

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y
METALURGICA



“PLANEAMIENTO DE MINADO A CORTO Y MEDIANO PLAZO
EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.
UNIDAD DE PRODUCCIÓN YAULIYACU.”

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

JOSE ANTONIO AMPUERO PEÑARANDA

LIMA - PERÚ
2010

Dedico el presente trabajo a mis Padres que
me brindaron su apoyo en todo momento.

AGRADECIMIENTOS

Expreso mi especial agradecimiento a las siguientes personas que colaboraron para poder realizar el presente trabajo:

- Ing. Pedro Nizana; Superintendente de Planeamiento de la Unidad Minera Yauliyacu.
- Ing. Nilton Apaza; Asistente de Superintendente de Mina de la Unidad Minera Yauliyacu.
- Ing. Richard Contreras: Gerente General de la Unidad Minera Yauliyacu.

Finalmente mi agradecimiento al Ing. Arturo Salvador y la Ing. Carmen Matos por haber realizado la asesoría del presente trabajo.

RESUMEN

El objetivo del trabajo es sustentar los procedimientos en la realización de un plan en el minado a corto y mediano plazo que con lleva desde la realización de proyectos de desarrollos exploratorios, desarrollos primarios y preparaciones de los tajos, para posteriormente realizar la explotación del mineral en forma sostenible con los actuales recursos, siendo el resultado final la optimización de la producción y la baja dilución en tajos de taladros largos.

INDICE GENERAL

Dedicatoria
Agradecimiento
Resumen
Certificado de Trabajo
Índice General
Introducción

CAPITULO I: Antecedentes.

- 1.1. Ubicación y accesibilidad.
- 1.2. Reseña Histórica
- 1.3. Geología. General
 - 1.3.1. Mineralogía.
 - 1.3.2. Antecedentes de la Geología.
 - 1.3.3. Marco Geológico de la Mina Yauliyacu.
 - 1.3.4. Unidades Litoestratigráficas.
 - 1.3.5. Geología Estructural.
 - 1.3.6. Geología Económica.
 - 1.3.7. Zonamiento de la Mineralización.
 - 1.3.8. Lineamientos Estructurales 120° - 300°
 - 1.3.9. Depósitos de Reemplazo.
 - 1.3.10. Descripción Geológica de las Vetas.
- 1.4. Descripción de la Unidad de Producción Yauliyacu.
 - 1.4.1. Minería Subterránea.
 - 1.4.2. Planta Concentradora.
 - 1.4.3. Situación de la Gestión Ambiental.

CAPITULO II: Marco Teórico.

- 2.1. Responsabilidad de Planeamiento de Minado a Corto y Mediano Plazo.
- 2.2. Objetivo del Plan de Minado.
- 2.3. Planeamiento y Estrategia.
- 2.4. Composición de Planeamiento de Minado.
- 2.5. Organización de Planeamiento de Minado.
- 2.6. Alcance General del Grupo.
- 2.7. Parámetros del Plan de Minado.
- 2.8. Secuencia de Trabajo.

CAPITULO III: Análisis de la situación.

- 3.1. Reservas.
 - 3.1.1. Cubicación Geológica.
 - 3.1.2. Mine Call Factor.
- 3.2. Ley de Corte.
- 3.3. Capacidad de Planta concentradora.
- 3.4. Producción Mineral y concentrado.

- 3.5. Avances Lineales y Perforación diamantina.
- 3.6. Implicancia económica de los Precios de los Metales.
- 3.7. Resultados Económicos.
- 3.8. Análisis de Costos.
- 3.9. Equipos.
- 3.10. Problemáticas Actuales.

CAPITULO IV:- Modelo de Planeamiento a Corto y Mediano Plazo.

- 4.1. Planeamiento Geomecánico de Tajo con Taladros Largos
 - 4.1.1. Análisis geomecánico de Estabilidad.
 - 4.1.1.1. Método Grafico de Estabilidad.
 - 4.1.2. Método de explotación SubLevel Stopping en Cuerpos en el tajo 625 (Sección V – Taladros Largos en Cuerpos)
 - 4.1.2.1. Infamación Geológica.
 - 4.1.2.2. Método de Minado.
 - 4.1.2.3. Diseño de Malla de Perforación en Abanico.
 - 4.1.2.4. Perforación.
 - 4.1.2.5. Voladura.
 - 4.1.2.6. Control de Dilución.
 - 4.1.2.7. Secuencia de Minado.
 - 4.1.2.8. Costo del Método de Minado.
 - 4.1.3. Método de Explotación SubLevel Stopping en Vetas (SLV).
 - 4.1.3.1. Geomecánica.
 - 4.1.3.2. Ingeniería y Diseño.
 - 4.1.3.3. Selección de Equipos y Accesorios.
 - 4.1.3.4. Ciclo de Minado.
 - 4.1.3.5. Perforación.
 - 4.1.3.6. Voladura.
 - 4.1.3.7. Limpieza.
 - 4.1.3.8. Relleno.
 - 4.1.3.9. Parámetros.
 - 4.1.3.10. Costos.
- 4.2. Planeamiento en Avances Lineales.
- 4.3. Programa de Producción y Avances.
- 4.4. Planeamiento a Mediano Plazo.

Conclusiones.

Recomendaciones

Bibliografía

Anexos

INTRODUCCION

Actualmente la Minería se ve afectado por la crisis mundial y la baja de los precios de los metales, a esto se le suma las frecuentes bajas de ley de mineral de la mina, ante tal situación se presenta alternativas para optimizar la producción, y asegurar la calidad de la ley de mineral mediante la reducción de la dilución por el método de minado, Por el cual se elabora un plan de minado sostenible a corto y mediano plazo el cual demanda la investigación y el conocimiento básico de la Geología, Geomecánica y de la minería. En la optimización de la producción se partirá captando la información geológica que posteriormente se realizará un análisis geomecánico para así desarrollar técnicas mineras para explotar, las cuales se lograron con base en una experiencia adquirida en la unidad Minera.

CAPITULO I

ANTECEDENTES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La mina Yauliyacu políticamente se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Occidental de la Cordillera de los Andes, entre las coordenadas 11° 30' Latitud Sur y 76° 10' de Longitud Oeste, a una altura promedio de 4,250m sobre el nivel del mar. Se llega por carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Huancayo de la carretera Central, con una distancia aproximada de 129Km. en un tiempo aproximado de recorrido de tres horas. Ver Figura 1

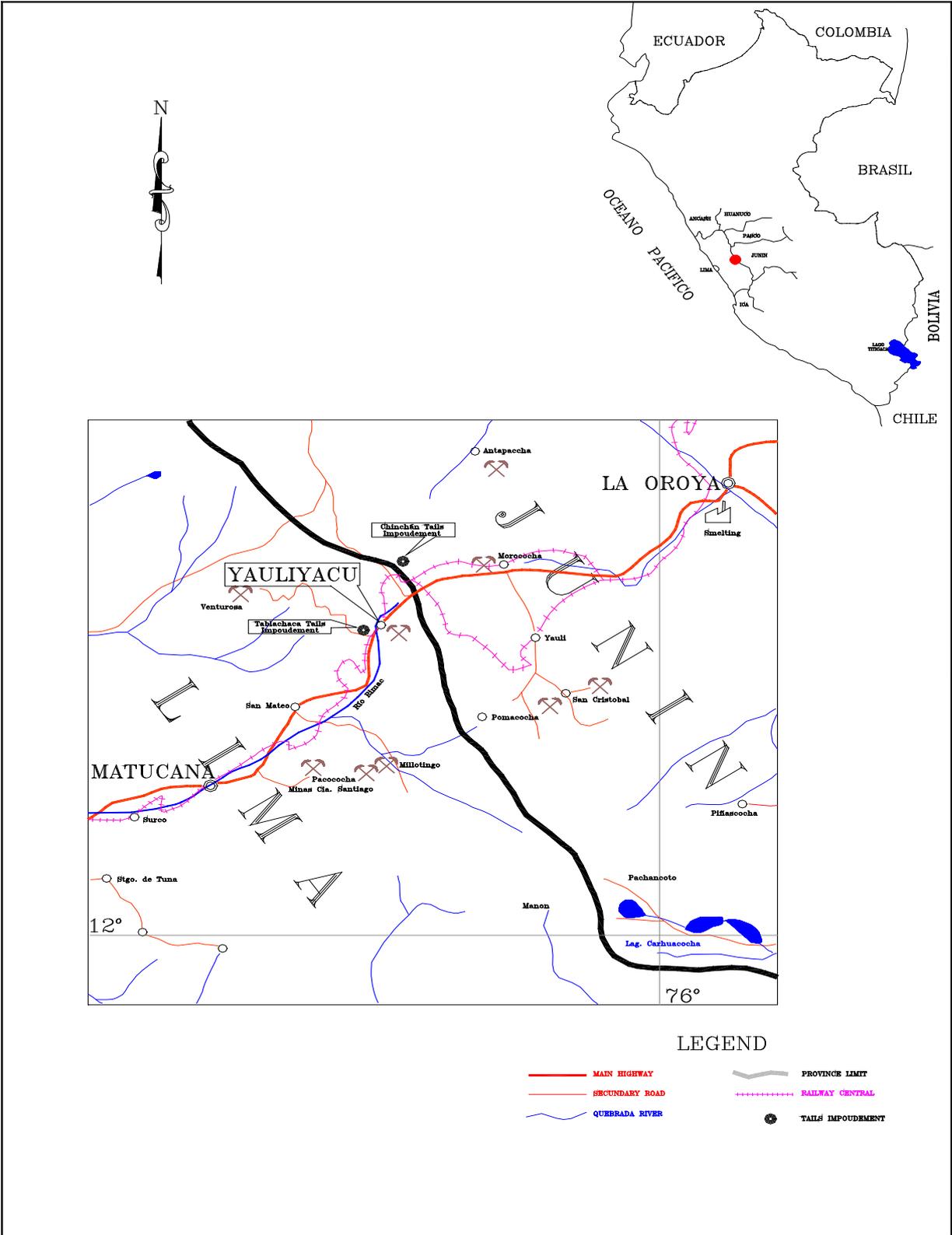


Figura 1: Acceso a la Unidad Minera Yauliyacu.

1.2. RESEÑA HISTÓRICA

La extracción de mineral del área de Casapalca empieza en la época colonial. En ese tiempo, la explotación de minerales estaba limitada por la fácil 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 Pazco, 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. iniciando un proceso de mejoras en diversos aspectos.

1.3 GEOLOGIA GENERAL

1.3.1. Mineralogía

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.

1.3.2. Antecedentes de la Geología

En superficie las estructuras se extienden hasta una longitud aproximada de 5.0 Km., de los cuales 4.0 Km. ya fueron explorados en subsuelo se conoce que la mineralización llega hasta una profundidad de 1,600m. Las vetas son generalmente estructuras angostas con diseminaciones en las cajas.

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

La veta C, ha sido parcialmente explorada en el nivel 3240 (5200) túnel Graton en tramos cortos durante los años 1969 y 1970. La mineralización por debajo del nivel 3650(3900), indica que continúa con valores económicos, especialmente en contenido de Ag y Zn.

1.3.3. Marco Geológico Local de la Mina Yauliyacu

○ Fisiografía

El área de Yauliyacu presenta un relieve topográfico moderadamente accidentado, con geoformas que denotan un estado avanzado de madurez, donde existen quebradas amplias.

○ Drenaje

Las formas que adoptan los cursos de agua hacen que la zona se encuentre cortada por dos sistemas direccionales de quebradas, NR-SW a la cual convergen las otras más pequeñas. El diseño de drenaje que ocurre es el detrítico sub-paralelo, por donde discurren los cursos temporales de agua, estando este controlado por las estructuras, siendo la trayectoria de las quebradas generalmente rectilíneas.

○ Clima y Vegetación

El clima es seco y frígido con cambios de temperatura bastante marcados durante el día y la noche. Las precipitaciones se producen principalmente durante los meses de enero a marzo con un promedio de 128 mm. La vegetación se hace más abundante en los meses de lluvias, se encuentran principalmente el ichu, la huamanpinta y los pastos naturales.

1.3.4. Unidades Litoestratigráficas.

Las principales unidades litoestratigráficas que afloran en los alrededores del yacimiento de Yauliyacu, se describen a continuación:

- **CRETÁCEO**
- **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.

- **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, fue 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.

- **TERCIARIO**
- **Formación Casapalca**

Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rimac y comprende una serie de

rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en tres miembros (ver columna estratigráfica: Figura 2). La descripción de los dos principales miembros es la siguiente:

- ***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 Conglomerado Carmen***

Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas y lutitas de una potencia que varía de 80 a 200 m denominado miembro Carmen. Los conglomerados, que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y cantos rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcilloza y cemento calcáreo.

- ***Formación Carlos Francisco***

Sobre las rocas sedimentarias se encuentra una potente serie de rocas volcánicas a las que se ha denominado formación Carlos Francisco. Esta ha sido dividida en tres miembros:

- ***Volcánicos Tablachaca***

Sobreyaciendo al miembro Carmen y separado de éste por lutitas de potencia variable, se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas que forman el miembro Tablachaca.

- ***Miembro Carlos Francisco***

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

- ***Tufos Yauliyacu***

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

- ***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.

▪ **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. En el área afloran hacia al sureste, pero su mayor exposición se encuentra entre Chicla y Río Blanco a 12 Km. al suroeste de Casapalca.

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

Figura 2: Unidades litoestratigráficas que afloran en los alrededores.

CUATERNARIO

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

- ***Pleistoceno.***

Debajo de los depósitos glaciares recientes existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4,300 a 4,500 m sobre el nivel del mar, no han sido encontrados signos de glaciación debajo de estas elevaciones en el valle del Rímac; sin embargo en otros valles, depósitos glaciares fueron encontrados en elevaciones de 3,900 m (H.E.Mckinstry y J.A. Noble, 1932).

- ***Reciente***

Consiste de materiales inconsolidados compuestos por clastos angulosos de diversos tamaños, que forman conos y taludes.

- ❖ **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.

- ***Pórfido Taruca.***

Diques y stocks que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona La Americana al sureste del área. Uno de los stocks de forma alongada con dirección norte-sur aflora en el cerro Taruca. Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa-albita), hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

- **Pórfido Victoria.**

Un cuerpo intrusivo de color gris claro se encuentra en la parte norte del área. El afloramiento es aproximadamente de 300 m de ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

Las unidades litoestratigráficas vista de sección se observan en la figura 3 y vista de planta en la figura 4, la figura 5 es la leyenda de los planos de la vista de planta y perfil.

1.3.5. Geología Estructural

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes un rumbo general de N 20° O, lo que hace que sean aproximadamente paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinórium Casapalca que presenta plegamientos (sinclinales y anticlinales) menores en sus flancos. En el flanco Suroeste del anticlinórium Casapalca se tiene el sinclinal Río Blanco constituido por el pórfido Carlos Francisco, tufos Yauliyacu, volcánicos Río Blanco y calizas Bellavista. El sinclinal Americana en el cual todas las unidades volcánicas terciarias son expuestas, tiene como núcleo a las calizas Bellavista, se ubica bordeando el flanco noreste del anticlinórium Casapalca.

En la área de Casapalca se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: Infiernillo con rumbo N 38° O y buzamiento de 70° al SO, Rosaura de rumbo N 43° O y buzamiento 80°

al SO (presenta mineralización), Americana con rumbo N 38° O y buzamiento de 70° al NE. La falla Río Blanco en la parte SO del distrito tiene un rumbo cerca de N 35° E paralelo al sistema de la vetas M y C. En subsuelo la gran falla de rumbo N 55° O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

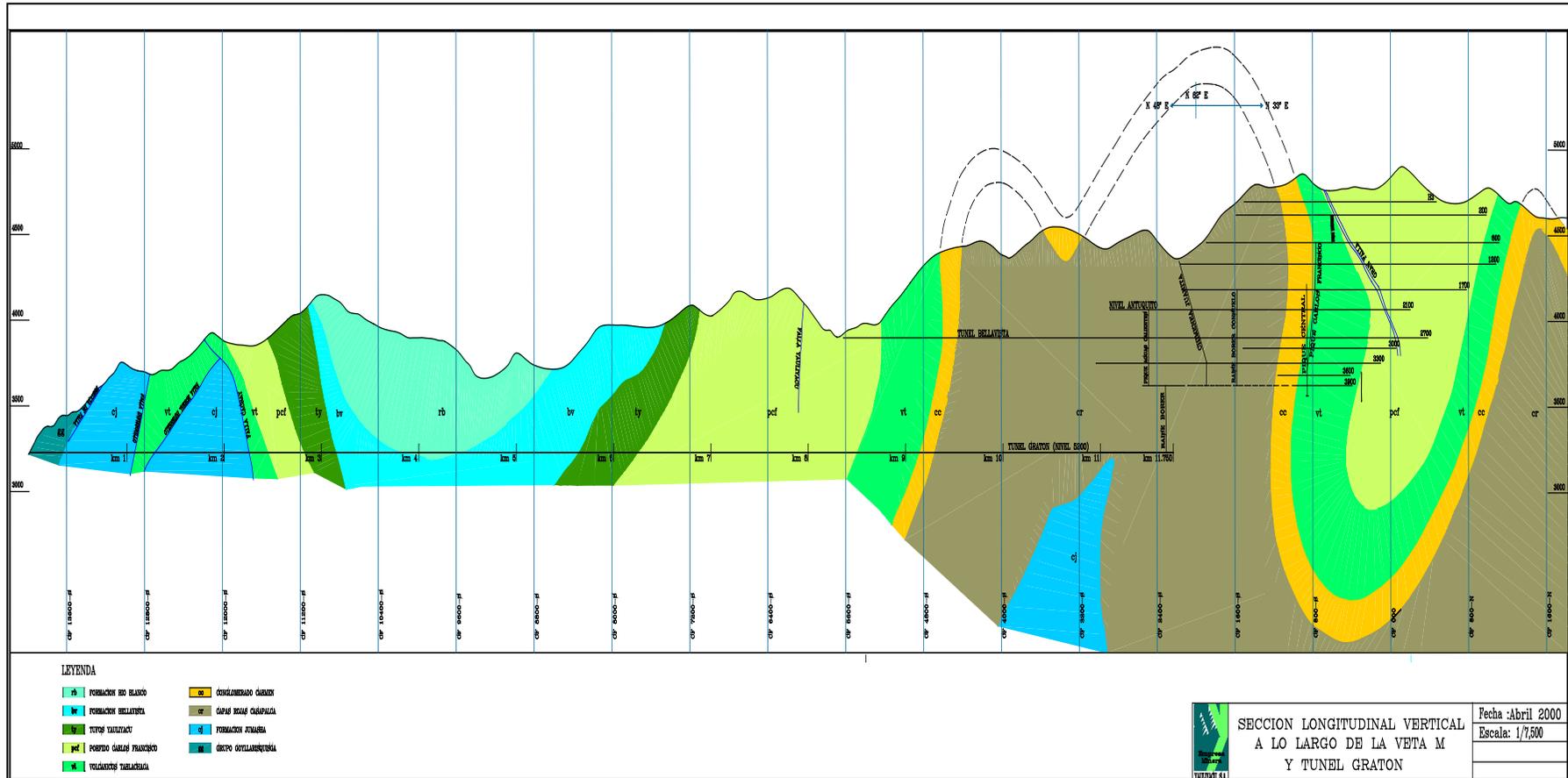


Figura 3: Las unidades litoestratigráficas vista de sección.

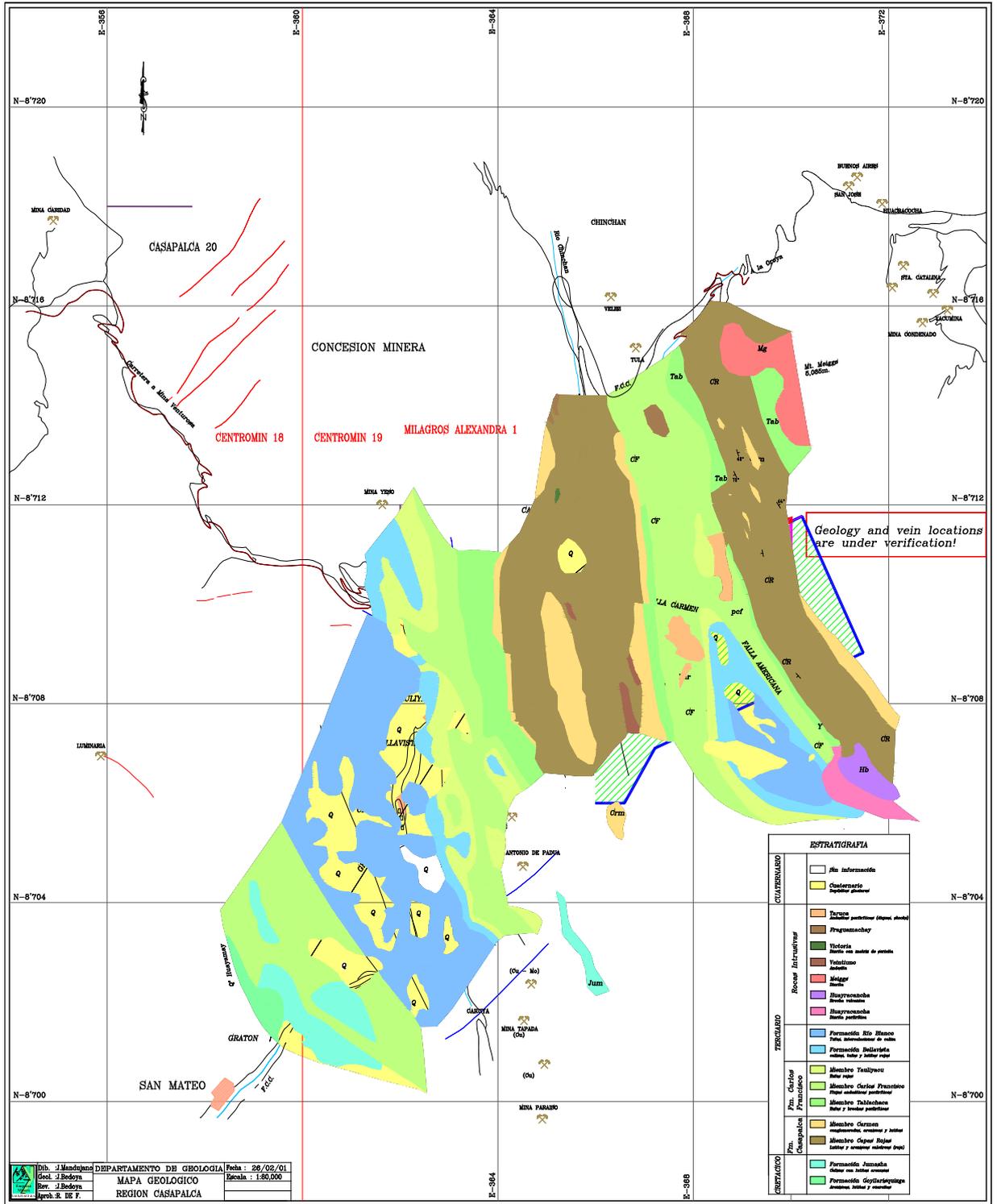


Figura 4: Las unidades litoestratigráficas vista de planta.

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>	
	ROCAS INTRUSIVAS	<p> Taruca Andesitas porfíricas (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 porfírica</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> Eje de anticlinal</p> <p> Eje de sinclinal</p> <p> Buzamiento del eje</p>	
		Fm. Carlos Francisco	<p> Miembro Yauliyacu Tufos rojos</p> <p> Miembro Carlos Francisco Flujos andesíticos porfíricos</p> <p> Miembro Tablachaca Tufos y brechas porfíricos</p>	<p> Mina en actividad</p> <p> Mina abandonado</p> <p> Senal geodésica</p>
		Fm. Casapalca	<p> Miembro Carmen conglomerados, areniscas y lutitas</p> <p> Miembro Capas Rojas Lutitas y areniscas calcáreas (rojo)</p>	<p> Cota</p>
CRETACICO		<p> Formación Jumasha Calizas con lutitas arenosas</p> <p> Formación Goyllarisquizga Areniscas, lutitas y cuarcitas</p>		

Figura 5: leyenda de las unidades litoestratigráficas.

1.3.6. Geología Económica

- ***MINERALIZACION.***

La mineralización esta marcada por dos tipos, las cuales son descritas a continuación:

- **TIPO VETA**

En Yauliyacu se han diferenciado varios tipos de mineralización en vetas, los cuales son:

- **Tipo Carlos Francisco.**

Cuarzo, calcita y pirita subordinada como ganga. Esfalerita, Galena y Tetraedrita, como mena. Vetas formadas por relleno de fisuras. (H, L, M, N, N3, O, P,).

- **Tipo Carmen, Aguas Calientes.**

Carbonatos y cuarzo como ganga. Esfalerita, Galena y Tetraedrita como mena. Mineralización gradacional al tipo 1. Vetas formadas por relleno de fallas (vetas C y S).

- **Tipo Corina.**

Poca ganga, Esfalerita y Jamesonita. Veta A, a 2 Km. al Norte de la mina principal.

- **Tipo Americana.**

Carbonatos como ganga. Tetraedrita, esfalerita con poca galena y pirita. Al Este de la mina principal (vetas Oroya y Mercedes).

- **Tipo Yauliyacu.**

En las formaciones Yauliyacu, Bellavista y Río Blanco a 4 Kilómetros al Sur de la mina principal (Rosaura). Los minerales principales son: Esfalerita, galena, (Figura 6) en menor cantidad tetraedrita y calcopirita; como ganga está la pirita, cuarzo y calcita.

- **Tipo Chisay.**

Los minerales de mena son: Calcopirita, bornita y tetraedrita en vetas, vetillas y diseminaciones, junto a las que se hallan localizada la malaquita.

Los principales minerales de ganga son: Calcita, dolomita, rodocrosita y barita, que se presentan en pequeñas cantidades. Las rocas encajonantes son los volcánicos porfiríticos " Carlos Francisco " ampliamente distribuidos (3 a 4 Kilómetros) en el distrito Americana.



Figura 6: Muestras de minerales cristalizados.

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en vetas 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.

La mineralización está en todos los tipos de rocas: a las capas rojas, miembro Carmen, volcánicos Tablachaca, volcánicos Carlos Francisco y la formación Bellavista. Las vetas tienen un rumbo que varía de N 30° E y N 80° E con buzamientos que oscilan de 60° a 80° NO.

▪ **TIPO CUERPO**

La mineralización es de dos tipos, sulfuros masivos que es el resultado del reemplazamiento de elementos y estratos calcáreos favorables y disseminaciones, vetillas de sulfuros que son rellenos de fisuras (stock Works).

Los minerales de mena presentes son, principalmente, esfalerita con cantidades menores de calcopirita, galena, tetraedrita y los minerales de ganga son pirita, cuarzo y carbonatos como minerales de ganga.

La permeabilidad de las areniscas y lutitas están directamente relacionadas con la densidad del fracturamiento, que para el caso específico de los cuerpos mineralizados, ha tenido gran influencia y permitido el relleno de fisuras y/o disseminaciones en áreas adyacentes a la veta principal.

1.3.7. Zonamiento de la Mineralización

La mina Yauliyacu constituye un modelo típico de zonamiento de mineral, siendo el zonamiento más definido en dirección horizontal, en la vertical está

relacionado a la presencia de argentita, pirargirita y otras sulfosales acompañadas de pirita y cuarzo en los niveles superiores de la mina. En base a los cambios mineralógicos relacionados a las temperaturas de formación de los minerales y en la extensión e intensidad de la alteración de las rocas encajonantes, se determinaron tres zonas (Figura 7), cuyas características son las siguientes:

▪ **ZONA I**

1. El mineral consiste de abundante esfalerita con poca galena y tenantita; calcopirita es común; la pirita está presente en cristales cúbicos; habanerita y arsenopirita se encuentran ocasionalmente.
2. Los minerales de ganga son: cuarzo y calcita. Calcita pura ocurre en los extremos de la zona.
3. Las rocas de la formación Casapalca están fuertemente silicificadas, además, presentan disseminaciones de Pirita cúbica y nódulos de epidota. La zona de alteración se extiende aproximadamente 400 m de las vetas.

▪ **ZONA II**

1. El mineral consiste de calcopirita como inclusiones en esfalerita. Abundante tetraedrita es asociada con galena y esfalerita; pirita está presente en piritoedros.
2. Los minerales de ganga son pequeños cristales de cuarzo, calcita y rodocrosita.

3. La alteración de la roca encajonante decrece en ésta zona en comparación con la Zona I. Los productos de alteración son carbonatos y sericita. La zona de alteración se extiende aproximadamente 30m de las vetas.

- **ZONA III**

1. Los minerales son: tetraedrita, esfalerita, galena, bournonita, geocronita, estibina, rejalgar, oropimente y jamesonita; decrece la cantidad de pirita comparando con las zonas I y II. Los minerales de ganga son: calcita, pirita y cuarzo.
2. La alteración en la roca encajonante es de unos cuantos centímetros, propilitización (clorita y epidota) es característica de esta zona.

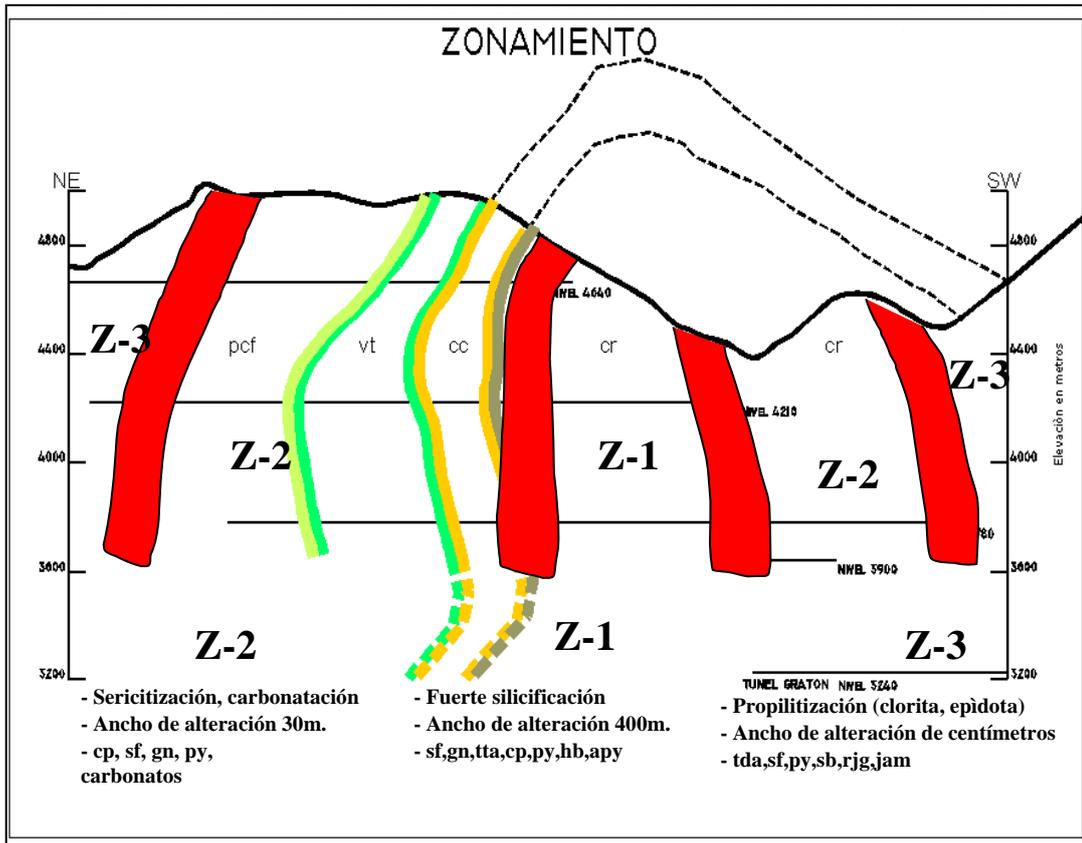


Figura 7: Zonamiento de la mineralización.

1.3.8. Lineamientos 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 ESTE de la mina Yauliyacu, a través de las

minas de Morococha, Carahuacra, San Cristóbal, Andaychagua y mas allá de estas.

1.3.9. Depósitos de Reemplazamiento

Los cuerpos de re-emplazamiento en areniscas calcáreas y horizontes de conglomerado con matriz calcárea profundizan hasta el nivel 45, estos fueron explorados y explotados mediante una rampa siguiendo el contacto de Conglomerado/ Capas Rojas. Estos cuerpos tienden a ser más o menos estratiformes e irregulares. Ellos se depositan en la base del conglomerado Carmen, cerca del contacto con las Capas Rojas.

El emplazamiento de los cuerpos coincide en algunas zonas con intersecciones de las vetas que cruzan las areniscas calcáreas y horizontes de conglomerado. Se observa que tanto en cuerpos y vetas tienen una composición mineralógica y sucesión paragenética similar, lo que indica que ambas son contemporáneas.

▪ HORIZONTES LENTICULARES DE CONGLOMERADOS REEMPLAZADOS

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en:

1. **VETAS**, que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aprox. de 5 Km. de los cuales 4 Km. han sido ya explotados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es

conocida en un encampane de 2000m. Las vetas son angostas, generalmente menores de 1.00 metro de ancho.

2. **CUERPOS**, pueden ser de tres tipos:

A.-Stockwork y diseminaciones laterales a las vetas.

B.-Vetillas y diseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados.

C.-Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

La mineralización está en todos los tipos de rocas: en limonitas del miembro Capas Rojas, en conglomerado del miembro Carmen, tufos del miembro Tablachaca, andesitas del miembro volcánico Carlos Francisco y calizas de la Fm. Bellavista. Las vetas tienen un rumbo de N30°E y N80°E con buzamientos de 60° a 80° NO. Ver Figura 8.

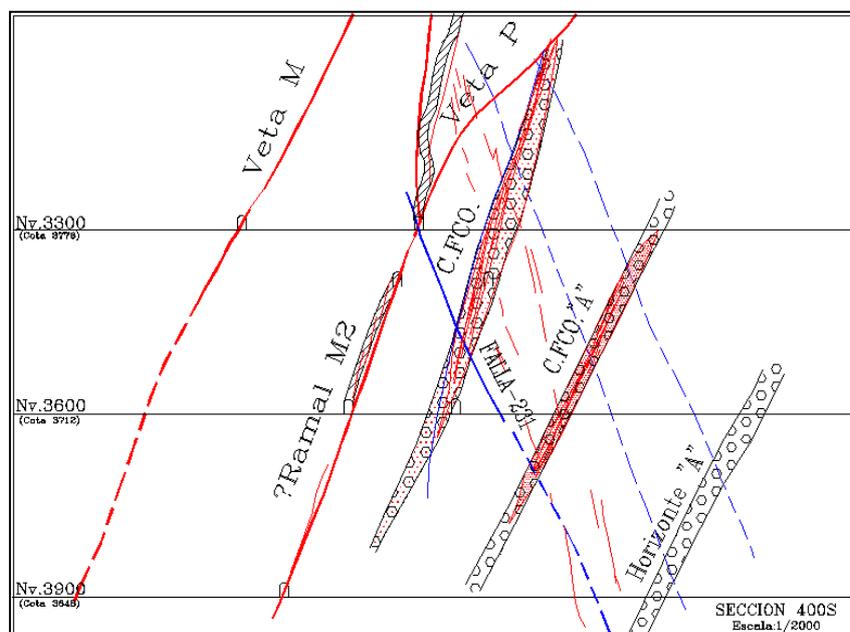


Figura 8: Vista de perfil de las estructuras principales.

