BUDGET 2010</b>								
DESCRIPCION		UNIDAD	ZONA I	ZONA II	ZONA IV	ZONA V	ZONA VI	TOTAL
Producción Anual	(SLC + SLV)	ton	294,164	261,700	143,700	231,950	24,000	<b>955,514</b>
Perforación en Mineral	100%	mp	91,926	81,781	44,906	72,484	7,500	<b>298,598</b>
Perforación en Desmonte	2%	mp	1,839	1,636	898	1,450	150	<b>5,972</b>
Perforación Acumulada	8%	mp	7,354	6,543	3,593	5,799	600	<b>23,888</b>
<b>TOTAL PERFORACION REQUERIDA</b>		<b>mp</b>	<b>101,119</b>	<b>89,959</b>	<b>49,397</b>	<b>79,733</b>	<b>8,250</b>	<b>328,458</b>
Ratio de Perforación		ton/mp	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	<b>3.2</b>
<b>PERFORACIÓN ESTIMADA MENSUAL</b>		<b>mp/mes</b>	<b>8,427</b>	<b>7,497</b>	<b>4,116</b>	<b>6,644</b>	<b>688</b>	<b>27,371</b>

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

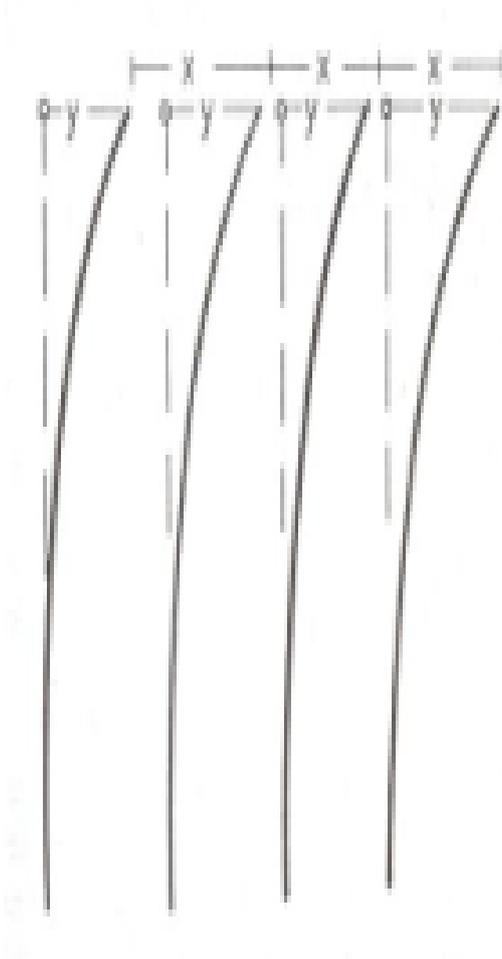
### 3.7. DESVIACION DE TALADROS LARGOS.

La desviación de los taladros tiene fuertes consecuencias en la Economía de la Mina especialmente cuando se aplica la Técnica de Taladros Largos

La incidencia de la desviación de los taladros en los costos de operación es tan alta que en algunas minas el costo del porcentaje de la desviación por tonelada es llevado como una data más del costo de operación.

La desviación está determinada por la diferencia de la longitud del punto de llegada entre lo programado y la posición real del taladro, Esta diferencia puede ser expresarse como una longitud o mayormente como un porcentaje con respecto a la profundidad total del taladro.

Figura 31. Termino de desviación



**La Desviación Absoluta. “Y”** significa la diferencia que existe entre la posición del taladro proyectado y su posición real.

**La Desviación Relativa. “X”** es la posición real del taladro con respecto a otro. La desviación relativa implica que todos los taladros son igualmente influenciados por la misma condición de roca o el equipo lo

cual puede ser llamado como influencia sistemática,

**La Desviación estándar** es aplicada cuando varios taladros presentan cuantitativamente un similar porcentaje, Bajo parecidas condiciones de trabajo, La Desviación Standard es la base para obtener el Burden práctico.

### **3.7.1 Fuentes de la desviación.**

Las fuentes de la desviación tienen su origen fuera y dentro del taladro las cuales son:

#### **Fuera del taladro**

- Tomar en consideración: Evaluación del método, Excesiva longitud del Sub. Niveles, Utilizar levantamiento desactualizado.
- Preparación de las Secciones de Perforación, Los puntos topográficos no pueden ser marcados en el hastial de la labor, deben estar mínimo a 0.50 m de la pared para que pueda posesionarse el equipo.
- El diseño debe ajustarse a las condiciones del Equipo
- Inadecuada Técnica del Emboquillado
- Procedimiento Inadecuado del Posicionamiento

Cuadro 20. Condiciones a considerar en el diseño

CONDICIONES A CONSIDERAR EN EL DISEÑO DE LOS EQUIPOS								
EQUIPOS	SECCION TRABAJO	LONG. OPTIMA PERF.	LONG. VIGA	ALT. EJE ROTAC.	COP	BARRAS	BROCAS	MALLA
Boomer, Quasar, Simba	3.5m x 3.5m	no > 16	2.90	1.70	1238	T-38 de 4'	2½" Retract.	1.5m x 1.5m
Raptor Junior	3.0m x 3.0m	no > 15	2.32	1.50	1238	T-38 de 3'	2½" Retract.	1.2m x 1.2m
Mini-Raptor 1y 2	2.5m x 2.8m	no > 12	2.3	1.30	1032	R-32 de 3'	2" Retract.	1.2m x 1.2m

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

### Desviación dentro del taladro

- Condiciones Geológicas: Formación de la roca, tamaño de grano, fracturamiento, Clivaje, Plegamiento.
- Inadecuada técnica de perforación

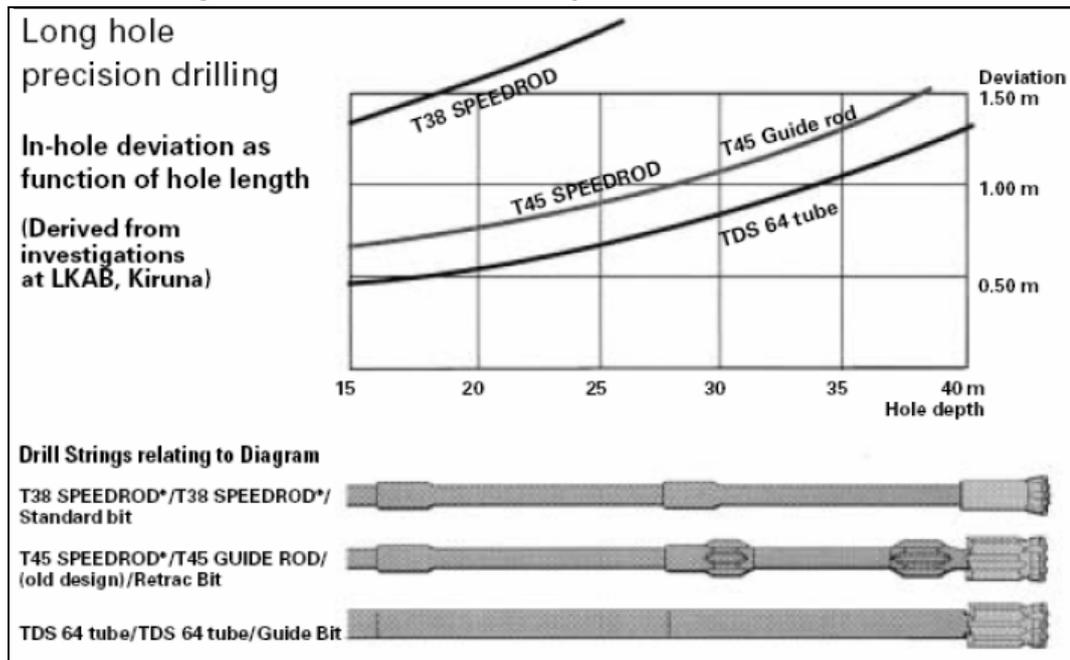
Cuadro 21. Condiciones de trabajo de los equipos

CONDICIONES TRABAJO				
INDICADORES		COP 1238 Bomba A104071 Boomer, Quasar, Simba, R.Junior	COP 1032 Bomba A10V045 Mini. Raptor 1	COP 1032 Bomba A104071 Mini.Raptor 2
Pres. Percuc.	Alta Perforación	160-180	150 - 160	170
	Baja Emboquillado	140	90 - 110	110
Pres. Avance	Alta	60 - 90	50 - 70	50 - 70
	Baja	50	30 - 50	30 - 50
Pres. Rotac.		40 - 50	40 - 50	40 - 50
RPM		140	160	160
Presión Agua	Bar	6	6	6
Presión Aire	(Psi)	90 - 110	90 - 110	90 - 110
Energía Eléct.	Amperios	60 - 80	60 - 80	60 - 80

Fuente: Informe Técnico de perforación atlas Copco

- Selección de inadecuado del varillaje utilizado en la perforación

Figura 32. Incidencia del varillaje en la desviación del taladro



Fuente: Informe Técnico de perforación atlas Copco

### 3.7.2 CALCULO DE LA DESVIACION

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

$R_c^2$  Es la desviación causada por el emboquillado.

$R_d^2$  Es la desviación por mal posicionamiento y alineamiento de la columna del Varillaje.

$R_r^2$  Son las desviaciones ocasionadas dentro del taladro.

Todos esos componentes deben ser sumados en forma tridimensional en el espacio y caracterizado: donde la desviación por emboquillado es una constante mientras que los otros se incrementan con la profundidad.

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

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

### **3.8. DISEÑO DE SECUENCIA DE VOLADURA**

Es muy importante tener en cuenta la secuencia de voladura mediante el minado de taladros largos en recuperaciones diseminado, lo mas optimo para la secuencia de voladura es en retirada por paneles y en forma escalonada, partiendo de un extremo en rebanas verticales en todos los niveles de perforación, esta secuencia nos permitirá mantener una buena estabilidad en los subniveles de voladura, haciendo que los bloques insitu trabajen como pilares naturales.

Para un mejor trabajo en la voladura se debe trabajar con los planos de levantamiento topográfico de la perforación de los taladros para conocer los parámetros de de cada taladro y poder calcular la cantidad de carga que se utilizara por cada taladro, además se debe realizar una excelente limpieza de los taladros, eliminar el agua acumulada y realizar una adecuada distribución de los retardos y de carga explosiva (Plano de carguío); es necesario tener un control de la carga operante para minimizar el daño de las ondas expansivas.

Se debe tomar en consideración las discontinuidades, planos, fallas, zonas de fracturamiento especialmente si son paralelas a la caja de ser muy fuerte es preferible que deba quedar esa parte como pilar.

Figura 33. Plano de secuencia de voladura en tajos de Taladros Largos en cuerpos



Los datos del carguío 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.

Para un buen control de voladura, es necesario cuantificar y controlar algunas variables permitiendo esto una buena fragmentación

**Variables no controlables:**

- Características geomecánicas del macizo rocoso.
- Geología Local, Regional y estructural.
- Hidrología y condiciones climatológicas.

**Variables controlables:**

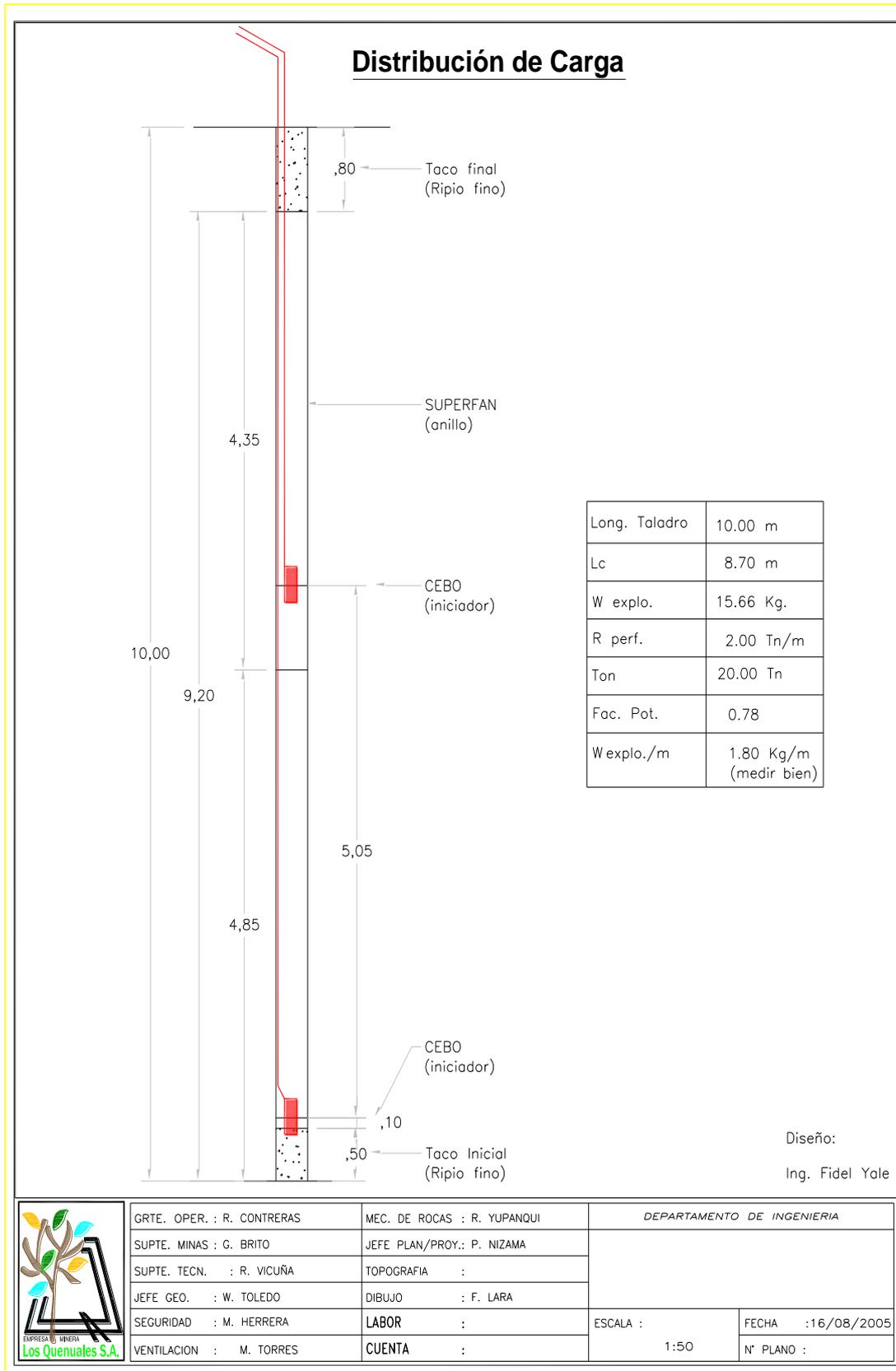
- Geométricas, (Burden, Espaciamiento, diámetro, longitud de taladros).
- Físico-Químicas (Densidad, velocidad de detonación, volumen de la mezcla explosiva).
- De tiempos (retardos y secuencias).
- Operativos (experiencia del personal, fragmentación requerida).

**3.8.1 Procedimiento de carguío de taladros largos**

- **Carguío de taladros negativo**
  - a) Previamente antes del proceso de carguío de taladros largos negativos se debe acondicionar los taladros para ello se debe de realizar el soplado de los taladros y verificación de la longitud real del taladro, para el diseño de carga y secuencia de salida del disparo.

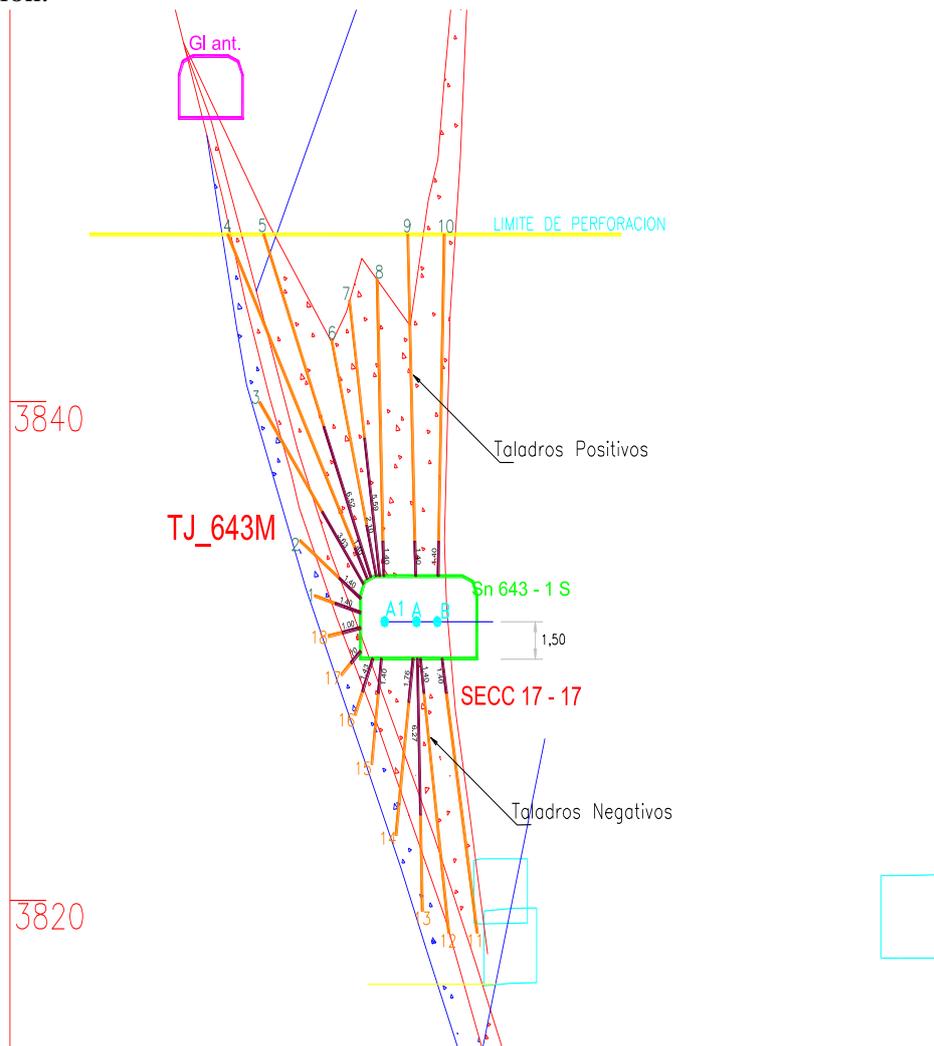
- b) Si los taladros son comunicados en el nivel inferior se procede al taponeo y se colocara un taco que será igual a la distancia del burden
  - c) A continuación se realiza la operación del primado del iniciador
  - d) En el carguío de llenado de la columna explosiva se realiza con Examon P, a presión de aire para ayudar al confinamiento del agente explosivo dejando un espacio para el taco
  - e) El taco superior será igual a la distancia del burden y será llenado con dentritos.
- **Carguío de taladros Positivos.**
    - a) Previamente antes del proceso de carguío de taladros largos positivos se debe acondicionar los taladros para ello se debe de realizar el soplado de los taladros y verificación de la longitud real del taladro, para el diseño de carga y secuencia de salida.
    - b) Si los taladros son comunicados en el nivel inferior se procede al taponeo y se colocara un taco que será igual a la distancia del burden
    - c) En el carguío de llenado de la columna explosiva se realiza con Examon P, para el caso de taladros positivos se realiza el carguío con presión de aire para lograr el confinamiento del explosivo dejando un espacio para el taco
    - d) El taco superior será igual a la distancia del burden

Figura 34. Plano de distribución de carga en Taladros Largos



Fuente: Departamento de voladura

Figura 35. Plano de distribución de carga en Taladros Largos en mallas de perforación.