1.3.10. Descripción Geológica de las Vetas C, M, P, Ramal Piso P, Ramales 231(154), Ramales242 (118) y Cuerpo Ruby:

▪ VETA C

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

Verticalmente se pueden distinguir tres tramos principales

- Parte Alta: alto contenido de sulfosales.
- Parte media: esfalerita, galena, tetraedrita, piritita y bournonita.
- Parte baja: tetraedrita, galena, esfalerita, piritita y panizo.

La roca caja (capas rojas) presenta una fuerte alteración, solidificación, piritización y en menos intensidad epidotización

○ VETA M

Es una de las principales estructuras de la mina yauliyacu, presenta un rumbo de N30°E y buzamiento que varia entre 65° a 75° NO, (ver Figura 9), esta veta atraviesa los diferentes tipos de rocas sedimentaria y volcánicas con un extensión de 2,300 metros aprox. en la horizontal y 1300m en la vertical.

La mineralización no sufre ninguna variación debido al cambio de litología, pero si existe variación en la naturaleza de la fractura. Y cambio en el rumbo de la veta por cambio de litología.

Mineralógicamente presenta, esfalerita, galena, tetraedrita, calcopirita, bornita como minerales de mena y pirita, calcita, y cuarzo como minerales de ganga.

La alteración varia de acuerdo al tipo de roca que atraviesa la veta, en las capas rojas se tiene silicificación y piritización acompañado de una decoloración en la roca.

En los volcánicos presenta varía desde la propilitización (lejos de la veta) hasta piritización, silicificación, sericitización y caolinización cerca de la veta.

- **VETA P**

Es una estructura delgada y bien formada hacia el sur, donde las leyes de plomo y Zinc son altos y las rocas encajonantes son el conglomerado Carmen y Capas rojas que se encuentran silicificadas y piritizadas .Hacia el norte la estructura es amplia y ligeramente fallada, las rocas encajonantes son los volcánicos tablachaca y su contenido de plata aumenta especialmente en la unión con la veta N .El rumbo promedio es N45°E, buzando de 40° a 70° al NO.

La mineralización esta ligeramente zonada; la esfalerita, galena y cuarzo son los minerales más abundantes en la parte sur y la tetraedrita, esfalerita, galena y algo de calcita manganifera, predominan en la parte norte.

La calcopirita en toda la veta se encuentra en poca cantidad.

En los niveles inferiores de la mina se encuentran muy buenos cristales de galena, esfalerita, tetraedrita, cuarzo, predominando los octaedros y cubos de galena, esfalerita y los tetraedros de tetraedrita.

○ **RAMALES 231**

Ha sido desarrollado desde el año 1968. La estructura tiene un rumbo N75°E y buzamiento 75°SE.

El mineral más abundante es la Pirita, también se presenta galena, esfalerita, tetraedrita.

La mineralización esta cerca de la unión con la veta M, disminuyendo hacia el sur.

○ **RAMALES242**

La veta es angosta, generalmente de 0.15 a 0.30m de potencia, teniendo como cajas las capas rojas y conglomerados Carmen en el extremo sur y los Volcánicos Tablachaca hacia el norte.

La mineralización está compuesta por abundante galena, esfalerita, tetraedrita y calcopirita, minerales de ganga son cuarzo, pirita y carbonatos.

Los mejores valores de plata se presentan hacia el norte en la unión con la veta M, disminuyendo hacia el sur, pero se incrementan los valores de cobre y plomo considerando la misma potencia.

○ **RAMAL PISO**

Ramal de la Veta P desarrollado en el nivel 2500, fue retomado el año 2007.

La potencia varia de 0.50 a 1.30 m, con dirección S 35° W y buzamiento entre 70° a 80° NW. La mineralización esta constituida por esfalerita, galena y trazas de tetraedrita como generador de mineral económico, como ganga se tiene cuarzo, pirita, calcita.

La estructura es una veta falla, con diseminación a las cajas, con fracturamiento de moderado a fuerte, generalmente dichas fracturas son tensionales o cortan la veta.

Litológicamente esta entre el contacto Conglomerado Carmen y Capas Rojas, cuya característica principal es arenisca calcárea silicificada con débil epidotización como nódulos esporádicos y lentes de conglomerado matriz calcáreo silicificado transversales a la veta.

Por su alto contenido de plomo y zinc, se recomienda desarrollar hacia el sur y explorarlo en el nivel 2300 y 2700.

○ **CUERPO RUBY**

Cuerpo explorado en el nivel 2500 el año 2007. La potencia varía de 3.50 a 16.50m, con dirección S 75° W y buzamiento entre 75° a 85° NW. La

mineralización esta constituida por esfalerita y trazas de tetraedrita como generador de mineral económico, como ganga se tiene cuarzo, pirita, calcita.

La estructura es una intersección de estructuras tensionales de las vetas P y M, en muchos de los casos como de enlace entre dichas vetas con diseminación entre las vetillas, con fracturamiento de leve a moderado.

Litológicamente está en la formación Capas Rojas, cuya característica principal es arenisca calcárea silicificada con débil epidotización como nódulos esporádicos.

Por su gran potencia y contenido de zinc, se recomienda explorarlo hacia el sur y en el nivel 2300 y 2700.

1.4. DESCRIPCION DE LA UNIDAD DE PRODUCCION DE YAULIYACU

1.4.1. MINERIA SUBTERRANEA

La Mina Yauliyacu tiene una capacidad actual de producción mensual de 112,000 toneladas, con ley de cabeza de 2.32 %Zn, 1.03 %Pb, 0.27 %Cu y 3.31 Oz Ag; Principalmente trabaja sobre tres vetas: Veta C, Veta L y Veta M. Se complementan con la explotación de los Cuerpos L y M. La producción mensual de concentrado de Zn es de 4150tn y concentrado de Bulk de 2225tn.

La mina Yauliyacu es una mina subterránea que tiene 23 niveles de producción espaciados irregularmente con un promedio de 60 m. entre niveles; en todos los niveles, se encuentran las vetas y los cuerpos repartidos con rumbo N 20° W promedio, los cuales son extraídos con diferentes métodos de explotación.

La elección del método de explotación depende de las características de los cuerpos y vetas; el método de Sub-Level Stopping se aplica intensivamente en la zona alta de la mina, por tener buenas cajas y bajas presiones, al contrario del corte y relleno ascendente, que es mas aplicado en la zona baja que se caracteriza por tener altas presiones los cuales no permiten tener demasiadas aberturas por mucho tiempo, además de presentar estallidos de rocas en esta zona. El método Open Stope se aplica en toda la mina en vetas angostas (0.80 m.) con cajas competentes, es de alta ley de Plata y es muy ventajoso por su selectividad.

- **MÉTODOS DE MINADO**

- **Corte-Relleno**

Aplicable en vetas angostas o donde las cajas son muy fracturadas o muy alteradas. Tiene buena selectividad, baja productividad y su costo es alto. En esta mina se aplican dos variantes de este método: Corte y Relleno Mecanizado y Corte y Relleno convencional con perforación en breasting. Ver Figura 9.

El relleno usado es detrítico. Se debe tener un control estricto de la limpieza del mineral después de la voladura, para evitar una dilución con material del piso o una pérdida de mineral. Se considera corte-relleno en cuerpos cuando el mineral tiene un ancho mínimo de 3.00 m.

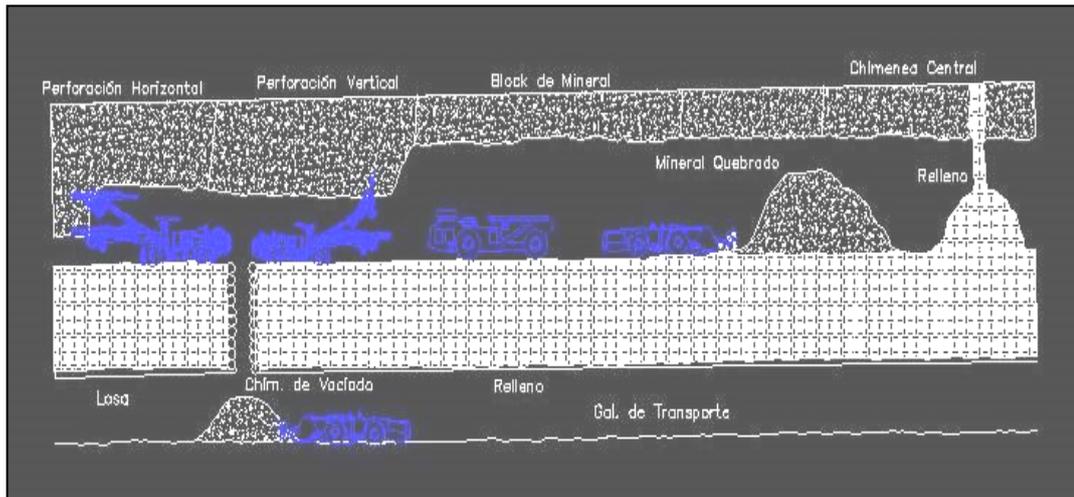


Figura 9: Método de explotación corte y relleno ascendente

○ **Sublevel Stopping**

Aplicable en vetas o cuerpos anchos (mayor de 4 metros) con mineral de buena continuidad y de rocas encajonantes resistentes. Es menos selectivo, altamente productivo y de bajo costo. También deben rellenarse posteriormente.

Para que los resultados sean buenos es fundamental la disponibilidad de relleno y un control estricto de la limpieza de mineral después de la voladura, para evitar la dilución con material del piso o una pérdida de mineral.

○ **Shrinkage**

Este método es muy parecido al de tajos abiertos, pero la calidad de la roca no es tan buena como la tiene que tener el método de tajos abiertos y para contrarrestar esto, se deja acumulando el mineral (Ver Figura 10), esto quiere decir que después de que se hace la perforación y la voladura, sólo se evacua 1/3 del mineral disparado para poder tener una altura de perforación, todo el mineral que queda, es evacuado al final de la explotación.

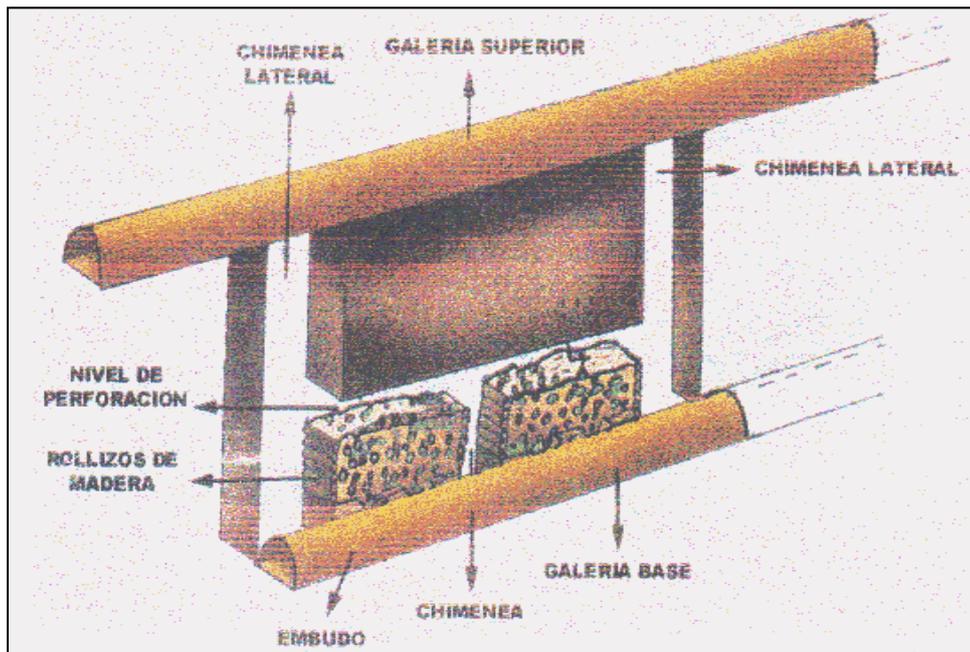


Figura 10: Método de explotación Shirinkage.

○ **Open Stope**

Aplicable en vetas muy angostas donde las cajas son resistentes. Además el buzamiento de la veta debe ser 70° como mínimo. El ancho mínimo es 0.80 y no se usa relleno. Las cajas son sostenidas con puntales de madera. Es más selectivo.

❖ **RECUPERACIÓN DE MINADO**

De acuerdo con el probable método de minado que será utilizado en la veta/cuerpo considerado se aplican factores de recuperación característicos para cada método. El mineral no recuperado queda como pilares.

Para corte-relleno se considera una recuperación de 85% del tonelaje del mineral de cada bloque. Para sublevel stoping y open stope se considera una recuperación de 90%.

❖ **DILUCIÓN**

La dilución fue calculada de acuerdo al método de minado. Para corte y relleno en vetas se considera 0.15 m para cada lado de la veta y en cuerpos 0.25 m para cada lado. Para sublevel stoping se considera 0.50 m para cada lado del mineral. Para Open Stope se considera 0.10 m para cada lado del mineral. En Shrinkage, se considera 0.15 m para cada lado de la veta.

❖ **RECUPERACIÓN DE MINERAL EN EL MINADO**

Se considera una recuperación del 95% del tonelaje de mineral minado en cada bloque.

1.4.2. PLANTA CONCENTRADORA

Una vista de la Planta Concentradora se aprecia en la figura 12, sus actividades unitarias son: Chancado, molienda y flotación.

❖ **CHANCADO**

El mineral proveniente de la mina se deposita en tres silos de mineral grueso con una capacidad combinada de 1,200 toneladas. (Ver Flow sheet: Figura 12) Estos silos alimentan la faja transportadora N° 1 (36" x 300m), que alimenta una parrilla de 3" antes de la chancadora primaria. Los finos pasan a través de una parrilla y los gruesos alimentan la chancadora Kue-Ken jaw 24" x 36" (alimento 8" y descarga 3").

Los finos y el material chancado alimentan la faja N° 2 (30" x 90m) cuya descarga ingresa a un cedazo vibratorio horizontal de 6' x 16', doble piso, con abertura de malla igual a 1/2" x 1 1/2" , el producto fino es depositado en las tolvas

de finos, mientras que los gruesos van a una chancadora secundaria “Symons” Standard de 5 ½” con set de ¾”; el producto de esta alimenta a la tercera etapa de chancado el cual es transportado por dos fajas N° 3 y N° 4 que alimenta a dos cedazos vibratorios, ambos de 6’ x 16’ con abertura de malla igual a ½ “ que operan en paralelo.

Los finos de ambos cedazos es el producto final de la etapa de chancado y se deposita en las tolvas de finos. La fracción gruesa recircula en circuito cerrado a dos chancadoras cónicas “Symons” de cabeza corta de 5 ½ ‘ con set de ½ “. Todos los finos de los cedazos son transportados por la faja 05 hacia las cuatro tolvas de finos, con capacidad de 600 t. cada una. Adicionalmente se cuenta con un stock pile con capacidad para 2,000 t. de carga viva.

La trituración o chancado se realiza con la finalidad de reducir el tamaño de mineral desde ± 10” hasta 80% -1/2 “, por lo que se ejecutan tres etapas de chancado y dos de clasificación.

Cada tolva de finos cuenta con alimentadores de tipo faja de 30” x 8”, las mismas que descargan en la faja N° 6 de 36” x 1001’, ésta a su vez entrega la carga a la faja N° 7 de 36” x 104’ que alimenta a la sección de molienda.

❖ **MOLIENDA**

El grado de molienda óptimo se obtiene entre 48% y 52% -200 mallas (74 micrones), para lo que se ejecutan dos etapas de molienda y una etapa de clasificación.

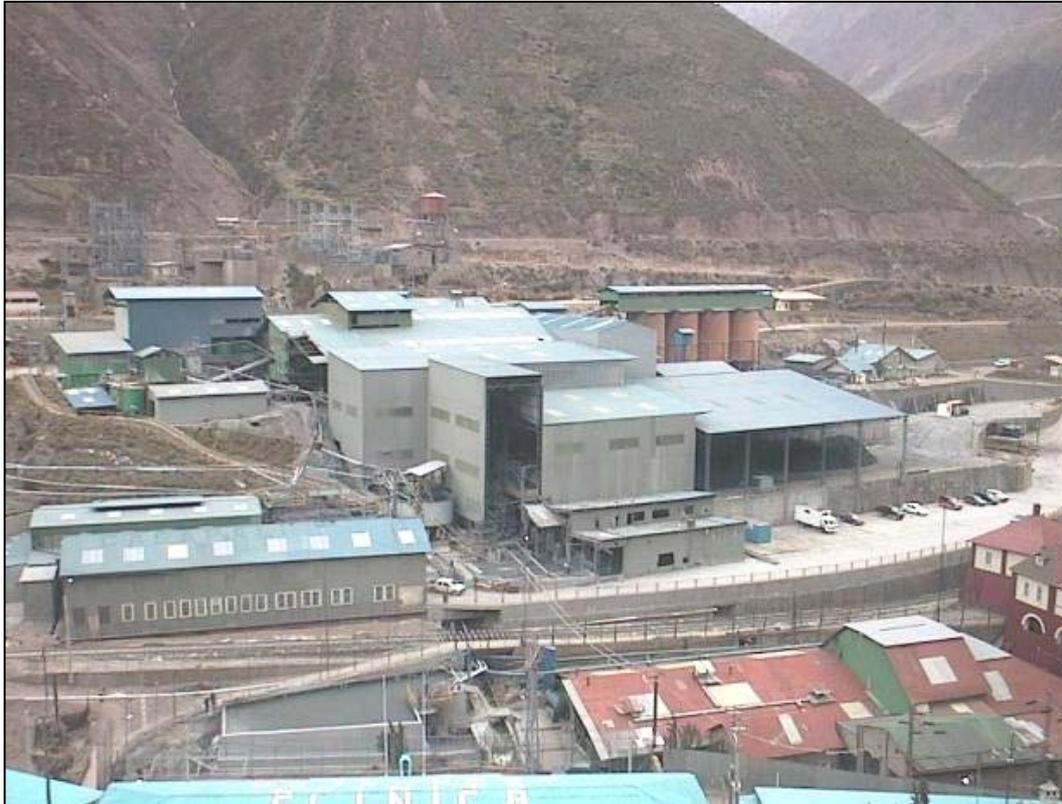


Figura 11: Vista panorámica de la planta concentradora

○ **Molienda Primaria**

El mineral proveniente de las tolvas de finos se alimenta a un molino Norberg de 13' x 20.8' operando con barras de 3½" de diámetro. El tonelaje de procesamiento es de 150 TMS/hr, lo que hace un total de 3,600 TMS/día.

- **Clasificación Primaria y Molienda Secundaria.**

La descarga del molino es bombeada mediante dos bombas del tipo Ash 200 hacia un ciclón D- 20 de diámetro, además se cuenta con otra bomba del mismo tipo en stand by operando con vortex Zinder de 6” y ápex de 4” donde se realiza la clasificación.

El producto fino de la clasificación (over Flow) se alimenta a un molino Marcy 12’ x13’ que opera con bolas de 2” y 2 1/2” de diámetro. La descarga del molino de bolas constituye la carga circulante del sistema de clasificación primaria y molienda secundaria.

- ❖ **FLOTACIÓN.**

La flotación se realiza con la finalidad de separar los minerales de valor económico de las gangas, mediante procesos fisicoquímicos. El método de flotación es denominado “flotación diferencial” en la que primero se realiza la flotación de bula (plomo, cobre y plata) y posteriormente se obtiene un concentrado de zinc.

- **Flotación Bulk.**

La flotación bulk se realiza en un circuito constituido por una etapa rougher, una etapa scavenger y dos etapas de limpieza.

La etapa rougher se ejecuta en un banco de dos celdas OK – 28 (cada una de 1000 pies cúbicos), las espumas que constituyen el concentrado rougher se envía a la primera limpieza. El relave rougher, se envía a un circuito de

remolienda constituido por un molino “Dominion 11.5’x 10.5’ (teniendo como stand by el molino Denver 6’ x 12’), dos bombas tipo Wilfley 6K (una en stand by). En este circuito se completa la liberación y flotabilidad de los minerales de plomo, cobre y plata.

El producto fino de la clasificación (over flow) se envía a un banco de tres celdas OK- 28 (cada una de 1000 pies cúbicos), las espumas que constituyen el concentrado scavenger se retorna como alimentación a la etapa rougher y el relave constituye carga para la flotación zinc.

La primera etapa de limpieza está constituida por un banco de seis celdas agitair A-48. Las espumas de estas celdas se envía a la segunda etapa de limpieza y el relave se une al concentrado scavenger para retornar a la etapa rougher. En esta etapa se adicionan reactivos como sulfato de zinc, bisulfito de sodio y cianuro de sodio para lograr la depresión del zinc y el fierro.-

La segunda etapa de limpieza está constituida por un banco de seis celdas agitair A- 48. Las espumas constituyen el concentrado bula final y el relave se retorna a la primera etapa de limpieza. Al igual que en la primera etapa, se adiciona el sulfato de zinc, bisulfito de sodio y cianuro de sodio para seguir deprimiendo el zinc y mejorar la calidad del concentrado de bula final.

Para dar mayor valor agregado al concentrado bulk contamos con un circuito de flotación de separación Cobre/Plomo; este circuito consta de dos acondicionadores de 6’x6’, un banco de 6 celdas sub-A No 21 para la

etapa rougher, un banco de 8 celdas sub-A No 21 para etapa scavenger, un banco de primera limpieza con tres celdas sub- No 21, un banco de segunda limpieza con tres celdas sub-A No 21, un banco de tercera limpieza con dos celdas sub-A No 18, un banco de cuarta limpieza con dos celdas sub-A No 18 y una celda como quinta limpiadora; de este ultimo banco las espumas vienen a ser concentrado de cobre y el relave de la etapa scavenger es el concentrado plomo; el método empleado para la separación Cobre/Plomo es el de bicromato de sodio mezclado con carboxil metil celulosa y fosfato monosodico, también se emplea carbón activado en la etapa de acondicionamiento como un medio de desorción. Actualmente este circuito se encuentra paralizado debido a la baja ley del cobre en la cabeza del mineral tratado.

○ **Flotación de Zinc.**

La flotación de zinc se realiza en un circuito constituido por una etapa rougher y una etapa scavenger y además tres etapas de limpieza.

Las etapas rougher se ejecutan en una celda tipo tanque Svedala CSR 50 y un banco de dos celdas OK – 28 (cada una de mil pies cúbicos), las espumas que constituyen el concentrado rougher se van al circuito de primera limpiadora. Las espumas de la celda tanque CSR- 50 van a la segunda limpiadora y el concentrado de las dos celdas rougher (OK – 28) va a la primera limpiadora.

El relave rougher, se envía a un banco de tres celdas (OK – 28 cada una de 1000pies cúbicos) para completar la recuperación de los valores de zinc,

las espumas que constituyen el concentrado scavenger se junta con el relave de la primera limpieza constituyendo los medios de zinc, que luego se alimentan a la etapa de remolienda que se efectúa en un molino Denver 6'x12', este trabaja en circuito cerrado con un Ciclón D-20 donde el over flow retorna al rougher.

La primera etapa de limpieza está constituida por dos bancos de seis celdas agitair A-48, cada una, las espumas se envía a la segunda etapa de limpieza.

La segunda etapa de limpieza está constituida por un banco de seis celdas agitair A-48, las espumas constituyen el alimento a la tercera etapa de limpieza y el relave se retorna a la primera etapa de limpieza.

La tercera etapa de limpieza está constituida por un banco de cuatro celdas agitair A-48. Las espumas constituyen el concentrado de zinc final y el relave se retorna a la segunda limpiadora.

Los reactivos que se usan en el circuito de zinc son: sulfato de cobre, xantato, espumante y cal.

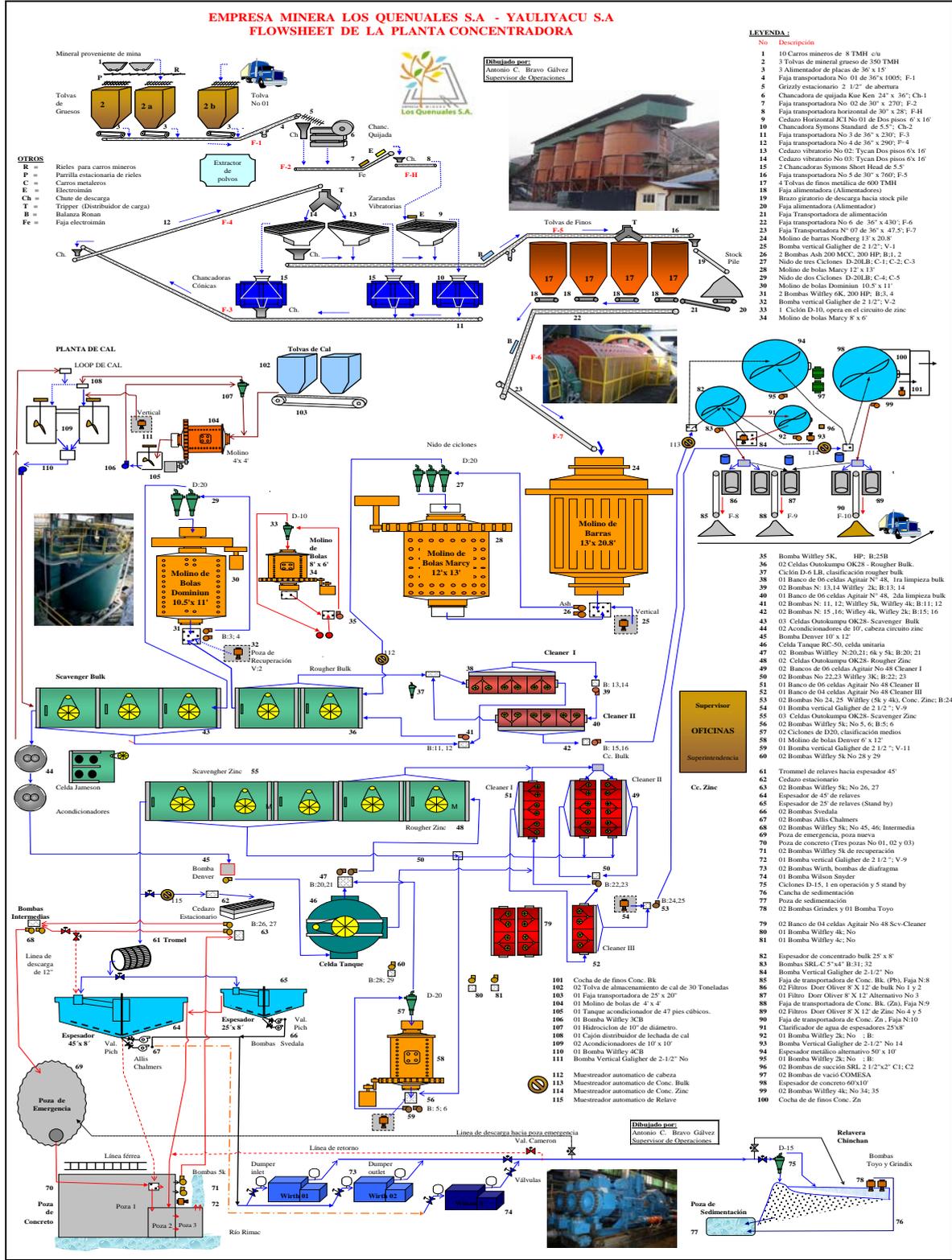


Figura 12: Flow sheet de la planta concentradora.

❖ **CANCHA DE RELAVES.**

La descarga del circuito de flotación cinc. Con un pH que varia entre 10.5 y 11.5 constituye el relave final de la planta, con 38% de sólidos en promedio, se envía al espesador de 45' de diámetro y 10' de alto, (el espesador de 25' x 8' se encuentra en stand by) se logra reducir el agua hasta obtener en la descarga una pulpa con un promedio de 55% de sólidos.

La eliminación de agua se realiza con la finalidad de lograr una alta eficiencia mecánica en el sistema del bombeo, y que el agua del rebose de los espesadores sea lo más clara posible sin la presencia de sólidos. El agua de rebose es enviada hacia dos pozas de sedimentación que estas operan en serie y posteriormente descargan al río.

La descarga de los espesadores mediante dos bombas Allis Chalmers SRL 8"x6", una operando y otra en stand by se alimenta la carga hacia dos bombas de desplazamiento positivo Wirth tipo TPM 8"x10", 165 bar de presión de descarga, con motores de 700HP, las que mediante una línea de tubería de doble pared de 6" de diámetro del tipo Duwall, con espesores de 11mm para la capa interna y 5mm para la capa externa, conducen el relave hasta el deposito de Chinchán ubicado a 6 km. De la planta y a una altitud de 400m. La capacidad de cada bomba es de 80 m³ por hora.

Adicional a las bombas Wirth se cuenta con una bomba de desplazamiento positivo Wilson Zinder 9" x 12", 1400 PSI de descarga, con motor de 800HP que opera cuando las bombas Wirth se encuentran en mantenimiento.

Se cuenta con una poza de emergencia de 9600m³ para los casos que se presenten problemas con la red de tubería.

❖ **RELAVERA DE CHINCHÁN.**

La descarga de pulpa de las bombas de desplazamiento positivo, se clasifican en un sistema de hidrociclones de 15” de diámetro, con la finalidad de obtener dos productos: un material grueso que sirve para la construcción de la cresta (muro de contención de alta estabilidad física) y la pulpa de material fino que se envía aguas arriba para lograr su sedimentación obteniéndose un espejo de agua libre de sólidos. (Ver Figura 13).

El agua depositada en el espejo se recicla mediante Bombas y se une con las aguas filtradas de los drenes franceses de la presa de relaves, que luego son conducidos por la línea de Yuracocha para abastecer a la planta concentradora. (Ver Figura 14 y Figura 15).



Figura 13: Vista Panorámica de la relavera Chinchán.



Figura 14: Vista Panorámica de las instalaciones de bombeo



Figura 15: Vista de los depósitos.

1.4.3. SITUACION DE LA GESTION AMBIENTAL.

❖ ANTECEDENTES AMBIENTALES

- EMQSA en su unidad Yauliyacu logró culminar y aprobar la ejecución de su Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA) durante el año 2002, comprendiendo proyectos cuyos objetivos fueron dar solución a los problemas ambientales pasados (pasivos)
- Yauliyacu cuenta con un Estudio de Impacto Ambiental (EIA) aprobado por la DGAAM (Minem) a comienzos del 2005 referido a su ampliación de Planta y construcción de un nuevo depósito de relaves.
- Durante los siguientes años el Departamento de Medio Ambiente en concordancia con la política ambiental de la empresa y normatividad vigente, así como en coordinación con las Áreas realizó en diversas áreas de su emplazamiento una serie de actividades y proyectos de mejora.

❖ PROYECTOS REALIZADOS

- Los proyectos ambientales posteriores al PAMA estuvieron en función del emplazamiento de instalaciones y de los componentes ambientales que eran susceptibles de impactos negativos al ambiente y las propias operaciones minero - metalúrgicos de la empresa.

❖ AREA /ACTIVIDADES DESARROLLADAS

- Planta Concentradora y depósito de relaves Chinchán

- Manejo de relaves
- Reuso de efluente y drenajes de relaves
- Plan de contingencias

- Control del drenaje de mina
- Control de calidad del aire
- Manejo de otros desechos y residuos

-Domésticos e industriales

-Peligrosos

- Manejo de aguas servidas
- Programa de revegetación y forestación
- Capacitación

❖ ***PLAN DE CIERRE***

- En cumplimiento al Reglamento de la Ley de Cierre de Mina, D.S. N° 033-2005-EM nuestra Unidad cumplió con presentar ante el MINEM su Estudio Plan de Cierre a nivel conceptual.
- Actualmente está desarrollándose dicho estudio a nivel de Ingeniería de detalle con la consultoría de la firma especializada VECTOR Perú para un horizonte de 18 años con énfasis para que sus mayores componentes o instalaciones sea cerrado en su fase progresiva.

CAPITULO II

MARCO TEORICO.

Las responsabilidades más resaltantes del área de Planeamiento de Corto Plazo están: La elaboración de planes semanales y mensuales de producción, desarrollos y preparaciones de tajos; brinda soporte a Operaciones en la ejecución del plan; Elaboración de plan de trabajo de Desarrollo Mina; Realiza la coordinación con grupos externos: Proyectos, Geología y Medio Ambiente; Realiza el monitoreo del desarrollo del plan; Otorga soporte a la ejecución de reclamaciones temporales así como también el soporte y/o implementación de nuevos proyectos.

2.1. RESPONSABILIDAD DE PLANEAMIENTO DE MINADO A CORTO Y MEDIANO PLAZO

2.2. OBJETIVO DEL PLAN DE MINADO:

- Asegurar cantidad y calidad del producto final.
- Recuperar las inversiones realizadas.
- Asegurar una rentabilidad mínima.

- Incrementar el valor de la empresa.
- Adecuado manejo de las inversiones.

2.3. PLANEAMIENTO Y ESTRATEGIA

Para cumplir los objetivos indicados tenemos que:

- Tener una estrategia,
- Planear las operaciones
- Ejecutarlas y
- Controlarlas

Estrategias:

- Estrategias son los criterios que usaremos en la planificación
- Planificación es la programación de una serie de actividades para lograr el objetivo
- Ejecución es la materialización de nuestras actividades.
- Control es la verificación de lo ejecutado

2.4. COMPOSICION DE PLANEAMIENTO DE MINADO

El planeamiento se realiza para

- o El largo: hasta el fin de la mina
- o Mediano: próximos años
- o Corto plazo: un día hasta un año

Uno está comprendido en el otro, la diferencia está en la precisión de los estimados y en la frecuencia de su ejecución.

2.4.1. Planeamiento A Mediano Plazo

- ❖ El tamaño de producción
 - Trabajamos con una operación en marcha, con un tamaño ya definido sin embargo permanentemente estamos tratando de maximizar nuestra capacidad de producción, en estas condiciones se trabaja con un tamaño de producción igual a la menor capacidad instalada o se plantea ampliar los cuellos de botella y llevar la capacidad a la mayor instalada

- ❖ Equipamiento
 - En una operación de mediano plazo se cuenta con equipos existentes.
 - Para la programación de los equipos se utiliza los rendimientos de los registros de producción de los últimos 12 meses (año anterior), caso de perforación y carguío.