NV 3300 -Tj 643_M Taladros Posit. y Neg. <b>SECCION 17 - 17'</b> Ton=857.30 Kg/Ton=0.348 ESCALA 1/200	- TOTAL DE TACO=41.60 ml - TOTAL DE CARGUIO(ANFO)=114.40 ml - TOTAL Kg. para Carguijo=297.41 Kg. - Ton. Permisible=854.61 Tn.	EXCEL	
		Long. Excel	Cant. Excel
		A: 17 m	A: 12.0 u
		B: 6.5 m	B: 2.0 u
		C: 3.5 m	C: 4.0 u

N° TALADROS	LONG. DE CARGUIO	Examon P(Kg.)	LONG. TACO	EXCEL	OBSERVAC.
1	1.15m.	2.99	1.40m.	C	
2	2.59m.	6.73	1.40m.	B	
3	5.52m.	14.35	3.63m.	A	
4	14.30m.	37.18	1.40m.	A	
5	8.36m.	21.74	6.52m.	A	
6	7.65m.	19.89	2.10m.	A	
7	5.59m.	14.53	5.59m.	A	
8	10.50m.	27.30	1.40m.	A	
9	12.32m.	32.03	1.40m.	A	
10	12.31m.	32.01	1.40m.	A	
11	9.76m.	25.38	1.40m.	A	
12	9.71m.	25.25	1.40m.	A	
13	3.87m.	10.06	6.27m.	A	
14	5.39m.	14.01	1.76m.	A	
15	2.87m.	7.46	1.40m.	B	
16	1.03m.	2.68	1.43m.	C	
17	0.71m.	1.85	0.70m.	C	
18	0.76m.	1.98	1.00m.	C	
<b>TOTAL =</b>	<b>114.40m.</b>	<b>297.41 Kg</b>	<b>41.60m.</b>		

Especificaciones: 2.6 Kg. de Anfo por cada ml. de tal. Perforado con el Raptor Junior que utiliza broca de perforación de 64 mm. de diametro.

Fuente: Departamento de planeamiento mina

### **3.9. EXTRACCION DE MINERAL.**

La extracción de mineral se realiza mediante Scoop de 3.5 Yd<sup>3</sup>, 4.2 Yd<sup>3</sup> manipulados con telemando los cuales permiten al operador ubicarse en un techo seguro y no estar expuesto en los vacios generados por la explotación de taladros

#### **3.9.1 Descripción de Scoop a Telemandos.**

Los Scoops 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 está compuesto por una unidad de radio control remoto y una unidad de control en el vehículo.

Los componentes del sistema de control remoto son:

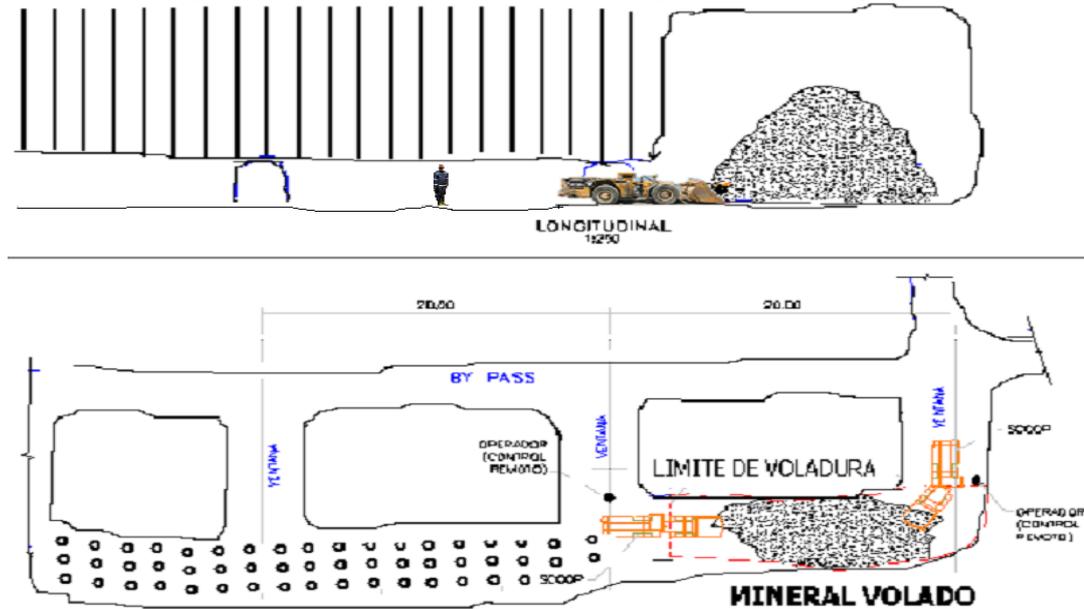
- Unidad de vehículo.
- Unida de control.
- Interfase Hidráulica.

#### **3.9.2 Operación de Scoop a Telemando.**

Para la operación del Scoop con telemando el operador debe de ubicarse en un hastial de la ventana (Draw Point). Como estándar en la preparación de las ventanas de extracion estas debe de estar distanciados cada 20 m de eje a eje esto permita que el operador tenga una buena visualización y así no estar expuesto el operador hacia el tajo vacio. Por lo tanto si la secuencia de

voladura es en retiradas partiendo de un extremo el operador se ubicara bajo un techo seguro y podrá manipular el control remoto con bastante comodidad, además el radio de señal de la unidad de control del telemando con al unidad de vehículo es de 25 m en curva y de 100 m en zona recta.

Figura 36. Extracción de mineral en tajo Sublevel Stopping



Fuente: Departamento de planeamiento mina

### 3.8 COSTO DEL METODO.

Cuadro 22. Costo unitario del método Sublevel Stopping.

#### COSTO DEL METODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING

LONGITUD	120 mts	Longitud de Barra.4 pies
ANCHO	4,0 mts	Tiempo Perf/mt
ALTURA DE PERF	14,5 mts	Velocidad de Perf Neta
EFICIENCIA PERFORACION	85%	Rendimiento
EFICIENCIA DISPARO	85%	Ton rotas/taladro
P.E.	2,8 Tm/m3	Tms/ml
TONELAJE/SECCION	234,58 Tms	dilución
TONELAJE/CORTE	24059,26 Tms	
ALTURA DE BLOCK	60 mts	
TONELAJE DE BLOCK	71635,2 Tms	
KGS DE EXPLOSIVO/seccion	200,0 Kgs	
FACTOR DE POTENCIA	0,32 Kgs/Tms	
MALLA DE PERFORACION	1,3 1,1	
Nº DE TAL/SECC	3,6 Tal	

## Mts DE TAL/SECC

52,7 mts

PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	17,00	m		
HORAS/GDIA	4,5	horas		
GDIA/DIA	2	Unid		
DIAS/MES	25	dias		
MALLA PERFO	1,43	m2		
No taladros/Seccion	103	Unid		
Metros perforados/seccion.	62,0	m		
Metros perforados/corte	5726,0	m		
horas de perf/seccion	4,45	hr	75,00	334
Días de perf/Seccion	0,58	dias		
<b>S</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>1,42</b>
Mano de Obra			35,12	0,00
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>1,42</b>

ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter T-38	3100	m	240	0,08
Barra 4 pies	2400	m	216	0,09
Broca	600	m	141	0,24
Otros		20%		0,08
Subtotal			<b>US\$/ml</b>	0,48
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0,13</b>

<b>Costo Total de Perforación</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>1,55</b>
-----------------------------------	--	--	----------------	-------------

VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor 3000 de 1 1/2x8		4	0,5	2,14
Anfo Superfam (1.5 Kg/m)	1,5	93,0	0,72	66,99
Fanel de 17 mts		4	2,72	11,6
Guias de seguridad ensamblada		2	0,57	1,3
Cordón detonante		4	0,16	0,7
Mecha rapida		1		
Sub-total 1			<b>US\$</b>	82,8
				82,8
<b>Subtotal</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0,35</b>
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)			42	0,00
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0,35</b>

LIMPIEZA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton/Hora Scooptram de 3.5 yd3.	28			
Horas/gdia	4			
Gdia/día	2			
Día/mes	25			
Horas		859,3		
Días		107,4	75,65	65.003

<b>Subtotal</b>			<b>US\$/Tm</b>	2,70
Mano de Obra		<b>0,00</b>	31,98	0,00
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>2,70</b>

<b>SOSTENIMIENTO</b>		Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Malla y split set (Malla 1.5 m. x 1.5 m.)	M2	250,00	12,65	3162,50
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0,13</b>

<b>TRANSPORTE LOCOMOTORA</b>	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0,00</b>

<b>RELLENO</b>	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton /HORA	25			
Horas		130	45,02	5853
Mano de Obra			31,98	0,04
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>0,24</b>

<b>PREPARACION</b>	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S 3.5 m. X 3.5 m. (2)	200	m	504,16	120997,44
ESTOCADA ACCESO A CH.SERVICIO 3.5X3.5	40	m	504,16	24199,488
VENTANAS 3.5 m. X 3.5 m.	70	m	504,16	42349,104
CHIMENEAS SLOT (1) 1.5 X 1.5	120	m	234,12	33713,28
RAMPA	209	m	507,30	127230,84
<b>SUB TOTAL</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>348490,2</b>
<b>Costo /tonelada</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>4,86</b>

<b>PLANILLA</b>			<b>US\$/Tm</b>	4,25
<b>MATERIALES</b>			<b>US\$/Tm</b>	1,83
<b>ENERGIA</b>			<b>US\$/Tm</b>	1,22

<b>COSTO MINA</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>16,90</b>
PLANTA			<b>US\$/Tm</b>	<b>5,90</b>
MANTENIMIENTO			<b>US\$/Tm</b>	<b>0,61</b>
INDIRECTOS			<b>US\$/Tm</b>	<b>5,03</b>
GASTOS LIMA (APROXIMADO)			<b>US\$/Tm</b>	
<b>TOTAL</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>28,44</b>
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)			<b>US\$/Tm</b>	<b>2,72</b>
<b>COSTO TOTAL</b>			<b>US\$/Tm</b>	<b>31,16</b>

<b>INVERSION DE POR METODO DE MINADO</b>	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3.5m x 3.5m	m	0	0,00	0,0
Galeria de Reconocimiento 3.5m. x 3.5m.	m	120	1083,94	130072,2
Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	m	120	541,65	64997,4
By Pass de 3.5x3.5	m	90	1083,94	
<b>Total Inversion \$</b>				<b>195069,7</b>
<b>Costo unitario de inversion \$/Ton</b>				<b>2,72</b>

Fuente: Reporte de Costos de minado

## **CAPITULO IV: RECUPERACIÓN DE MINERAL DISEMINADO TAJO 254 (SECCIÓN I-III)**

### **4.1 INFORMACION GEOLOGICA.**

El cuerpo 254 se ubica en el H2 hacia el Nv H1, al norte de la mina Yauliyacu en las progresivas 200 N y 350 N, y es el diseminado ubicado al piso de la veta L cual ya fue completamente explotada encontrando vacío y buzando 68.

Geológicamente el cuerpo 254 se ubica en la formación Carlos Francisco de edad Terciaria, miembro de Carlos Francisco que consiste en los flujos andesíticos masivos y fragmentados.

El nivel de base es el Nv H2 y en forma ascendente tenemos el Nv H2 intermedio y el Nv H1 intermedio los cuales tienen diferencia de cotas de 30 m en promedio, el cuerpo mineralizado tiene forma de pantalón como se podrá ver en los planos y secciones del anexo 4, 5. El límite superior del cuerpo es el Nv H1 y H1 Intermedio.

En el Nv H2 el cuerpo principal se ubica al Este, con una longitud de 110 m, potencia de 8 a 9 m buzamiento variable de 50° a 90° SE. El cuerpo

secundario se ubica al Oeste con una longitud de 60 m potencia de 5 a 8 m y buzamiento de 75° NW debajo del Nv H2 intermedio estos cuerpos se unen, formando el “pantalón”. En esta unión las potencias alcanza de 15 a 19 m. Encima del Nv H2 intermedio continua un solo cuerpo de 35° a 55° NW y con potencia de 7 a 10 m.

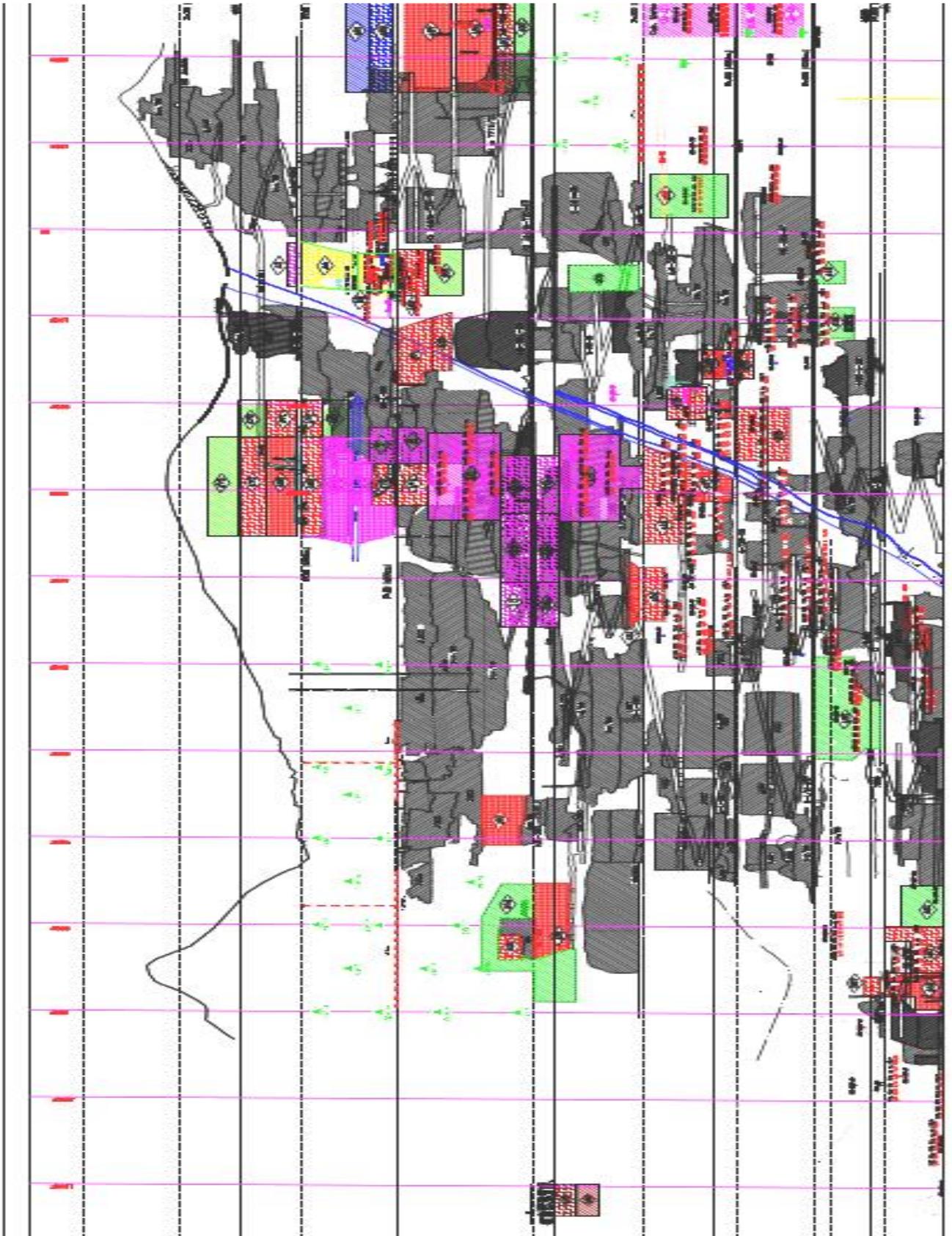
Para el dimensionamiento del minado se han realizado análisis numéricos con elemento finitos (Programa PHASE<sup>2</sup>) y por otro lado se aplico el método grafico de estabiliades (MGE). Los resultados son presentados en el anexo 6, 7, 8, 9y del presente informe. La calidad del masa rocosa es de regular (IIIA) a buena (II) y los esfuerzos son bajos dada la cercanía a la superficie del terreno.

Cuadro 23. Reservas Tajo 254

BLOQUE	METODO	A.V (m)	A.M	T.M.S	%Zn	%Pb	%Cu	Oz Ag	\$/tms
9	SLC	9.82	10.82	22725	1.18	0.53	0.17	4.89	59.42
10	SLC	13.57	14.57	32505	0.72	0.33	0.19	4.41	51.44
11	SLC	13.57	14.57	32820	0.72	0.33	0.19	4.41	51.44
12	SLC	6.68	7.68	21705	1.02	0.43	0.12	3.05	39.59
TOTAL				109755	0.94	0.42	0.15	3.58	44.69

Fuente: Libro de Reservas 2008 Unidad Minera Yauliyacu

Figura 37. Plano de Ubicación de tajos de Taladros largos en la veta L Piso



Fuente: Departamento de planeamiento mina

#### 4.2 LABORES DE PREPARACION.

La preparación de un block de mineral se orienta a incrementar la seguridad de los recursos humanos y materiales, tener mejores indicadores operacionales, altos rendimientos y eficiencia con costos bajos.