Para el caso de acarreo se tiene que hacer un cálculo mixto en base a los rendimientos reales y las nuevas distancias de transporte

2.4.2. Planeamiento de Minado a Corto Plazo

❖ *Es el planeamiento:*

- Mes por mes para los próximos 12 meses,
- Semanal para el próximo mes y
- Diario para la próxima semana

❖ *Estrategia De Corto Plazo*

- Tamaño de producción: Se trabaja con la capacidad existente y que está basada en los estándares de producción del último año
- La ley de corte: El parámetro más importante de una operación minera, ya que el mismo nos permite diferenciar el “mineral” del “desmonte” tenemos que actualizarla si hay variaciones que superan +- 10% en el precio del metal o de la recuperación metalúrgica

❖ *Ley De Producción*

- Es la ley promedio que se envía a la planta, esta ley resulta de la mezcla de distintos bloques de mineral con leyes todas por encima de la ley de corte, Esta ley debe dar ingreso por ventas suficiente para cubrir los costos de operación o “cash costs”, los costos financieros, recuperar las inversiones y obtener una utilidad distribuible para los accionistas, que justifique la tenencia de las acciones o rentabilidad.

2.5. ORGANIZACIÓN DE PLANEAMIENTO DE MINADO:

Se cuenta con cinco grupos principales:

- Corto y mediano plazo: Sección I, II, IV, V y VI
- Largo Plazo: Proyectos
- Ventilación
- Geomecánica
- Control de Minado

2.6. ALCANCE GENERAL DEL GRUPO:

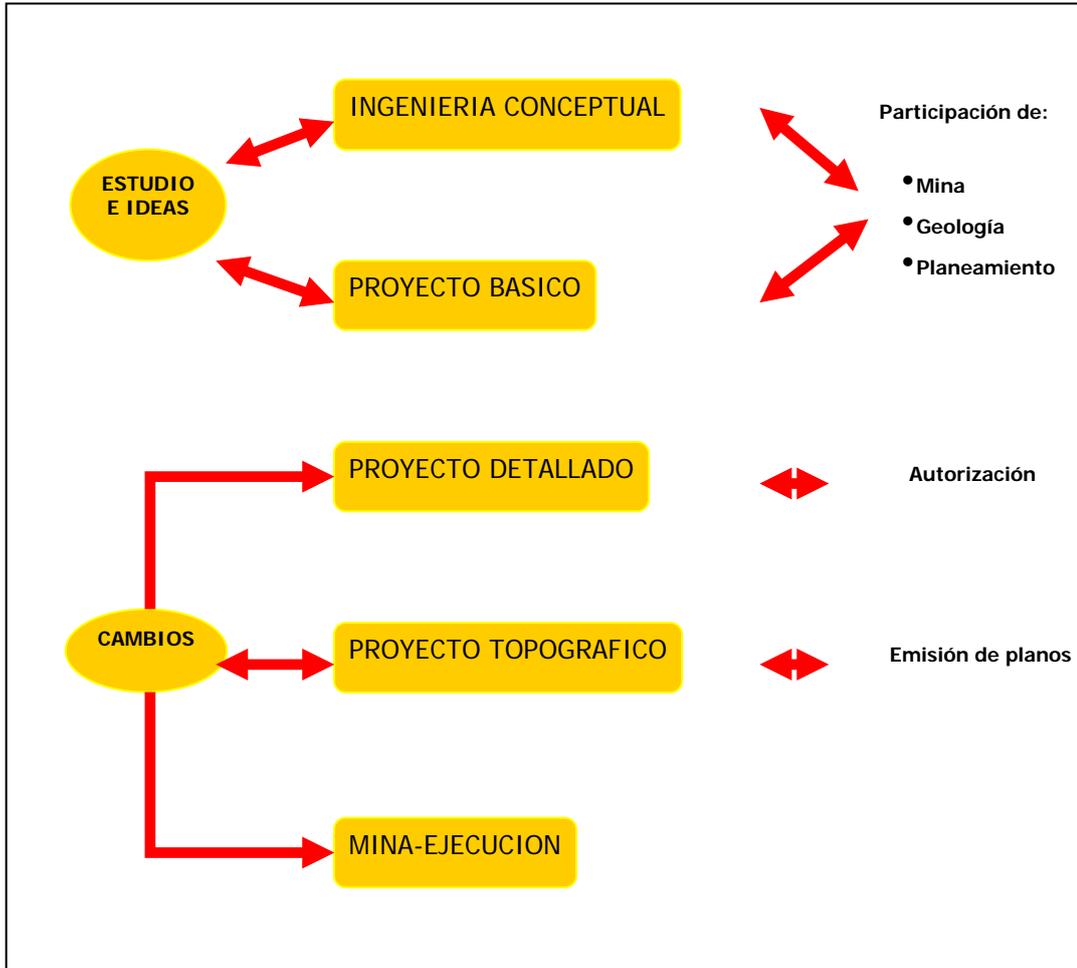
Determinar el que hacer; como hacerlo y cuando hacerlo de tal forma de lograr los objetivos trazados.

2.7. PARAMETROS DEL PLAN DE MINADO:

- Precio del metal.
- Distribución de leyes del depósito.
- Consideraciones geológicas.
- Consideraciones metalúrgicas.
- Consideraciones geomecánicas.
- Base de datos de costos de operación e inversión.
- Productividad de los equipos.
- Limitaciones propias de la operación.

2.8 SECUENCIA DE TRABAJO

Flujograma para la realización de un proyecto.



CAPITULO III

ANALISIS DE LA SITUACION

3.1. RESERVAS

Las reservas minables se tiene que actualizar principalmente por

- El cambio en el precio de los metales
- Mejor conocimiento del yacimiento
- Variación en la productividad, en los precios de mano de obra e insumos
- Los ingresos marginales de una operación en marcha.

El Departamento de Geología realiza sondajes diamantinos y labores de Desarrollos exploratorios para brindar información sobre los Recursos minerales y Reservas de Mena que son de gran importancia que servirá para realizar el plan de minado para la extracción de minerales económicos, realizando laboreos de desarrollos primarios y preparaciones de bloques para tajos de explotación.

3.1.1. Cubicación Geológica

Para la cubicación geológica de Recursos y Reservas emplean el código de JORC. (CÓDIGO DE AUSTRALASIA PARA INFORMAR SOBRE RECURSOS MINERALES Y RESERVAS DE MENA (El Código JORC)

El Código australiano para Informar sobre Recursos Minerales y Reservas de Mena (el “Código JORC” o “el Código”), establece estándares mínimos, recomendaciones y normas para la Información Pública de resultados de exploraciones, Recursos Minerales y Reservas de Mena en Australia.

El Código JORC es la referencia a un informe o información sobre resultados de exploración, Recursos Minerales o Reservas de Mena, preparado con el objeto de informar a los Inversionistas o inversionistas potenciales y a sus asesores.

❖ *Terminología Para Informar.*

El marco para clasificar estimaciones de tonelaje y leyes con el fin de reflejar niveles diferentes de confianza geológica y diferentes grados de evaluación técnica y económica. Las Reservas de Mena que son un sub-conjunto modificado de los Recursos Minerales Indicados y Medidos (mostrado dentro del rectángulo en línea segmentada en la Figura 1), requieren la consideración de los factores que afectan la extracción incluyendo factores mineros, metalúrgicos, económicos, de marketing, legales, ambientales, sociales y gubernamentales, y en la mayor parte de los casos deben ser estimados con el aporte de una amplia gama de disciplinas.

En ciertas situaciones, Recursos Minerales Medidos podrían convertirse a Reservas Probables Minerales debido a incertidumbres relacionadas con factores

de modificación que se toman en cuenta en la conversión de Recursos Minerales a Reservas de Mena. Esta relación la muestra la flecha quebrada en la Figura 16.

Aunque la tendencia de la flecha quebrada incluye un componente vertical, en este caso no implica una reducción en el nivel de conocimiento geológico o confianza. En una situación como esta deben explicarse plenamente los factores modificadores.

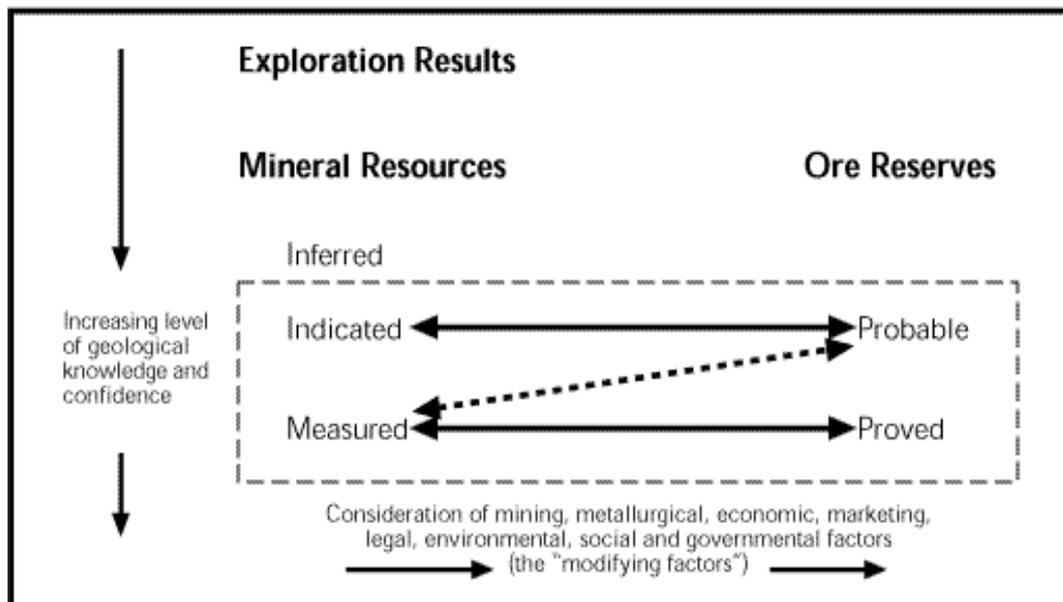


Figura 16: Relación de Resultados de Exploración, Recursos y Reservas Minerales.

❖ *Reportando Recursos Minerales*

Un “Recurso Mineral” es una concentración u ocurrencia de material de interés económico intrínseco en o sobre la corteza de la Tierra en forma y cantidad en que haya probabilidades razonables de una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, ley, características geológicas y continuidad de un Recurso

Mineral son conocidas, estimadas o interpretadas a partir de evidencia y conocimientos específicos geológicos. Los Recursos Minerales se subdividen, en orden de confianza geológica ascendente, en categorías de Inferidos, Indicados y Medidos.

Un “Recurso Mineral Inferido” es aquella parte de un Recurso Mineral por la cual se puede estimar el tonelaje, ley y contenido de mineral con un bajo nivel de confianza. Se infiere a partir de evidencia geológica y se asume pero no se certifica la continuidad geológica ni de la ley. Se basa en información inferida mediante técnicas apropiadas de localizaciones como ser afloramientos, zanjas, rajos, laboreos y sondajes que pueden ser limitados o de calidad y confiabilidad incierta.

Un Recurso Mineral Inferido tiene un nivel más bajo de confianza que el que se aplica a un Recurso Mineral Indicado.

Un “Recurso Minerales Indicado” es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un nivel razonable de confianza el tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido mineral. Se basa en información sobre exploración, muestreo y pruebas reunidas mediante técnicas apropiadas en ubicaciones como ser: afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes.

Las ubicaciones están demasiado espaciadas o su espaciamiento es inapropiado para confirmar continuidad geológica y/o de ley, pero está espaciada con suficiente cercanía para que se pueda suponer continuidad.

Un Recurso Mineral Indicado tiene un nivel de confianza menor que el que se aplica a un Recurso Mineral Medido, pero tiene un nivel de confianza mayor que el que se aplica a un Recurso Mineral Inferido.

Un “Recurso Mineral Medido” es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un alto nivel de confianza el tonelaje, su densidad, forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en exploración detallada y confiable, información sobre muestreo y pruebas obtenidas mediante técnicas apropiadas de lugares como ser afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones están espaciadas con suficiente cercanía para confirmar continuidad geológica y/o de ley.

Las estimaciones de Recursos Minerales no son cálculos precisos, ya que dependen de la interpretación de información limitada sobre la ubicación, forma y continuidad de la ocurrencia y de los resultados de muestreo disponibles. No es la intención que se aplique la reclasificación de Reservas de Mena a Recursos Minerales como resultado de cambios que se espera de corto plazo o de un carácter temporal, o cuando la administración de la compañía ha tomado una decisión deliberada de operar sobre una base no económica. Los ejemplos de dichas situaciones pueden ser una baja en el precio de los productos que se espera sea de corta duración, emergencia en la mina de naturaleza no permanente, huelga de transporte, etc.

❖ *Reportando Reservas De Mena*

Una “Reserva Minerales” es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado. Incluye dilución de materiales y tolerancias

por pérdidas que se puedan producir cuando se extraiga el material. Se han realizado las evaluaciones apropiadas, que pueden incluir estudios de factibilidad e incluyen la consideración de y modificación por factores razonablemente asumidos de extracción, metalúrgicos, económicos, de mercados, legales, ambientales, sociales y gubernamentales.

Estas evaluaciones demuestran en la fecha en que se reporta que podría justificarse razonablemente la extracción. Las Reservas de Mena se subdividen en orden creciente de confianza en Reservas Probables Minerales y Reservas Probadas Minerales.

“Las Reservas de Mena son aquellas porciones de Recursos Minerales que después de la aplicación de todos los factores de explotación resultan en un tonelaje y ley estimados que, en opinión de la Persona o Personas Competentes que hacen las estimaciones, pueden ser la base de un proyecto viable después de tomar en cuenta todos los factores relevantes metalúrgicos, económicos de mercados, legales, ambientales, sociales y gubernamentales. Las Reservas de Mena incluyen material de dilución que será explotado conjuntamente con las Reservas de Mena y entregadas a la planta de tratamiento o su equivalente.”

Una “Reserva Probable Minerales” es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Indicado y en algunas circunstancias Recurso Mineral Medido. Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan producirse cuando se explota el material. Se han realizado evaluaciones apropiadas, que pueden incluir estudios de factibilidad, e incluyen la consideración de y modificación por factores razonablemente asumidos de

minería, metalúrgicos, económicos, de mercadeo, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran a la fecha en que se presenta el informe, que la extracción podría justificarse razonablemente

Una Reserva Probable Minerales tiene un nivel más bajo de confianza que una Reserva Probada Minerales.

Una “Reserva Probada Minerales” es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido. Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que se pueden producir cuando se explota el material. Se han realizado evaluaciones apropiadas que pueden incluir estudios de factibilidad, e incluyen consideración de y modificación por factores fehacientemente asumidos de minería, metalúrgicos, económicos, de mercados, legales, ambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran, a la fecha en que se publica el informe, que la extracción podría justificarse razonablemente.

El Código provee una relación directa entre Recursos Minerales Indicados y Reservas Probables Minerales y entre Recursos Minerales Medidos y Reservas Probadas Minerales. En otras palabras, el nivel de confianza geocientífica de Reservas Probables Minerales es el mismo que el que se requiere para la determinación in situ de Recursos Minerales Indicados y para Reservas Probadas Minerales es el mismo que se requiere para la determinación in situ de Recursos Minerales Medidos.

Las Reservas de Mena pueden incorporar material (dilución) que no es parte del Recurso Mineral original. Es esencial que se tome en cuenta esta diferencia

fundamental entre Recursos Minerales y Reservas de Mena y se tenga precaución si se trata de sacar conclusiones de una comparación entre ambos.

RECURSOS Y RESERVAS POR SECCIONES A JULIO DEL 2009:

RESERVAS PROBADAS Y PROBABLES:

SECCION	TMS	% Zn	% Pb	% Cu	Oz Ag	US\$/Ton
I	691,130	1.47	0.79	0.19	4.31	57.40
II	756,050	1.93	1.07	0.16	4.73	64.82
IV	414,660	2.82	1.62	0.25	3.48	62.91
V	648,220	3.04	1.00	0.26	2.59	53.30
VI	253,350	2.43	0.62	0.15	4.59	57.97
TOTAL	2,763,410	2.25	1.02	0.20	3.92	59.35

RECURSOS ACCESIBLES E INACCESIBLES MEDIDO, INDICADO E INFERIDO

SECCION	TMS	% Zn	% Pb	% Cu	Oz Ag	US\$/Ton
I	1,005,850	1.53	0.91	0.19	5.72	71.55
II	2,688,370	2.05	1.25	0.19	5.31	72.45
IV	2,636,080	2.53	1.41	0.22	3.49	59.6
V	2,875,990	3.40	0.66	0.34	5.07	83.58
VI	683,540	2.34	1.32	0.41	6.64	91.54
TOTAL	9,889,830	2.54	1.09	0.26	4.89	73.49

3.1.2. MINE CALL FACTOR

En cuerpos se considera un factor de 20% para MCF (Mine Call Factor), aplicable en las leyes de Zn, Pb, Cu y Ag.

En vetas se considera un factor de 0.80 para MCF aplicable en las leyes de Zn, Pb, Cu y un factor de 0.70 para MCF aplicable para la ley de Ag.

Estos factores son una aproximación, porque se tienen datos estadísticos insuficientes para hacer correcciones debidas a errores en las leyes de muestreo, pérdidas de mineral fino y otras diferencias.

Para la corrección de la ley de plata en vetas hemos aplicado un factor de 0.70 considerando los resultados de la producción. Además los resultados preliminares de un estudio de remuestreo, indica una reducción de ley de plata de 15%.

3.2. LEY DE CORTE (CUT OFF)

Se considera una ley de corte variable de acuerdo con el costo operacional del método de minado previsto para cada uno de los bloques de cubicación. Así tenemos:

	COSTO DE MINADO	COSTO DE PLANTA, ADM. OTROS	INVERSION DDH ST	INVERSION DE	COSTO PARA CUTT OFF
SLC	10.19	11.43	0.77	2.77	25.16
SLV	11.94	11.43	0.77	2.77	26.91
CR-CM	12.96	11.43	0.77	2.77	27.93
CR-VC	22.58	11.43	0.77	2.77	37.55
CR-VCS	35.25	11.43	0.77	2.77	50.22
OPS	22.05	11.43	0.77	2.77	37.02
SHR	18.78	11.43	0.77	2.77	33.75

SLC → “Sublevel Stoping en cuerpos”

SLV → “Sublevel Stoping en Vetas”

CR CM→ “Corte y Relleno en Cuerpos, Mecanizado”

CR-VC → “Corte y Relleno en Vetas convencional”

CR-VCS → “Corte y Relleno en vetas, Convencional c/Sostenimiento”

OPS → “Open Stope”

SHR → “Shrinkage”

3.3. CAPACIDAD DE PLANTA CONCENTRADORA

La Capacidad de la planta mensual es de 114,000 TMS, siendo la capacidad diaria de 3800 TMS

3.4. PRODUCCION MINERAL Y CONCENTRADO

EXTRACCION MINA T.M.	BUDGET Oct-09	DIA REAL	31/10/09		ACUMULADO MES	
			PLANEADO	REAL	REAL	PLANEADO
Sección I/III	26,100	1,072	870	26,307	26,100	
Sección II	26,500	1,212	883	32,205	26,500	
Sección IV	16,300	538	543	13,614	16,300	
Sección V	34,800	1,008	1,160	34,431	34,800	
Sección VI	9,900	156	330	5,879	9,900	
Canchas Esperada						
TOTAL	113,600	3,986	3,787	112,438	113,600	

 EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A. Unidad Yauliyacu		Final		01-Nov-09	
Planta Concentradora					
CABEZA DE MINERAL	TMS	DIA	31-Oct-09	ACUMULADO MES	
		REAL	PLANEADO	REAL	PLANEADO
		3,986	3,787	112,438	113,600
	%Zn	2.39	2.32	2.33	2.32
	%Pb	0.92	1.03	0.88	1.03
	%Cu	0.21	0.27	0.23	0.27
	oz/t Ag	2.82	3.31	2.55	3.31
CONC. BULK	TMS	65	74	1,934	2,225
	%Zn	6.88	6.40	6.65	6.40
	%Pb	47.23	46.00	43.81	46.00
	%Cu	8.13	9.70	9.27	9.70
	oz/t Ag	134.61	138.00	115.44	138.00
	Finos Pb	31	34	847	1,024
	Finos oz Ag	8,738	10,237	223,276	307,105
	Rc % Pb	84.02	87.87	85.31	87.87
	Rc % Zn	4.68	5.40	4.91	5.40
	Rc % Cu	64.35	70.88	70.35	70.88
	Rc % Ag	77.67	81.61	77.84	81.61
CONC. ZINC	TMS	151	138	4,075	4,153
	%Zn	55.18	56.50	55.93	56.50
	%Pb	0.69	0.82	0.59	0.82
	%Cu	1.23	1.18	1.12	1.18
	oz/t Ag	5.13	6.70	4.47	6.70
	Finos Zn	83.5	78	2,279	2,346
	Rc % Zn	87.56	88.91	86.90	88.91
	Rc % Ag	6.91	7.39	6.35	7.39

3.5. AVANCES LINEALES Y PERFORACION DIAMANTINA

	PROGRAMA MENSUAL	DIA	31/10/09	ACUMULADO MES	
		REAL	PLANEADO	REAL	PLANEADO
Desarrollo Exploratorio	487.00	25.2	15.7	106.6	94.3
Desarrollo Primario	783.00	18.9	25.3	162.3	151.5
TOTAL	1,270.00	44.1	41.0	268.9	245.8
Perforación Diamantina	PROGRAMA MENSUAL	DIA	31/10/09	ACUMULADO MES	
		REAL	PLANEADO	REAL	PLANEADO
	1130	55	36	1,337	1,130

3.6. IMPLICANCIA ECONÓMICA DE LOS PRECIOS DE LOS METALES

Los precios de los metales tanto del zinc y cobre bajaron demasiado, Yauliyacu para amortiguar la crisis se dirigió a los block que contienen más ley de plata.

La cotización de los metales está relacionada directamente al cálculo del valor de punto, los cuales son unos factores numéricos que al ser multiplicados con la ley de mineral de las diferentes minerales obtenemos el valor de mineral de un block.

El cálculo del Valor de Punto está en función de lo siguiente:

Contrato	Concentrado
% Humedad	10.00%
Balance Metalúrgico	
Ley de cabeza Zn	%/TM
Recuperación metalúrgica Zn	%
Cotización de Zn	US\$/TM
Recuperaciones comerciales	
Zn	%
Descuentos	
Tratamiento	US\$ / TMS
Refinado	US\$ / TMH
Arrumado, Muestreo y Analisis - \$/wmt	US\$ / TMH
Embolsado en Big Bag (costo de Big Bag) - \$/wmt	US\$ / TMH
Gastos de Embarque - TISUR - \$/wmt	US\$ / TMH
Transp. Marítimo (Flete+Seguro) - \$/wmt	US\$ / TMH
Analisis y Supervisión en destino - \$/wmt	US\$ / TMH
Comisión PH (%Valor embarque provisional)	%
Seguro (% Valor embarque provisional)	%
Flete	
Transporte (mina a destino)	
Flete Matarani a Callao	US\$ / TMH
Total Descuentos y Fletes	
Tratamiento	US\$/TMS
Refinado	US\$/TMS
Transporte	US\$/TMS
Arrumado, Muestreo y Analisis - \$/wmt	US\$/TMS
Embolsado en Big Bag (costo de Big Bag) - \$/wmt	US\$/TMS
Gastos de Embarque - TISUR - \$/wmt	US\$/TMS
Transp. Marítimo (Flete+Seguro) - \$/wmt	US\$/TMS
Analisis y Supervisión en destino - \$/wmt	US\$/TMS
Otras Deduciones	US\$/TMS
Concentrado	
Valor Bruto Zn	US\$/TM
Recuperación Comercial Zn - Concentrado	%
Deducción comercial	US\$/TM
Base imponible	US\$/TM
Comisión PH	US\$/TM
Seguro	US\$/TM
Total Otras deducciones	US\$/TM
Calculo de Valor de Punto - Concentrado	
Ley de cabeza Zn	%/TM
Cotización Zn	US\$/TM
Valor bruto Zn	US\$/TM
Recuperación metalúrgica Zn	%
Recuperación Comercial Zn	%
Valor neto Zn	US\$/TM
Otras deducciones Zn	US\$/TM
Valor neto final Zn	US\$/TM
Valor de punto Zn	US\$/%

El valor de punto para los diferentes metales y a través de los últimos años se observa a continuación:

Metales	2007		2008		2009	
	Precio de metal (\$/TM)	Valor de punto	Precio de metal (\$/TM)	Valor de punto	Precio de metal (\$/TM)	Valor de punto
Zn	3200	10.85	1800	7.28	1200	4.11
Pb	3000	14.558	1700	10.106	1500	2.105
Cu	7500	27.7389	5500	37.2490	5000	12.1200
Ag	590	9.6178	460	12.8090	310	7.5000

En el cuadro anterior se observa la disminución de los valores de punto a través de los años, en cual en el 2008-2009 fueron los más bajos debido a la baja de los precios de los metales.

Si el valor de punto es bajo entonces el valor de mineral es baja por tal habría block que si antes eran económicos estos pararían a ser no económicos y por tal si eran reservas probadas-probables pasarían a ser recursos medido - indicado, y por tal se descartaría realizar un plan de minado de tal block.

$$\text{Valor de Mineral} = \left(\begin{array}{l} \text{Valor de punto Zn} \times \text{Ley de cabeza Zn} + \text{Valor de punto Pb} \times \\ \text{Ley de cabeza Pb} + \text{Valor de punto Cu} \times \text{Ley de cabeza Cu} \\ + \text{Valor de punto Ag} \times \text{Ley de cabeza Ag.} \end{array} \right)$$

El área de Planeamiento para incrementar el Valor de Mineral se responsabiliza a mantener en menos del 10% de las leyes de mineral, por tal se enfatiza a la disminución de la dilución de mineral en los tajos que están siendo explotados y que serán explotados por los diferentes métodos, el cual es la esencia del presente informe.

Por tal la implicancia económica de los precios de los metales se ve reflejado en el valor de mineral, el cual se analiza de la siguiente forma conceptual.

- ✓ Cuando el valor de mineral de un block está por encima del costo de producción, se prioriza las labores para ingresar a dicho block, puesto que nos generará un margen de utilidad.
- ✓ Cuando el valor de mineral de un block está por debajo del costo de operación y encima del costo de producción será factible realizar la extracción de mineral del block dando origen al aporte marginal (la circulación de flujo de caja cubriendo nuestros costos de operación el cual no genera ningún margen de utilidad).
- ✓ Cuando el valor de mineral de un block está por debajo del costo de operación se anula la posibilidad de ingresar a dicho block, salvo el caso de que el block este en la fase de explotación, para tal se realiza un análisis económico de las labores adicionales que requiere (costo de desarrollo primario, costo de preparación y costo de minado) frente al valor de mineral. Ver resultados económicos.

3.7.RESULTADOS ECONOMICOS

Para analizar si los tajos que se van a explotar nos darán márgenes de utilidad se realiza un análisis económico de cada tajo, siendo una muestra el siguiente cuadro:

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S. A.		Factor:				
UNIDAD YAULIYACU		Zn	10.85			
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA		Pb	14.558			
		Cu	27.7389			
		Ag	9.6178			
ANALISIS ECONOMICO						
NV 2500 - TJ 685 - VETA P						
SECCIÓN IV						
Metodo de Minado: SLV						
Clase	Tonelaje	Zn	Pb	Cu	Ag	\$
Reserva	17500	2.41	1.66	0.23	2.26	78.431
Recurso	0	4	2.4	0.3	2.5	110.705
55000						
Desarrollo Primario						
Rampa positiva 15% de 3.0x3.0						
Longitud (m)	P.U.	Sub total				
130	312.43	40615.9				
Raise bore para ventilación 1.5x1.5						
Longitud (m)	P.U.	Sub total				
116.77	640	74732.8				
Chimena exploratoria 1.5x1.5						
Longitud (m)	P.U.	Sub total				
60	209.57	12574.2				
Chimena gemela de exploratoria 1.5x1.5						
Longitud (m)	P.U.	Sub total				
60	209.57	12574.2				
Sn para unir Chimenea exploratoria con su gemela 1.2x2.1.						
Longitud (m)	P.U.	Sub total				
14	171.00	2394				
Total:						142891.1
* Todos con scoop contrata						
Preparación						
Brazo de acceso de 3.0x3.0						
Longitud (m)	P.U.	Sub total				
26	281.68	7323.68				
Sn de perforacion de 3.0x3.0						
Longitud (m)	P.U.	Sub total				
51	281.68	14365.68				
Total:						21689.36
* Todos con scoop contrata						

ANALISIS ECONOMICO DE TAJOS			
TAJO	25 P TJ 685	SLV	
RESERVA MINABLE 17,500 TMS	PROD MENSUAL 4000 TMS/MES	MESES 4.4	
	US\$/TMS		
Costo de Minado (SIN PREP)	11.39		\$0
Planta, MAN, Indirectos	9.96		\$0
Costo de Preparación	1.24		\$21,689
Costo de Producción	22.59		\$0
Costo de Desarrollo Primario	8.2		\$142,891
Capex Exploración	4.96		\$0
Otras Inversiones	1.00		\$0
Inversión	14.13		\$0
GASTOS LIMA	4.52		\$0
			(MAN, ADM, SEG, OTROS)
Costo de Operación	41.24 US\$/TMS	\$721,677	FACTOR ASUMIDO POR
Valor de Mineral	78.431	78.43 US\$/TMS	\$1,372,543
APORTE MARGINAL	55.84 US\$/TMS	\$977,156	1
MARGEN DE UTILIDAD	37.19 US\$/TMS	\$650,865	
COSTO DE MINADO SIN PREPARACIONES			
SLC	9.99		
SLV	11.39		
CR-CM	13.43		
CR-VC	31.45		
CR-VCS	40.98		
OPS	27.30		
SHR	24.33		
			UTILIZAR ESTOS DATOS HASTA SU ACTUALIZACION

CRITERIOS DE DEFINICIÓN DE METODOS

METODO	DESCRIPCION	RANGO (m)	BUZAMIENTO	DILUCION (m)	Cut Off	RMR	Observaciones
CR-VC	Corte y relleno en vetas convencional.	0.80 – 2.50	> 50°	0.30	33.02	40 - 60	Para vetas angostas con cajas regulares y sostenimiento puntual, perforación convencional y limpieza con winche y/o microscop.
CR-VCS	Corte y relleno en vetas convencional c/sostenimiento.	0.80 – 2.50	> 50°	0.30	33.02	40 - 60	Para vetas angostas con cajas incompetentes y sostenimiento sistemático, perforación convencional y limpieza con winche y/o microscop.
SHR	Almacenamiento provisional (shrinkage)	1.00 – 1.50	> 65°	0.30	34.86	> 60	Para vetas angostas, continuas con cajas competentes.
OPS	Tajos abiertos (open stope)	0.80 – 1.20	> 60°	0.10	37.49	> 60	Para vetas angostas de alta ley, discontinuas con cajas competentes.
CR-CM	Corte y relleno en cuerpo mecanizado	> 2.50	> 50°	0.50	22.14	> 40 < 55	Para cuerpos diseminados con cajas regulares, perforación con taladros cortos y limpieza mecanizada y sostenimiento puntual.
SLC	Sub Level en cuerpos	> 2.50	> 50°	1.20	19.92	> 60	Para cuerpos diseminados de baja ley
SLV	Sub Level en vetas	1.50– 2.50	> 50°	1.00	23.88	> 60	Para vetas continuas con cajas competentes (volcánicas), confirmadas con chimeneas y perforación diamantina.

3.9. EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Para la perforación en paralelo y en abanico se consideró el siguiente equipo.

1.- Un jumbo electro hidráulico- modelo SIMBA H-157 que perfora taladros descendentes y ascendentes.

Especificaciones técnicas:

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.
Depósito 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)
Peso Total Simba 157	7900 Kg.

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

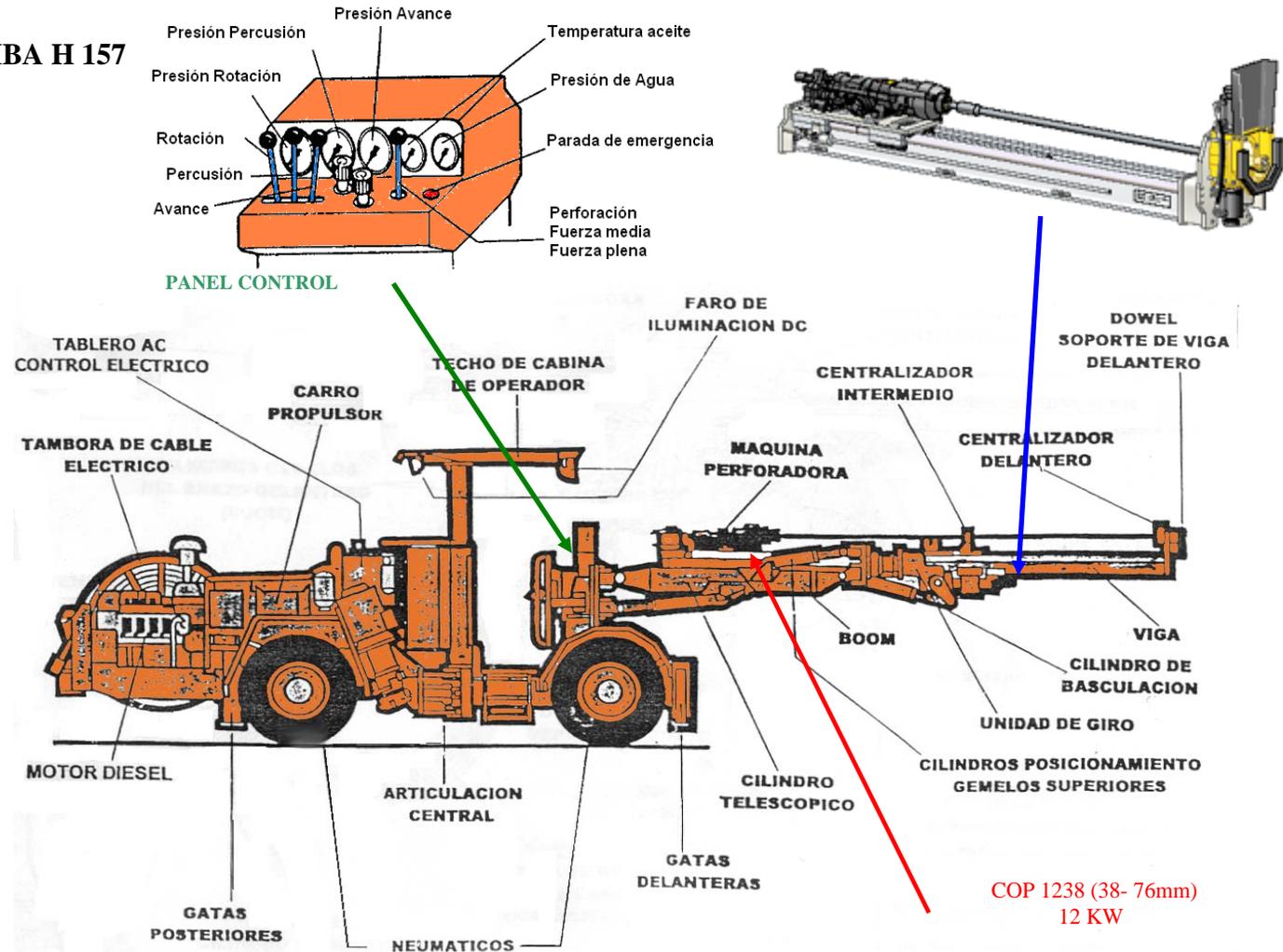
Alta 10 Bar

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.