Se ejecutaran labores horizontales y verticales como rampas, cruceros, by pass, ventanas, galerías, subniveles, chimeneas, estas infraestructuras direccionadas la cuerpo mineralizado, la distancia del tajo al echadero op 5A es en promedio 350m para realizar la limpieza con Sccop de 4.2 Yd<sup>3</sup> y dumpuer de 13 ton

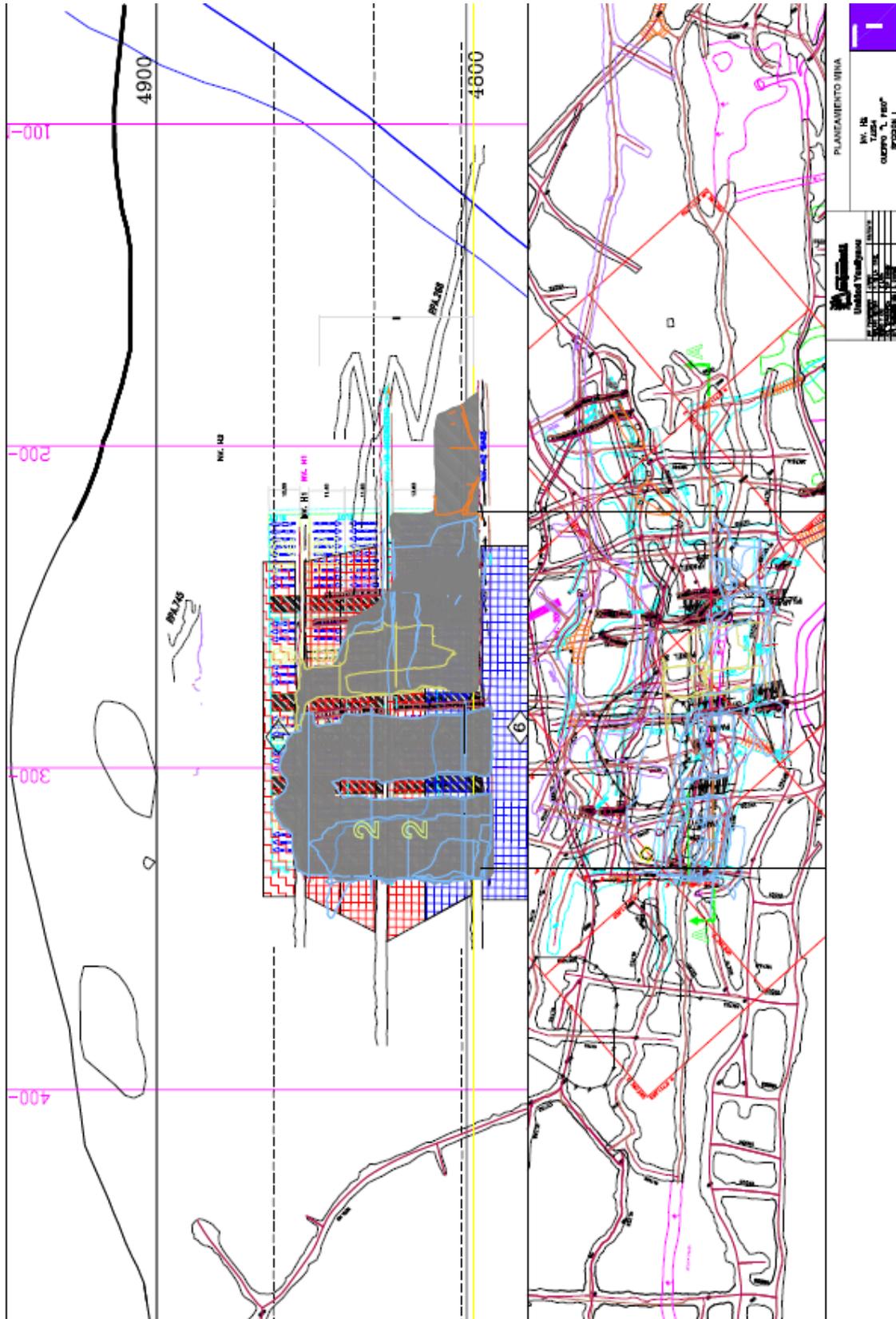
La preparación del tajo 254 se inicia en la con la base de extracción de mineral que se encuentra en el Nv H2 ubicada en la cota 4801 m, se realiza 1260 m de avance lineal de todo el block de mineral en esta cota tanto en material mineralizado y material estéril se ejecuta By pass y ventanas las mismas que servirán de transito del scoop en limpieza del mineral al echadero.

Definido el diseminado mineralizado con las galerías exploratorias se procede a ejecutar las chimeneas raíz, que tienen la función de chimeneas slot, y chimeneas de ventilación.

El siguiente paso es la ejecución de los subniveles de perforación con bancos de 30m de altura entre subniveles de secciones de 3.5 m x 3.5 m diseñado para un jumbo electrohidráulico que perfora taladros positivos de 15 m y negativos 15 m. Definido el diseminado de mineral con los sub niveles se procederá a ejecutar chimeneas positivas convencionales y negativas mecanizadas con jumbo, también se realizan trabajos de preparación en el Nv H1 ubicado en la cota 4862 m, dicho nivel seria la cabeza del Cpo 254 y también servirá como

sub nivel de perforación, la explotación del tajo se realiza en retirada y en bloques terminada la explotación se procederá al rellenado el tajo según las recomendación geomecánicas.

Figura 38. Plano de Labores de Preparación del tajo 254



Fuente: Departamento de planeamiento mina

#### 4.2.1 Cálculo del costo de labores de preparación.

Para el cálculo del costo de mina se considero los costos realizados al momento de la preparación del Tj 254 los cuales se pueden disgregar en costo de producción por el avance de la labor (Galerías, Subniveles; Chimeneas, ventanas, etc.) y los costos adicionales ocasionado por el avance de estas labores (Sostenimiento, Instalación de servicios, etc.), estos dos puntos lo podemos apreciar en los cuadros 24 y 25

Cuadro 24. Costo de labores de preparación del tajo 254

##### Costo de labores de preparación tajo 254

NIVEL	LABOR	LONGITUD (m)	SECCION DE LABOR (m)	COSTO UNITARIO (US\$/m)	TOTAL (US\$)
H2 COTA 4801 m	RAMPA	120	3.5 x 3.5	290.83	34900.01
	CRUCERO	350	3.5 x 3.5	280.28	98097.42
	GALERIA	250	3.5 x 3.5	280.28	70069.59
	BY PASS	120	3.5 x 3.5	280.28	33633.40
	VENTANA	300	3.5 x 3.5	280.28	84083.51
	CHIMENEA	120	1.5 x 1.5	183.65	22037.89
H2 (INTERMEDIO) COTA 4831	CRUCERO	200	3.5 x 3.5	280.28	56055.67
	SUB-NIVEL	400	3.5 x 3.5	280.28	112111.34
	VENTANA	200	3.5 x 3.5	280.28	56055.67
	CHIMENEA	180	1.5 x 1.5	183.65	33056.84
H1 COTA 4862	RAMPA	100	3.5 x 3.5	290.83	29083.34
	CRUCERO	400	3.5 x 3.5	280.28	112111.34
	SUB NIVEL	300	3.5 x 3.5	280.28	84083.51
	VENTANA	200	3.5 x 3.5	280.28	56055.67
<b>TOTAL</b>		<b>3240</b>			<b>881435.19</b>

Fuente: Archivos de liquidación de Contratistas

Cuadro 25. Costo trabajos adicionales del tajo 254

##### Costo de trabajos adicionales

TRABAJOS REALIZADOS	LABOR	COSTO UNITARIO (US\$/m)	MEDICION	COSTO TOTAL (US\$)
Desquinche (Jackleg - Scoop)	Tj 254	13.31	5,000.00	66550
Perf. y Coloc. Perno Helicoidal. de 6.5' (Incluye materiales)	Tj 254	15.27	1,500.00	22905
Sost. Split Set 5' ( Incluye materiales )	Tj 254	12.36	2,500.00	30900
Sost.Malla y Split Set 1.5'x 1.5' (Incluye materiales)	Tj 254	12.40	2,554.00	31669.6
Sost.Malla y Split Set 1.2'x 1.2' (Incluye materiales)	Tj 254	17.89	4,500.00	80505
Sost.Malla y Perno Helicoidal 1.5'x 1.5' (Incluye materiales)	Tj 254	13.67	4,200.00	57414
<b>TOTAL</b>				<b>289943.6</b>

Fuente: Archivos de liquidación de Contratistas

De estos datos tenemos:

Costo Unitario de Preparación del Tajo 254: **(88143.5 \$ +289943.6 \$)**  
**19755 ton.**

Costo Unitario de Preparación del Tajo 254: 10.67. \$/ton.

### 4.3 PERFORACION

La perforación en el tajo 254 se realizo con el Bommer 01, y el Quasar 01, este equipo son autopropulsaos, y se llegaron a tener los siguientes eficiencias metros perforados entre los meses de enero a setiembre del 2009

Cuadro 26. Metros perforados de Jumbos

#### METROS PERFORADOS POR JUMBO - PERIODO 2009

EQUIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	TOTAL	PROMEDIO
BOOMER 01	4830.4	4570.5	3860.4	3892.5	3844.4	3756.6	4014	3843.8	4194.8	40853.61	4089.72
QUASAR 01	5575.2	4859.7	4539.9	5403.6	4135.2	5157.6	5623.2	4906.8	5232	44433.15	5048.13
<b>TOTAL JUMBOS</b>	10405.6	9430.17	8400.3	9296.1	7979.6	8914.2	9637.2	8750.6	9426.8	229092.45	9137.85

Fuente: Reporte de Perforación 2009

Para el cálculo de horas perforadas y metraje perforado los reporte 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 Quasar 01 en el tajo 254 son los siguientes:

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

$$V. Penet. = 0.40 \text{ m/min.}$$

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

$$V. Perf.= 0.16 \text{ m / min.}$$

### 4.3.1 Calculo del costo de perforación.

Para este cálculo hemos considerado los datos históricos de herramientas e insumos utilizados por el Quasar 01 en la perforación del tajo 254 de los meses de enero a julio, no se incluye los gastos de mantenimiento de los jumbos (mano de obra mecánica, repuestos, etc.) Por normas de la empresa, estos gastos son cargados a una cuenta única y son distribuidos en forma general a costo operativo total de la mina

Cuadro 27 Cuadro de Costo de Jumbos Electro Hidraulico

<b>COSTO DE PERFORACIÓN DEL JUMBO QUASAR 01 (ENERO - SETIEMBRE)</b>					
ITEM	Consumo	Precio Unitario (US\$)	Valor Total (US\$)	Metros Perforados (m.)	Costo US\$/Metro
Broca T-38	35	120	4200	45433.2	0.09
Barras T-38	75	200	15000	45433.2	0.33
Shank	7	220	1540	45433.2	0.03
Copa de afilado 10 mm.	6	58.9	353.4	45433.2	0.01
Copa de afilado 11 mm.	6	75	450	45433.2	0.01
Copa de afilado 12 mm.	6	79.8	478.8	45433.2	0.01
<b>Costo Total</b>			<b>22022.2</b>		<b>0.46</b>

PERSONAL	Jornal (US\$)	Tareas/mes	Hor Total (Hor Perforados)	Costo US\$/Metro
Operador	35.12	25	6146	5860.8
<b>Costo Personal</b>				<b>1.05</b>
<b>COSTO TOTAL (ACEROS + PERSONAL)</b>				<b>1.51</b>

<b>COSTO DE PERFORACIÓN DEL JUMBO BOOMER 02 (ENERO - SETIEMBRE)</b>					
ITEM	Consumo	Precio Unitario (US\$)	Valor Total (US\$)	Metros Perforados (m.)	Costo US\$/Metro
Broca T-38	30	120	3600	39107.5	0.09
Barras T-38	70	200	14000	39107.5	0.36
Shank	6	220	1320	39107.5	0.03
Copa de afilado 10 mm.	6	58.9	353.4	39107.5	0.01
Copa de afilado 11 mm.	6	75	450	39107.5	0.01
Copa de afilado 12 mm.	6	79.8	478.8	39107.5	0.01
<b>Costo Total</b>			<b>20202.2</b>		<b>0.48</b>

PERSONAL	Jornal (US\$)	Tareas/mes	Hor Total (Hor Perforados)	Costo US\$/Metro
Operador	35.12	25	6146	5860.8
<b>Costo Personal</b>				<b>1.05</b>
<b>COSTO TOTAL (ACEROS + PERSONAL)</b>				<b>1.53</b>

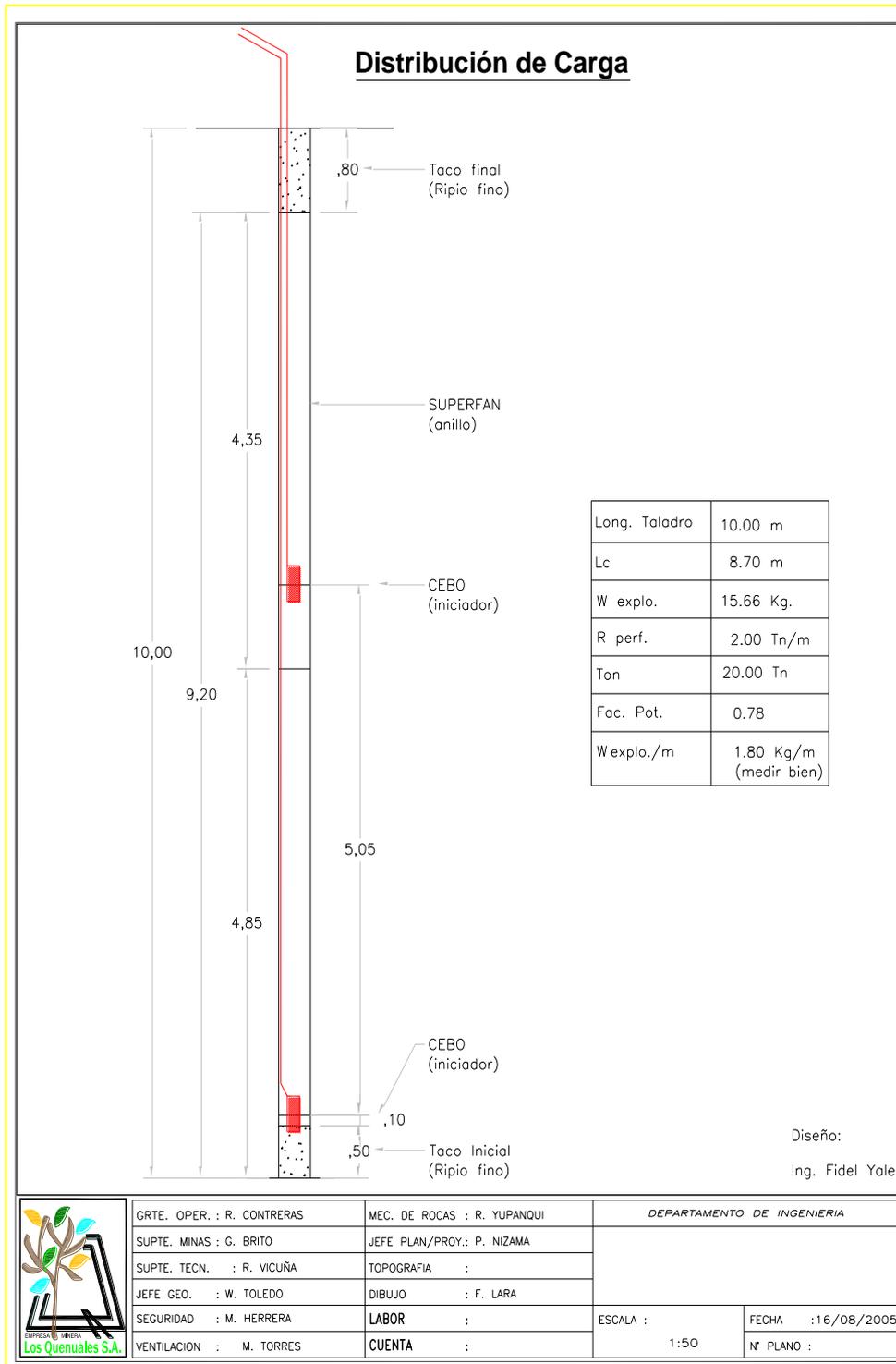
Fuente: Informe de acero de perforación Sandvik

#### 4.4 VOLADURA

El proceso de voladura se realizo con accesorios y con explosivos de la empresa EXSA; el personal encargado del carguío y disparo son personas capacitados con cursos técnicos de voladura, es de mucha importancia para poder realizar el diseño de voladura el levantamiento de los taladros perforados ya que esto nos permite mejorara la voladura al reducir el riesgo de disparos cortados y poder también reducir el factor de potencia ya que se puede tener una mejor distribución de carga en los taladros a disparar, como resultado se mencionara algunas recomendaciones para poder realizar una voladura con mayor eficiencia.

- 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.
- 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

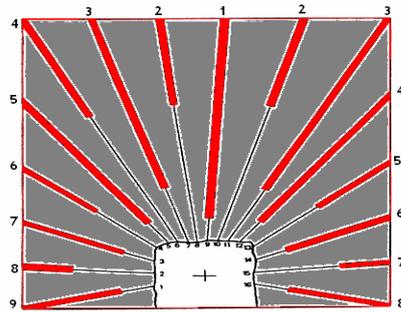
- La distribución de carga especialmente la altura de los tacos luego de una constante observación debe estandarizarse.



Plano de distribución de carga en Taladros Largos

Figura 39. Plano Diseño de carga explosiva

**SECUENCIA DE SALIDA**



**DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA  
TALADROS LARGOS**

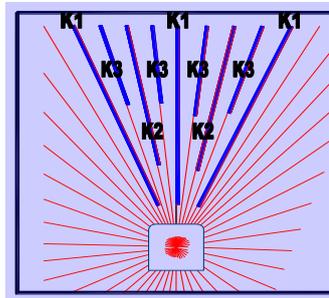
*Por área de influencia de cada taladro*

*Constante de carga*

*K1 = 85%*

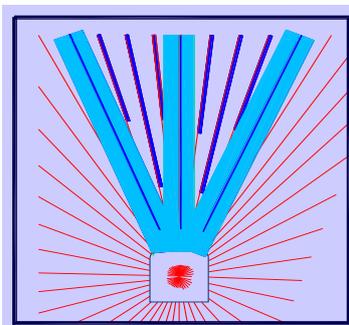
*K2 = 50%*

*K3 = 25%*



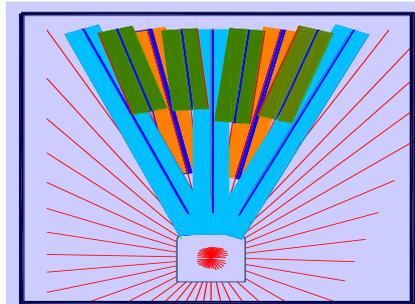
**DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA  
TALADROS LARGOS**

*Por área de influencia de cada taladro al 85%*



**DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA  
TALADROS LARGOS**

*Por área de influencia de cada taladro al 25%*



Fuente: Departamento de voladura



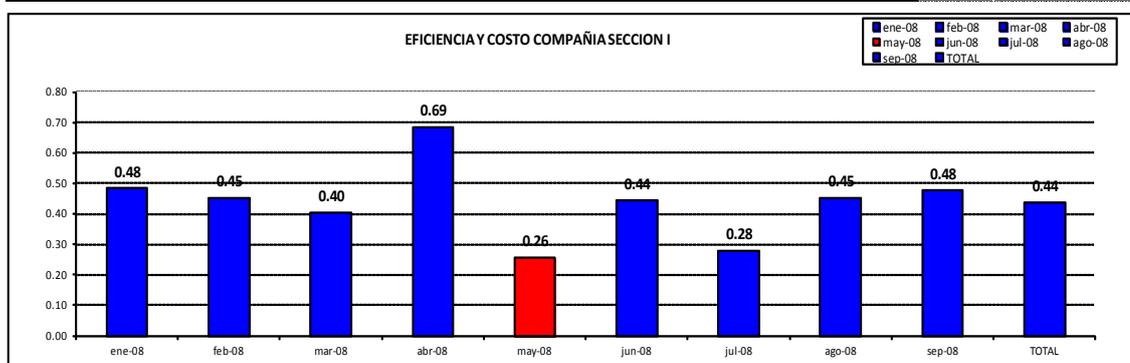
#### 4.4.1 Costo de Voladura

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 28 nos permite observar el cálculo de costo de voladura del tajo 254 y de otros tajos.

### Cuadro 28 Cuadro de Costo de Voladura

GESTION 2009 - SECCION I  
CONSUMO DE EXPLOSIVOS SECCION I - 2009

SECCION I	UND	ene-08	feb-08	mar-08	abr-08	may-08	jun-08	jul-08	ago-08	sep-08	TOTAL	PROMEDIO	PROY. DIC. 2009
<b>CONSUMOS</b>													
ANFO	kg	7,275	7,025	7,500	7,680	6,075	7,820	9,625	10,350	15,450	78,800.0	8,755.6	105,066.7
PLASTEX	kg	1,500	700	875	475	550	775	1,075		100	6,050.0	756.3	9,075.0
EMULSION 7/8x7	UND	0	0	443	1,159	445	224	111			2,382.0	340.3	4,083.4
EMULSION 1 1/2X8	UND	888	920	1,175	677	938	294	346	390	361	5,989.0	665.4	7,985.3
CARMEX 7.	PZ	113	88	82	0	0	80	85	73	90	611.0	67.9	814.7
CARMEX 9.	PZ	106	26	8	87	42	89	70	68	90	586.0	65.1	781.3
CORDON DETONANTE 3P	MT	6,135	3,890	3,063	3,215	3,775	5,678	7,856	8,792	7,854	50,258.0	5,584.2	67,010.7
EXEL SS 6.50 M.	PZ	43	64	99	42	67	60	70	90	59	594.0	66.0	792.0
EXEL SS 18.0 M.	PZ	225	163	353	187	354	320	290	309	356	2,557.0	284.1	3,409.3
<b>COSTOS</b>													
ANFO	US\$	4,758	4,594	4,905	5,023	3,973	5,114	6,295	6,769	10,104	51,535.2	4,294.6	51,535.2
PLASTEX	US\$	2,505	1,169	1,461	793	919	1,294	1,795	0	167	3,956.7	842.0	10,103.5
EMULSION 7/8x7	US\$	0	0	51	134	51	26	13	0	0	275.1	22.9	275.1
EMULSION 1 1/2X8	US\$	461	477	610	351	487	153	180	202	187	3,108.3	259.0	3,108.3
CARMEX 7.	US\$	61	47	44	0	0	43	46	39	48	327.5	27.3	327.5
CARMEX 9.	US\$	60	15	5	49	24	50	40	38	51	331.7	27.6	331.7
CORDON DETONANTE 3P	US\$	748	475	374	392	461	693	958	1,073	958	6,131.5	511.0	6,131.5
EXEL SS 6.50 M.	US\$	54	81	125	53	84	76		113	74	748.4	60.0	720.3
EXEL SS 18.0 M.	US\$	560	406	879	466	881	797	722	769	886	6,366.9	530.6	6,366.9
<b>PRODUCCION</b>	<b>TN</b>	<b>18,612</b>	<b>17,588</b>	<b>21,596</b>	<b>12,293</b>	<b>26,826</b>	<b>19,572</b>	<b>38,616</b>	<b>23,049</b>	<b>32,804</b>	<b>210,956.2</b>	<b>23,439.6</b>	<b>281,274.9</b>
<b>CONSUMOS</b>													
TOTAL EMULSIONES	KG	231	240	341	268	829	869	1,174	102	194	4,248.1	354.0	4,248.1
TOTAL NCN ANFO	KG	7,275	7,025	7,500	7,680	6,075	7,820	9,625	10,350	15,450	78,800.0	6,566.7	78,800.0
TOTAL NCN PLASTEX	KG	1,500	700	875	475						3,550.0	887.5	10,650.0
TOTAL EXPLOSIVOS	KG	9,006	7,965	8,716	8,423	6,904	8,689	10,799	10,452	15,644	86,598.1	7,216.5	86,598.1
<b>COSTO</b>													
COSTO EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS	US\$	9,207	7,264	8,453	7,261	6,880	8,245	10,048	9,004	12,477	78,839.9	6,570.0	78,839.9
COSTO DE NCN ANFO	US\$	4,758	4,594	4,905	5,023	3,973	5,114	6,295	6,769	10,104	51,535.2	4,294.6	51,535.2
COSTO DE PLASTEX	US\$	2,505	1,169	1,461	793	919	1,294	1,795	0	167	10,103.5	842.0	10,103.5
COSTO DE EMULSIONES	US\$	461	477	661	485	538	178	192	202	187	3,383.4	282.0	3,383.4
COSTO DE ACCESORIOS	US\$	1,483	1,023	1,426	960	1,450	1,658	1,766	2,033	2,018	13,817.8	1,151.5	13,817.8
<b>RENDIMIENTOS</b>													
FACTOR DE POTENCIA PROMEDIO MENSUAL	KG/TN	0.48	0.45	0.40	0.69	0.26	0.44	0.28	0.45	0.48	0.44		
FACTOR DE POTENCIA ACUMULADO	KG/TN										0.41		
COSTO POR TONELADA (EXP Y ACC.)	US\$/TN	0.49	0.41	0.39	0.59	0.26	0.42	0.26	0.39	0.38	0.37		
DIFFERENCIA	US\$/TN	0.17	0.25	0.27	0.07	0.40	0.24	0.40	0.27	0.28	0.29		
AHORRO	US\$	3,077	4,344	5,800	852	10,825	4,672	15,438	6,208	9,174	60,391		



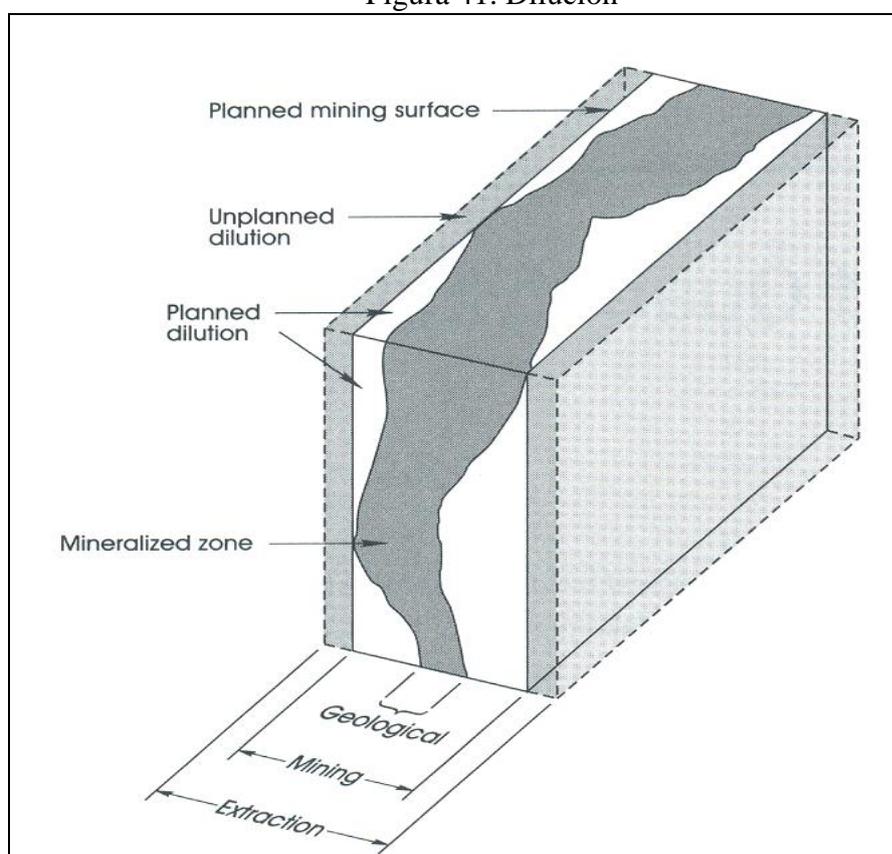
Fuente: Reporte de Operaciones 2009

#### 4.5 DILUCION.

La dilución es la disminución de la ley de cubicación por la presencia de roca estéril. Se tiene los siguientes tipos de dilución que son:

- La dilución planificada que viene a ser la el material que se encuentra fuera de la definición económica de mineral y se incorpora como parte del diseño minero.
- La dilución actual u operativa que es aquella que se extrae por sobre la reserva minera, la dilución operativa puede ser económica o no dependiendo de su contenido de producto.

Figura 41. Dilución



Fuente: Departamento de voladura

La dilución es uno de los principales problemas en la unidad Yauliyacu en cuanto se refiere a recuperación de diseminado ya que este tipo de mineralización al estar ubicado en la caja piso y/o techo de las vetas antiguas explotadas (especialmente por el método shirinkage) sin relleno y sin ningún tipo de sostenimiento, presenta cajas inestables que durante el proceso de voladura genera desprendimiento de material estéril contaminando el material roto y también generando condiciones de inestabilidad en el terreno.

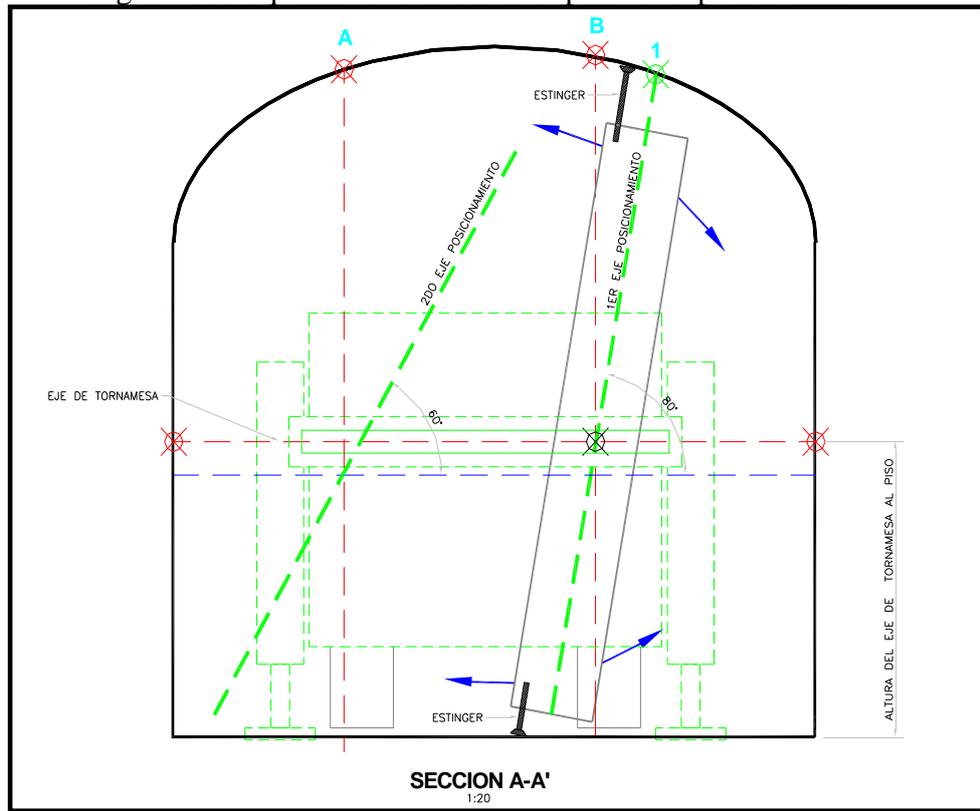
Para minimizar estos problemas descrito anteriormente se contemplan varias metodologías de control en las diferentes etapas de desarrollo preparación y minado:

- Durante el proceso de explotación es necesario definir la geometría del diseminado ya que estos suelen presentarse en forma irregular totalmente diferentes a otra formaciones de potencia definida en ancho y comportamiento de mineralización de un nivel a otro, esto hace que el bloque de mineral a explotar sea definido, muchas veces no necesariamente de nivel a nivel, tampoco se puede estandarizar longitudes de tajo pues igualmente podemos encontrar disseminaciones que tenga más de cien metros de longitud y otros hasta treinta o cuarenta metros, entonces el método de taladros largos se tiene que adecuarse a este tipo de bloques previos análisis económicos de tal manera que su explotación sea rentable.
- Para la etapa de preparación es necesario considerar que el contorno se lleve ubicando la galería base y los subniveles intermedios de perforación en lo posible en la caja techo de tal manera que el diseño de los taladros

largos se ejecuten en forma paralela al contorno mineralizado esto permitirá un mejor control y que la dosificación de la carga explosiva tenga mejor efecto de minimizar el daño a la caja reduciendo luego el desprendimiento del material estéril

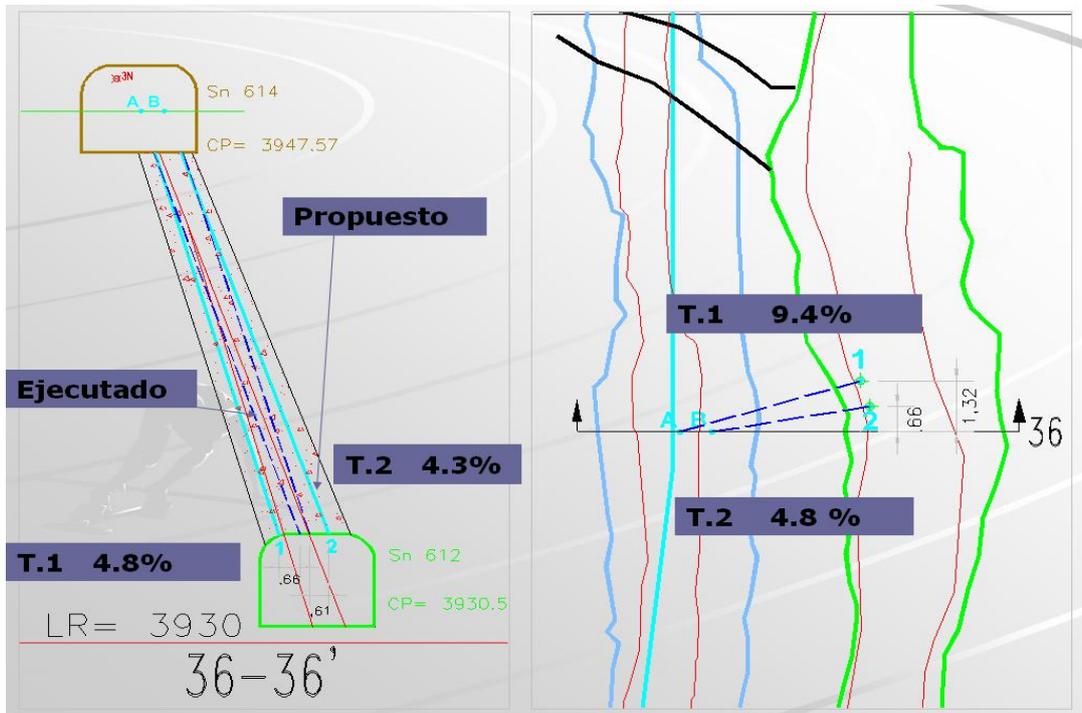
- La secuencia de minado igualmente es muy importante ya que a través de estos podemos reducir el desprendimiento de las cajas del tajo a raíz de un tiempo prolongado de exposición que sobrepase el tiempo de autosoporte de la roca. La secuencia de minado puede definirse en paneles considerando pilares de tal manera que la explotación sea más dinámica, y permita ir rellenando por tramos, evitando entonces la dilución por desprendimiento de la caja durante el tiempo que toma el minado del bloque.
- La desviación de los taladros es otro factor primordial por el cual se genera la dilución en el minado. Para mejorar el control en los taladros de perforación dentro de los procedimientos existe la actividad de hacer el levantamiento de los taladros de perforación que luego se superponen estos taladros levantados con respecto a los taladros diseñados se puede observar la desviación generada, esta técnica se utiliza para que los taladros mal ejecutados puedan ser corregidos a tiempo, pero por otro lado es minimizar la cantidad de taladros a corregir que quitan la eficiencia de perforación, después de este levantamiento se procede a diseñar los taladros de producción.