EQUIPO PARA CARGUIO EN TALADROS LARGOS: ANFOCAR

EQUIPO : ANFOCAR

Capacidad 320 Kg.

Presión de carguío 30 Lbs / Pulg²

EQUIPO DE PERFORACIÓN – ROCKET BOOMER

Especificaciones técnicas

Longitud: 11700 mm

Altura: 2100 – 2800 mm

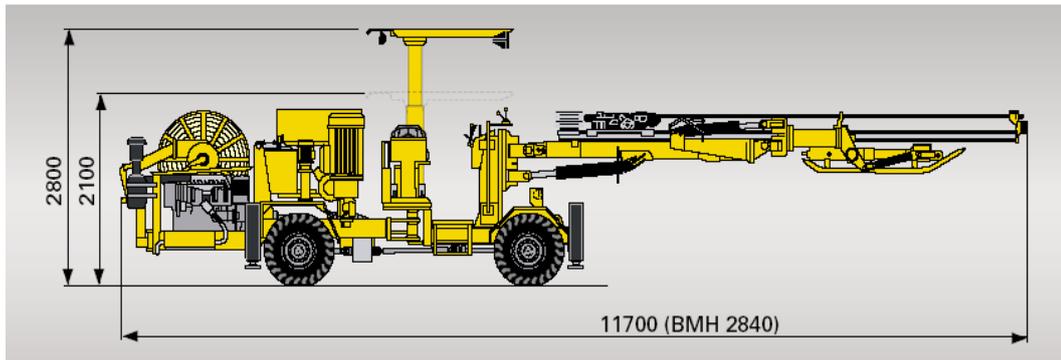
Ancho: 1700

Peso: 9300 Kg.

Radio de Giro: 2800/4400 mm

Rock drill: COP 1238

Feed: BMH 2825



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

RENDIMIENTO	25.88	m/h
TONELADAS POR METRO	0.81	t/m
TONELADAS POR HORA	21.04	t/h
RENDIMIENTO POR MES	13725.79	m/mes
PRODUCCION POR MES	11156.56	t/mes

EQUIPO DE CARGUÍO Y TRANSPORTE

WAGNER SCOOPTRAM ST 3.5 - Nv. 3300 (SCOOP 3.5 yd³)

	PARAMETROS	VALORES	VALORES	VALORES	VALORES	VALORES	VALORES
T	Tiempo efectivo de operación (min/hr)	40.38	40.38	40.38	40.38	40.38	40.38
Crc	Capacidad nominal de la cuchara (m3)	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68
Cc	Capacidad real de la cuchara (m3)	1.65	1.65	1.65	1.65	1.65	1.65
Ton	Tonelaje	4.61	4.62	4.62	4.62	4.62	4.62
Per	Peso específico del mineral roto (Tn/m3)	2.8	2.8	2.8	2.8	2.8	2.8
Fc	Factor de llenado de cuchara (%)	80%	80%	80%	80%	80%	80%
Tf	Tiempo fijo de acarreo (cuchareo + descarga) (min)	1.73	1.75	1.75	1.74	1.75	1.76
Tr	Tiempo Transporte con carga (min)	0.66	0.84	1.16	1.40	1.68	2.05
Ti	Tiempo transporte sin carga (min)	0.98	1.23	1.73	2.14	2.43	3.00
D	Distancia de acarreo (m)	80	100	140	170	200	240
V	Velocidad Promedio (m/min)	97.56	96.46	96.89	96.05	97.32	95.05
Vi	Velocidad sin carga (m/min)	81.63	81.08	80.92	79.44	82.30	80.00
Vr	Velocidad con carga (m/min)	121.21	119.05	120.69	121.43	119.05	117.07
Td	Turnos por día (turno/día)	3	3	3	3	3	3
Ht	Horas por turno (hr/turno)	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00
Dm	Días trabajados por mes (días/mes)	30	30	30	30	30	30
EFF.O	Eficiencia Operat (%)	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78
DM	Disponibilidad mecánica (%)	0.86	0.86	0.86	0.86	0.86	0.86

EQUIPO WAGNER - SCOOPTRAM ST 3.5

Especificaciones Técnicas

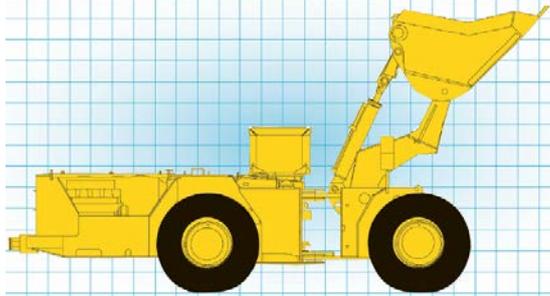
Dimensiones y Peso

Longitud: 8458 mm

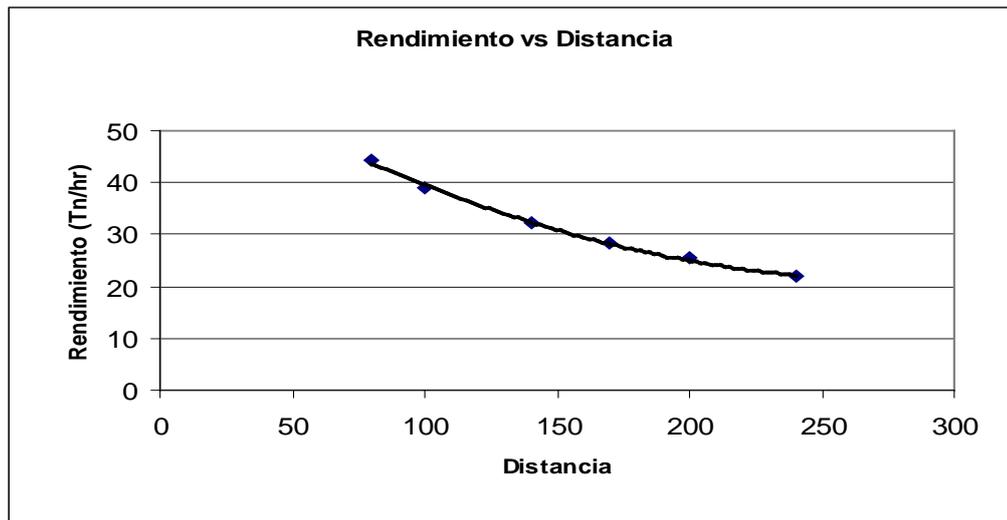
Ancho: 2124.5 mm

Altura: 2247 mm

Peso neto: 17510 Kg.



	VALORES	VALORES	VALORES	VALORES	VALORES	VALORES
Rendimiento (Tn/hr)	44.17	39.00	32.14	28.24	25.45	21.90
Productividad (Tn/hr-m)	0.55	0.39	0.23	0.17	0.13	0.09
Distancia máxima de acarreo (m)	250	250	250	250	250	250
Nº de viajes por hora (viajes/hr)	11.97	10.56	8.70	7.65	6.89	5.93
Tonelajes por viaje (Tn/viaje)	4.61	4.61	4.61	4.61	4.61	4.61
Toneladas por hora (Tn/hr)	55.19	48.69	40.12	35.26	31.77	27.34
Toneladas por guardia (Tn/gdia)	441.55	389.54	320.98	282.07	254.15	218.70
Producción por día (tn/día)	1324.64	1168.63	962.94	846.22	762.46	656.10
Producción por mes (tn/mes)	39739.27	35058.87	28888.05	25386.47	22873.82	19682.90



3.10. PROBLEMATICAS ACTUALES

La mina Yauliyacu actualmente tiene los siguientes problemas:

- Baja de ley debido a la dilución de los tajos.
- Estallidos de roca debido a la profundidad y al gran vacío generado.
- Deficiencia en la ventilación por presencia de altas temperaturas.
- Clima laboral baja según encuestas.

CAPITULO IV

MODELO DE PLANEAMIENTO A CORTO PLAZO

4.1. PLANEAMIENTO DE MINADO DE TAJO CON TALADROS

LARGOS

4.1.1. ANALISIS GEOMECANICO DE ESTABILIDAD:

La actividad Minera actual en las secciones IV, V y VI, está generando altos **ESFUERZOS INDUCIDOS**, los que se acentúa por la presencia de discontinuidades estructurales. Esta redistribución de esfuerzos implica efectos negativos en la estabilidad de un sector debido a su mayor concentración. Se considera como otro aspecto que tiene incidencia en la estabilidad es el **DESFACE QUE HAY ENTRE EL AVANCE DEL MINADO Y LA COLOCACIÓN DEL RELLENO**, es decir en algunos casos el relleno se coloca con retraso, o no se coloca, lo cual genere un crecimiento en la perturbación de la masa rocosa con las consecuentes condiciones desfavorables de la estabilidad

4.1.1.1. METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD (APLICADO EN EL TAJO 625 – S)

La mineralización de la veta M en el Nivel 3300, ocurre en un cuerpo irregular de 10 a 23 metros en la parte con más potencia, alineado en dirección entre N 50° - 60° E con buzamiento promedio de 70° NW

Las rocas encajonantes son areniscas y areniscas silificadas de la formación Capas rojas Casapalca. La longitud del cuerpo irregular de mayor potencia varia de 110 a 120m y la profundidad reconocida en el Nivel 3300 es de aprox. 1000 m.

El acceso es por la caja techo y para establecer el método de minado por subniveles utilizando taladros largos, se realizó en la visita técnica un muestreo preliminar de datos estructurales principalmente fallas, toma de datos de resistencia in-situ, algunas condiciones geomecánicas del yacimiento y las diferentes condiciones prácticas del minado.

APLICACIÓN DEL METODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Está basado en el cálculo de 2 factores:

N' y S.

Donde el primero es el número de estabilidad modificado y el segundo es el factor de forma o radio hidráulico.

El número de estabilidad se define como:

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

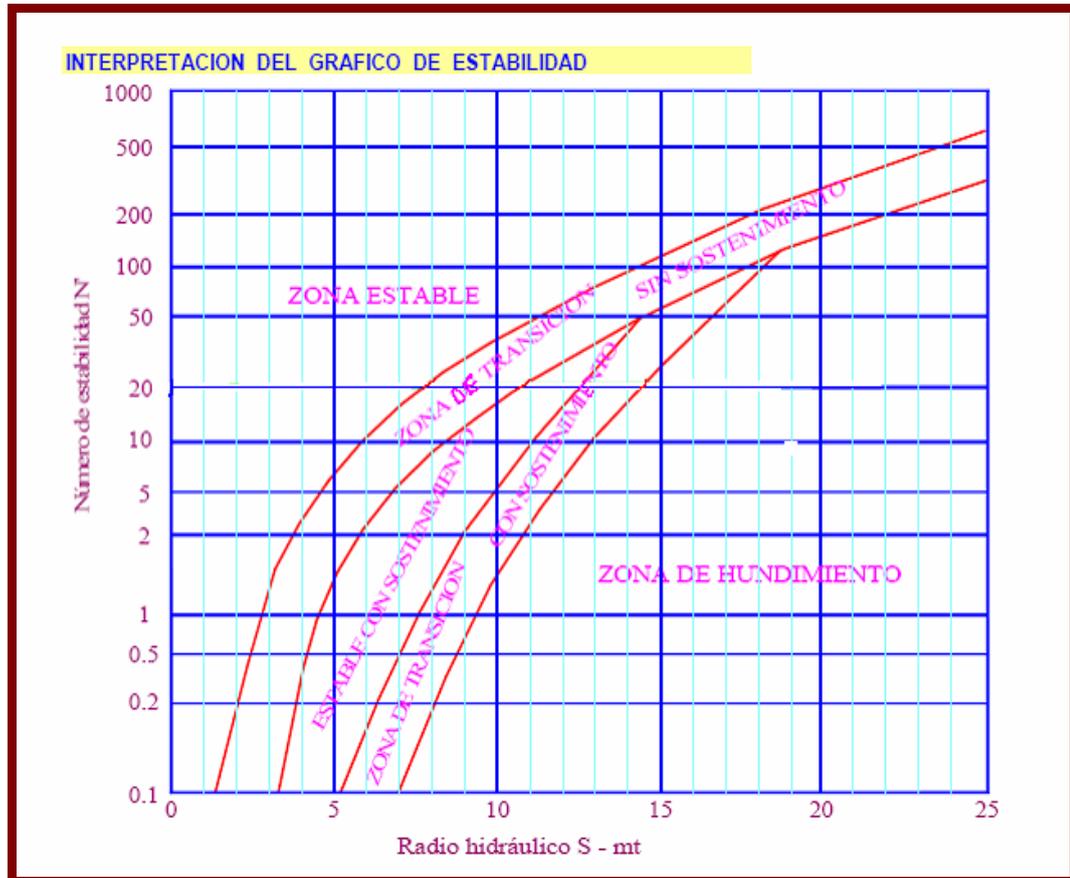
Donde:

Q' es el índice de calidad Q modificado.

A es el factor de esfuerzo en la roca.

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas.

C es el factor de ajuste gravitacional.



Índice de calidad de roca modificado Q'

El símbolo Q representa un valor de la calidad de roca en términos de lo bloqueado que se encuentre el macizo rocoso, la condición de las familias de las discontinuidades, efectos de los esfuerzos y la influencia de las infiltraciones de agua.

Calcular Q no es difícil una vez que la información necesaria ha sido recolectada.

Q' es una versión modificada original aplicado a los gráficos de estabilidad y reduce el factor de reducción de esfuerzos (SRF) a 1.

$$Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \times (J_w/SRF)$$

$$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \quad ; \text{ donde } (J_w/SRF) = 1$$

J_n: Numero de sistemas de fisuras.

J_r: Numero de la rugosidad de las fisuras.

J_a: Numero de la alteración de las fisuras.

J_w: Factor de reducción por aguas en la fisuras.

SRF: Factor de reducción por esfuerzos.

Factor de esfuerzo de la roca. A:

El factor de esfuerzo de la roca A, representa a los esfuerzos que están actuando sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de las resistencias compresivas no confinadas de la roca intacta, denominado " σ_c " y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo en estudio denominado " σ_1 ". El valor del factor de esfuerzos de la roca A, es por tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 .

$$A = 0.1$$

$$\sigma_c/\sigma_1 < 2$$

$$A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125$$

$$2 > \sigma_c/\sigma_1 > 10$$

$$A = 1.0$$

$$\sigma_c/\sigma_1 > 10$$

Factor de ajuste por orientación de juntas B.

Muchos casos de fallas estructurales controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre.

Mientras el ángulo entre las discontinuidades y la superficie sea más pequeño, mas fácil será que el puente de roca intacta, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

Cuando el ángulo se aproxima a cero, aumenta ligeramente la resistencia, pues los bloques de roca actúan como una viga o losa.

Factor de deslizamiento o gravedad C.

El factor c es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin sugirió que tanto las fallas inducidas por la gravedad como las de lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α . El factor C para estos casos es calculado a partir de la relación:

Para caídas por gravedad y lajamientos

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

Para modos de falla por deslizamiento.

$$C = 8 \quad \text{para } \beta = [0, 30]$$

$$C = 11 - \beta/10 \quad \text{para } \beta = [30,90]$$

Calculo del Radio Hidráulico

Está basado en la relación entre el área y el perímetro de la cara siendo estudiada. A un bajo número para HR se le puede oponer un débil factor de estabilidad de roca y aun así permanecer en la zona de estabilidad. Obviamente, mientras más pequeña sea la abertura creada, más estable será esta. La configuración menos estable para un tajeo es un cuadrado.

$$HR = \text{Área/Perímetro}$$

Aplicándolo en el tajo 625 – s

Q' mínimo promedio = 5

Datos para el modelo geomecánico

	Roca	Mineral
Peso Unitario	0.026MN/m ³	0.030MN/m ³
Modulo Young (E)	15300 Mpa	17090 Mpa
Coef. Poisson (ν)	0.2	0.25
Criterio de falla	Hoek – Brown	Hoek – Brown
Resist. Comp. Uniaxial	138.01 Mpa	153.30 Mpa
m	1.5	0.34
s	0.004	0.0001
Tipo de material	Elástico	Elástico

Cuadro Para nuestro caso los valores de σ_c/σ_1 son mayores a 10, por lo que
 $A = 1.0$

El valor de B = 0.50

El valor de C = 4.20

Por lo que, Número de estabilidad $N' = 10.5$ y para este valor le corresponde un Radio Hidráulico "S" de 7

Modelamiento en el Phase2, para la labor en evaluación de una sección transversal

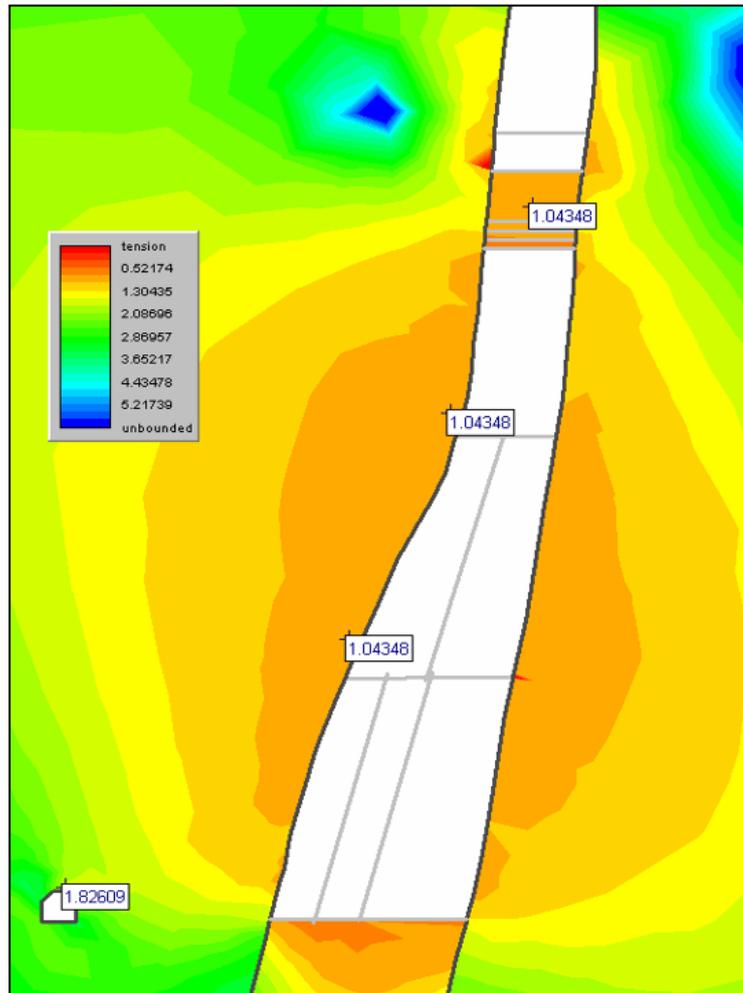


Figura 17: Modelamiento en el phases de un corte en perfil de una labor.

Donde se concluye:

De los cálculos obtenidos, donde $N' = 10.5$ y un Radio hidráulico = 7 y para un ancho de labor máximo de 23 m, la longitud máxima en rumbo que se puede minar es de 40 metros.

Esta longitud podrá ser minada considerando dejar pilares de buzamiento, los cuales deberán de oscilar entre 5 – 7 metros, se considera 7 metros para las zonas más anchas (23 metros).

De la intersección del Número de estabilidad N' y el Radio Hidráulico "S" obtenido se determina que la zona se encuentra cerca la límite entre una "Zona estable sin sostenimiento" hacia una "estable con sostenimiento", debido a esto el Relleno debe jugar un papel muy importante para impedir desprendimientos de caja, el Relleno debe ser contemplado de manera inmediata, lo cual se corrobora en el modelamiento al tener factores de seguridad muy próximos a 1 en las cajas, es decir que al encontrarnos en el equilibrio límite la labor debe ser rellenada.

El puente que se debe dejar con respecto al Nv 3000 debe ser como mínimo de 6.0 metros efectivos, los factores de seguridad en la estabilidad de este puente se puede incrementar en la medida que se rellene el Tajo, ya que el factor de seguridad se va encontrar en el equilibrio límite cuando se comience a minar hacia el Nv. 2700.

Se debe sostener el By Pass en su totalidad así como los accesos al Tajo, el sostenimiento recomendado es Pernos Helicoidales de 7' a taladro lleno espaciados a 1.0 x 1.0 m mas malla la cual deberá ser instalada de gradiente a gradiente.

ANALISIS PARA EL CÁLCULO DE PILARES DE BUZAMIENTO:

PILARES INTERMEDIOS

Los pilares intermedios en el tajo 624 nos permitirán crear vacíos de menor tamaño en los tajos, al separarlo en bloques de explotación, lo que nos permitirá

independizar los blocks de mineral, de tal manera que se puede ir rellenando el block minado mientras se explota el bloque contiguo.

Se analizó en el Phases 6.0, pilares espaciados a 60m, 40m y 30m, encontrándose que la distancia óptima que garantiza la estabilidad de los pilares de 5 m, es a un espaciamiento de 25 m.

Para las condiciones de minado del tajo 624 que es una veta de:

Largo: 120m.

Altura entre galerías: 57m

Altura de minado: 25m

Potencia de veta: 2.5m

Características de los pilares intermedios:

Alto del Block: 25m

Largo del Block: 25m

Ancho del pilar: 5m

Modelamiento en el Phase2, para la labor en evaluación de una sección longitudinal (Figura 18)

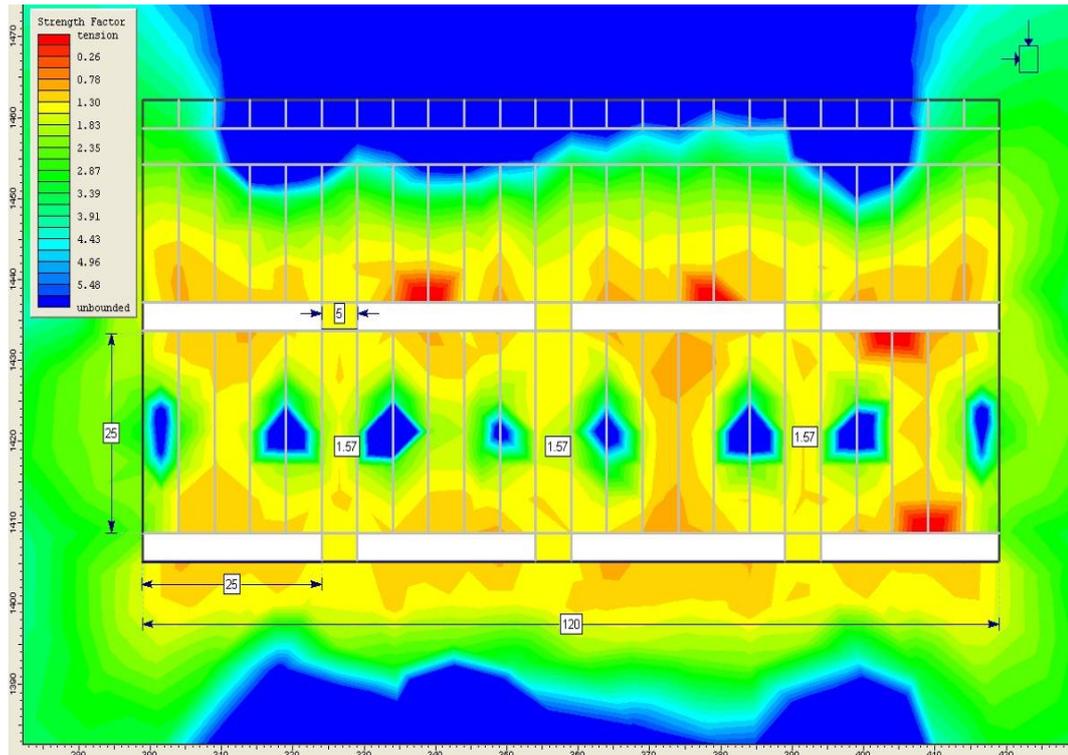


Figura 18: Modelamiento en el fases de un corte longitudinal.

4.1.2. METODO DE EXPLOTACION SUB LEVEL STOPING EN CUERPOS

4.1.2.1. Información Geológica

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 2300m horizontalmente y aproximadamente 1300m 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).

4.1.2.2. METODO DE MINADO

Características del yacimiento y criterios para su aplicación.

El buzamiento debe ser mayor a 50 grados

La Potencia de vetas y diseminados debe ser mayores a 3 metros

Las rocas encajonantes (caja techo y piso) deben ser competentes y resistentes, deben tener una buena calidad de macizo rocoso ($RMR > 60$).

El mineral debe ser competente y con buena estabilidad

Los límites de los yacimientos deben ser amplios y regulares

Se requiere de alta precisión durante el proceso de perforación y en el diseño de las mallas.

Descripción del método Sub Level Stopping.

Este método de explotación es aplicado en la mina Yauliyacu, conocido como Hundimiento por subniveles, dicha explotación se realiza a través de los subniveles a intervalos fijos en forma ascendente. Aplicado en los yacimientos de

diseminados que forman cuerpos irregulares lo cual hace difícil su minado selectivo.

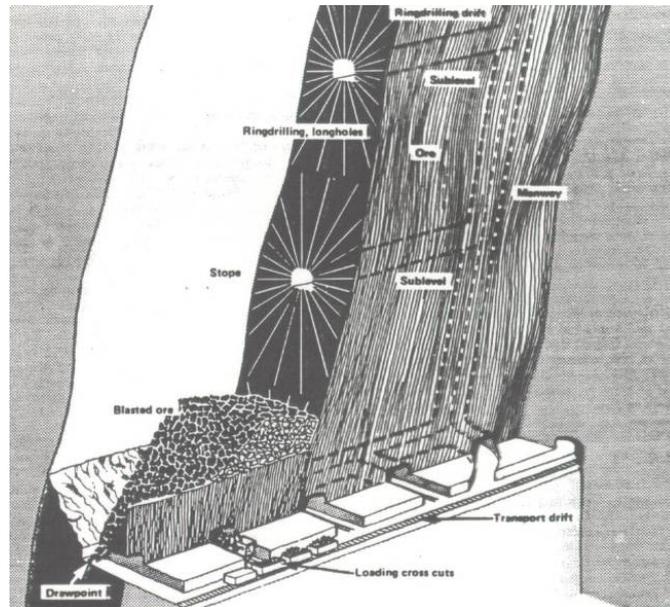


Figura 19: Método de explotación del subnivel Stopeing.

Preparación.

Desde la rampa principal 621 se accede a la zona mineralizada y se desarrollan los subniveles de perforación cada 30m perforándose Taladros negativos y positivos según sea el caso. Ver Figura 20.

El corrimiento de la galería se hizo en veta.

El by pass se desarrolla en estéril y en la parte inferior del tajo y es paralela al mineral.

Las ventanas de extracción son las que unen el by pass con la galería en veta, dichas ventanas permitirán evacuar el mineral y transportarlo por el by pass. Ver Figura 21.

Tenemos que considerar el diseño de chimeneas, que generaran la cara libre durante el proceso de minado.

La diferencia de cota entre los subniveles oscila entre 25 a 26m. Dicha distancia permite la perforación de los taladros de producción en negativo y en positivo.

El ancho de minado varía de forma significativa en este tajo, yendo desde los 14m hasta 3m, debido a la mineralización y estructura del cuerpo.

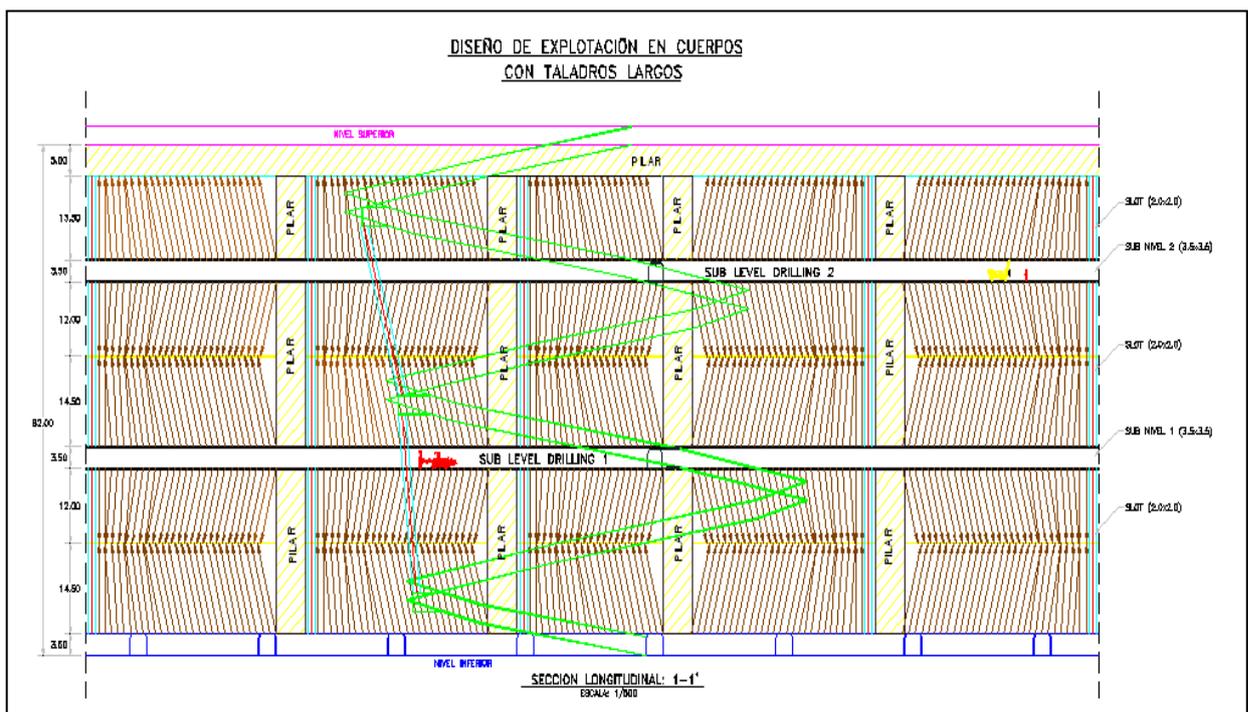


Figura 20: Diseño de la preparación de un tajo vista longitudinal que será explotado con el método de sublevel stoping.

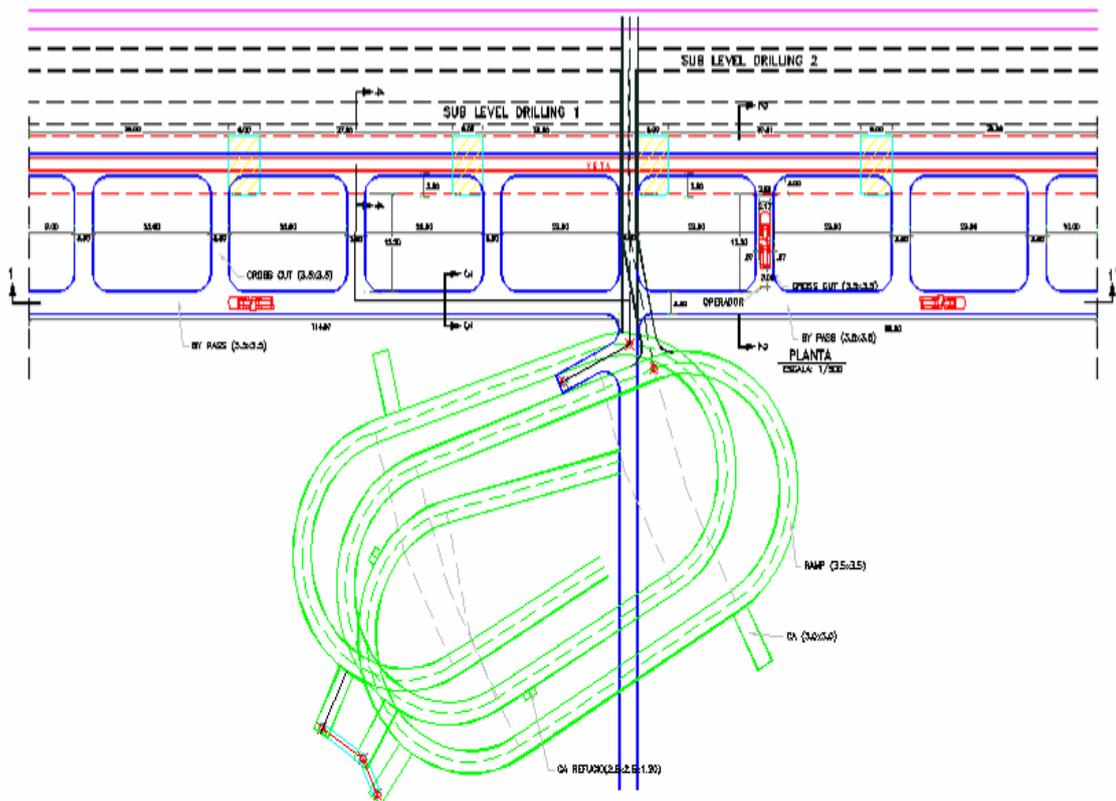


Figura 21: Diseño de la preparación de un tajo vista de planta que será explotado con el método de sublevel stopping.

Perforación de taladros en Paralelo.

La perforación de los taladros en paralelo se realizó desde las galerías, cuyo burden y espaciamiento eran de 1.30m y 1.50m respectivamente.

Perforación de taladros en abanico

La perforación de taladros en abanico, se realiza desde las galerías o desde los cruceros, como es el caso del Tajo 625 – S, dicha perforación se realiza con taladros radiales comprendidos entre 0 – 180 grados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización.

Una de las ventajas que ofrece este método con respecto al de perforación de taladros en paralelo es el menor costo de preparación y la seguridad que ofrece, ya que las secciones de la perforación en abanico son menores que las secciones de la perforación en paralelo.