Figura 42. Esquema de ubicación de puntos de perforación



Fuente: Departamento de planeamiento mina

Figura 43. Representación de desviación de taladros.



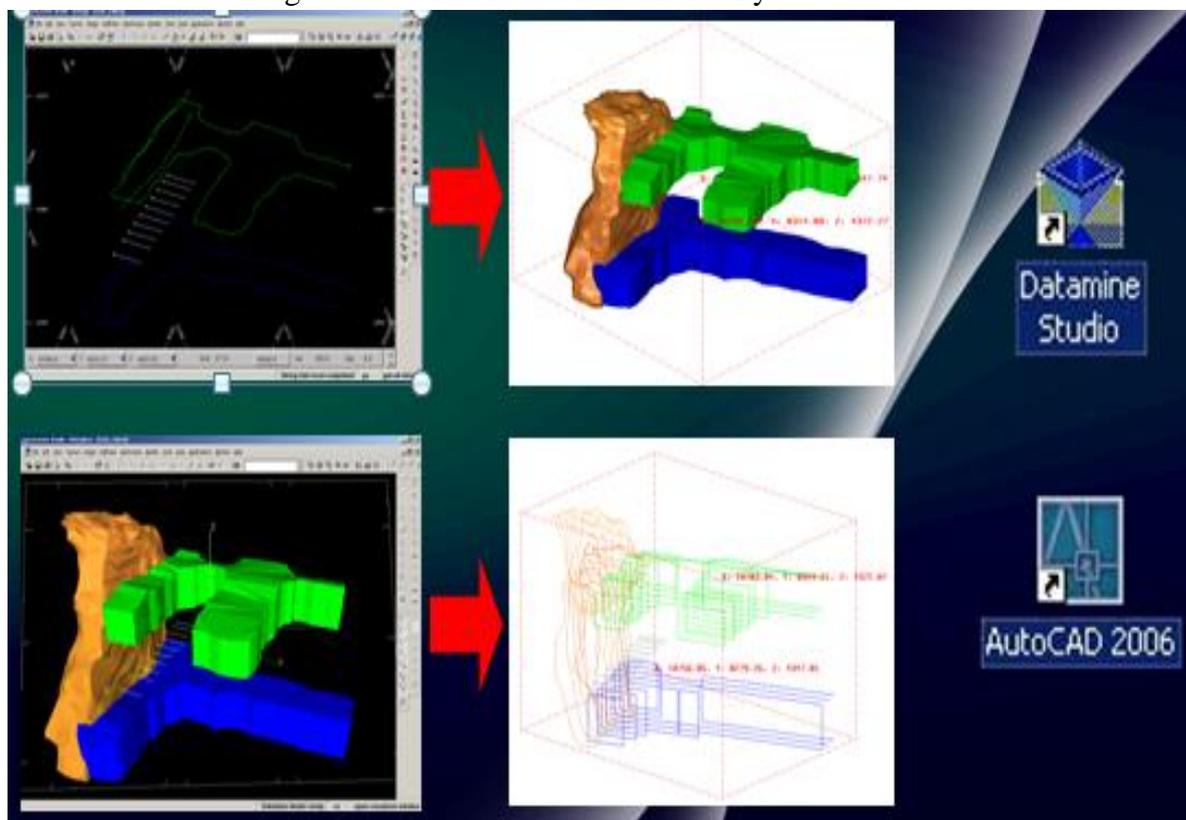
Fuente: Departamento de planeamiento mina

En la unidad Minera Yauliyacu como herramienta de software para la preparación de mallas contamos con dos programas para el diseño Autocad y Datamine con el generamos las sección ralaes de las labores y poder diseñar las mallas de perforación dentro del cuerpo mineralizado y poder disminuir la dilución.

Como equipo de importante para el levantamiento de tajeos ya minado contamos con el Optech, el cual nos brinda un error de 2 % en el levantamiento 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;

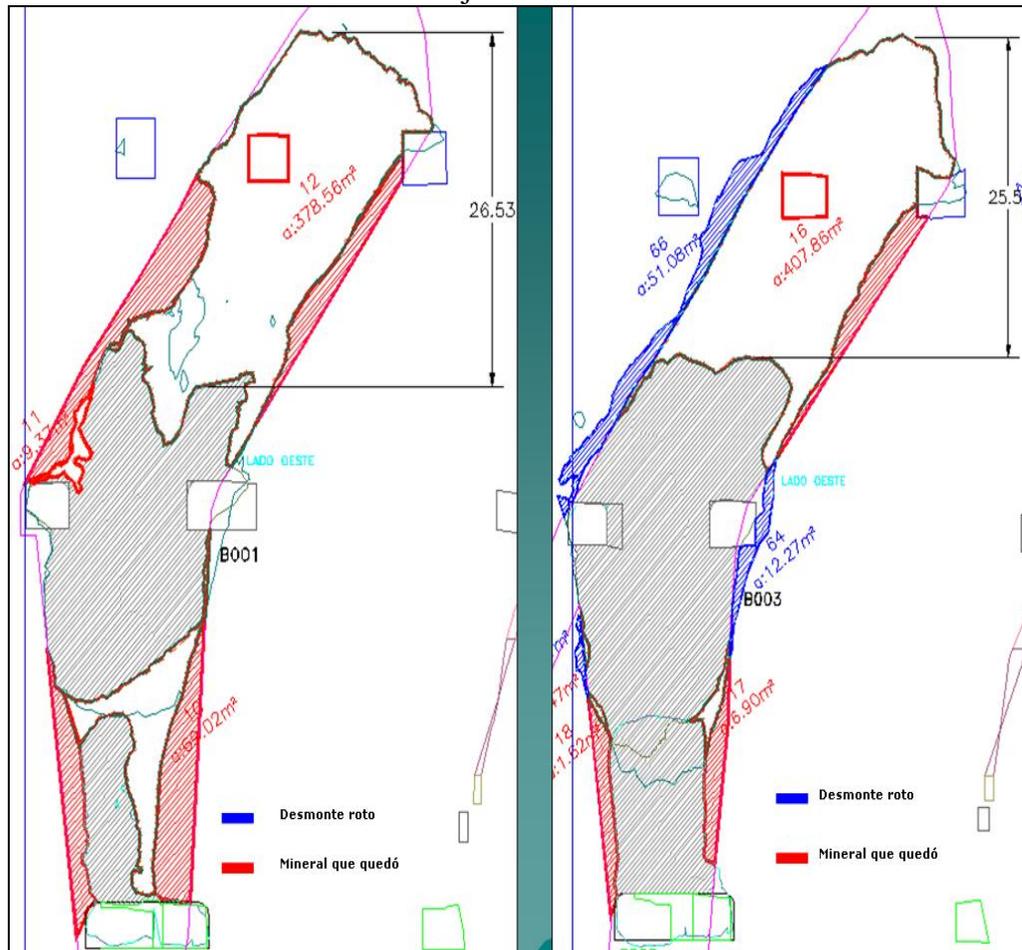
El rango permisible de dilución en taladros largos en cuerpos se está tomando como estándar entre 15% y 20 %.

Figura 44. Software utilizado en Yauliyacu.



Fuente: Departamento de planeamiento mina

Figura 45. Levantamiento topográfico después de la voladura con el OPTECH tajo 254



Fuente: Departamento de planeamiento mina

Cuadro 29 Comparativo de dilución y recuperación en métodos mecanizado

	Dilución (%)		Recuperación (%)	
	2009	2010	2009	2010
S1	9.5	12.83	87.7	96.31
S2	13.9	5.57	70.9	93.35
S4	6.6	9.3	87.8	80.7
S5	7.8	6.98	69.2	68.06
S6	17.6	20.75	69.8	88.39
<b>Mina</b>	<b>9.86</b>	<b>8.18</b>	<b>78.97</b>	<b>80.16</b>

Fuente: Reporte de Operaciones Yauliyacu

## CONCLUSIONES

- Empresa Minera Los Quenuales S.A. en su Unidad Yauliyacu opera una de las minas más antiguas del país basado en su política corporativa de Salud Seguridad Medio Ambiente y Calidad, actualmente certificando ISO 14001 (Sistema de gestión Ambiental), OHSAS (Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional).
- La aplicación del método de recuperación de diseminado mediante el método Sublevel Stopping en al unidad Yauliyacu nos da buenos resultados al ser un método seguro que nos permite aumentar la producción a un bajo costo y con mayor seguridad.
- Es un método seguro ya que el personal no se encuentra expuesto al vacío del tajo en explotación, ya que la extracción o limpieza del mineral roto es mediante Scooptrams a control remoto.
- La aplicación del método recuperación de diseminado mediante Sublevel Stopping permitió a la unidad incrementar la producción, actualmente el

aporte mediante este método es del 80% del total de la producción de la unidad.

- La recuperación de diseminado a permitido a la unidad elevar la productividad, bajar los costos operativos aumentar las reservas y por lo tanto extender la vida útil del yacimiento y una mejora en los ingresos de la empresa
- El costo del método Sublevel Stopping en cuerpos es menor comparativamente al resto de los demás métodos de minado de la unidad y por lo tanto permite recuperar bloques mineralizado de menores valores económicos en forma rentable.
- La etapa de preparación de Sublevel Stopping en cuerpos demora un tiempo considerablemente superior en referencia a las preparaciones de otros métodos como aplicados en la unidad (Shrinkage, Corte y relleno Sublevel Stopping en vetas).
- Una de las dificultades en la aplicación de este método es la irregularidad del diseminado el cual nos puede ocasionar problemas con la dilución, el cual estaría ligado con las leyes del mineral.
- El control en la perforación y voladura incide para obtener una buena recuperación de mineral (85-90%) y baja dilución 11%. Igualmente este control influye en la disminución de la voladura secundaria que en la recuperación de diseminados es un inconveniente ya que a los laterales de

los bloques en explotación existen vacíos antiguos en su mayoría sin relleno durante muchos años.

- Una de las dificultades que se cuenta en la aplicación de este método que siempre se cuenta con un tajo vacío, el cual al momento de la explotación pueden ocasionar daños a la caja techo y pudiendo generar desprendimientos posteriores causando condición insegura y dilución en el mineral roto.
- La aplicación del sistema SAP en la unidad Yauliyacu ha permitido tener un mejor y rápido control de costos en las operaciones mineras y métodos de explotación.

## RECOMENDACIONES

- Antes de cualquier trabajo de diseño de ingeniería para determinar la explotación del diseminado es necesario contar con una interpretación geológica completa, a fin de tener un diseño estándar con toda la Ingeniería de detalle, de tal manera que se haga las labores estrictamente necesarias a un costo predeterminado, el no hacerlo implica una serie de sobre costos en todas sus etapas de minado.
- En lo posible es recomendable preparar el contorneo del diseminado de tal manera que los taladros se perforan paralelos y no en abanico (taladros radiales). Los taladros paralelos son más fáciles de ejecutar para el operador, y además el ratio (Ton/metro perforado) es mayor al de un Taladro Radial, además los costos de los taladros radiales es 20% más con respecto a los paralelos.
- Cuando el bloque mineralizado posee tajo vacío en toda su longitud, este vacío es aprovechado para la cara libre, sin embargo cuando el techo de este tajo vacío presenta fracturamientos es recomendable preparar el slot

con otra dirección a fin de minimizar el daño a la caja y generar inestabilidad y condición insegura, además de la dilución por desprendimiento de la caja techo en desmonte.

- Para contar con un mejor control de este método se debe contar constantemente con archivos donde se registren planos de perforación con sus respectivas correcciones, planos con el levantamiento de los taladros ejecutados, y las hojas de carga entregadas por el control, de minado.
- Es de mucha importancia contar con los levantamientos de las labores que servirán de base de perforación, para así poder contar con los detalles de las imperfecciones de la labor que puedan afectar en el posicionamiento del equipo y ocasionar desvíos en los taladros que generarían sobrerotura en las cajas de la estructura mineralizada ocasionando problemas de dilución y estabilidad en a las cajas. Antes de la voladura se debe realizar un levantamiento de taladros al detalle para poder controlar la estabilidad de las cajas y poder controlar el factor de potencia.
- Es necesario realizar siempre un análisis económico, el costo de operación varían significativamente de acuerdo al ancho de minado y la dilución, puede ocurrir que el valor del mineral no cubra el costo, analizar las inversiones en desarrollos y otros.

## GLOSARIO

- Acceso** : Labores mineras subterráneas que comunica el cuerpo mineralizado con la superficie, para facilitar su explotación. Los accesos pueden ser: túneles de acceso (Socavón), chimeneas, rampas (o inclinados).
- Afloramiento** : Lugar donde asoma a la superficie del terreno un mineral o una masa rocosa que se encuentra en el subsuelo.
- Aire comprimido**: Aire que es comprimido en volumen y es transportado a través de tubería, usado como energía motriz para equipos y herramientas
- Avance** : Longitud de una labor (Frente de un trabajo) en una mina, elaborada o abierta en un periodo determinado. El avance mide el rendimiento de las operaciones mineras.
- Bocamina** : La entrada a una mina, generalmente un túnel horizontal

- Buzamiento : Angulo de inclinación que forma un filón, estructura o capa rocosa con un plano, horizontal medido perpendicularmente a la dirección o rumbo del filón.
- By pass : Labor horizontal paralela a la veta que sirve como labor de transito equipos y de extracción de mineral.
- Cuerpo : Estructura mineralizada con potencia mayor de 2.5 metros.
- Chimenea : Labor vertical que sirve de servicios auxiliares para una determinada zona o como preparación de un tajo.
- Costo Unitario : Valor de dinero que se necesita gastar en una determinada actividad para extraer una tonelada de mineral.
- Dilución : Porcentaje de sobrerotura con respecto al diseño original que se tiene en la explotación de un tajo.
- Diaclasa : Fractura en las rocas. No existe desplazamiento de sus componentes sobre el plano resultante.
- Ley de Mineral : Porcentaje del elemento económico explotado que existe en una determinada masa del mineral.
- 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.

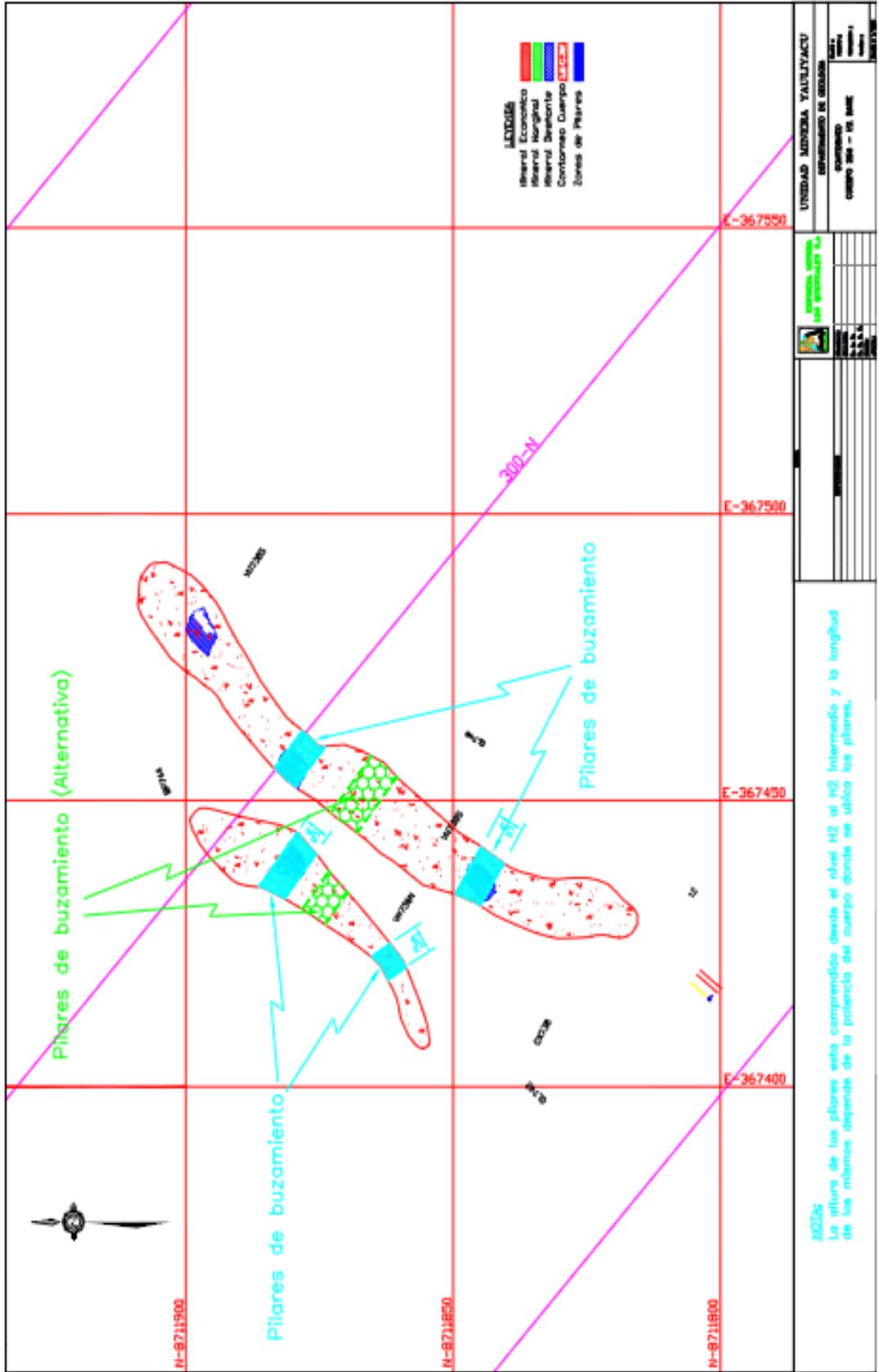
## BIBLIOGRAFIA

- **Empresa Minera los Quenuales S.A,** Plan Estratégico 2010
- **Empresa Minera los Quenuales S.A,** Reporte Anual de Producción 2010
- **Empresa Minera los Quenuales S.A,** Estándares y Pets 2010
- **Exsa. S.A.,** Manual Práctico de Voladura 2006
- **Lopez Jimeno C.,** Manual de Perforación y Voladura de Rocas 2002
- **Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras,** M. Bustillo.
- **Sublevel Stopping Engineering and Planning** Session Developers W.A Hustrtrulid Colorado School of Mines.1993.
- **Persson, H. Lee,** "Explosives and Blasting Procedures Manual" U.S. Department of th Interior, Bureau of Mines US

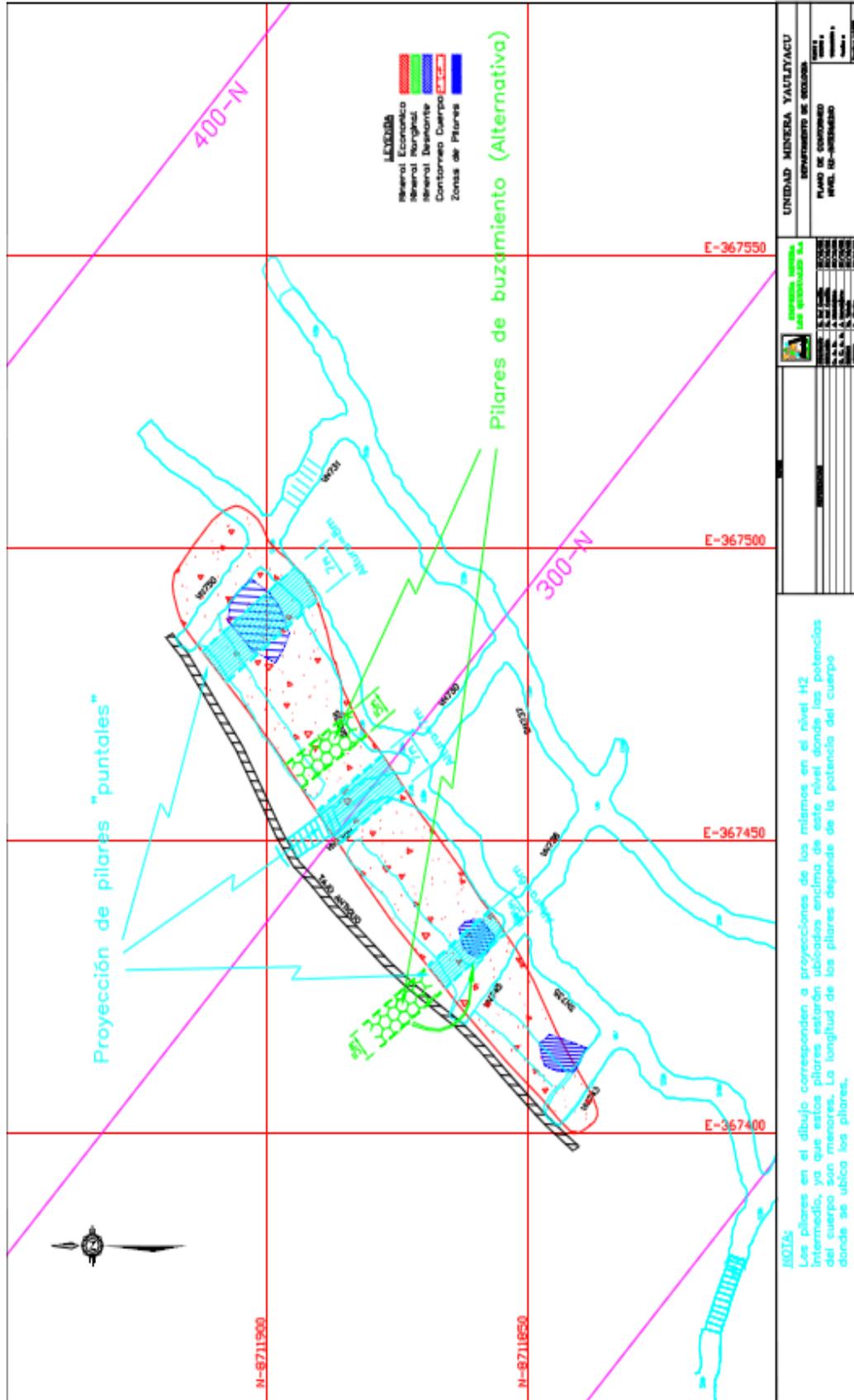
## **ANEXOS**

Para el presente informe se conto con información y materiales que fueron de ayuda para su elaboración

ANEXO 1  
 CONTORNEO CUERPO 254 NIVEL H2

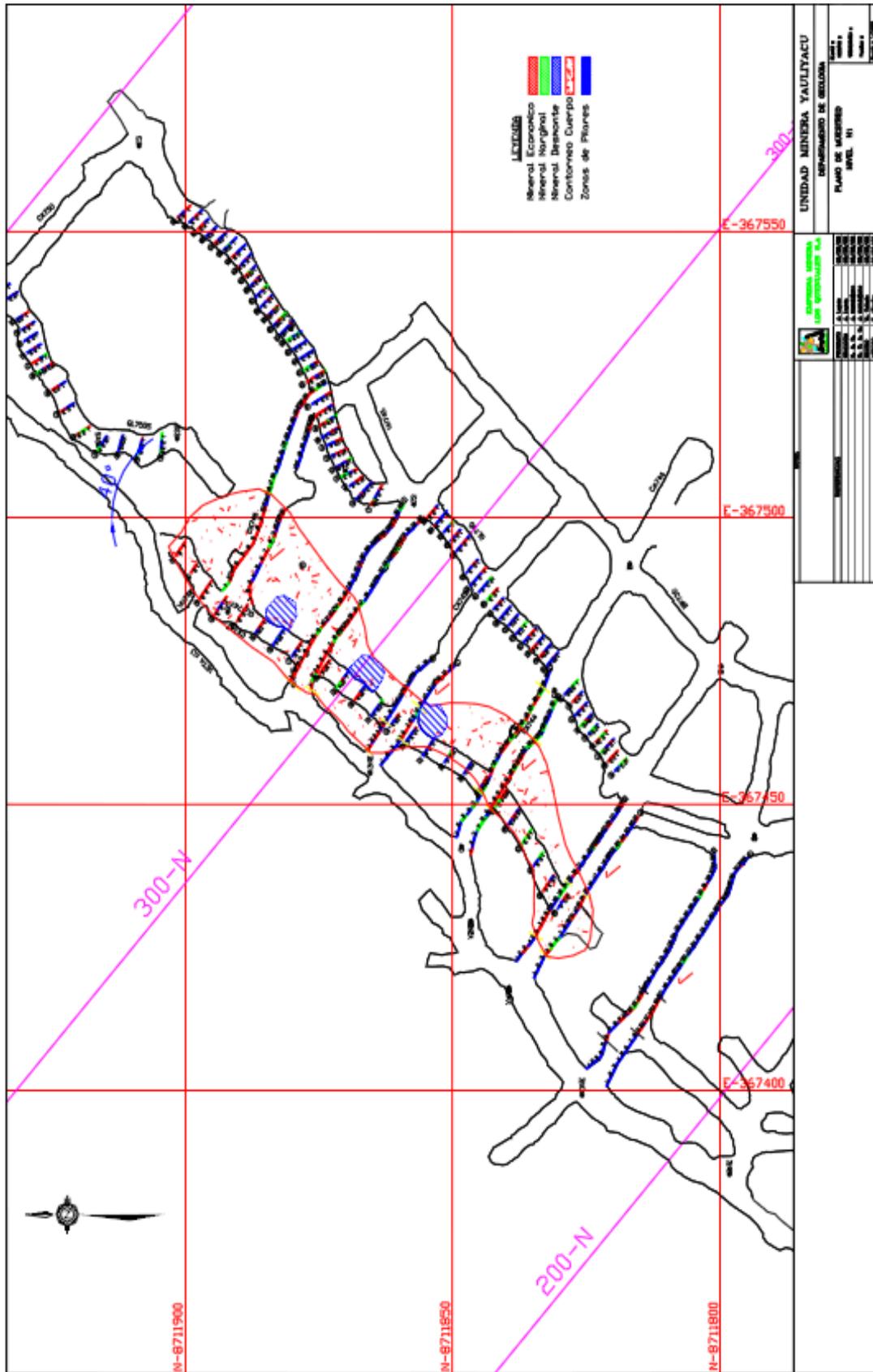


NEXO 2  
 CONTORNEO CUERPO 254 NIVEL H2 INTERMEDIO



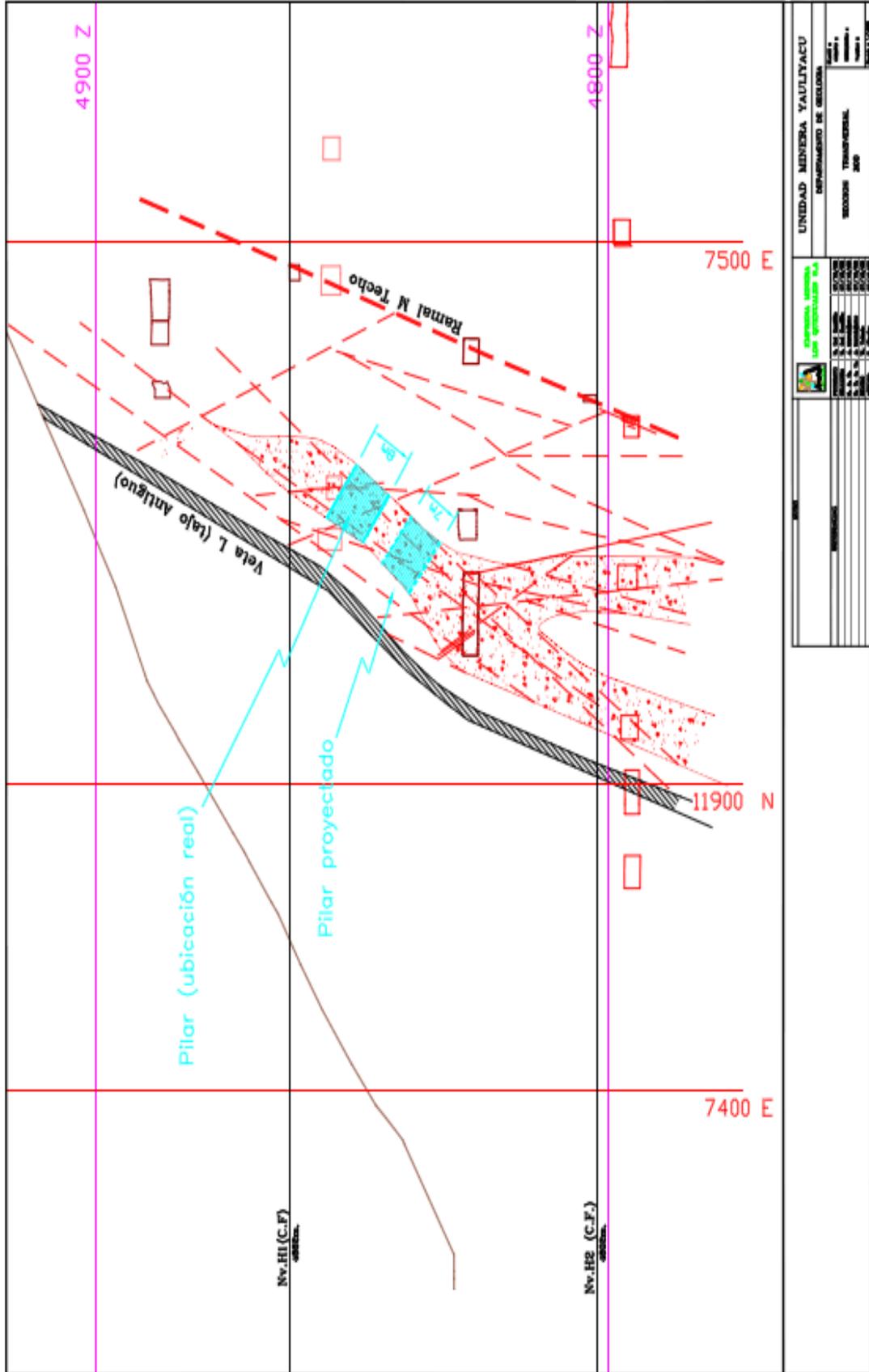
UNIDAD: MINERA YAREYACU	
DEPARTAMENTO DE SOCOS	
PLANO DE CONTORNEO	
NIVEL: H2-INTERMEDIO	
Escala: 1:1000	
Fecha: 10/05/2018	
Autor: [Nombre]	
Revisor: [Nombre]	
Aprobado: [Nombre]	
[Logo]	

ANEXO 3  
 PLANO DE MUESTREO CUERPO 254 NIVEL H1





ANEXO 5  
SECCION TRANSVERSAL CUERPO 254



## ANEXO 6 DIMENSIONAMIENTO DE TAJO ENTRE LOS NIVELES H2 Y H2 INTERMEDIO

### Dimensionamiento de tajeos entre los niveles H2 y H2 intermedio (Cuerpo 254)

<b>CALCULO DEL Q'</b>		<b>CALCULO DEL FACTOR A</b>	
RQD	75	Q	12.500
Jn	9	A	1.00
Jr	3	B	0.25
Ja	2	C	6.45
Q'	12.500	N'	20.16 (calculo final)

CAJA TECHO		
Sigma C (1)	95	
Sigma induc (2)	8	(sale del phases)
(1)/(2)	11.88	
Si (1)/(2) < 2		A = 0.1
2 < y < 10		A = 1.211
> 10		A = 1.0

**CALCULO DEL RADIO HIDRAULICO "S"**

N =	20.16		
Zona estable :	0 hasta	7.8 Est. Sin Sost	
Transición sin sostenimiento :	7.8 hasta	10.8 Est. Sost. Opc.	Orientación de la cara
Estable con sostenimiento :	10.8 hasta	12.5 Est. Con Sost.	Caja techo = 309°/75°

S = Area / perimetro

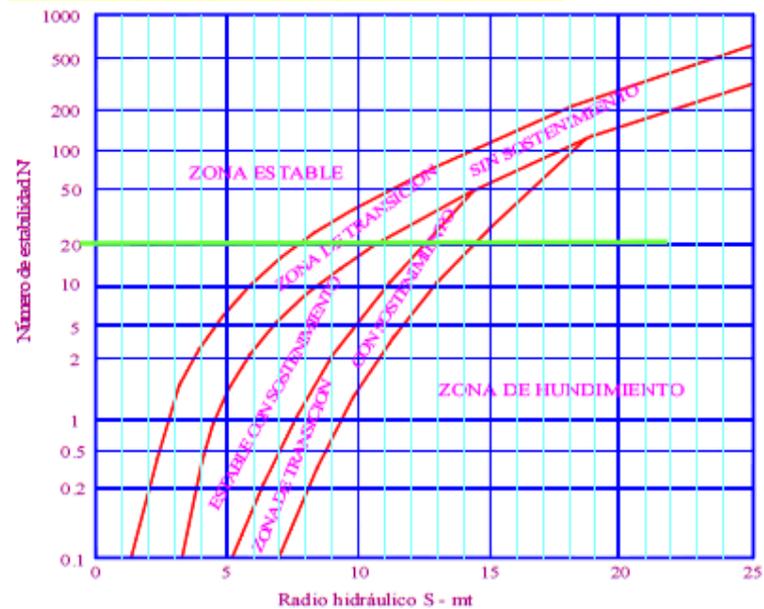
Altura CAJA TECHO = 35 m  
Buzam. Caja Techo = 75 ° (si es vertical: 90°)

CT	CP	MIN
120/82	140/71	275/66
020/83	120/72	205/81
140/79	220/69	075/22

S	Altura real del Tajeo	Longitud del techo
7.8	36.2	27.4
10.8	36.2	53.5
12.5	36.2	80.6

330/75  
030/88  
185/17

**INTERPRETACION DEL GRAFICO DE ESTABILIDAD**



# ANEXO 7

## DIMENSIONAMIENTO DE TAJO ENTRE LOS NIVELES H2 INTERMEDIO Y H1

### Dimensionamiento de tajeos entre los niveles H2 intermedio y H1 (Cuerpo 254)

#### CALCULO DEL Q'

RQD	75	Q	12.500
Jn	9	A	1.00*
Jr	3	B	0.25*
Ja	2	C	6.45*
Q'	12.500	N'	20.16 (calculo final)

#### CALCULO DEL FACTOR A

CAJA TECHO	
Sigma C (1)	95
Sigma induc (2)	8 (sale del phases)
(1)/(2)	11.88
Si (1)/(2) < 2	A = 0.1
2 < y < 10	A = 1.211
> 10	A = 1.0

#### CALCULO DEL RADIO HIDRAULICO "S"

N' = 20.16

Zona estable	:	0 hasta	7.8 Est. Sin Sust.	
Transición sin sostenimiento	:	7.8 hasta	10.8 Est. Sust. Opc.	Orientación de la cara
Estable con sostenimiento	:	10.8 hasta	12.5 Est. Con Sust.	Caja techo= 308°/75°

S = Area / perimetro

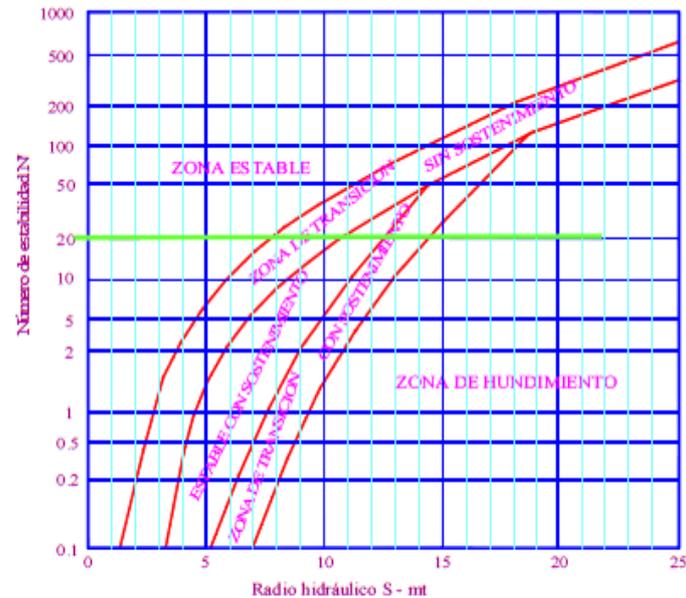
Altura CAJA TECHO = 30 m  
 Buzam. Caja Techo = 45 ° (si es vertical: 90°)

S	Altura real del Tajeo	Longitud del techo
7.8	42.4	24.7
10.8	42.4	44.0
12.5	42.4	60.9

CT	CP	MIN
120/82	140/71	275/66
020/83	120/72	205/81
140/79	220/89	075/22

330/75  
 030/88  
 185/17

#### INTERPRETACION DEL GRAFICO DE ESTABILIDAD



## ANEXO 8 DISTRIBUCION DE ESFUERZOS DE SEGURIDA

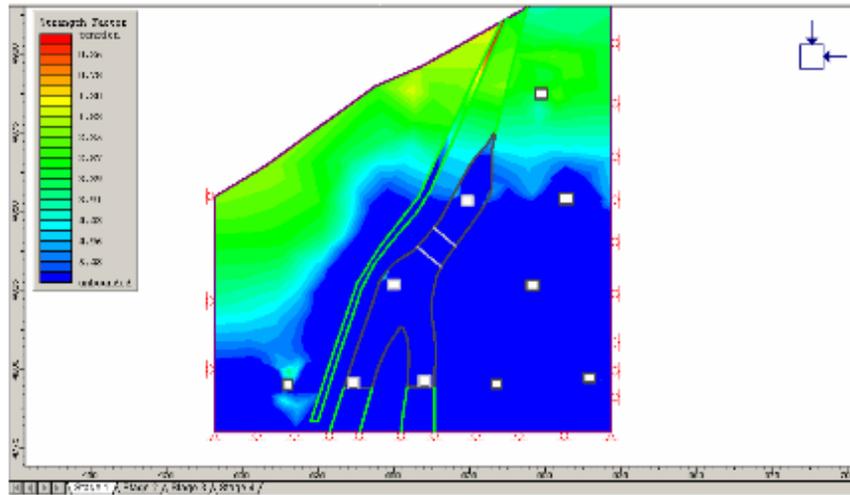


Figura 9: Sección 300. Distribución de factores de seguridad en la etapa inicial del minado, antes de aperturar los tajos.