4.1.2.3. DISEÑO MALLA DE PERFORACIÓN EN ABANICO (EN UNA SECCIÓN)

El proceso para la realización de diseño de malla de perforación es:

- El departamento de Planeamiento realiza el cálculo del burden y espaciamiento aplicando el algoritmo de Langefors Mejorado y Modificado.
- El área de dibujo realiza secciones transversales de acuerdo al burden calculado a lo largo del tajo preparado.
- El departamento de Geología entrega las secciones transversales insertadas el comportamiento geológico de la estructura.
- El departamento de Planeamiento realiza la malla de perforación con el espaciamiento calculado que será pintado en el campo por el área de Topografía.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS																	
$B1_{max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$ $B2_{max} = 0.046 \times D$	$BP1 = B_{max} - 2 \times D - 0.02 \times L$ $BP2 = B_{max} - 0.1 - 0.03 \times L$																
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">LEYENDA</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="width: 15%;">Bmáx.</td> <td>Burden Máximo</td> </tr> <tr> <td>D</td> <td>Diametro del taladro (mm)</td> </tr> <tr> <td>C</td> <td>Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras</td> </tr> <tr> <td>f</td> <td>Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85</td> </tr> <tr> <td>E/B</td> <td>Relación entre Espaciamento y Burden</td> </tr> <tr> <td>dc</td> <td>Densidad de carga (g/cm³)</td> </tr> <tr> <td>PRP</td> <td>Potencia relativa en peso del explosivo</td> </tr> </tbody> </table>		LEYENDA		Bmáx.	Burden Máximo	D	Diametro del taladro (mm)	C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras	f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85	E/B	Relación entre Espaciamento y Burden	dc	Densidad de carga (g/cm ³)	PRP	Potencia relativa en peso del explosivo
LEYENDA																	
Bmáx.	Burden Máximo																
D	Diametro del taladro (mm)																
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras																
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85																
E/B	Relación entre Espaciamento y Burden																
dc	Densidad de carga (g/cm ³)																
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo																

El cual arroja resultados de diseño para una malla con un rango del burden y el espaciamento requerido teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro de taladro. Longitud del taladro, orientación, tipo de explosivo, precisión del emboquillado, etc.

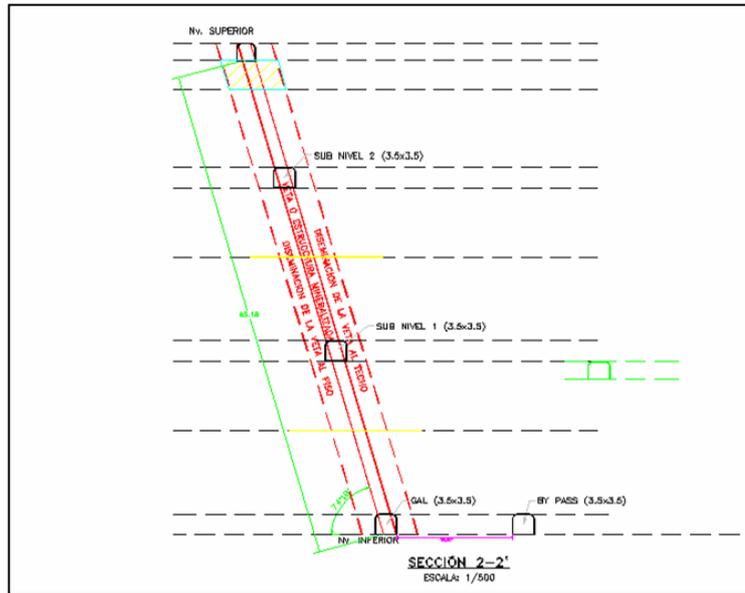
Obteniéndose un burden de 1.3m y un espaciamento de 1.5m.

NOTA:

Los taladros de cada sección serán inclinados 5° hacia la zona explotada

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS				
Bmáx.	Burden Máximo (m)	1.62	1.61	1.61
BP 1	Burden Práctico	1.21	1.20	1.20
	Espaciamiento	1.45	1.44	1.44
		INGRESE DATOS		
D	Diámetro del taladro (mm)	64	64	64
C	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
	RMR	53	58	58
	Descripción del RMR	REGULAR	REGULAR	REGULAR
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85 Relación entre Espaciamiento y Burden	0.85	0.85	0.85
E/B	Burden	1.2	1.2	1.2
dc	Densidad de carga (g/cm3)	0.84	0.84	0.84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	0.87	0.87	0.87
L	Longitud de taladro (m.)	14	14	14

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



VISTA DE PLANTA

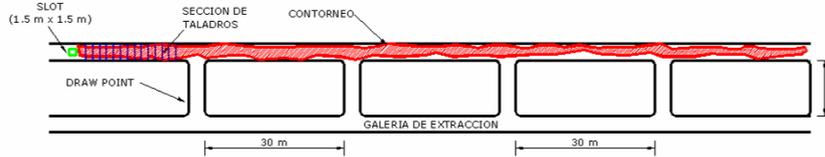


Figura 22: Sección geológica típica vista transversal y planta.

MALLA TIPICA DE PERFORACIÓN EN ABANICO (EN UNA SECCIÓN)

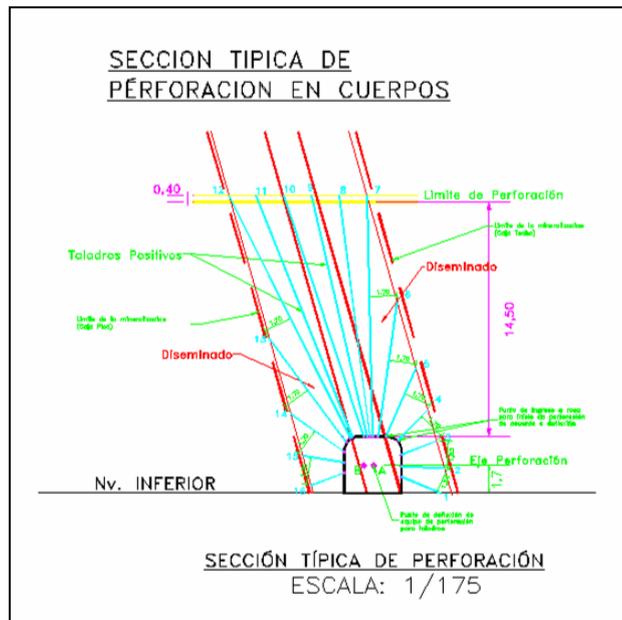


Figura 23: Diseño de malla de perforación en abanico.

MALLA TÍPICA DE PERFORACIÓN EN PARALELO (EN UNA SECCIÓN)

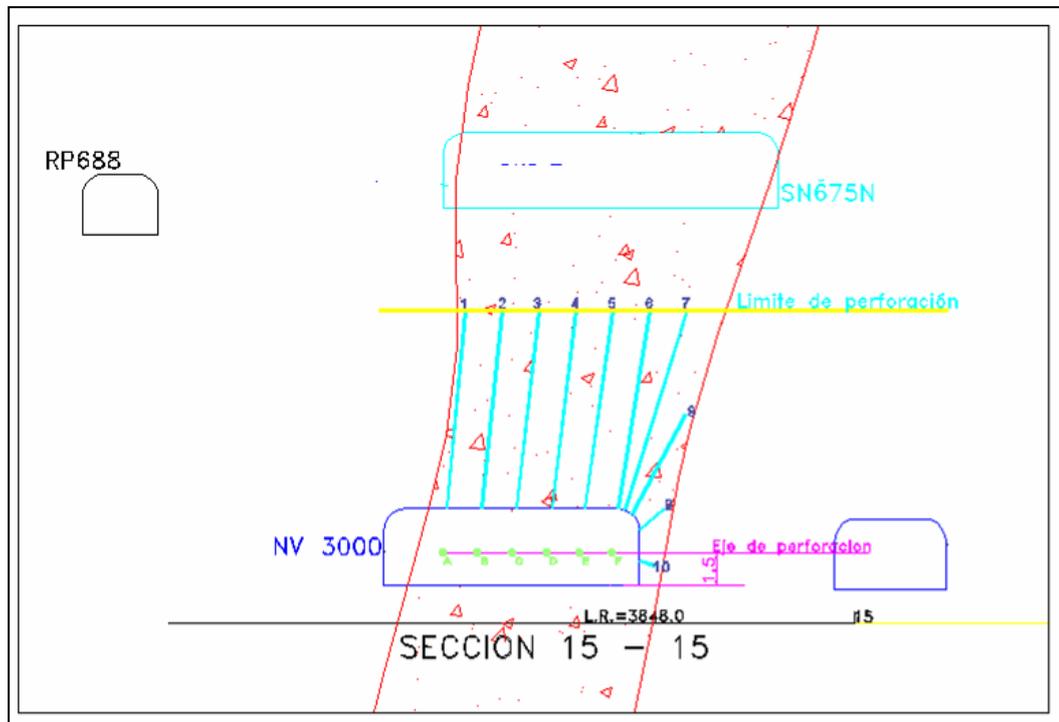


Figura 24: Diseño de malla de perforación en paralelo.

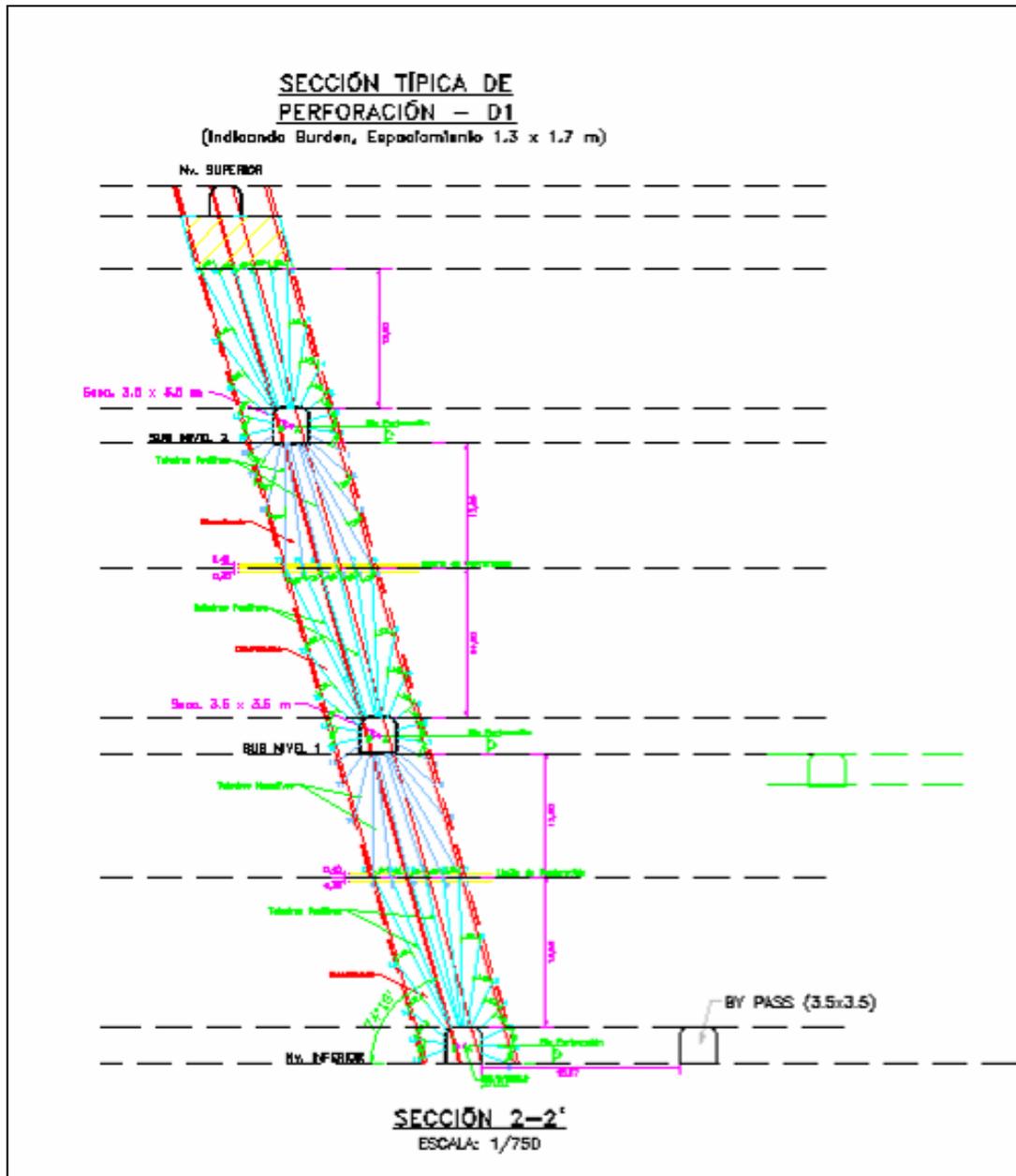


Figura 25: Diseño de malla de perforación en abanico en todo el tajo.

El número de barras de perforación a utilizar varía de acuerdo a las características y dimensiones de los taladros a perforar, pudiendo medir estos taladros desde 1.57m hasta 15.27m. Dependiendo esto de la ubicación del taladro.

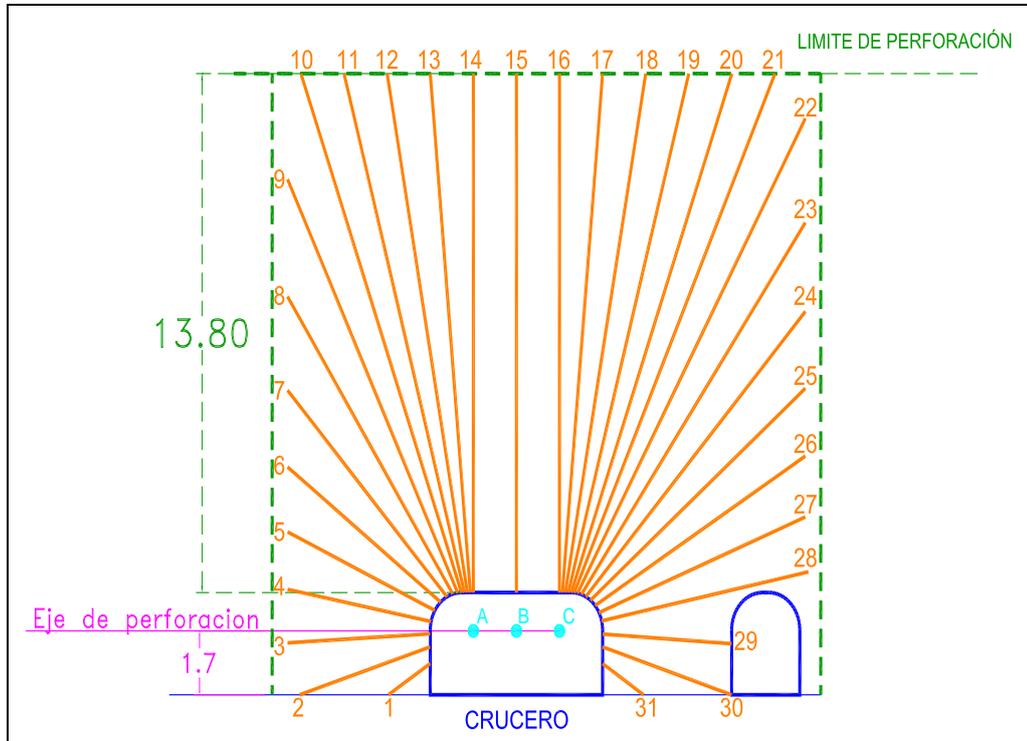


Figura 26: Diseño de malla de perforación en abanico.

A continuación se muestra un cuadro, el cual es proporcionado al operador del equipo de perforación simba, en el que se le muestra el número de barras a utilizar en cada taladro y el ángulo de inclinación con respecto a la horizontal.

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	1.6m.	1b + 1/2 b.	-32°
2	4.43m.	3b + 1/2 b	-17°
3	4.64m.	4b + 0.0	-3°
4	4.74m.	4b + 0.0	10°
5	5.22m.	4b + 1/2 b	24°
6	6.13m.	5b + 0.0	36°
7	7.55m.	6b + 1/2 b	47°
8	9.56m.	8b + 0.0	56°
9	12.31m.	10b + 0.0	63°
10	14.75m.	12b + 1/2 b	69°
11	14.34m.	12b + 0.0	74°
12	14.04m.	11b + 1/2 b	79°
13	13.86m.	11b + 1/2 b	85°
14	13.8m.	11b + 1/2 b	90°
15	13.8m.	11b + 1/2 b	90°
16	13.8m.	11b + 1/2 b	90°
17	13.86m.	11b + 1/2 b	85°
18	14.04m.	11b + 1/2 b	79°
19	14.34m.	12b + 0.0	74°
20	14.75m.	12b + 1/2 b	69°
21	15.27m.	12b + 1/2 b	65°
22	14.63m.	12b + 0.0	60°
23	12.28m.	10b + 0.0	54°
24	10.41m.	8b + 1/2 b	47°
25	8.97m.	7b + 1/2 b	39°
26	7.9m.	6b + 1/2 b	30°
27	7.17m.	6b + 0..	21°
28	6.84m.	5b + 1/2 b	11°
29	4.2m.	3b + 1/2 b	-3°
30	4.38m.	3b + 1/2 b	-17°
31	1.57m.	1b + 1/2 b	-32°
TOTAL =	305.19m.		

Ventajas y desventajas del método

Ventajas

Resulta de gran economía y rendimiento en comparación con otros métodos.

La desviación puede ser controlada.

No existe consumo de madera, ya que no es necesario fortificar las rocas encajonantes.

Alta adaptabilidad en vetas angostas y cuerpos pequeños e irregulares.

Taladros rectos solo con la utilización de tubos guías.

Desventajas

No es un método selectivo.

Dilución y pérdida de mineral.

Se dejan grandes caserones permanentemente abiertos, lo que origina inestabilidad en labores adyacentes, pudiendo originar estallidos de rocas, por la redistribución de esfuerzos inducidos.

Se requiere de desarrollos considerables.

4.1.2.4. PERFORACIÓN.

La perforación es la base del ciclo de minado ya que con una mala perforación el resto del ciclo de minado será también defectuoso.

La perforación se realiza con taladros largos radiales y paralelos, utilizando barras de 4 pies de longitud, los cuales son acomodadas una a continuación de otra.

PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

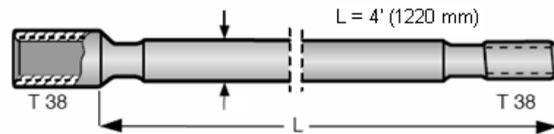
EQUIPO SIMBA H 157 - TAJO 625 Nv. 3300

STANDAR

1. Uso de broca tipo botones T38 (2 2/1"Ø- 64 mm)
2. Uso de barra de perforación (4' - 1220 mm)
3. Altura de perforación debe ser 3.50 m (taladros largos)
4. Longitud de perforación (44' - 13.376 m)



5. Barra de extensión de 4''



6. Inclinación de taladro 12° - 10° respecto a la vertical

7. Presión de agua 5 bar (efectivo 2 bar)

8. Tensión de trabajo de equipo 440 V.

9. La malla de perforación

Burden = 1.30 m

Espaciamiento = 1.50m

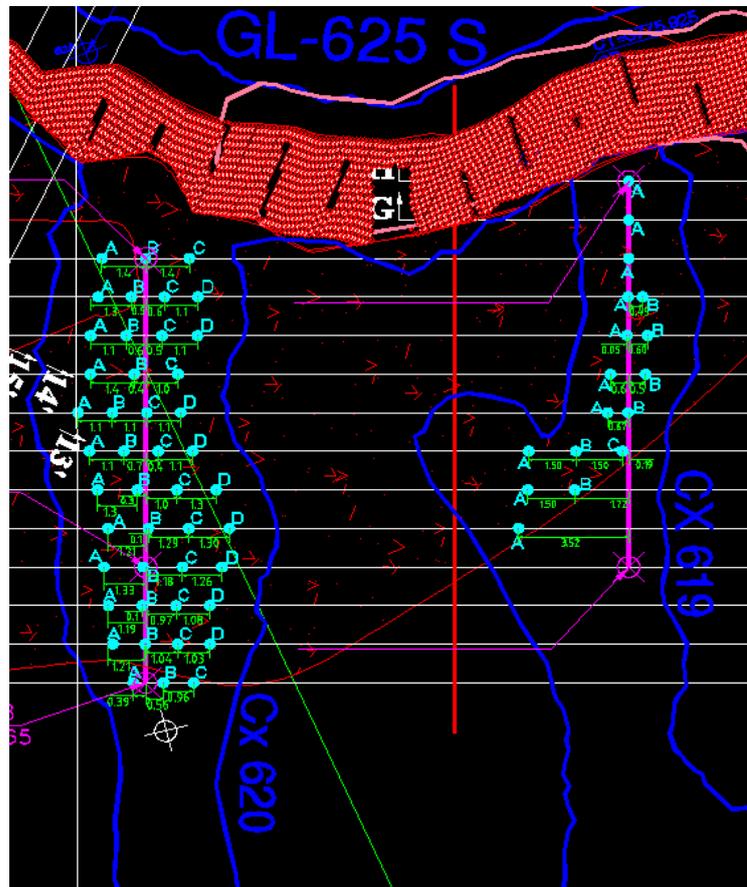


Figura 27: Malla de perforación Vista de Planta.

CUADRO DE ESPECIFICACIONES TECNICAS

	PARAMETROS	VALORES
Per	Peso específico de material perforado (t/m ³)	2.8
Dterr-mord	Distancia terreno a mordaza	0.15
Pbp	Promedio de barras /taladro	9
Vper	Velocidad de perforación (m/min.)	0.54
Vpen	Velocidad penetración (m/min.)	0.71
Td	Turnos por día	3
Ht	Horas por turno	8
EFF.T	Eficiencia de Trabajo (%)	0.70
DM	Disponibilidad Mecánica (%)	0.80
B	Burden	1.30
E	Espaciamiento	1.50

CUADRO DE EFICIENCIA DE PERFORACION

Equipo de Perforación		SIMBA
T de perf/Barra	mint	2.23
T Acople	mint	0.52
T de desacople	mint	0.57
Ciclo Perf/Barra	mint	3.32
Longitud de Barra	m	1.20
Tiempo Perf./m	mint/m	2.76
Tpo de traslado/sec	mint	15.50
m /secc aprox.	m	80.00
Tpo de traslado /m	mint/m	0.19
Tpo de perf total	mint/m	2.96
Veloc. de Perf.	m/mint	0.54
Rendimiento	m/hr	24.3

PERFORACION SISTEMA CASING:

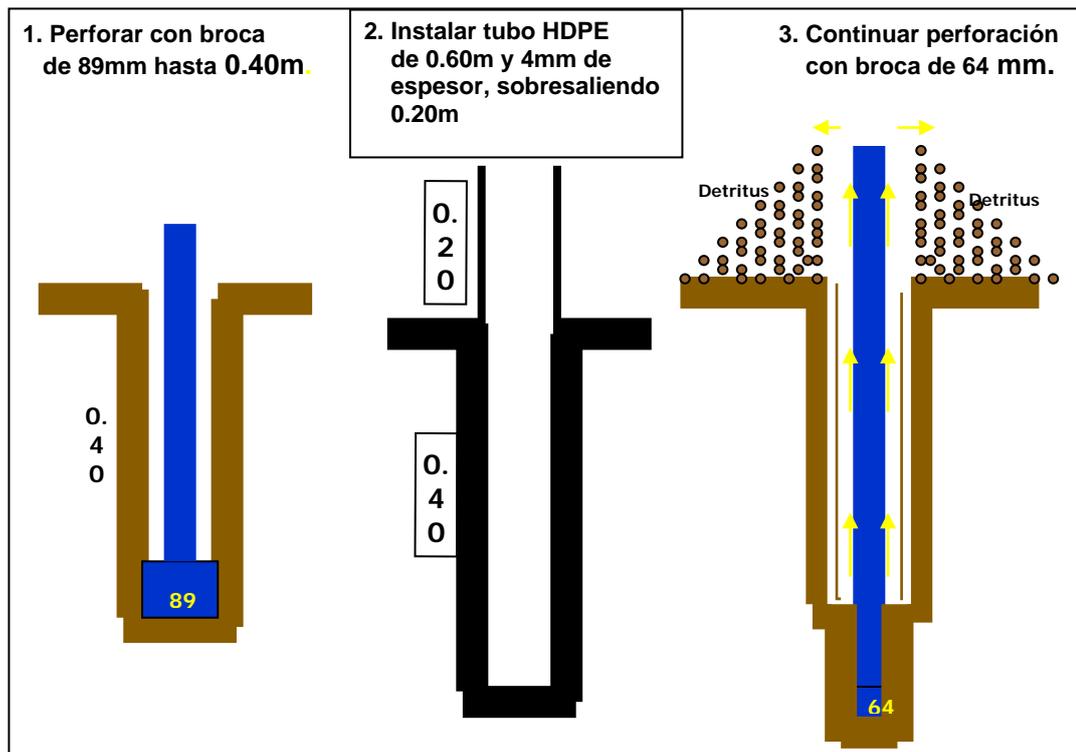


Figura 28: Sistema casing para proteger a los taladros negativos.

Ventajas de la perforación sistema Casing:

Evita el atascamiento de la barra de perforación.

Taladros más limpios, facilita el carguío de explosivos.

Mayor Velocidad de perforación.

Evita la acumulación de detritus en la columna de perforación.

Minimiza el error de emboquillado.

MALLA TIPICA PARA CHIMENEAS VERTICALES:

PERFORACIÓN Y VOLADURA EN CHIMENEA PARA CARA LIBRE

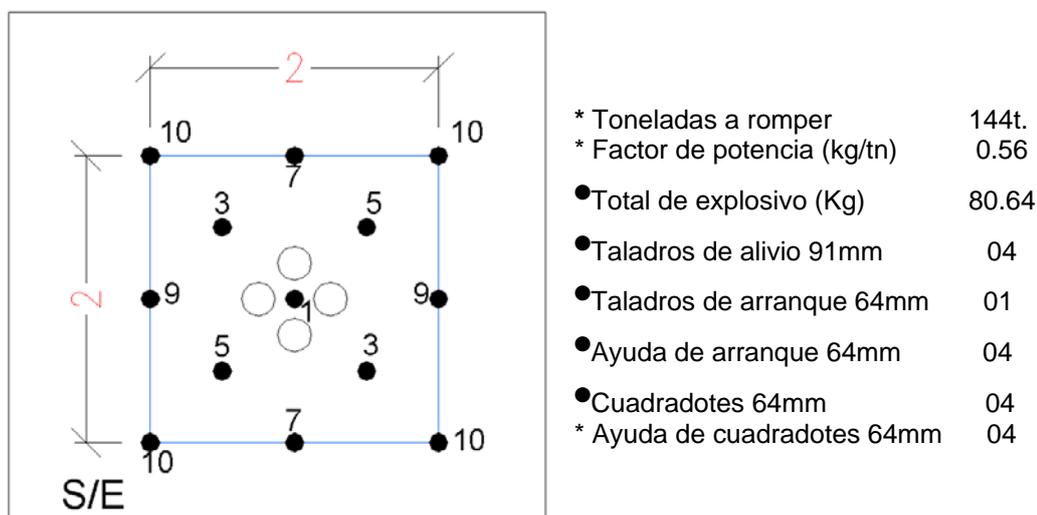


Figura 29: Diseño de malla de perforación en las chimeneas.

DESVIACIÓN DE LOS 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 Este determinado 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.

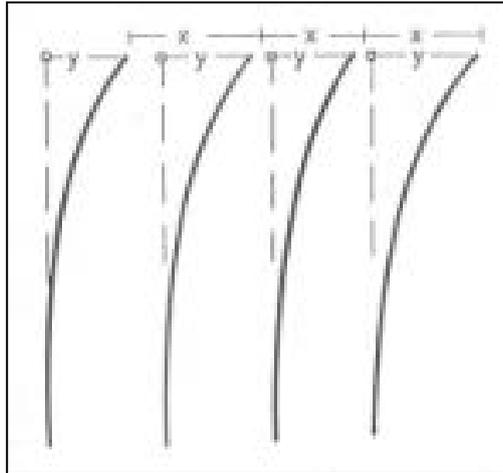


Figura 30: Desviación de los taladros por la longitud

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.

CUADRO DE CONTROL DE DESVIACIÓN DE TALADROS POR TAJOS

ZONA	LABOR	SECC.	TALAD.	DESVIACION				OBSERVACIONES
				Secc. Transv.		Vta. Planta		
				Long.	%	Long.	%	
				MT.		MT.		
IV	Tj. - 644	93	93 B	0.15	1.25	0.18	1.52	OK
		95	95A	0.10	1.91	0	0	OK
		94	94A	0.25	1.91	0.10	0.76	OK
			94B	0	0	0	0	OK
V	TJ-650	12	12B	1.02	8.39	1.94	15.95	Perforar nuevamente.
		17	17B	0.46	3.80	0.46	3.80	
		18	18B	0.30	2.38	1.18	9.70	Perforar nuevamente.
VI	Tj. - 612	42	42A	0.35	2.4	0.30	2.10	OK
		46	46A	1.10	7.60	0.10	0.70	Perforar nuevamente.
		47	47B	0.22	1.52	0.50	3.45	OK
II Corina	tj. 789	8	42A	1.68	12.40	1.77	13.10	Perforar nuevamente.
		7	A	1.52	11.50	0.79	6.00	Perforar nuevamente.
		32	B	0.42	2.87	1.08	7.31	Perforar nuevamente.

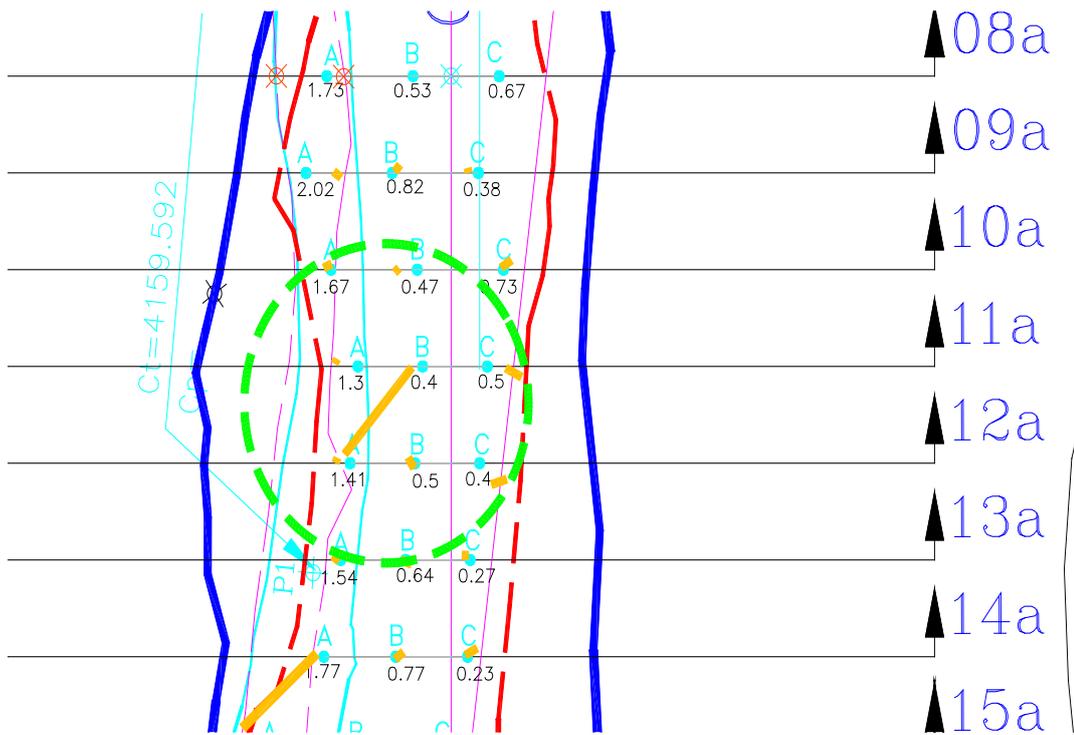


Figura 31: Vista de planta de un taladro desviado.

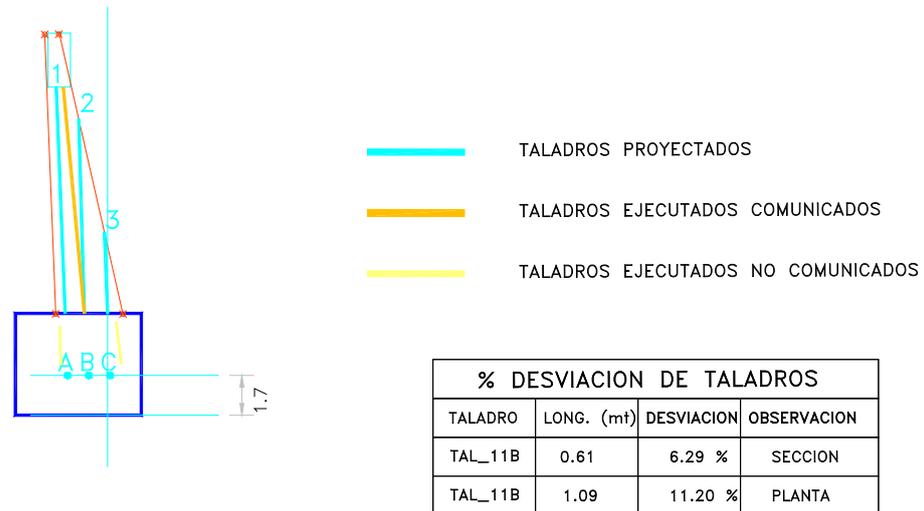


Figura 32: Comparación de los taladros proyectados y los ejecutados.

FUENTE DE LAS DESVIACIONES

Estas tienen su origen fuera y dentro del taladro estas condiciones pueden ser:

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 0.50m 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

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.	1.5mx1.5m
Raptor Junior	3.0m x 3.0m	no > 15	2.32	1.50	1238	T-38 de 3'	2½" Retract.	1.2mx1.2m
Mini-Raptor 1y 2	2.5m x 2.8m	no > 12	2.3	1.30	1032	R-32 de 3'	2" Retract.	1.2mx1.2m

DESVIACIONES DENTRO DEL TALADRO

- Condiciones Geológicas: Formación de la roca, tamaño de grano, Fracturamiento, Clivaje, Plegamiento.

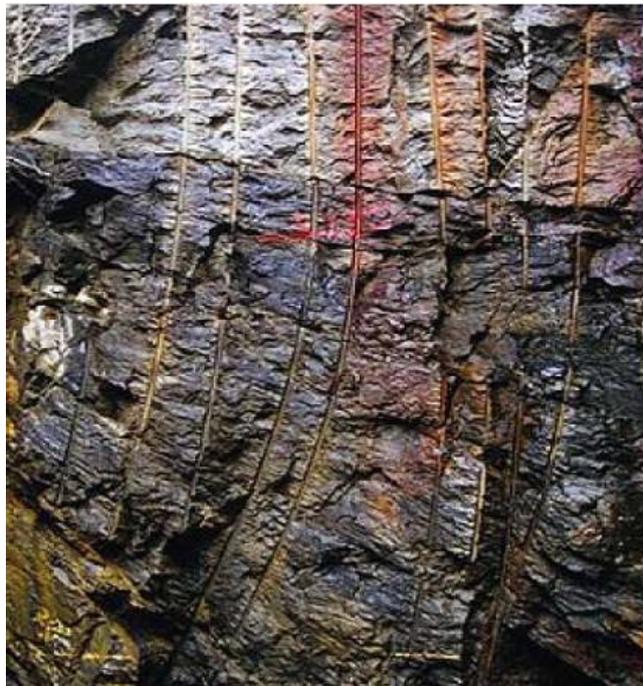


Figura 33: Desviación dentro del taladro por fracturas en la roca.