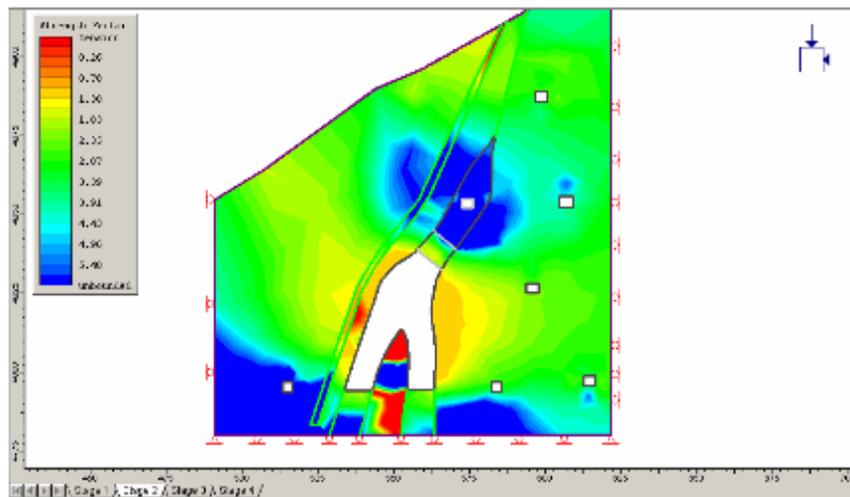


Figura 10: Sección 300. Distribución de factores de seguridad de la explotación del cuerpo entre los niveles H2 y H2 intermedio.

## ANEXO 9 DISTRIBUCION DE ESFUERZOS DE SEGURIDA

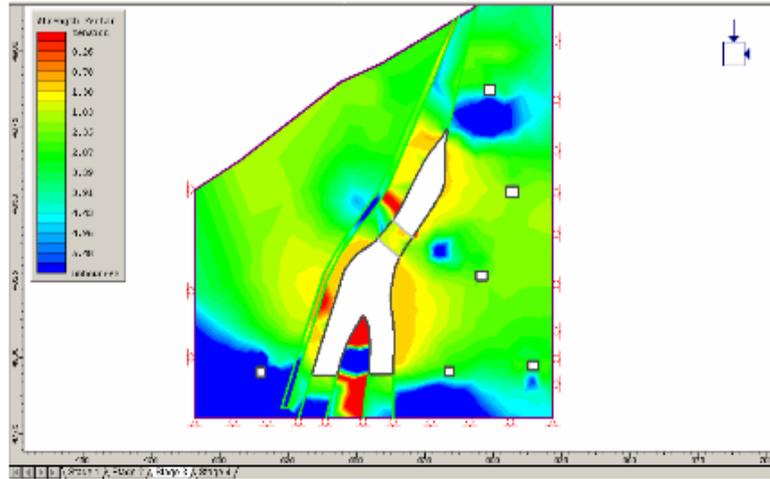


Figura 11: Sección 300. Distribución de factores de seguridad de la explotación del cuerpo entre los niveles H2 hasta H1 dejando un pilar de 7 m de altura encima del nivel H2 intermedio.

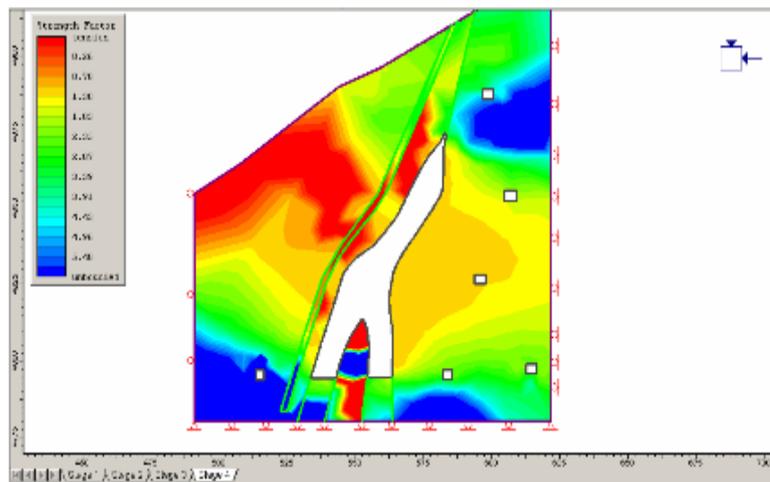


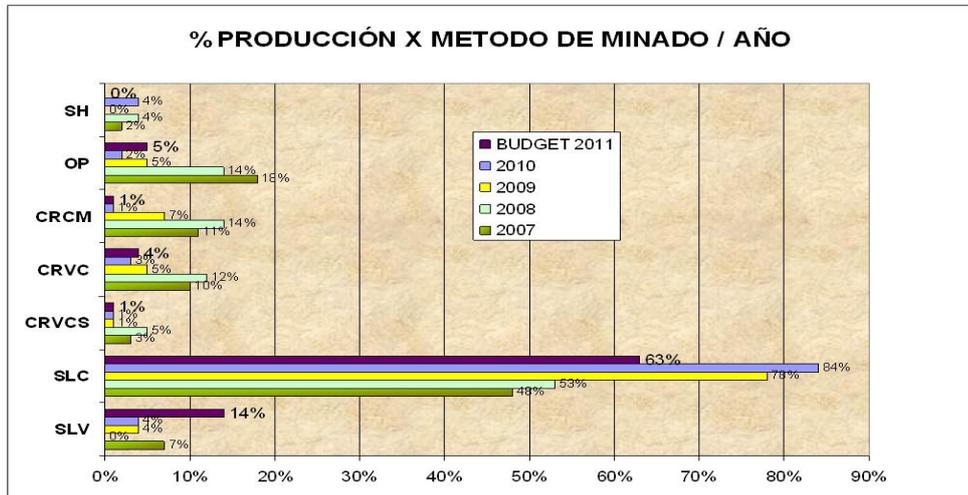
Figura 11: Sección 300. Distribución de factores de seguridad de la explotación del cuerpo entre los niveles H2 hasta H1 sin considerar dejar ningún pilar. Obsérvese la influencia en la estabilidad.

## ANEXO 10 METROS PERFORACION POR JUMBO 2009

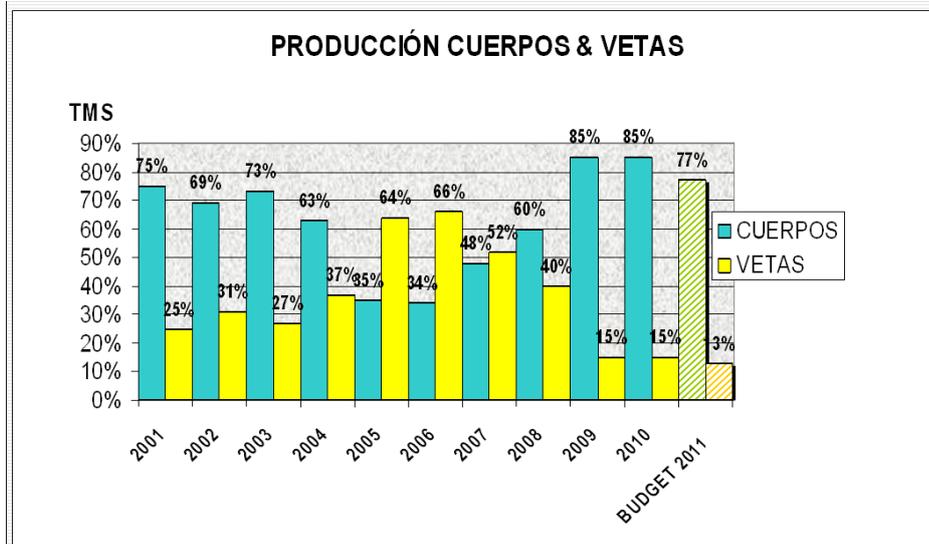
**METROS PERFORADOS POR JUMBO - PERIODO 2009**

EQUIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	TOTAL
MINI RAPTOR 01	2,429	2,390	2,722	2,658	1,661	2,357	3,922	3,712	3,578	25,428
MINI RAPTOR 02	2,270	2,179	2,911	937	467				2,132	10,897
RAPTOR JUNIOR 01	3,268	2,279	2,051	67	2,074	4,004	2,654	2,242	2,754	21,394
<b>SUB TOTAL RAPTORS</b>	<b>7,967</b>	<b>6,849</b>	<b>7,684</b>	<b>3,662</b>	<b>4,201</b>	<b>6,361</b>	<b>6,576</b>	<b>5,954</b>	<b>8,465</b>	<b>57,718</b>
BOOMER 01	4,830	4,571	4,360	4,093	4,844	3,957	4,014	4,244	4,195	39,107
QUASAR 01	5,575	4,860	4,540	5,404	4,135	5,158	5,623	4,907	5,232	45,433
SIMBA 01	4,889	4,014	3,578	3,182	3,551	4,595	3,032	3,465	2,482	32,789
SIMBA 02	5,279	3,331	4,483	1,645	2,822	3,655	4,382	2,336	3,697	31,631
SIMBA 07									3,344	3,344
SIMBA 08			759	3,322	4,824	5,016	5,286	3,929	5,189	28,324
<b>SUB TOTAL AUTOPROPULSADOS</b>	<b>20,573</b>	<b>16,775</b>	<b>17,721</b>	<b>17,645</b>	<b>20,177</b>	<b>22,380</b>	<b>22,338</b>	<b>18,880</b>	<b>24,139</b>	<b>180,629</b>
<b>TOTAL JUMBOS</b>	<b>28,540</b>	<b>23,624</b>	<b>25,405</b>	<b>21,307</b>	<b>24,378</b>	<b>28,741</b>	<b>28,914</b>	<b>24,834</b>	<b>32,603</b>	<b>238,346</b>

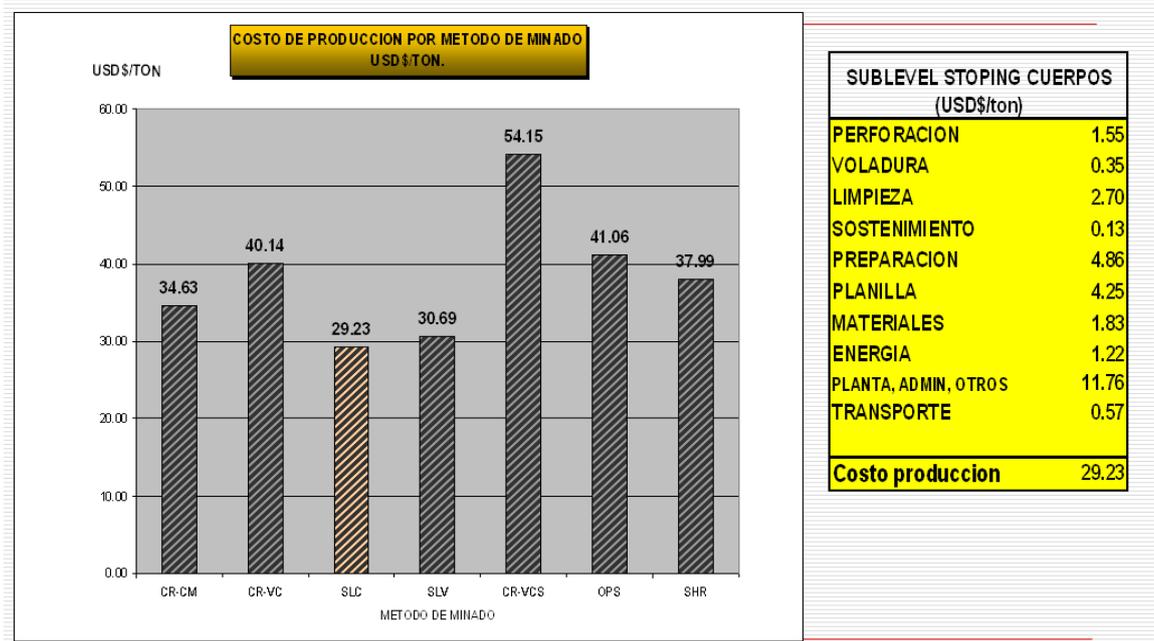
## ANEXO 11 PRODUCCION POR METODO DE MINADO



## ANEXO 12 PRODUCCION CUERPO & VETAS



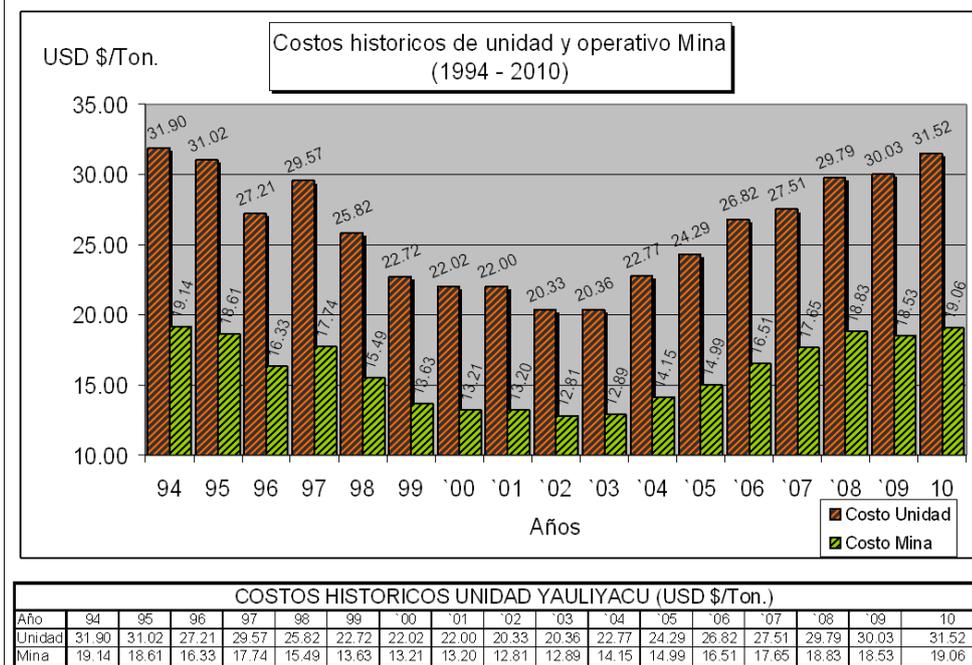
**ANEXO 13  
COSTO DE PRODUCCION SUBLEVEL STOPING**



**ANEXO 14  
COSTO DE EXPLOTACION POR METODO DE MINADO**

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

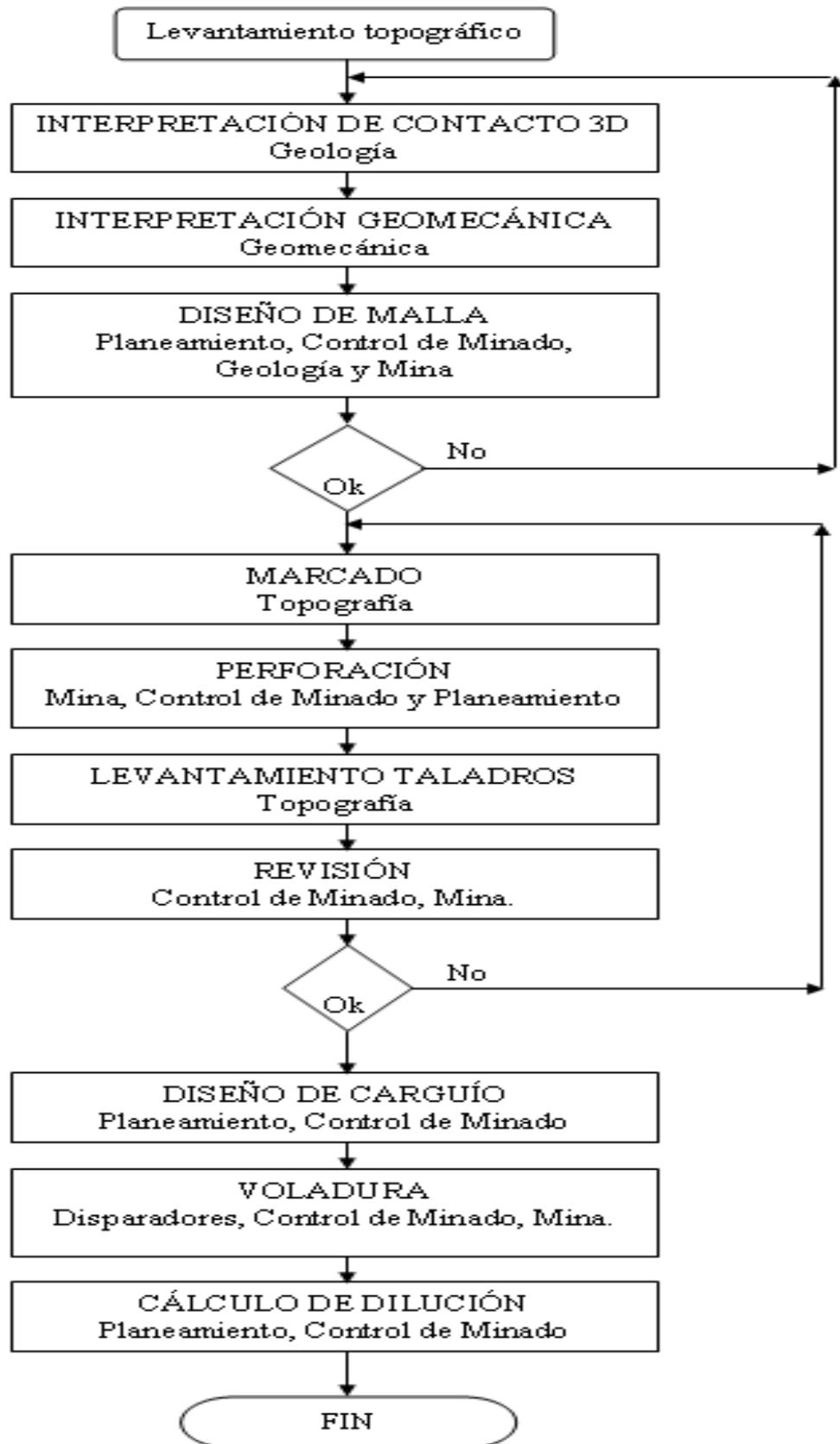
**ANEXO 15  
COSTO HISTORICO DE LA UNIDAD Y OPERACIÓN MINERA**



**ANEXO 16  
PARAMETROS PROMEDIOS DE PERFORACION JUMBO**

<b>PARÁMETROS PROMEDIOS</b>		
	<b>Cantidad</b>	<b>Unidad</b>
Ratio de perforación	4.00	T/m -Perforado.
Capacid. Perf. Jumbo	4,487	m-perforados/mes
Factor de potencia:	0.42	kg/t
Dilución:	7.32	%
Recuperación:	92.68	%
Rango de desviación promedio	4.71	%
Productividad:	35	T/h-Guardia

ANEXO 17  
DIAGRAMA DE FLUJO DEL METODO SUBLEVEL STOPING



## ANEXO 18

	<b>ESTÁNDAR (ANEXO 15-A)</b>	CÓDIGO	TY-MN-004
	<b>EQUIPO DE PERFORACIÓN MECANIZADA</b>	REVISIÓN	01
		APROBADO	04.04.2011

### 1. OBJETIVOS

Estandarizar el ciclo de perforación en taladros largos e incrementar su productividad.

### 2. ALCANCE

Aplicable a (XX) las actividades de perforación de taladros largos (XX) en las diferentes secciones de la mina Yauliyacu.

### 3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS

- Reglamento Interno de Seguridad EMQSA.
- Manual de Perforación.
- Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. N° 055-2010-EM.

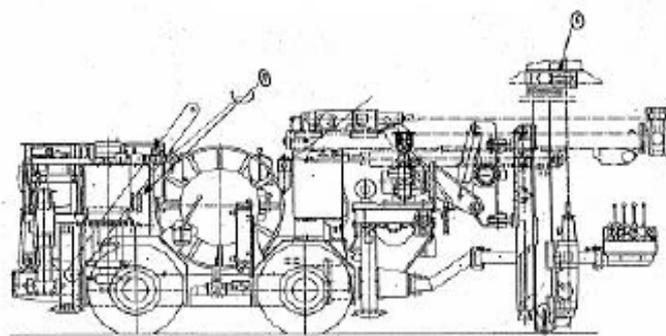
### 4. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

- 4.1 Barras de perforación de 1.20m (XX).
- 4.2 Broca tipo botones 2 ½" Ø.
- 4.3 Malla de perforación: Espaciado=1.50m y Burden=1.50m. (XX).
- 4.4 Longitud de perforación: 17m.
- 4.5 Diámetro del taladro (XX): 64 mm.
- 4.6 Diámetro del taladro de alivio: 78 mm.
- 4.7 Presión de agua: 5 Bars.
- 4.8 Tensión eléctrica de trabajo (XX): 440V.
- 4.9 El equipo debe contar con los siguientes accesorios de seguridad: (XX) cabina de protección (techo), cinturón de seguridad, alarma de retroceso automático, circulina, línea tierra (cadena).
- 4.10 (XX).
- 4.11 La sección mínima de la labor para la perforación de taladros largos debe ser de 3.5mx3.5m. Por aspectos de seguridad la altura de perforación no debe sobrepasar los 4.5m.

ELABORADORES	REVISOR	REVISOR	APROBADOR
Ing. Luis Otarola			
Ing. Edgar Roque			
Ing. José Padilla	Ing. Pablo Mungula	Ing. Oswaldo Granados	Ing. Victor De La Cruz
Supervisor del área y trabajadores Fecha de Elaboración: 26/03/2011	SuperIntendente de Mina	Gerente del Programa SAS	Gerente de Operaciones

	<b>ESTÁNDAR (ANEXO 15-A)</b>	CÓDIGO	IV-MN-004
	<b>EQUIPO DE PERFORACIÓN MECANIZADA</b>	REVISIÓN	01
		APROBADO	04.04.2011

### JUMBO HIDRAÚLICO



#### 5. RESPONSABLES

Superintendente Mina, Asistente Superintendente Mina, Jefes de Sección, Asistentes Jefes de Sección.

#### 6. REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACIÓN

Registro Control de equipo Jumbo.

Registro PETS Vivo.

#### 7. FRECUENCIA DE INSPECCIONES

Se realizará mensualmente.

#### 8. EQUIPO DE TRABAJO

Clinómetro imantado.

Llaves stilson.

Manguera para agua de 1" de diámetro, de 40m de longitud.

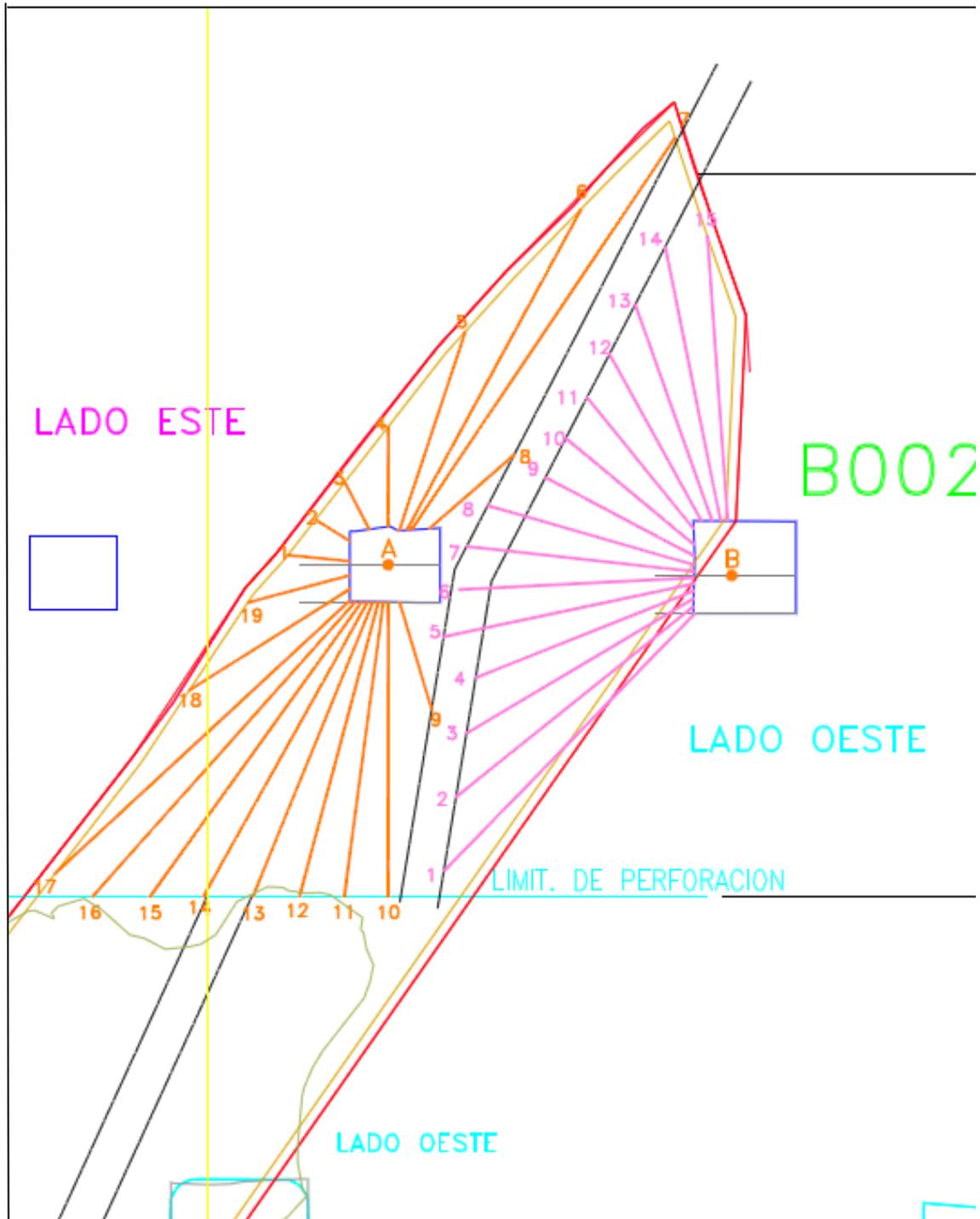
Manguera para aire de 1" de diámetro, de 40m de longitud.

Válvula de bola de 1" y ½".

#### 9. REVISIÓN Y MEJORAMIENTO CONTINUO.

Este documento deberá ser revisado y mejorado según lo establecido en el Procedimiento de Elaboración y Control de Documentos y Registros PC-SIG-001.

ANEXO 19  
 MALLA DE PERFORACION CUPERPO 254



OPERADOR O EQUIPO		DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:	GEOLOGIA:	MINA:	
EQUIP. PERFORACION		BOOMER	ESTRUCTURA	Cuerpo L* Piso	J.PINTO	P. DE LA CRUZ	J.PADILLA
LONG. BARRA PERF.		4 p	NIVEL	H1	VB'	VB'	VB'
ESPACIAMIENTO		1.70 m	TAJO	254			
BURDEN		1.60 m	LABOR	Gal 254-Paño2			
ANG° FRONTAL		ANG° VERTICAL	DISEÑO	J.Pinto			
VERTICAL	5°		FECHA	19/06/09			
NORTE	0		ESCALA	200			
SUR	-						

### SECCION B002 , TJ254 H1, PAÑO 2 - OESTE

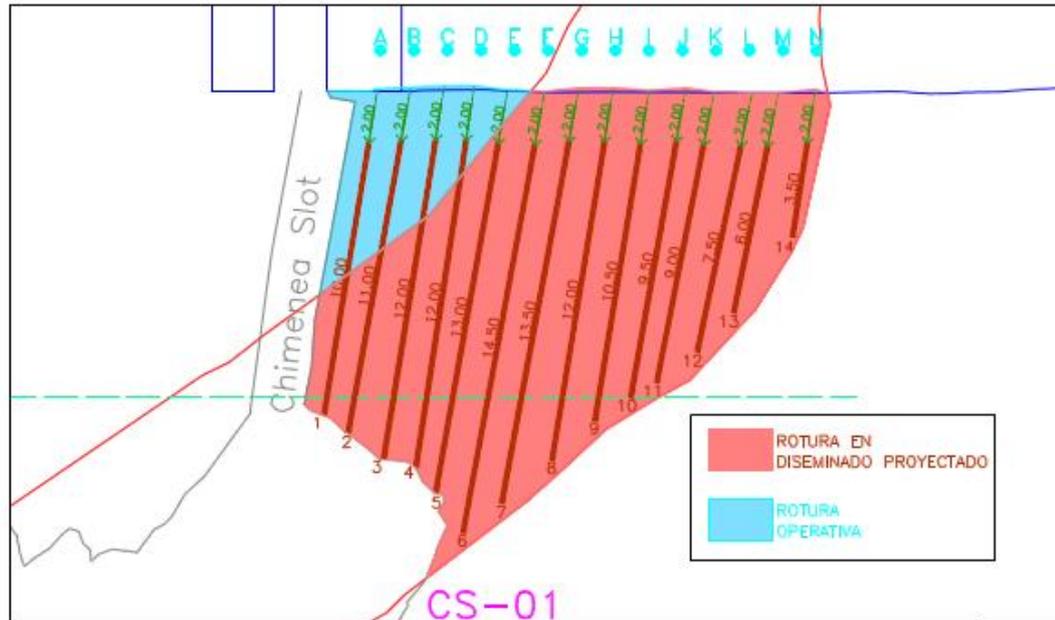
Ton/seccion					
					726.47
Ton/m					
					5.14
N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
B 1	14.16m.	11b + 1/2b	-46°		
2	11.99m.	9b + 1/2b	-39°		
3	10.39m.	8b + 1/2b	-31°		
4	9.22m.	7b + 1/2b	-22°		
5	10.04m.	8b +	-12°		
6	9.25m.	7b + 1/2b	-3°		
7	8.98m.	7b +	6°		
8	8.44m.	7b +	16°		
9	6.63m.	5b + 1/2b	28°		
10	6.57m.	5b +	40°		
11	6.68m.	5b + 1/2b	51°		
12	7.53m.	6b +	61°		
13	9.09m.	7b + 1/2b	71°		
14	11.08m.	9b +	79°		
15	11.34m.	9b +	86°		
<b>TOTAL =</b>		141.39m.			

### SECCION B002 , TJ254 H1, PAÑO 2 - ESTE

Ton/seccion					
					1090.70
Ton/m					
					6.08
N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
A 1	2.44m.	2b +	6°		
2	1.59m.	1b +	32°		
3	2.1m.	1b + 1/2b	63°		
4	3.96m.	3b +	90°		
5	8.32m.	6b + 1/2b	72°		
6	14.43m.	12b +	62°		
7	18.66m.	15b + 1/2b	56°		
8	4.45m.	3b + 1/2b	42°		
9	4.42m.	3b + 1/2b	-73°		
10	11.69m.	9b + 1/2b	-90°		
11	11.79m.	9b + 1/2b	-83°		
12	12.1m.	10b +	-75°		
13	12.61m.	10b + 1/2b	-68°		
14	13.36m.	11b +	-61°		
15	14.35m.	11b + 1/2b	-55°		
16	15.61m.	13b +	-49°		
17	15.86m.	13b +	-43°		
18	7.48m.	6b +	-33°		
19	4.15m.	3b +	-15°		
<b>TOTAL =</b>		179.34m.			

OPERADOR O EQUIPO		DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:	GEOLOGIA:	MINA:
EQUIP. PERFORACION	BOOMER	ESTRUCTURA	Cuerpo L° Piso	J.PINTO	P. DE LA CRUZ	J.PADILLA
LONG. BARRA PERF.	4 p	NIVEL	H1	VB'	VB'	VB'
ESPACIAMIENTO	1.70 m	TAJO	254			
BURDEN	1.60 m	LABOR	Gal 254-Paño2			
ANG° FRONTAL	ANG° VERTICAL	DISÑO	J.Pinto			
VERTICAL	5°	FECHA	19/06/09			
NORTE	0	ESCALA	250			
SUR	-					

ANEXO 20  
MALLA DE CARGUIO CUPERPO 254



**SECCION CS-01**  
**TJ254 PAÑO 3 H1 NEG**

N Taladro	Long. De Cargio	Examon P(kg)	Long. Taco	Long. Taladro	Excel
1	10.00	30.50	2.00	12.00	A
2	11.00	33.55	2.00	13.00	A
3	12.00	36.60	2.00	14.00	A
4	12.00	36.60	2.00	14.00	A
5	13.00	39.65	2.00	15.00	A
6	14.50	44.23	2.00	16.50	A
7	13.50	41.18	2.00	15.50	A
8	12.00	36.60	2.00	14.00	A
9	10.50	32.03	2.00	12.50	A
10	9.50	28.98	2.00	11.50	A
11	9.00	27.45	2.00	11.00	A
12	7.50	22.88	2.00	9.50	A
13	6.00	18.30	2.00	8.00	A
14	3.50	10.68	2.00	5.50	B
<b>Totales</b>	<b>144.00</b>	<b>439.20</b>	<b>28.00</b>	<b>172.00</b>	
Examon Kg/m	<b>3.05</b>	Diametro de Perforacion		<b>64mm</b>	
Area de Seccion	217.37	<b>TIPO DE EXEL</b>	TIPO	LONG. EN m	Cantidad c/u.
Burden	1.20		A	17.00	13.00
Tn/Sec	730.36		B	6.50	1.00
Kg/Tn	<b>0.60</b>		C	3.50	-

OPERADOR D EQUIPO		DATOS DE LA LABOR		PLANEAMIENTO:	GEOLOGIA:	MINA:
EQUIP. PERFORACION	QUASAR	ESTRUCTURA	CUERPO "M"	J.PINTO	P. DE LA CRUZ	M. MEZA
LONG. BARRA PERF.	4 p	NIVEL	H1	VB'	VB'	VB'
ESPACIAMIENTO	1.20 m	TAJO	254			
BURDEN	1.20 m	LABOR	GL254-PAÑ03			
ANG° FRONTAL	ANG° VERTICAL	DISEÑO	F. LARA			
VERTICAL	-	FECHA	17/09/09			
NORTE	0	ESCALA	1/200			
SUR	-					