- Inadecuada técnica de perforación

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 Elèct.	Amperios	60 - 80	60 - 80	60 - 80

- Selección de inadecuado del varillaje utilizado en la perforación

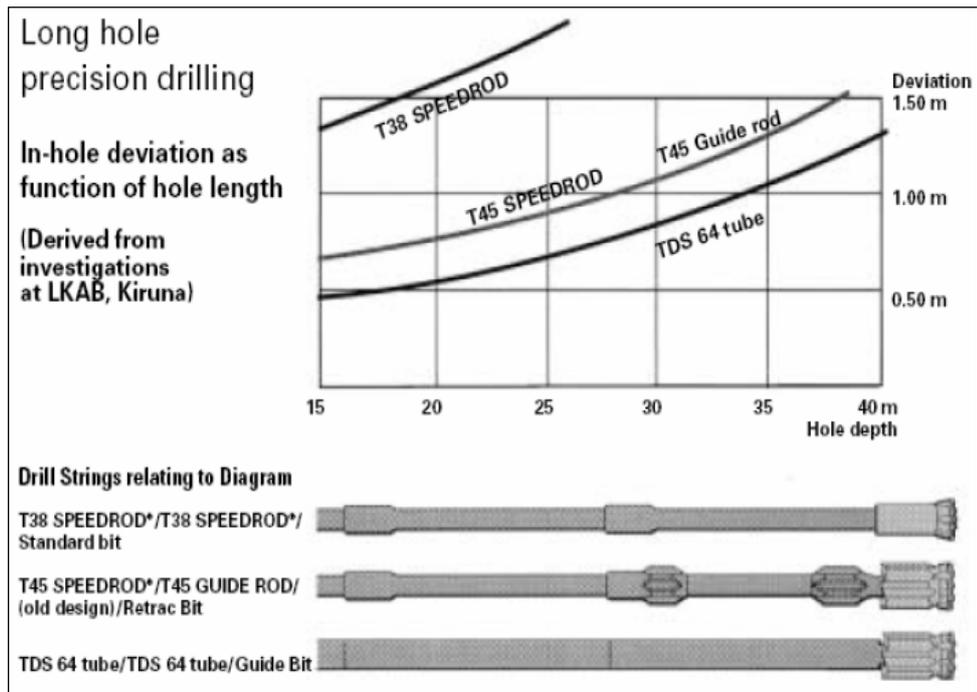


Figura 34: Curvas de la precisión en la perforación con diferentes varillajes.

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.

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

INCREMENTO DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN POR EFECTO DE LA DESVIACION

Los efectos de la desviación son inmediatos desde la perforación hasta el tratamiento del mineral en la planta.

- **INCREMENTO DEL RATIO DE PERFORACIÓN.** Si hay desviación el burden práctico es menor, por tanto se reduce el ratio de perforación, esto significa más metros perforados para la misma cantidad de mineral.

- **PERDIDA DEL MINERAL POR LA BAJA RECUPERACION.**
Las veces que el taladro perforado por efectos de la desviación no cubre el área proyectada, este mineral se queda en el tajo, Perdiéndose Reservas Probadas.
- **INCREMENTO EL RATIO DE PREPARACIONES.** Un parámetro importante a considerar en las Preparaciones de los Sub. Niveles es la longitud óptima de perforación en el que está incluido la Desviación Standard. por tanto si la desviación es alta, la longitud de los niveles será menor por lo que se considerara en el proyecto mas niveles de perforación.
- **SOBRE COSTO POR EL TRATAMIENTO DE DESMONTE PRODUCTO DE LA DILUCION.** Un porcentaje significativo de la desviación del taladro perfora fuera del área mineralizada, esta producción de desmonte esta afecto a todas las actividades de la operación minera; Carguío de explosivo, la limpieza, extracción, transporte del mineral a la planta y finalmente el tratamiento.

ACTIVIDADES HA REALIZAR PARA REDUCIR EL RANGO DE DESVIACION

- **DESVIACION ESTÁNDAR.** Tomar en consideración para el diseño de la malla
- **ESTRUCTURA DEL EQUIPO.** Considerar para las Secciones de Perforación.

- **ESPECIFICAR EL EQUIPO DE PERFORACION.** En el Programa de Producción debe, Esto va a permitir la preparación en forma oportuna los Niveles de Perforación.
- **EQUIPOS.** Los Equipos: Boomer, Quasar, Simba son apropiados para la explotación SLC y de CR-CRM donde no hay problema de dilución por efecto de la preparación del Nivel de Perforación, y los accesos al tajo a través de rampas. La serie Raptor son adecuados para la explotación de las vetas angostas de 1.5 m a 3.0 m.
- **PREPARACION DEL NIVEL DE PERFORACION** Es sorprendente de cuan relevante es este aspecto quizás esto es lo que menos se atiende, la importancia de que es para la desviación, una labor bien preparada como: La sección de la labor tenga las longitudes proyectadas según al equipo que va a perforar , Esta sección debe hacerse de acuerdo a la posición de la estructura del mineral, El techo y piso deben llevarse lo más horizontal posible y antes de iniciar la Perforación la labor debe quedar totalmente limpio de carga. Ambos aspectos son determinantes para un buen emboquillado.
- **PERFORACION** Debe ceñirse al Procedimiento Existente para el Poesionamiento del Equipo, la aplicación adecuada de los planos de perforación, Anotar la longitud perforada y las observaciones encontradas en el terreno.
- **CUANTIFICAR EL RANGO DE DESVIACION** Para ello debe llevarse la estadística clasificándola por: Zona, Orientación (+/O-),

Equipo y Operador de tal forma que se pueda ubicar fácilmente donde la perforación esta fuera del Standard.

4.1.2.5. Voladura

Para un buen control de la voladura, se necesita cuantificar y controlar algunas variables, permitiendo esto obtener una buena fragmentación.

Variables no controlables:

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

Variables controlables:

- Geométricas, (Burden, Espaciamiento, diámetro, longitud de taladros.)
- Físico-Químicas (Densidad, velocidad de detonación, volumen de la Mezcla explosiva)
- De tiempo (Retardo y Secuencia)
- Operativos (experiencia del personal, fragmentación requerida)

Agentes de voladura EXAMON P.

PROCEDIMIENTO DE CARGUIO -TALADROS POSITIVOS Y NEGATIVOS

A. Carguío de Taladros Negativos

- a. Antes de proceder al carguío de taladros este deberá ser soplado y medido para realizar el diseño de carguío real tanto de carga como de secuencia de salida del disparo.
- b. Cuando son taladros con comunicación a un nivel inferior se procederá a poner un taco igual a la distancia de burden.
- c. Luego se realiza la operación del primado del iniciador.
- d. Se realiza el llenado de la columna explosiva 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 al Burden, para luego ser llenado con detritus.

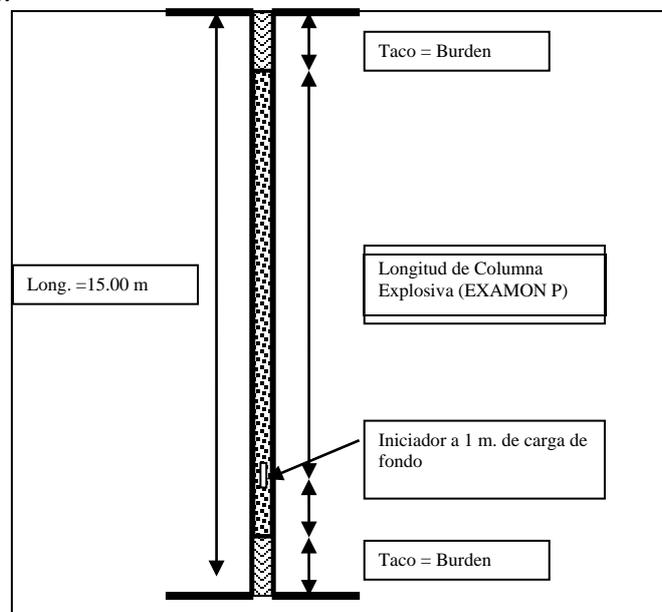


Figura 35: Carguío de taladros negativos.

B. Carguío de Taladros Positivos

- a. Antes de proceder el carguío de taladros este deberá ser soplado y medido para realizar el diseño de carguío real tanto de carga como de secuencia de salida.
- b. Cuando los taladros son pasantes se procede a colocar un taco superior igual a la longitud del Burden.
- c. Luego se procederá a cargar con EXAMON P una distancia mínima de un metro.
- d. Se realiza el llenado de la columna explosiva a presión de aire para ayudar al confinamiento del agente explosivo.
- e. Y por ultimo procedemos al colocado del taco, teniendo en cuenta la acción radial del explosivo, los tacos serán igual al burden.
- f. Cuando los burdens internos son mayores a lo planificado por la desviación de la perforación se tendrá que utilizar explosivos de mayor potencia.

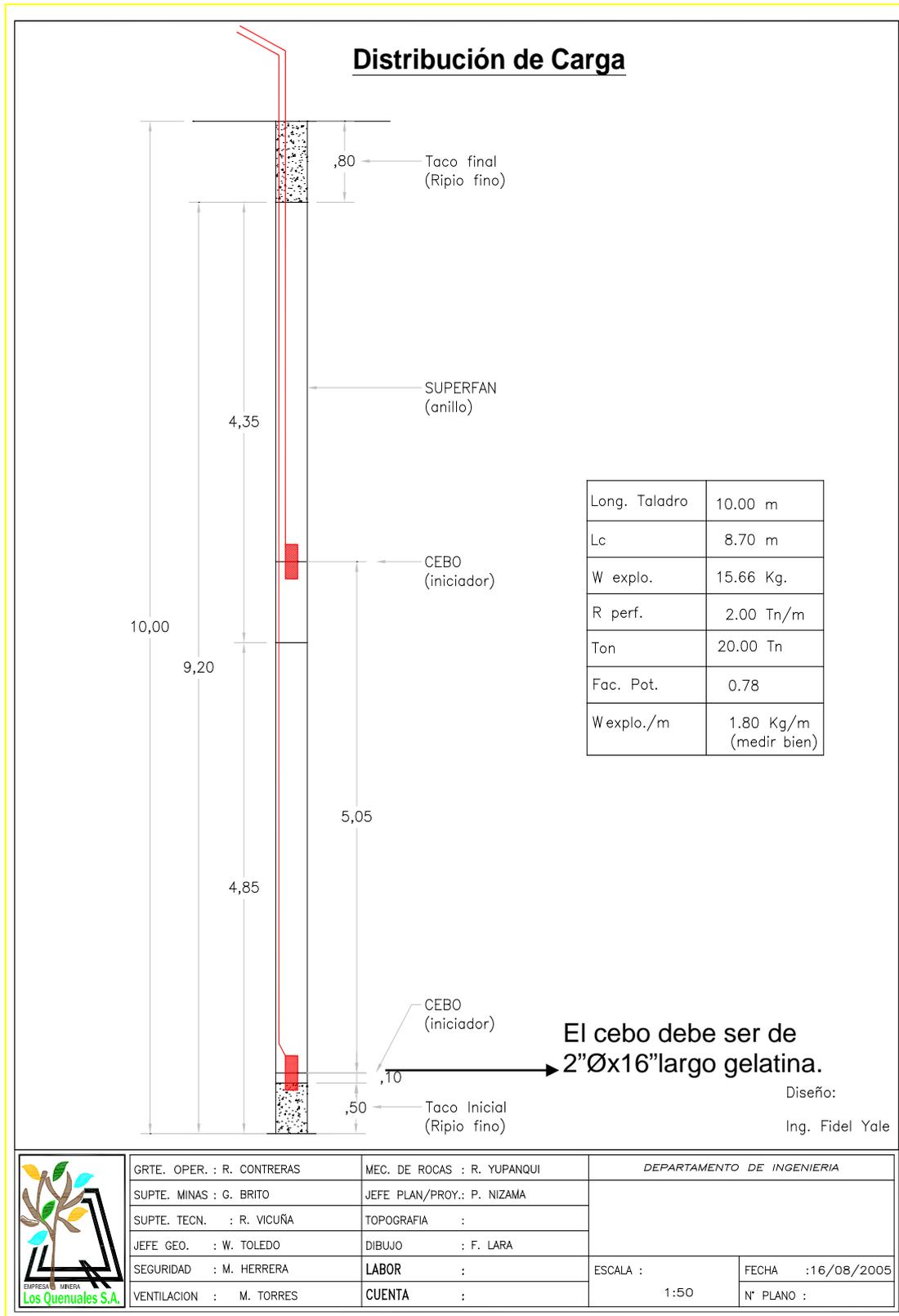


Figura 36: Distribución de la carga a lo largo del taladro.

CONCEPTO DE AREA DE INFLUENCIA DE CARGA EXPLOSIVA DE CADA TALADRO PARA PERFORACIÓN EN ABANICO:

**DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA
TALADROS LARGOS**

Por área de influencia de cada taladro

SECUENCIA DE SALIDA

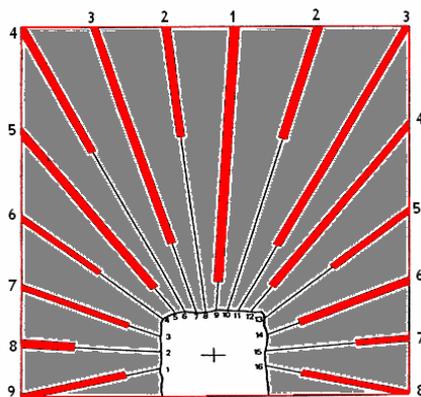


Figura 37: Secuencia de salida

Constante de carga
 $K1 = 85\%$
 $K2 = 50\%$
 $K3 = 25\%$

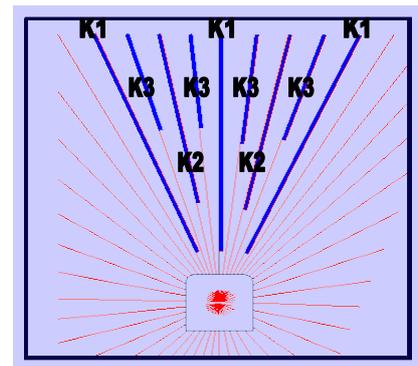


Figura 38: Constantes de carga.

**DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA
TALADROS LARGOS**

Por área de influencia de cada taladro al 85%

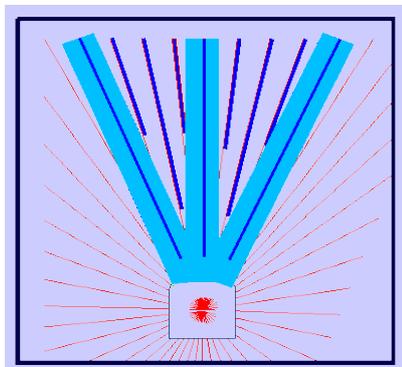


Figura 39: Influencia de cada taladro

**DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA
TALADROS LARGOS**

Por área de influencia de cada taladro al 25%

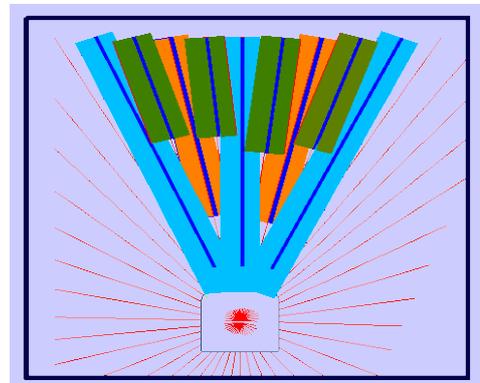
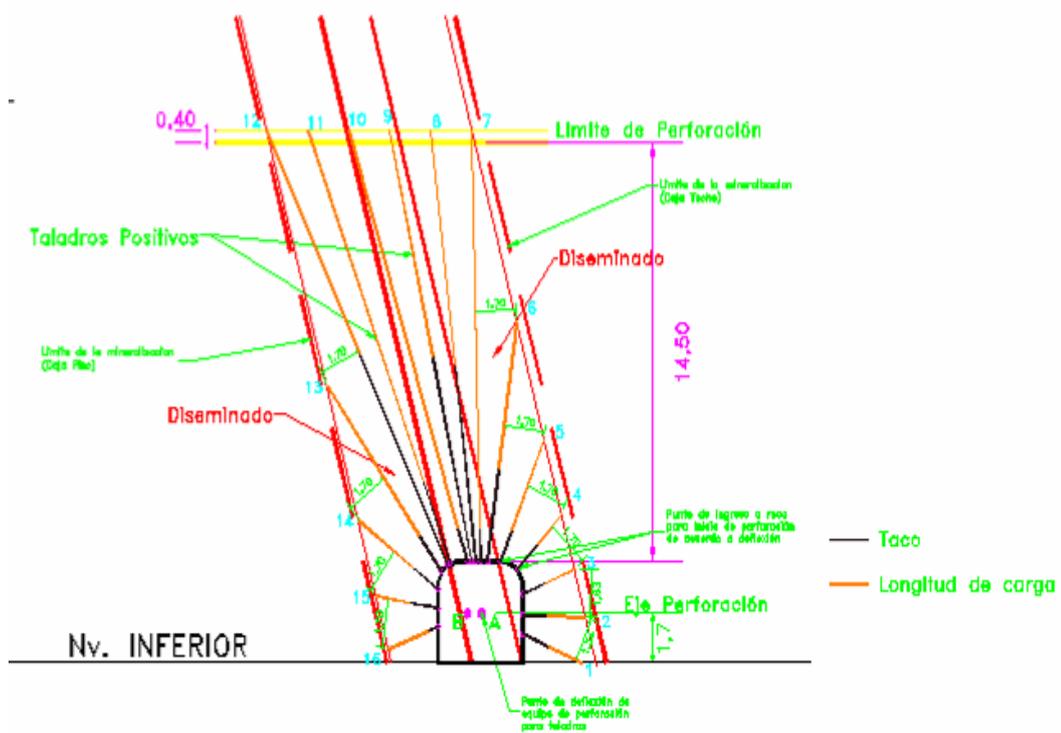


Figura 40: Influencia de cada taladro

DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA DE TALADROS LARGOS EN ABANICO:

SECCION TIPICA DE CARGA
EN CUERPOS



SECCIÓN TÍPICA DE CARGUIO
ESCALA: 1/175

Figura 41: Diseño de carguío de taladros en abanico en una sección.

DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA DE TALADROS LARGOS EN ABANICO:

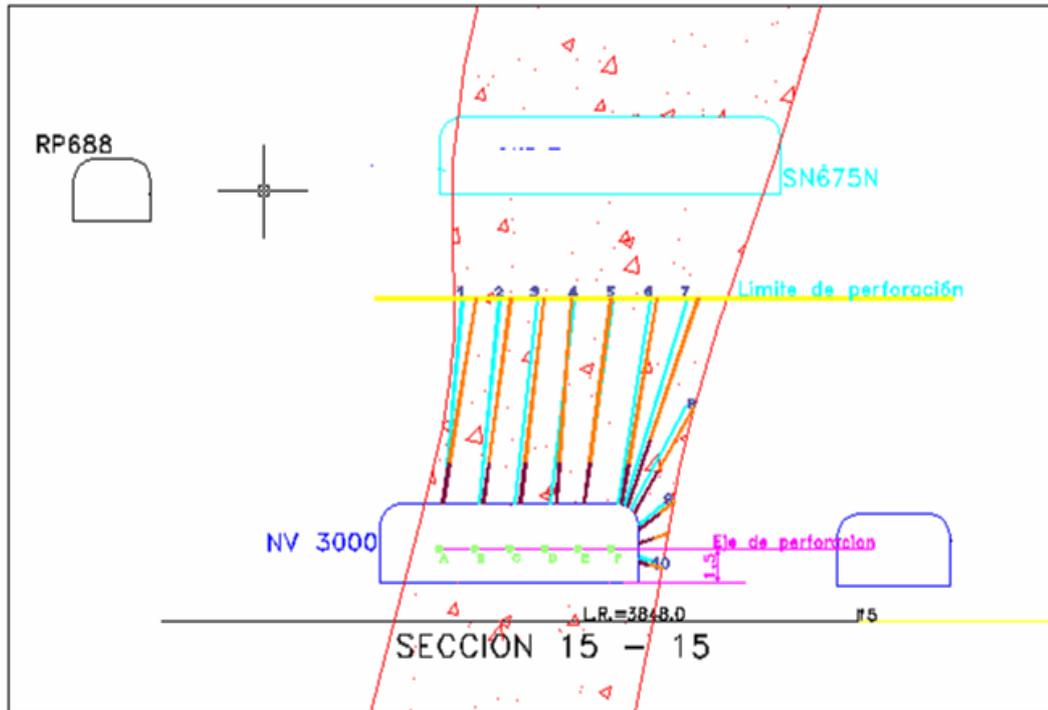


Figura 42: Comparación de los taladros proyectados con los ejecutados.

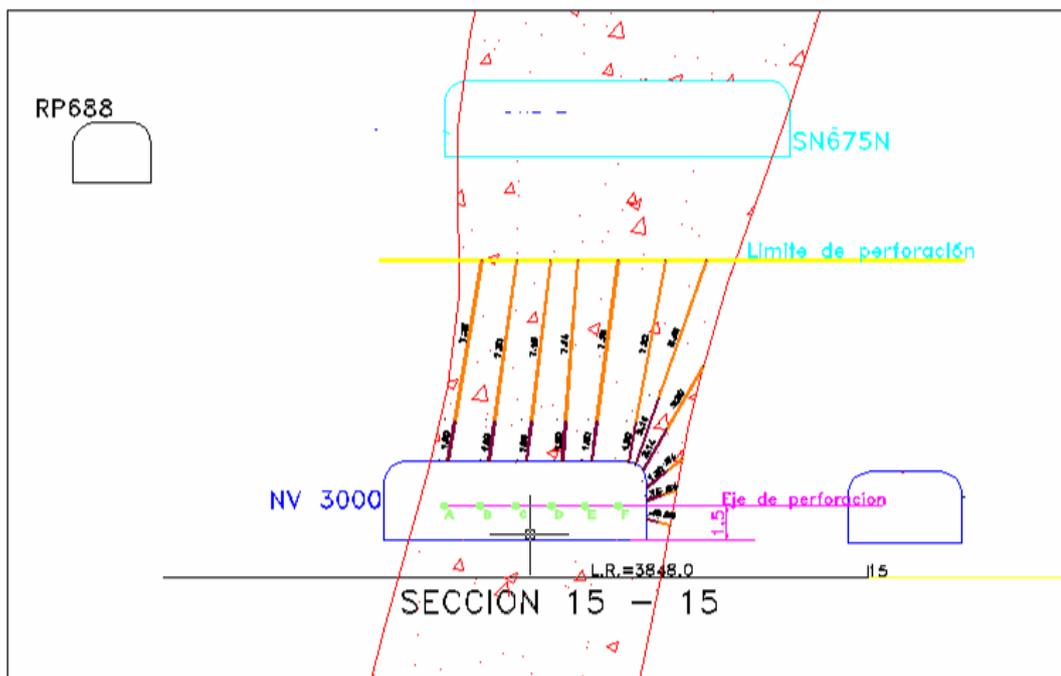


Figura 43: Diseño de carguío de taladros en paralelo en una sección.

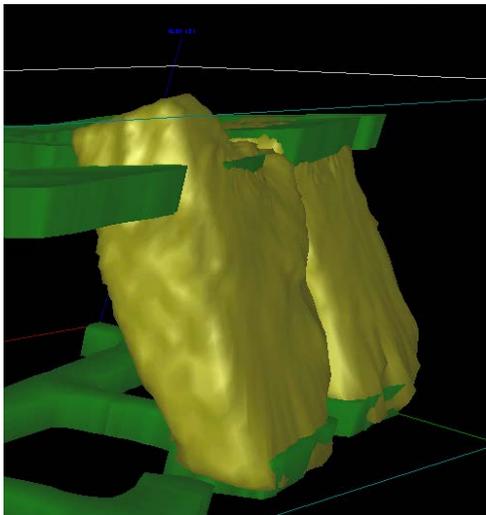
CUADRO DE DISTRIBUCION DE CARGA POR CADA TALADRO (de la figura 43):

NV3000_TJ 675 Taladros Positivos SECCION 15-15'				EXCEL			
Tn=	418.6			Total Long. De Taco=	18	ml	A= 17 m. A= 7 u.
Kg/Tn=	0.40			Total de Carguio (Anfo)=	0.59	ml	B= 6.5 m. B= 1 u.
				Total Kg. Para Carguio=	166.04	Kg.	C= 3.5 m. C= 2 u.

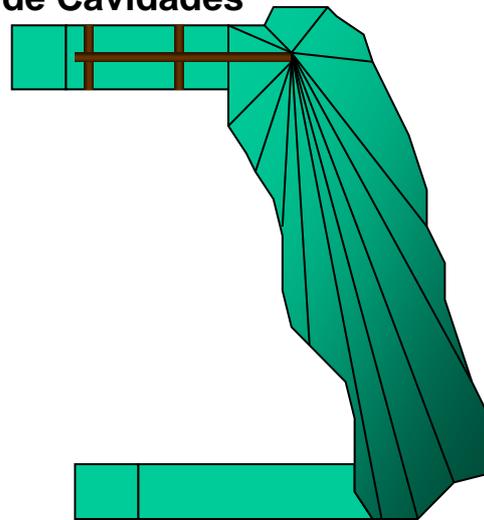
N° Taladro	Long. Carguio	Examon(Kg)	Long. Taco=(m)	Long. Taladro (m)	Excel	Observaciones
1	7.25	22.11	1.8	9.05	A	
2	7.2	21.96	1.8	9	A	
3	7.18	21.90	1.8	8.98	A	
4	7.14	21.78	1.8	8.94	A	
5	7.19	21.93	1.8	8.99	A	
6	7.32	22.33	1.8	9.12	A	
7	6.48	19.76	3.11	9.59	A	
8	3.2	9.76	2.14	5.34	B	
9	0.84	2.56	1.2	2.04	C	
10	0.64	1.95	0.75	1.39	C	
	0.59	166.04	18	18.59		

4.1.2.6. CONTROL DE DILUCION:

Sistema de Monitoreo de Cavidades



Vista Tridimensional de Tajeo Levantado con equipo Optech



Vista Tridimensional de Tajeo Levantado con equipo Optech

SECCION TRANSVERSAL DE UN TAJO LEVANTADO CON OPTECH:

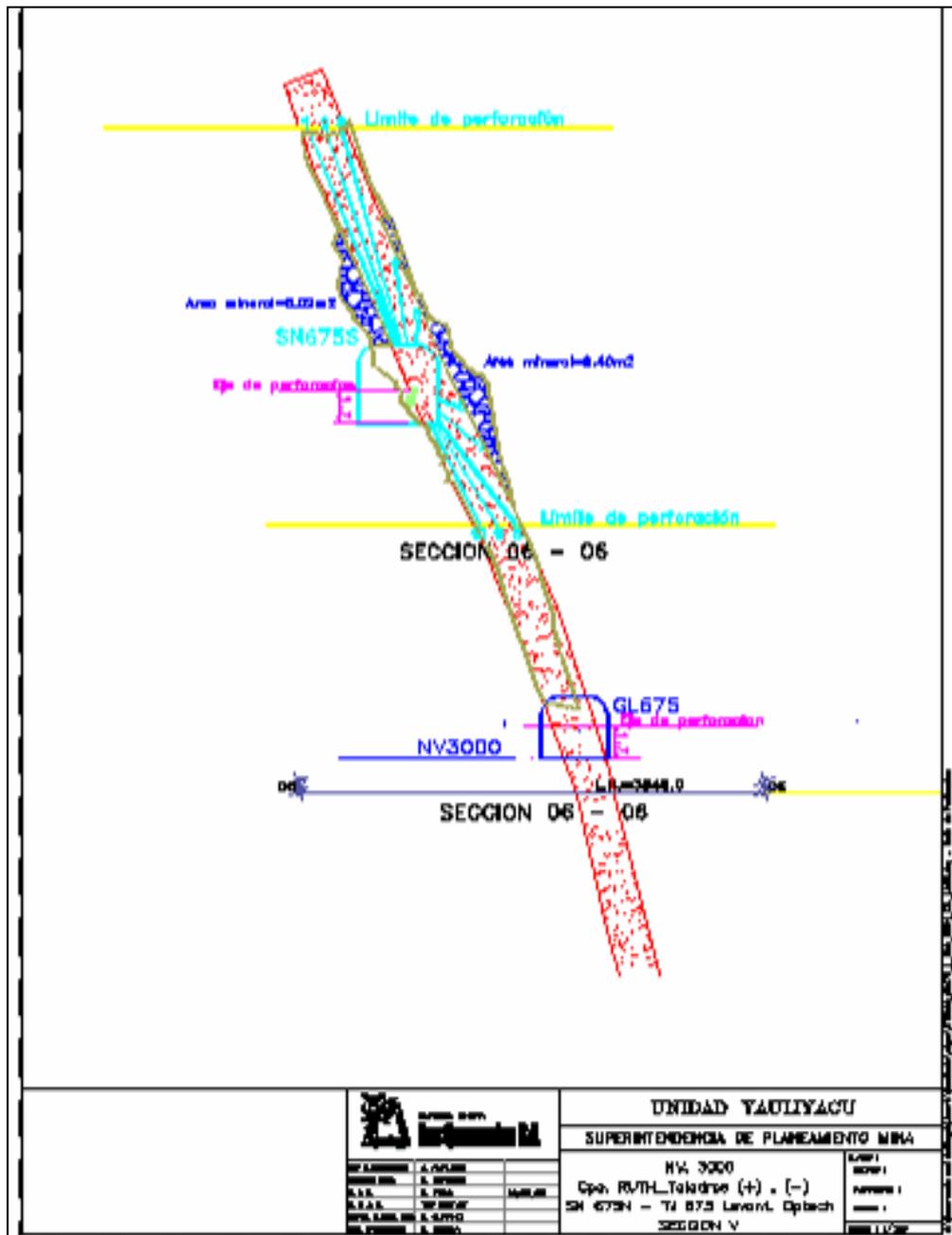


Figura 44: Levantamiento de un tajo después de la voladura en sección.

DEFINICION Y DETERMINACION DE LA LEY DE RESERVAS Y SUS CONTROLES

Teniendo los Siguietes Datos:

Ancho de Veta	=	1.89 m.	Peso Esp. Mineral	=	3.17
Buzamiento de la Veta	=	60°	Peso Esp. Desmonte	=	2.70
Ley % Zn	=	12.09 % Zn.	Tn. Desmonte	=	7,278 Tn
Tn. Mineral	=	32,300 Tn			

Mediante la formula de O`Hara estimamos la dilución en función al Buzamiento y Ancho de Veta
Edición 1999 Pag. 47
(Explotacion Subterranea - Métodos y Casos Prácticos)

$$\% \text{ Dil.} = \frac{25}{\sqrt{\text{A.V.}} \times \text{Seno Buz.}}$$

1° Calculamos el porcentaje de Dilución en función del ángulo y A.V.

$$\% \text{ Dil.} = \frac{25}{\sqrt{\text{A.V.}} \times \text{Seno Buz.}}$$

$$\% \text{ Dil.} = \frac{25}{\sqrt{1.89} \times \text{Seno } 60^\circ}$$

$$\% \text{ Dil.} = \mathbf{21.00 \%}$$

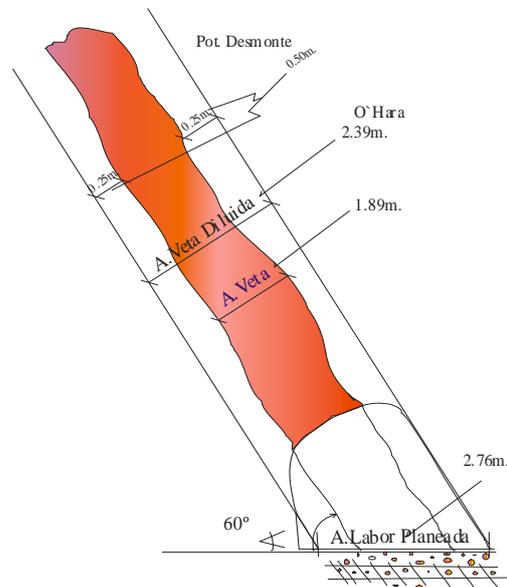
2° Calculamos la potencia de Desmonte a romperse en función al % Dil. y el A.V.

$$\% \text{ Dil.} = \frac{D}{D + \text{A.V.}}$$

Remplazando Tenemos

$$0.2100 = \frac{D}{D + 1.89}$$

$$D = \mathbf{0.50 \text{ m.}}$$



3° Entoces el Ancho de Veta Diluida sera:

$$\text{A.V. Dil.} = D + \text{A.V.}$$

$$\text{A.V. Dil.} = 0.50 \text{ m.} + 1.89 \text{ m.}$$

$$\text{A.V. Dil.} = \mathbf{2.39 \text{ m.}}$$

4° Calculamos el Ancho de Labor Planeado

$$\text{A.Labor Planeado} = \text{A.V. Dil.} / \text{Seno Buz.}$$

$$\text{A.Labor Planeado} = 2.39 / \text{Seno } 60^\circ$$

$$\text{A.Labor Planeado} = \mathbf{2.76 \text{ m.}}$$

(Nota) PARA EL DIMENSIONAMIENTO DEL EQUIPO SE DEBE TOMAR EN CUENTA EL ANCHO DE LABOR PLANEADO

5° Cálculo de la Ley Diluida Ponderada (Ley en la Estimación de Reservas)

$$\text{Ley Dil. Pond.} = \frac{(\text{T}_{\text{mineral}} \times \text{Ley}) + (\text{T}_{\text{desmonte}} \times \text{Ley})}{\text{T}_{\text{mineral}} + \text{T}_{\text{desmonte}}} = 0$$

$$\text{Ley Dil. Pond.} = \frac{32,300 \times 12.09 + 0}{32,300 + 7,278}$$

$$\text{Ley Dil. Pond.} = \mathbf{9.87 \% \text{ Zn}}$$

6° CONTROL DE LA DILUCION PLANEADA (RESERVAS)

Estimación del Cumplimiento del Porcentaje de Dilución de Minado.

Mediante la formula de W.A. Hustrlid, Society of Mining Engineers
UNDERGROUND Mining Methods Handbook
Cap. Samplin; Dilution, and Recovery C. Alan Tapp Pag. 145

$$\% \text{ Dil Minado} = \frac{\text{A.Labor Real} - \text{A.V. Dil.}}{\text{A.V. Dil.}} \times 100$$

$$\% \text{ Dil Minado} = \frac{3.50 - 2.39}{2.39} \times 100$$

$$\% \text{ Dil Minado} = \mathbf{28.21 \%} \quad (\text{Sobre rotura de Desmonte})$$

(*)Asumiendo que tiene un Ancho de labor Real

4.1.2.7. SECUENCIA DE MINADO:

La secuencia de minado se realiza desde los extremos del tajo en tajadas y se mina en retirada hacia el centro del tajo el cual se encuentra la ventana de acceso. La secuencia de minado vista de sección longitudinal se ven en la Figura 45 y Figura 46. Y la secuencia de minado en vista de planta se ver en la figura 47.

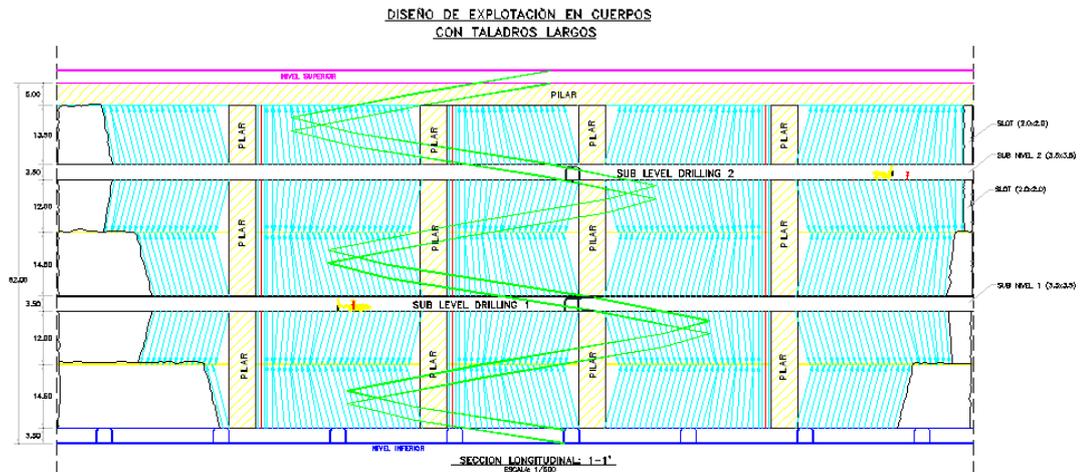


Figura 45: Secuencia de minado, se inicia de los extremos del tajo.

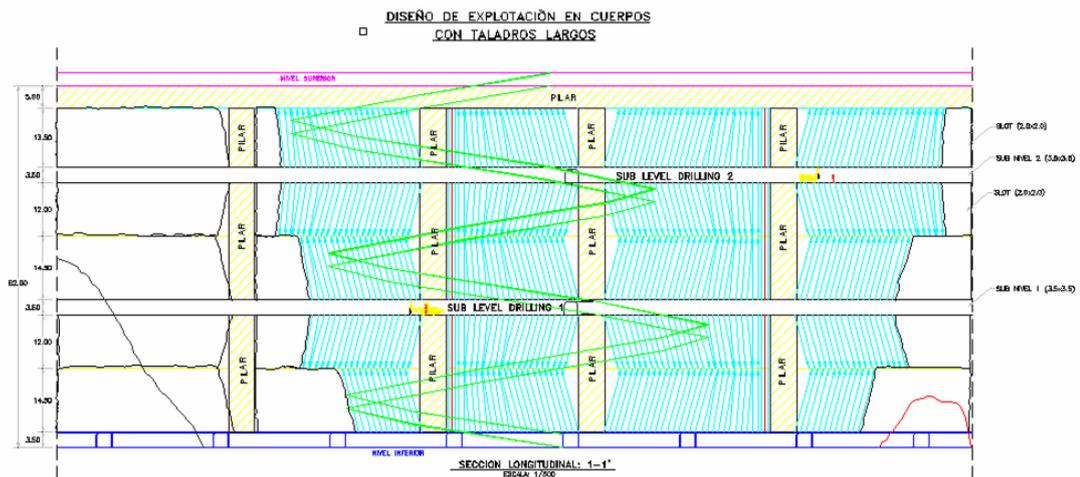


Figura 46: La secuencia del minado es en retirada y hacia el centro del tajo.

SECUENCIA DE MINADO (Vista de planta)

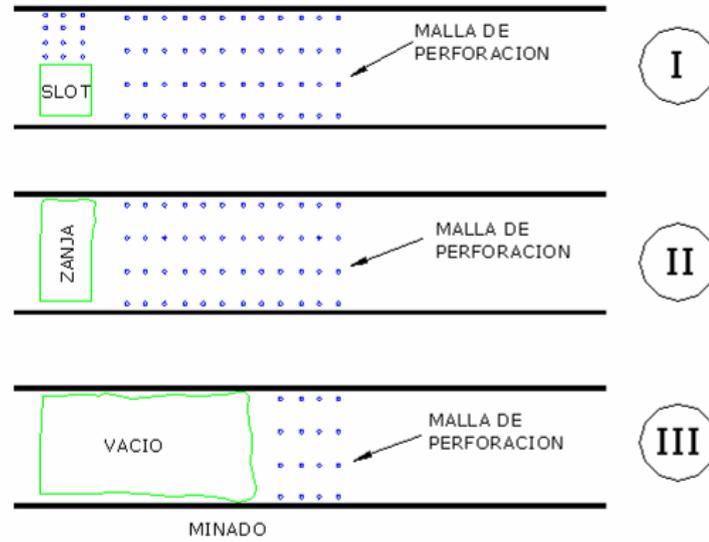


Figura 47: Secuencia de minado vista de planta.

4.1.2.8. COSTO DEL METODO DE MINADO

**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	días		
MALLA PERFO	1.43	m2		
No taladros/Seccion	103	Unid		
Metros perforados/sección.	62.0	m		
Metros perforados/corte	5726.0	m		
horas de perf/seccion	3.65	hr	65.37	239
Días de perf/Seccion	0.48	días		
S			US\$/Tm	1.02
Mano de Obra			35.12	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.02

ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter T-38	3100	m	240	0.08
Barra 4 pies	2400	m	290	0.12
Broca	600	m	140	0.23
Otros		20%		0.09
Subtotal			US\$/ml	0.52
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.14

Costo Total de Perforación			US\$/Tm	1.15
-----------------------------------	--	--	----------------	-------------

VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor 3000 de 1 1/2x8		4	0.4	1.71
Anfo Superfam (1.5 Kg/m)	1.5	93.0	0.6	55.83
Fanel de 17 mts		4	1.01	4.3
Guías de seguridad ensamblada		2	0.45	1.1
Cordón detonante		4	0.11	0.5
Mecha rapida		1		
Sub-total 1			US\$	63.4
				63.4
Subtotal			US\$/Tm	0.27
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)			42	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.27

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	73.25	62,941
Subtotal			US\$/Tm	2.62
Mano de Obra		0.00	31.98	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	2.62

SOSTENIMIENTO		Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Malla y split set (Malla 1.5 m. x 1.5 m)	M2	213.33	12.65	2698.67
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.11

TRANSPORTE LOCOMOTORA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00

RELLENO	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton /HORA	25			
Horas			45.02	0
Mano de Obra			31.98	0.04
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S 3.5 m. X 3.5 m. (2)	200	m	403.87	100967.5
ESTOCADA ACCESO A CH.SERV	40	m	403.87	20193.5
VENTANAS 3.5 m. X 3.5 m.	70	m	403.87	35338.625
CHIMENEAS SLOT (1) 1.5 X 1.5	120	m	201.71	30256.5
RAMPA	315	m	408.24	160744.5
SUB TOTAL			US\$/Tm	347500.6
Costo /tonelada			US\$/Tm	4.85

PLANILLA	US\$/Tm	3.077
MATERIALES	US\$/Tm	1.77
ENERGIA	US\$/Tm	1.183172537

COSTO MINA	US\$/Tm	15.04
PLANTA	US\$/Tm	5.96
MANTENIMIENTO	US\$/Tm	0.58
INDIRECTOS	US\$/Tm	4.89
GASTOS LIMA (APROXIMADO)	US\$/Tm	
TOTAL	US\$/Tm	26.47
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)	US\$/Tm	2.62
COSTO TOTAL	US\$/Tm	29.08

INVERSION DE POR METODO DE	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3.5m x 3.5m	m	0	0.00	0.0
Galeria de Reconocimiento 3.5m.	m	120	1041.98	125038.2
Chimeneas de reconocimiento (2)	m	120	520.41	62449.4
By Pass de 3.5x3.5	m	90	1053.26	
Total Inversion \$				187487.6
Costo unitario de inversion \$/Ton				2.62

4.1.3. METODO DE EXPLOTACION SUB LEVEL STOPING EN VETAS

(SLV)

Se realiza un análisis al desear aplicar este método:

GEOMECANICA

Parámetros Geomecánicos para la Explotación de Vetas Angostas

Estos cálculos parten de la determinación del RMR básico tanto de las cajas como del mineral el cual debe fluctuar entre 50-55, dado que al ser castigado por la orientación de las fracturas este valor se verá afectado.

Metodología de la evaluación

Consideraciones Geomecánicas para la aplicación de Taladros Largos en Vetas Angostas.

Dentro de las Consideraciones tomados en cuenta son:

- Se debe tener un RMR corregido para las cajas mayor o igual a 50 principalmente en la Caja Techo; en el caso de Vetas un RMR corregido mayor a 45.
- Las rocas presentan una resistencia a la compresión uniaxial superiores a los 100 Mpa y un RQD que fluctúa entre 50 a 75%.
- Las juntas presentan un espaciamiento regular y una apertura mínima (0.1 – 1 mm), con ligera alteración en los planos de fractura, de igual manera el agua no afecta demasiado al terreno.

- Todas estas consideraciones hacen que el RMR básico supere ampliamente el valor de 55, el mismo que al ser castigado por la dirección del fracturamiento sub. paralelo al eje de labor decrece en valor.
- Se manejan en promedio alturas de 50 metros de abertura de nivel a nivel, considerando que se debe dejar puentes de un espesor mínimo de 5 m, los que ayudaran a redistribuir los esfuerzos y ayudar a la estabilidad de la labor, estos alcances se pueden obtener del programa Phases2 y del CPillar para el caso de los pilares; los factores de seguridad que se obtengan siempre deberán ser superiores a 1, para evitar la presencia de zonas de tensión.
- Otra consideración a tener en cuenta es el Radio Hidráulico que se obtiene, para nuestro caso se tienen valores de 12 – 14, para poder trabajar en zonas de transición sin sostenimiento, vale decir que estos valores indican que a la larga el Tajo deberá ser rellenado para contener las cajas.
- De acuerdo a los valores obtenidos del Radio Hidráulico para una altura total abierta de 50 m, nos va permitir trabajar en una longitud que puede variar de 50 a 60 m.
- El By Pass que se va preparar debe ser mínimo a 10 m de la galería de preparación, para evitar que se vea afectado por la influencia de los esfuerzos, de preferencia estos deberán ser construidos en la Caja Piso.
- Para el caso de los Draw points que se construyan de igual manera deben tener una longitud de 10 m; todos estos factores harán que se logren factores de seguridad superiores a 1.5 en los pilares.

- La figura 48 se muestra el plano producto de las consideraciones antes descritas.

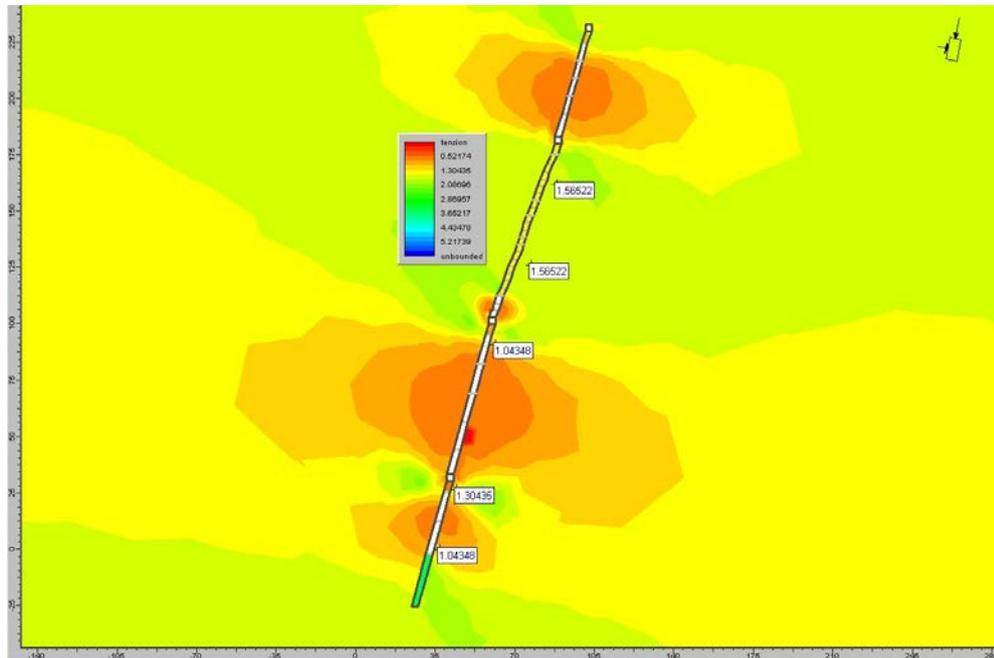


Figura 48 : Plano Geomecánico

Independientemente del sostenimiento que se coloca en el desarrollo de las labores de preparación es importante que en los Sub. Niveles de perforación se coloque, pernos split de 7' a lo largo de las paredes de la labor en forma sistemática, especialmente si las cajas presentan planos, fallas, e incluso debe ir con malla si presenta fracturas. El efecto es que después de la voladura este sostenimiento trabaja como pilar a lo largo de todo el nivel de perforación evitando la dilución por desprendimiento de las cajas.

4.1.3.1. INGENIERIA Y DISEÑO

Es importante que la labor propuesta, debe reunir ciertas condiciones: Geológicas, Geomecánicas y de Ingeniería para considerar aplicable este método de minado. Tomando entre otros las consideraciones expuestas en el siguiente cuadro.

Tabla 1 Consideraciones en la Evaluación Tajos

Cuadro Evaluación Tajos NVBHS		
Geología	Reservas	33000 TMS Est.
	Fracturamiento	Poco
	Valor Mineral	≥ 33.52 \$/ton
	Potencia Minable	1.5 a 3.0 mt
	Presencia Agua	Seco
	Buzamiento	$\geq 60^\circ$
Geomecánica	RMR Corregido	≥ 50
	Factor de Seguridad	≥ 1
	Radio Hidráulico	≥ 12
Ingeniería	Costos Operación	\leq \$ 15.39
	Ratio Perforación	3 ton/mt-perf
	Capacidad Perf.Equipo	2500 mts-perf/mes
	Progr. Perf.	4000-7000 ton/mes
	Ratio Preparación	86 ton/mes

La implementación de Long hole drilling vetas angostas experimentalmente se inicio con longitudes de nivel de 13 y 15 m. Los que tuvieron fuertes problemas de desviación actualmente la longitud entre niveles de perforación no son mayores a 11 m. El buzamiento de nuestras vetas tienen un promedio de 75° una inclinación favorable en el desplazamiento del material dentro del tajo.

Existe una regular continuidad en la mineralización lo cual hace factible la aplicación de este sistema. En algunos tramos existen planos de falla y esta regularmente fracturados por lo que en la etapa de preparación se les identifica de tal forma que esos tramos quedan como pilares. La potencia minable para la

aplicación de este método es de 1.5 m a 3.0 m. La sección de los niveles de perforación tanto para el desplazamiento del scooptram de limpieza como del equipo de perforación es de 2.5 m x 2.5 m. Los slot raise utilizado como cara libre son preparados con taladros largos a una sección de 2.0 m x 2.0 m aplicando el burn cut hole para su ejecución. Estas chimeneas están ubicadas a los extremos del tajo de tal forma que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales.

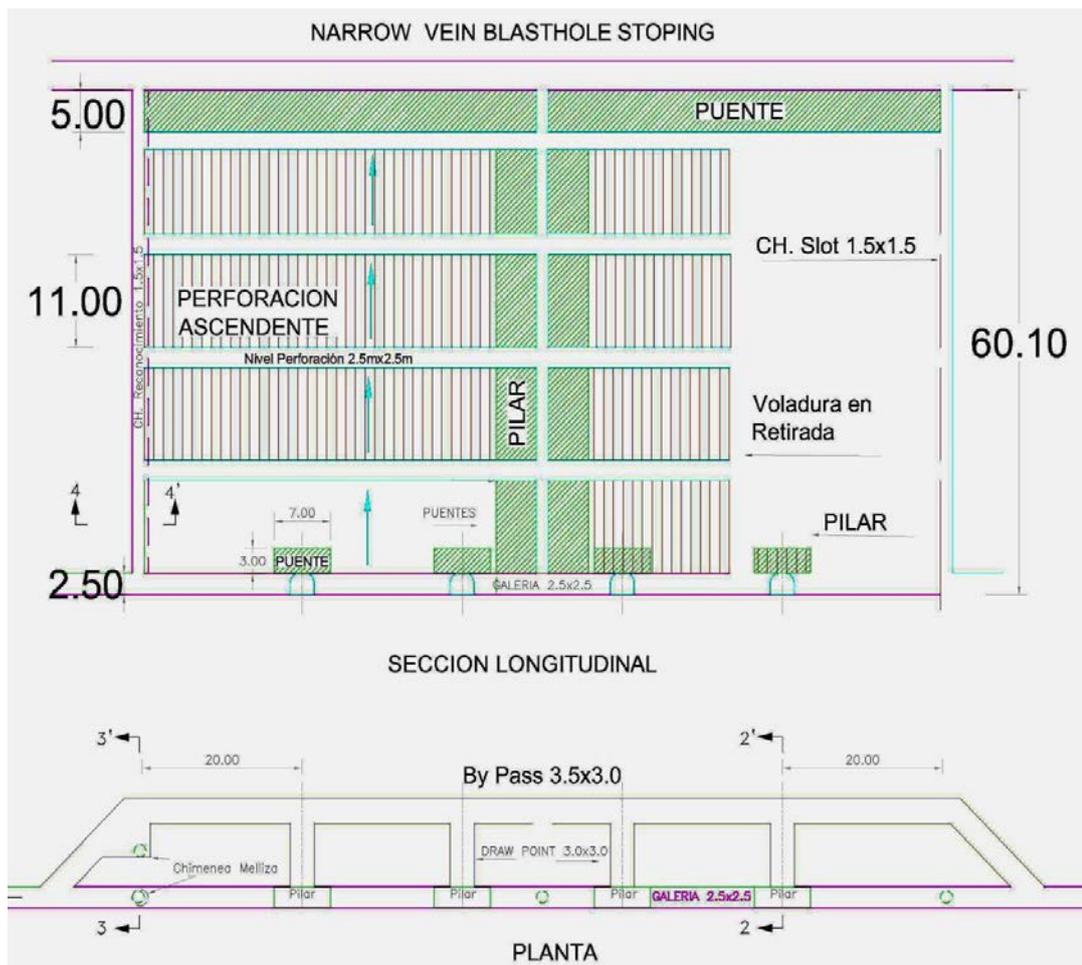


Figura.49: Sección Longitudinal – Planta de la Preparación

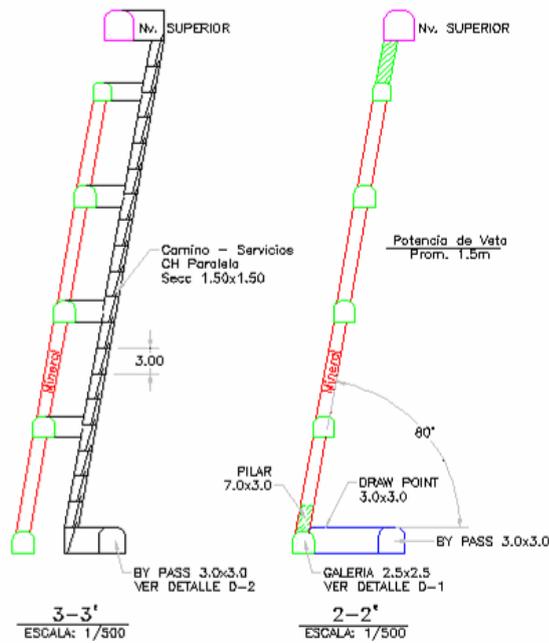


Figura.50: Sección Perfil de la preparación.

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

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

Para el diseño de las secciones de perforación se toma en cuenta: Levantamiento topográfico actualizado, la ubicación de la veta y la estructura del equipo disponible.

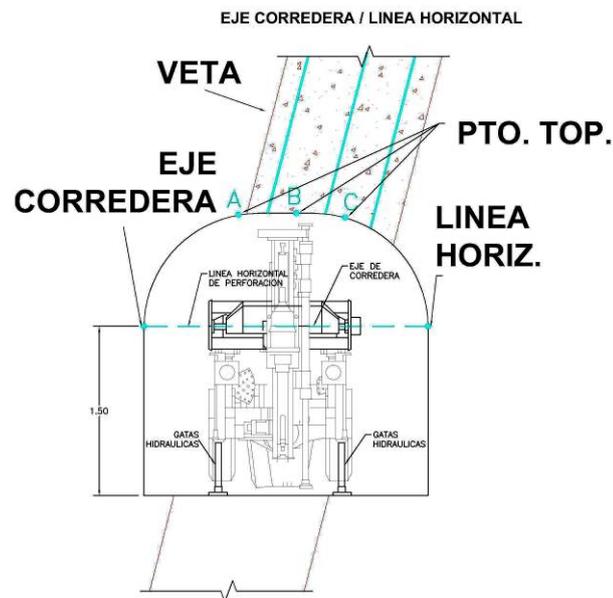


Figura51: Posición del Equipo para la Perforación

4.1.3.2. SELECCIÓN DEL EQUIPO Y ACCESORIOS

No es suficiente que sea una maquina que perfore taladros largos, para lograr precisión en la perforación por lo que el equipo y accesorios debe reunir las siguientes condiciones:

Sus dimensiones y estructura le permiten trasladarse y perforar en secciones reducidas de: 3.0m x 3.0m y/o 2.5m x 2.5m, se puede desmontar y llegado el caso pueda ser izado por una chimenea con sección de 2.0mx2.0m.

Cuenta con una corredera con un desplazamiento efectivo de 1.5m para desplazar los componentes de perforación y se pueda perforar por lo menos 2 taladros paralelos de una sola posición toda vez que el espaciamiento de la malla lo permita, un elemento importante es que cuenta con 2 estinger hidráulicos que

permiten fijar al equipo una vez posicionado al techo y piso de la labor reduciendo la desviación por efecto de esfuerzos en la perforación.

La selección del varillaje de perforación esta dado básicamente por la calidad de roca en el caso que presente fracturas, geodas que puedan afectar la desviación del taladro es preferible un varillaje más rígido como la T-38 y brocas de 2.5"Φ, si el terreno es homogéneo es referible barras R-32 con brocas de 2"Φ obteniéndose la ventaja de un mayor control en la cantidad de explosivo.

4.1.3.3. CICLO DE MINADO

La optimización de los recursos humanos y el mejor aprovechamiento del uso de los equipos se obtienen si no hay interrupciones significativas en cada una de las etapas del minado desde la Preparación, Perforación, Voladura, Limpieza-Extracción y Relleno.

Estas condiciones se han dado para métodos de minado masivo, en cuerpos y vetas anchas donde es posible aplicar taladros largos, pero pocas veces se han dado en vetas angostas lo cual nos abre nuevas posibilidades de mecanización para este tipo de yacimiento.

4.1.3.4. PREPARACION

Para que el ratio de preparación se reduzca es necesario hacer el menor metraje en las preparaciones esto va afectar directamente en el menor tiempo de preparación y la reducción de costos por tanto si en la evaluación preliminar

observamos que las condiciones del terreno permiten la perforación negativa sin problemas relevantes en cuanto a trancamiento de barras y desviaciones significativas se preparara los niveles de perforación para taladros positivos y negativos con un nivel de control intermedio, caso contrario todos los niveles serán preparados para hacer perforación positiva (incluyendo el nivel de control).

Con los inconvenientes señalados, la ventaja que una vez preparada la labor para perforación positiva se reduce las pérdidas de tiempo por trancamiento de la columna de perforación. Es importante conservar los pilares y puentes recomendados por Geomecánica y Seguridad especialmente el de las intersecciones de la galería principal con las ventanas de extracción esto facilitara el trabajo con los scooptram a control remoto.

Es necesario considerar como parte de la preparación la chimenea para el relleno del tajo posterior al minado no porque es necesario para la siguiente etapa de minado sino como prevención al estallido de rocas que ocasionalmente se presenta en este yacimiento.

Las labores programadas cuando toda la perforación es positiva esta dado por:

Tabla 2. Relación de Labores de Preparación

LABORES DE PREPARACION			
	Sección mtxmt	Cant.	Unid
Sub.Niv. Perforación (3)	2.5 x 2.5	120	m
Ventanas de Limpieza (4)	3.0 x 3.0	32	m
Chimeneas Servicio	1.5 x 1.5	120	m
Gal. de Reconocimiento	3.0 x 3.0	120	m
Ch. Reconocimiento (4)	1.5 x 1.5	240	m
By Pass	3.0 x 3.0	140	m
	Total	772	
LABORES DE PREPARAC.	Total	412	

4.1.3.5. PERFORACION

El nivel de perforación debe reunir las condiciones necesarias para una buena perforación como: sección de acuerdo a la altura del equipo, El techo y piso lo mas horizontal posibles y limpio.

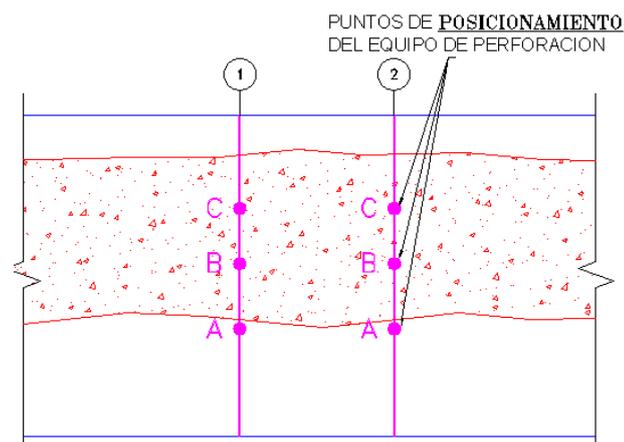


Figura52: Puntos Topográficos Ubicados en el techo de la labor

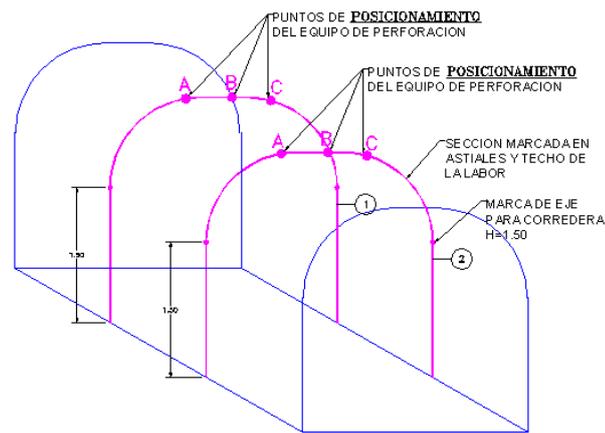


Figura53: Secciones transversales marcados en las paredes de la labor y la cota para el eje de la corredera.

Los indicadores y el abastecimiento de aire, agua, energía eléctrica permiten un normal trabajo de perforación; las condiciones deben darse antes de empezar la perforación.

Tabla 3 Presiones y Energía de Trabajo

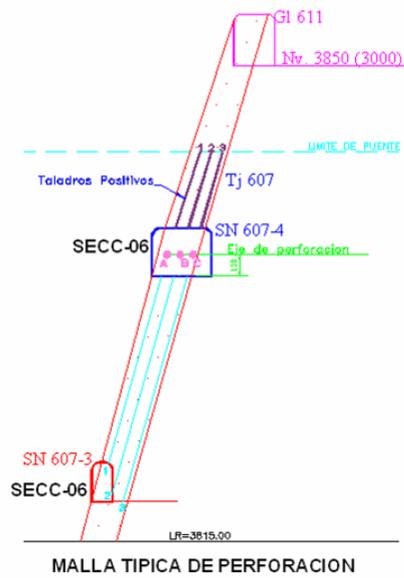
CONDICIONES TRABAJO				
INDICADORES		COP 1238 Bomba A104071 Boomer, Quasar, Simba, R.Junior	COP 1032 Bomba A10V045 Mini. Raptor 1	COP 1032 Bomba A104071 Mini.Raptor 2
Pres. Percuc.	Alta Perf.	160-180	150 - 160	170
	Baja Emboq.	140	90 - 110	110
Pres. Avance	Alta	60 - 90	50 - 70	50 - 70
	Baja	50	30 - 50	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
Energ. Eléct.Amp.		60 - 80	60 - 80	60 - 80

Existe un procedimiento para lograr un buen posicionamiento en el que se toma en cuenta las características de la estructura del equipo y la sección de la labor con

respecto al punto marcado por topografía este procedimiento es determinante para lograr la menor desviación.

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION:

Vista Transversal



Vista de Planta

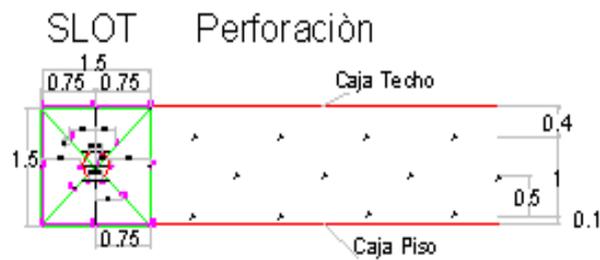


Figura 54 : Malla de Perforación vista transversal y vista de planta.

Es importante cuantificar el rango de desviación, para ello se lleva la estadística por operador de tal forma que la capacitación es orientada e incluso personalizada.

Si el taladro no conserva el taladro luego de la perforación por las condiciones de la roca, se coloca tuberías de PVC de 2" Φ taponándolas adecuadamente luego de la perforación.

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

4.1.3.6. VOLADURA.

La secuencia de la voladura debe realizarse en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los niveles de perforación, esto va dar estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajaran como enormes pilares, usualmente los disparos son de 3 taladros por round.

No debe trabajarse bajo ninguna circunstancia sin el plano de levantamiento topográfico de los taladros y sin la hoja de carga autorizada por el Jefe de Sección, En el que el disparador registra la cantidad del explosivo utilizado y resultados del disparo.

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

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

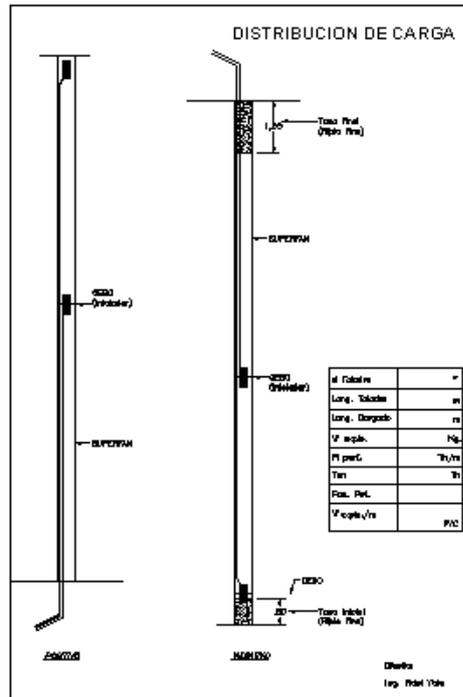


Figura 55 : Distribución de la Carga Explosiva

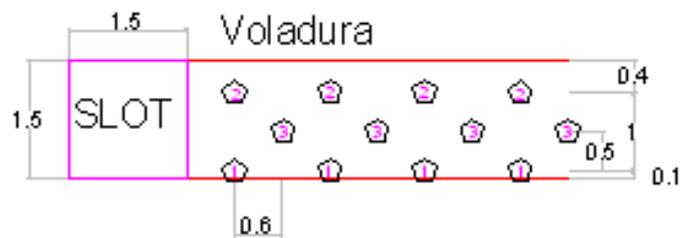


Figura 56 : Números de Retardos de Periodo Corto

4.1.3.7 LIMPIEZA

El operador tiene una buena visión para operar el control remoto hasta unos 20m. de distancia por lo que los ejes de las ventanas se encuentran ubicados cada 20 m. Por lo tanto si la secuencia de voladura es en retirada partiendo de un extremo el operador se ubicara bajo un techo seguro y podrá manipular el control remoto con bastante comodidad.



Figura 57 : Limpieza del Mineral con Control Remoto

La limpieza es llevada a cabo con scooptram a control remoto de 3.5 yd³.

Las ventanas del sector ya explotados deben permanecer cerradas colocándose letreros por seguridad.

4.1.3.8. RELLENO

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

4.1.3.9. PARAMETROS

Uno de los parámetros importantes es el rango de desviación porque es el que va a determinar la factibilidad del proyecto, a veces un proyecto fracasa porque la excesiva dilución no lo hace rentable pero en algunos casos no es porque el método no funciona sino porque la calidad de perforación es pésima, esto se refleja en forma directa con la dilución.

Tabla 4. Estadística de la Dilución obtenida

DILUCION SLV 2005 - 2006		
	2005	2006
ENE		34.5
FEB	21.78	29.5
MAR	60.85	30.2
ABR	0.99	27.1
MAY	80.81	20
JUN	31.03	19.7
JUL	21.16	5.5
AGO	35.12	0
SEP	12.38	
OCT	52.55	
NOV	53.96	
DIC	18.28	
TOTAL	40.33	22

El ratio de preparación puede reducirse si se hace un buen trabajo de perforación negativa preparándose por consiguiente menos Sub. Niveles de perforación y/o la roca es favorable en el que la desviación es permisible.

Dado que la veta es angosta no es posible tener área para tener una malla más amplia por lo que el factor de potencia es alto, pero es compensado con una buena fragmentación.

A diferencia de la perforación en abanicos la perforación en paralelo el tiempo de posicionamiento es más alto por lo que se obtiene menos metros perforados/guardia pero el beneficio es que hay un mayor control de las cajas.

Tabla 5 Indicadores de Control

PARAMETROS PROMEDIOS		
	Unid.	Cant.
Ratio Preparación	ton/mt-avance	86
Ratio Perforación	ton/mt-perf.	3
Rango Desviación	%	4
Capac.perf.equipo	mts-perf/mes	2500
Factor Potencia	kg/ton	0.75
Voladura Secundar	%	5
Dilución	%	30
Recuperación	%	90
Productividad	ton/tarea	30

4.1.3.10. COSTOS

El costo de minado es de \$15.39/ton, con un costo de operación total de \$28.89 /ton, los métodos convencionales con los que se puede comparar son el Shrinkage y el Over Cut and Fill con los que la diferencia del costo de minado es de: 10.25 y 11.04 \$/ton respectivamente.

Tabla 6. Costos de Operación

COSTO		
	\$/ton	Sub. Total
Mina	Preparación	3.94
	Perforación	
	Equipo	1.62
	Aceros	0.77
		2.38
	Voladura	0.64
	Servicios	
	Planilla	3.49
	Materiales	1.72
	Energía	1.58
Otros	6.79	
		1.64
Planta		4.93
Mantenimiento		1.85
Indirectos		2.47
	Sub.Total	24.64
Inversión Mina		4.25
	TOTAL	28.89

El rendimiento de aceros se ve afectado por el tipo de acero utilizado, tanto la barra como el shank de perforación R-32 son más caras que el varillaje T-38 porque no es estándar su uso y se debe hacer pedido especial, en cuanto al rendimiento es menor con la columna R-32 debido a que la diferencia de diámetros de la broca y la culata de la barra es mayor en la serie T-38 una diferencia de 3 mm comparado con el R-32.

Tabla 7. Costo Comparativo Aceros T-38 vs. R-32

	COSTO ACEROS DE PERFORACION 2005		
	RENTO PRO- MEDIO	PRECIO UNIT.	COSTO/ MET- PERF.
	m	\$	\$/mt.
Broca de 64 mm T-38	642.06	95	0.15
Barr. de 4`T-38	2359.4	140	0.06
Shank COP T-38	3160.9	140	0.04
Broca 51 mm R-32	450.85	79	0.18
Broca 64 mm R-32	631	95	0.15
Barra de 3`R-32	1438.53	98	0.07
Barra de 4`R-32	1154.58	110	0.10
Shank 1032 R-32	2237.2	149	0.07
Costo de afilado			0.03

4.2. PLANEAMIENTO EN AVANCES LINEALES

CONSIDERACIONES:

Calculo de parámetros de perforación de un Rocket Boomer 281 el cual avanzará la rampa 621 del nivel 3300.

Estándar:

1. longitud barra de perforación 12" MF T38
2. Diámetro de taladros de producción: 45 mm
3. Diámetro de taladros de alivio: 90 mm
4. Presión de agua: 5 Bar
5. Tensión de trabajo 440 V



6. Malla de perforación

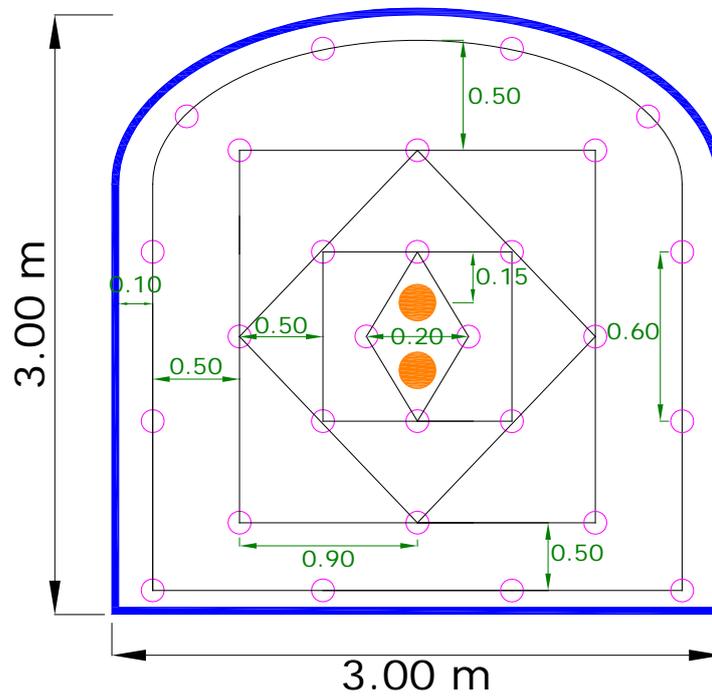


Figura 58 : Malla de perforación en el frente

PARAMETROS DE VOLADURA

SISTEMA DE CARGUIO

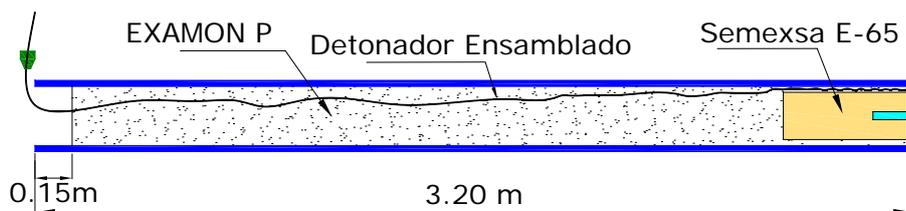


Figura 59 : Carguío de un taladro en el frente

<u>TIPO DE ROCA:</u>		<u>DISTRIBUCION DE TALADROS:</u>	<u>No. TALADROS</u>
BUENA - RMR > 60		ALIVIOS	02
<u>ESTANDARES DE PERFORACIÓN:</u>		ARRANQUE	04
DIAMETRO DE TALADRO :	45 mm.	1ra. AYUDAS DE ARRANQUE	04
DIAMETRO DE TALADRO DE ALIVIO:	90 mm.	2da. AYUDAS DE ARRANQUE	04
No. DE TALADROS PERFORADOS:	30	CUADRADORES	04
No. DE TALADROS CARGADOS:	28	AYUDAS DE CUADRADORES	04
LONG. DE BARRENO:	3.6 m (12 pies).	ALZAS	04
LONG. DE PERFORACION:	3.2 m.	ARRASTRES	04
<u>ESTANDARES DE DE VOLADURA:</u>		<u>TOTAL</u>	<u>30</u>
No. DE CARTUCHOS SEMEXSA E-65:			
7/8"x7"	28.		
EXAMON P:	80 Kg.		
<u>FACTORES:</u>			
AVANCE EFECTIVO:	3.0 m		
VOLUMEN ROTO:	27 m3.		
FACTOR DE CARGA:	29 Kg/m.		
FACTOR DE POTENCIA:	1.15 Kg/ton.		
RATIO PERFORACION:	3.3 m/m3.		

4.3. PROGRAMA DE PRODUCCION Y AVANCES

PROGRAMA MENSUAL

Cuando se realiza el programa mensual de una zona, se reúnen las personas implicadas en el desarrollo de este programa (Jefe de Zona, Jefe de Planeamiento de la zona, geólogo de la zona y residentes de las empresas especializadas), en donde se plantea las prioridades y las labores que se requieren hacer para cumplir el objetivo del mes y del año. Para tal se hace una revisión de los recursos que se cuenta en dicha zona (Personal, maquinarias y equipos por cada labor y nivel en que se encuentren). Una vez que se tiene la información de los recursos se elabora el diagrama de Gantt de los tajos y de los avances lineales, para salir de esta manera el programa del mes.

Cuadro del programa del mes:

PROGRAMA DE PRODUCCION MINA

MES: OCTUBRE 2008

7.28
10.106
37.246
12.809

SECCION IV

PRODUCCION

ID	FASE	COD	SECCION	NIVEL	Veta/Cuerpo		Labor	N°	PROGRAMA	mtrs	mtrs	mtrs	A. G.	A. P. O.	TM ROTAS	EJECUTOR	METODO	Observaciones	GrupoTrab	cantidad	Eq. Limpieza	Eq. Acarreo	PROP SCOOP	Eq. Perforación
					TIPO EST	ESTRUCTUR																		
1	Explotación	1700-C-TJ 632S	S-IV	1700	Veta	C	TJ	632S	800						800	TD MINING	CR-VC	Se realizará un subnivel encima de la falla en la ala Sur.	TJ02	6	Winche	S-34	CIA	Jackleg Cta
2	Explotación	1700-C-TJ 632N	S-IV	1700	Veta	C	TJ	632N	500						500	TD MINING	CR-VC	Se realizará Subnivel para camino y otra por encima de la falla.	TJ02	6	Winche	S-34	CIA	Jackleg Cta
3	Explotación	1900-C-TJ 633	S-IV	1900	Veta	C	TJ	633	1.300						1.300	TD MINING	CR-VC	Se tiene 2 tramos en corona pobre y el ancho de veta esta reduciendose.	TJ01	6	M-10	S-34	CIA	Jackleg Cta
4	Explotación	2100-C-TJ 641	S-IV	2100	Veta	C	TJ	641	100						100	TD MINING	CR-VC	Se bajará un scoop al tajo, se correrá un Sn y se dará un corte en una ala.			S-25		CIA	Miniator
5	Explotación	2500-P-TJ 655	S-IV	2500	Cuerpo	P	TJ	655	3.700						3.700	EMQSA	SLC						CIA	Miniator
6	Explotación	2500-Rubi-TJ 651	S-IV	2500	Veta	Rubi	TJ	651	1.500						1.500	EMQSA	SLV						CIA	Miniator
									7,900															

AVANDES EN MINERAL

Mayo

ID	FASE	COD	SECCION	NIVEL	Veta/Cuerpo		Labor	N°	PROGRAMA	Sección Frente			TRAMO	A. G.	A. P. O.	ROTAS	EJECUTOR	MINADO	Observaciones	GrupoTrab	cantidad	Eq. Limpieza	Eq. Acarreo	PROP SCOOP	Eq. Perforación
					TIPO EST	ESTRUCTUR				TIPO	# LABOR	m Avance													
1	Desarrollo Exploratorio	1700-M-GI 686	S-IV	1700	Cuerpo	M	GI	686	50	3.0	3.0	40%				500	TD MINING	DEH	Galería exploratoria del cuerpo M	Frt03		S-32		CIA	Jackleg Cta
2	Desarrollo Exploratorio	1700-M-Sn 684A	S-IV	1700	Cuerpo	M	Sn	684A	30	3.0	3.5	68%				600	TD MINING	DEH	SN del Tj 684	Frt03		S-32		CIA	Jackleg Cta
3	Desarrollo Exploratorio	1700-M-Sn 684B	S-IV	1700	Cuerpo	M	Sn	684B	10	3.0	3.0	79%				200	TD MINING	DEH	SN del Tj 684	Frt03		S-32		CIA	Jackleg Cta
4	Preparación	1900-C-Sn 621	S-IV	1900	Veta	C	Sn	621	36	1.2	2.1	118%	2.20	1.20		300	TD MINING	PH	Sn de preparación						
5	Preparación	2100-C-Sn 641	S-IV	2100	Veta	C	Sn	641	40	1.2	2.1	89%	2.20	1.20		250	TD MINING	PH	Sn de preparación						
6	Preparación	2500-P-Sn 685B	S-IV	2500	Cuerpo	P	Sn	685B	65	3.0	3.5	78%	2.20	3.00		1,500	TD MINING	PH	Sn del Tj 685						
7	Preparación	2500-Rubi-Sn 652-3	S-IV	2500	Cuerpo	Rubi	Sn	652-3	7	3.0	3.5	73%	2.20	3.00		150	TD MINING	PH	Sn para apertura zanja - cana libre de Cpo Rubi						
									3,500																

TOTALES TAJOS Y CANCHAS :	13450	7,900
TOTALES AVANDES EN MINERAL :		3,500
TOTAL		11,400

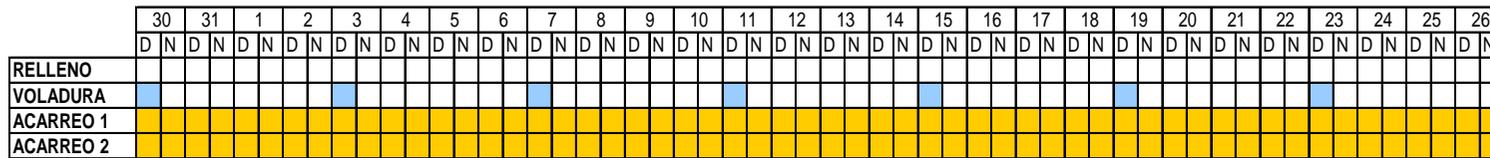
AVANDES EN DESMONTE

ID	FASE	COD	SECCION	NIVEL	Veta/Cuerpo		Labor	N°	PROGRAMA	Sección Frente			TRAMO	A. G.	A. P. O.	ROTAS	EJECUTOR	MINADO	Observaciones	GrupoTrab	cantidad	Eq. Limpieza	Eq. Acarreo	PROP SCOOP	Eq. Perforación
					TIPO EST	ESTRUCTUR				TIPO	# LABOR	m Avance													
8	Desarrollo Primario	1500-CPO M-CX 684B	S-IV	1500	Cuerpo	CPO M	CX	684B	50	3.0	3.0						TD MINING	DPH	CX en el Nv 1500 para interceptar al cuerpo M	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
9	Desarrollo Exploratorio	1700-CPO M-VN 684-4	S-IV	1700	Cuerpo	CPO M	VN	684-4	7	3.0	3.0						TD MINING	DEH	Galería exploratoria del cuerpo M	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
10	Desarrollo Exploratorio	1700-CPO M-VN 684-5	S-IV	1700	Cuerpo	CPO M	VN	684-5	20	3.0	3.0						TD MINING	DEH	Galería exploratoria del cuerpo M	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
11	Preparación	1700-CPO M-Rp+ 687	S-IV	1700	Cuerpo	CPO M	VN	687	20	3.0	3.0						TD MINING	PH	Vn del Bp 684S al Sn 684A	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
12	Desarrollo Primario	1700-CPO M-Rp+ 739	S-IV	1700	Cuerpo	CPO M	Rp+	739	40	3.0	3.0						TD MINING	DPH	RP+ para preparar subnivel en el cuerpo M	Frt01	6	RYD		CTTA	Jackleg Cta
13	Desarrollo Primario	1700-P-BP 684S	S-IV	1700	Cuerpo	P	BP	684S	30	3.0	3.0						TD MINING	DPH	BP paralela a lo que será el Tj 684 Nv 1700	Frt05		T-01		CTTA	Jackleg Cta
14	Preparación	1700-C-CH 631	S-IV	1700	Veta	C	CH	631	5	1.5	1.5						TD MINING	PV	Ch para acumular carga del Ak 736	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
15	Desarrollo Primario	1700-CPO M-AK 736	S-IV	1700	Cuerpo	CPO M	AK	736	30	1.8	1.8						SUBTERRANEA	DPH	AK para ventilación del cuerpoM	Frt05		T-01		CTTA	Jackleg Cta
15	Desarrollo Primario	1900-C-RB 652	S-IV	1900	Veta	C	RB	652	150	1.5	1.5						MASTER DRILL	DPV	RB del 1900 al 2700 para ventilación de la Rampa 647 - Cpo Rubi	Frt05		T-01		CTTA	Jackleg Cta
16	Desarrollo Primario	2100-M2-CX 640	S-IV	2100	Cuerpo	M2	CX	640	20	3.0	3.0						TD MINING	DPH	CX en el Nv 2100 para interceptar al cuerpo M2	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
17	Desarrollo Exploratorio	2100-M2-GL 640	S-IV	2100	Cuerpo	M2	GL	640	20	3.0	3.0						TD MINING	DEH	Galería exploratoria del cuerpo M2	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
18	Preparación	2500-P-Vn 689	S-IV	2500	Cuerpo	P	Vn	689	15	3.0	3.0						TD MINING	PH	Vn del BP 685 hacia el Tj 685 (cuerpo P)	Frt01		S-34		CIA	Jackleg Cta
19	Desarrollo Primario	2500-P-BP 685	S-IV	2500	Cuerpo	P	BP	685	40	3.0	3.0						TD MINING	DPH	Bp paralelo al tajo 685 (al piso del cuerpo P).	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta
20	Desarrollo Primario	2500-P-Rp+ 647	S-IV	2500	Cuerpo	P	Rp+	647	40	3.0	3.0						TD MINING	DPH	Rp+ para preparar el cuerpo Rubi	Frt04	6	T-01		CTTA	Jackleg Cta

METROS	
Preparación	188.0
Desarrollo Primario	400.0
Desarrollo Exploratorio	137.0
TOTAL	725.0

Diagrama de Gantt de una tajo con taladros largos:

DIAGRAMA DE GANTT TJ 655



(S-32)	RENDIMIENTO ACARREO I 3.5 YD3 (D=125)	45	TMS / hora	DIAS DE ACARREO	28	HORAS/GUARDIA	3	TMS acarreadas	6300
(S-25)	RENDIMIENTO DE ACARREO II 3.5 YD3 (D=430)	12.35	TMS / hora	DIAS DE ACARREO	28	HORAS/GUARDIA	8		5187
(S-32)	RENDIMIENTO DE ACARREO III 3.5 YD3 (D=340)	18.18	TMS / hora	DIAS DE ACARREO	28	HORAS/GUARDIA	5		5090.4
	RENDIMIENTO TMS/METRO PERFORADO	5.25	TMS / m						
	CAPACIDAD DE CH DE TRANSFERENCIA	100	TMS						

METROS PERFORADOS REMANENTE INICIAL	3,540	m
METROS DE PERFORACION PROGRAMADO	0	m
METROS DE PERFORACION DISPARADOS	1,412	m
METROS DE PERFORACION REMANENTE FINAL PROGRAMADO	2,128	m
TMS DISPARADO REMANENTE ANTERIOR	0	TMS
TMS PERFORADO PROGRAMADO	0	TMS
TMS DISPARADO PROGRAMADO	7,413	TMS
TMS ACARREADO (PROGRAMA DE PRODUCCION)	5,187	TMS
TMS REMANENTE FINAL DISPARADO PROGRAMADO	2,226	

(14 SECCIONES = 5982,56Tn de la Seccion 3 al 16)

Diagrama de Gantt de una tajo explotado por corte y relleno con microscop:

DIAGRAMA DE GANNT TJ 633

TAJO 633	NV. 1900	TJ CR-VC REALCE			Días laborables 28
LONGITUD TAJO (m)	: 90	(25m corona pobre)	Nº TAL / CORTE : 761	EQUIPO:	Días de relleno 8
ANCHO DE MINADO (m)	: 2.0		Nº DIAS PERFORACION : 11	MSCOOP 0.7 yd3 1 (MS-10)	Días de otros 5.5
MALLA PERFORACION (m X m)	: 0.6 x 0.4		TON/ CORTE : 1074	MAQUINA JACK LEG: 0	
HRS EFECTIVAS PERFORACIÓN (Hrs)	: 5			MAQUINA STOPER: 1	
Nº TAL / GUARDIA	: 35				
ALTURA DE CORTE	: 2.1		MANO DE OBRA:		
Nº SPLIT SET/GDIA	: 4		PERFORISTAS: 1	RESUMEN:	
P.E. MINERAL	: 2.8		AYUDANTES: 1	Nº CORTES / MES : 1.33333	PROGRAMADO 1300
AREA DEL TAJO (m2)	: 182.7			TON / MES : 1432	
AREA DE INFLUENCIA POR UN TALADRO	: 0.24				

FECHA	30	31	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26								
TRABAJOS	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N		
LIMPIEZA																																				
PERFORACION																																				
VOLADURA																																				
SOSTENIMIENTO																																				
RELLENO																																				
ENCRIBADO ECHADERO																																				
OTROS																																				

Distancia de Punto geometrico a Echadero = 55 m

Rendimientos:

Scoop: 12.4 tn/hr	factor de esponjamiento: 0.7	Nº DIAS PERFORACION : 11
Personal: 5.97 tn/hombre guardia	Horas efectivas de Scoop: 16 hrs/dia	Nº DIAS RELLENO : 4
1.41 tn/taladro		Nº DIAS LIMPIEZA : 7

Diagrama de Gantt de una tajo explotado por corte y relleno con winche:

DIAGRAMA DE GANNT TJ 632S

TAJO 632S	NV. 1700	TJ CR-VC REALCE CON WINCHE			Días laborables	28	
LONGITUD TAJO (m)	: 60	Nº TAL / CORTE	: 438	EQUIPO:	Días de relleno	8	
ANCHO DE MINADO (m)	: 1.8	Nº DIAS PERFORACION	: 5	SCOOP 2.2 yd3	1 (S-34)	Días de otros	11
MALLA PERFORACION (m X m)	: 0.4 x 0.6	TON/ CORTE	: 441	MAQUINA JACK LEG:	0		
HRS EFECTIVAS PERFORACIÓN (Hrs)	: 5			MAQUINA STOPER:	1		
Nº TAL / GUARDIA	: 40						
ALTURA DE CORTE	: 1.5	MANO DE OBRA:					
Nº SPLIT SET/GDIA	: 4 Puntuales	PERFORISTAS:	1	RESUMEN:			
P.E. MINERAL	: 2.8	AYUDANTES:	1	Nº CORTES / MES :	1.6	PROGRAMADO 600	
AREA DEL TAJO (m2)	: 105			TON / MES :	726		
AREA DE INFLUENCIA POR UN TALADRO	: 0.24						

FECHA	30	31	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26
TRABAJOS	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N
LIMPIEZA																												
PERFORACION																												
VOLADURA																												
SOSTENIMIENTO																												
RELLENO																												
ENCRIBADO ECHADERO																												
OTROS	Sn encima de falla																											

Distancia de Punto geometrico a Echadero = 300 m

Rendimientos:

Scoop: 13.5 tn/hr	factor de esponjamiento: 0.8	Nº DIAS PERFORACION : 5
Personal: 3.02 tn/hombre guardia	Horas efectivas de Scoop: 16 hrs/día	Nº DIAS RELLENO : 3
1.01 tn/taladro		Nº DIAS LIMPIEZA : 5

Rendimientos:

Winche : 6.9 tn/hr

PROGRAMA TRIMESTRAL (FORECAST 2008)

Producción de mineral

PROGRAMA DE PRODUCCION 2008 - REPLANTEADO
SECCION IV

VETAS														LEY DILUIDA						
NIVEL	BLOCK	TAJO	M. EXPL.	Reserva al 31/12/2007 (Ton)	2008						SUBTOTAL	Reserva al 31/12/2008 (Ton)	Ancho de Veta (mts)	Ancho de Minado (mts)	Zn	Pb	Cu	Ag	\$/TM	
					Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre										
TAJEOS EN EXPLOTACION																				
1400	827	14 C TJ 664	SHR	2,250							5,300	-3,050	1.21	1.51	3.03	2.25	0.13	1.86	87.13	
1500	829	15 C TJ 665	CR-VC	2,530							1,287	1,243	1.71	2.01	3.00	1.86	0.19	1.49	79.23	
1500	830	15 C TJ 625	SHR	2,140							2,422	-282	1.04	1.34	2.00	1.68	0.18	1.62	68.73	
1700	842,843,844	17 C TJ 632 S	CR-VC	8,600	343	500	600	800	800	800	5,932	2,668	1.46	1.76	2.40	1.66	0.23	1.66	72.55	
1900	849	19 C TJ 649	OPS	2,390							1,351	1,039	0.86	0.96	1.90	1.17	0.26	1.66	60.83	
1900	853,854,855,856	19-C TJ 633	CR-VC	21,130	1,623	1,800	1,300	1,500	1,500	1,500	19,292	1,838	1.78	2.08	2.50	0.90	0.36	1.87	68.20	
1900	851,852	19 C TJ 654 S	OPS	2,870							2,410	460	0.81	0.91	4.13	1.28	0.41	3.71	110.50	
TAJEOS ADICIONALES																				
1400	828	14 C TJ 664 S	SHR	2,480							650	1,830	1.10	1.20	2.64	1.77	0.18	1.97	78.59	
1500	251, 252, 253, 227	15 RM M 242 TJ 242	OPS	12,050							0	12,050	0.91	1.01	2.50	2.48	0.18	3.12	98.23	
1700	839,840,841	17 C TJ 632 N	CR-VC	8,470							3,300	5,170	1.06	1.36	2.37	0.85	0.28	1.68	62.01	
1900	856, 857	19 M TJ 640	OPS	9,705	600	600	700	700	700	700	0	9,705	1.00	1.10	3.18	1.86	1.26	3.04	122.80	
2100	860, 859	21-C TJ 641N	CR-VC	7,944	459	0	350	200	500	500	2,173	5,771	1.13	1.43	3.53	1.26	0.47	2.41	92.86	
2100	859, 860, 861, 862	21-C TJ 641S	CR-VC	10,576					400	600	1,000	9,576	1.12	1.42	3.22	1.12	0.44	2.36	86.15	
2500	169, 170, 161	25 RM M 231 TJ 677 S	SHR	10,130							0	10,130	1.09	1.39	3.12	1.63	0.16	1.89	80.20	
TAJEOS DE REEMPLAZO																				
1000	246 (rec)	10 RM M TJ 692 N	OPS	8,850							0	8,850	0.86	0.96	2.14	2.28	0.25	1.40	76.88	
1900	858, 792	19 C TJ 621 S	CR-VC	12,580							0	12,580	2.18	2.48	4.18	2.93	0.46	2.52	125.00	
1900	857, 899	19 C TJ 621	CR-VC	8,580		0		0	400	600	1,000	7,580	2.15	2.45	3.27	2.11	0.32	1.44	88.93	
2100	863, 864, 865, 866	21 C TJ 650	OPS	8,520		0	0	0	0	0	0	8,520	0.81	0.91	1.90	1.07	0.22	2.13	62.88	
2100	867,868, 869,870	21 C TJ 656	OPS	9,550		0	0	300	600	600	1,500	8,050	0.85	0.95	2.40	1.84	0.32	2.56	85.32	
2100	863, 864, 865, 866	21-C TJ 654 S	OPS	8,520							0	8,520	0.94	1.04	2.64	1.40	0.21	1.87	72.80	
2500	171, 172, 173, 160	25 RM M 231 TJ 677 N	SHR	23,060							0	23,060	1.23	1.53	2.87	1.95	0.16	1.75	80.80	
PRODUCCION MENSUAL VETAS					182,925	2,425	2,900	2,850	3,500	4,900	5,300	47,617	135,308							

LEYES PONDERADAS VETAS	
Zn	2.68
Pb	1.08
Cu	0.36
Ag	1.84
\$/Ton	73.48

CUERPOS														LEY DILUIDA						
NIVEL	BLOCK	TAJO	M. EXPL.	Reserva al 31/12/2007 (Ton)	2008						SUBTOTAL	Reserva al 31/12/2008 (Ton)	Ancho de Veta (mts)	Ancho de Minado (mts)	Zn	Pb	Cu	Ag	\$/TM	
					Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre										
CUERPOS EN EXPLOTACION																				
1700	324, 323	17 M TJ 739	SLC	55,989							0	55,989	3.10	4.10	2.57	1.64	0.13	1.98	74.41	
2500	01, 02, 03	25 P TJ 685	SLC	46,230						4,000	5,000	13,884	32,346	3.62	4.62	4.47	2.91	0.13	2.62	119.67
2500	327, 328	25 M TJ 655	SLC	26,670	1,270	4,500	6,000	3,700	0	0	0	20,358	6,313	3.98	4.98	2.45	0.51	0.16	1.86	56.33
CUERPOS DE REEMPLAZO																				
1000	856 (rec)	10 C TJ 667	SLV	35,000							0	35,000	1.23	1.53	4.01	2.90	0.14	2.24	111.16	
1900	209	19 M TJ 684	SLC	11,000							14,399	-3,399	4.71	5.71	3.32	1.11	0.12	1.83	73.11	
1900		19 M TJ 687	SLC		4,258.0	3,500.0					7,758	-2,758	4.71	5.71	3.32	1.11	0.12	1.83	73.11	
1700	325	17 M TJ 684	SLC	46,000							5,000.0	5,000	41,000	5.00	6.00	1.89	0.48	0.08	1.28	42.02
2500	01, 03, 05, 06	25 RUBI TJ 651	CR-CM	72,140			1,000.0	1,500.0	6,000	5,000	4,203	67,937	9.07	10.07	2.77	0.46	0.09	1.72	55.79	
PRODUCCION MENSUAL CUERPOS					220,899	5,528	8,000	7,000	5,200	4,000	10,000	48,641	126,248							

LEYES PONDERADAS CUERPOS	
Zn	3.12
Pb	0.97
Cu	0.13
Ag	1.84
\$/Ton	69.26

AVANCES																			
PRODUCCION MENSUAL AVANCES					0	927	2,300	3,525	4,500	4,500	4,300	26,270							

LEYES PONDERADAS AVANCES	
Zn	1.88
Pb	0.75
Cu	0.25
Ag	1.36
\$/Ton	51.44

Avances Lineales

EMPRESA MINERA LOS QUEUALES S.A
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

S	CONTRATA	NIVEL	TAJO	TIPO	C/V	STRUCTUR	LABOR	Nº	AVANCE PROGRAM 2007	SECCION (m2)	P Unit. (US\$m)	MONTO TOTAL INVERTIDO (USD)	TOTAL JULIO		TOTAL AGOSTO		TOTAL SETIEMBRE		TOTAL OCTUBRE		TOTAL NOVIEMBRE		TOTAL DICIEMBRE		OBJETIVO			
													Mts	USD	Mts	USD	Mts	USD	Mts	USD	Mts	USD	Mts	USD				
IV	TDMINING	1500		P	V	RM242	CH	242A	60	m	1.5'1.5	216.12	16.857	15	67.429	15	4.214	15	4.214	15	4.214	15	4.214	15	4.214	Ch para camino del Tj 242		
IV	TDMINING	1500		P	V	RM242	CH	242B	60	m	1.5'1.5	216.12	16.857													Ch para camino del Tj 242		
IV	TDMINING	1500		DPH	V	C	VN	688	18	m	3'3	290.95	8.903	18	8.903												Vn para dar pie a RB que viene del 800	
IV	TDMINING	1500		P	V	RM242	VN	667	3	m	3'3	290.95	1.135	3	1.135												Vn para dar pie a Ch 242 en el Tj 242	
IV	TDMINING	1700		DEH	C	CPO M	SN	739A	100	m	3'3	290.95	52.371	40	130.928	30	15.711	30	15.711	30	15.711	50	25.128	50	25.128	Sn de preparaciones Tj 739		
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	RP+	739	195	m	3'3	295.62	97.998	5	2.513	20	10.051	20	10.051	50	25.128	50	25.128	50	25.128	RP+ para preparar SN en el cuerpo M		
IV	TDMINING	1700		DPV	C	CPO M	CH	739	8	m	1.5'1.5	216.12	2.339	8	2.339												Ch para acumulación de carga	
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	RP+	684	25	m	3'3	295.62	12.564	25	12.564												RP para explorar encima del Tj 684 - 1900	
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	BP	684	95	m	3'3	290.95	46.988	20	9.892			20	9.892	30	14.838	25	12.365	25	12.365	BP para preparar el cuerpo M - Tj 684 nv 1900		
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	672	15	m	3'3	290.95	7.419					20		30	15.711	20	10.474	20	10.474	Vn para acceder al Cuerpo M del BP 684		
IV	TDMINING	1700		DEH	C	CPO M	SN	684A	120	m	3'3	290.95	62.945					30	15.711	20	10.474	20	10.474	20	10.474	Vn para acceder al Cuerpo M del BP 684		
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	674	15	m	3'3	290.95	7.419							15	7.419	15	7.419	15	7.419	Vn para acceder al Cuerpo M del BP 684		
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	676	15	m	3'3	290.95	7.419									15	7.419	15	7.419	Vn para acceder al Cuerpo M del BP 684		
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	678	15	m	3'3	290.95	7.419											15	7.419	Vn para acceder al Cuerpo M del BP 684		
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	673	35	m	3'3	290.95	17.312	20	9.892	15	7.419										Vn para echadero de carga de la RP+ 684	
IV	TDMINING	1700		DPV	C	CPO M	CH	673	15	m	1.5'1.5	216.12	5.511	15	5.511			15	5.511								Ch para acumulación de carga del cuerpo M Sur.	
IV	TDMINING	1700		P	V	C	CH	637	10	m	1.5'1.5	216.12	2.810	10	2.810												Ch para rellenado del Tj 632N ala Norte	
IV	TDMINING	1700		P	V	C	CH	631	20	m	1.5'1.5	216.12	5.619	5	22.476	5	1.405	5	1.405	5	1.405	5	1.405	5	1.405	5	1.405	Ch central del Tj 632S
IV	TDMINING	1700		DPH	V	RM242	VN	672	20	m	3'3	290.95	9.892	5	9.892													Vn para limpieza de AK corto
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	740	5	m	3'3	290.95	2.473	5	2.473													Vn para acceder al cuerpo M por la RP+ 739
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	741	25	m	3'3	290.95	12.365															RP+ para preparar el cuerpo M por la RP+ 739
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	RP+	678	50	m	3'3	292.61	27.422	30	16.453	20	10.969	30	16.453	20	10.969	40	15.129	40	15.129	40	15.129	RP-negativa del 1500 hacia el cuerpo M
IV	TDMINING	1700		P	C	CPO M	SN	684B	120	m	3'3	290.95	45.388															Sn de contorno en el cuerpo M Sur
IV	TDMINING	1700		DPH	C	CPO M	VN	759	12	m	3'3	290.95	5.935															Vn para dar pie a CH 759 Nido de AK troncal 3
IV	TDMINING	1700		DPV	C	CH	759	11	m	3'1.5	285.58	5.340																Ch para camino al nido de AK troncal 3
IV	TDMINING	1700		DPH	C	SN	759	25	m	3'3	290.95	12.365																Nido de AK troncal 3
IV	TDMINING	1700		DPH	C	VN	759-1	15	m	3'3	290.95	7.419																Vn para limpieza de AK troncal 3
IV	TDMINING	1700		DPH	C	VN	758	45	m	3'3	290.95	22.258																Vn para dar cabeza a AK que viene del 3600
IV	TDMINING	1900		DPH	V	C	CA	652	20	m	3'3	290.95	9.892															Camara para RB
IV	TDMINING	1900		RB	V	C	RB	652	230	m	1.5'1.5	640.00	250.240					130	141.440	100	39.100							RB para ventilación del 1900 al 2700
IV	TDMINING	2100		DPV	V	C	CH	645B	35	m	1.5'1.5	216.12	12.859	20	7.348			15	5.511									Ch para camino del Tj 641
IV	TDMINING	2100		DPH	V	C	CH	645	15	m	1.5'1.5	216.12	4.214															Ch para camino del Tj 641
IV	TDMINING	2100		DPH	V	C	CH	645-1	7	m	1.2'2.1	195.40	2.325															Ch para camino del Tj 641
IV	TDMINING	2100		DEH	C	M2	GL	640	80	m	3'3	290.95	41.897															Ch exploratoria en el cuerpo M2
IV	TDMINING	2100		DEV	C	M2	CH	640	40	m	1.5'1.5	216.12	15.561															Ch exploratoria en el cuerpo M2
IV	TDMINING	2100		DPV	C	M2	CH	640A	20	m	1.5'1.5	216.12	7.348															Ch exploratoria en el cuerpo M2
IV	TDMINING	2100		DPH	C	M2	SN	640-1	7	m	1.5'1.5	216.12	2.572															Ch exploratoria en el cuerpo M2
IV	TDMINING	2500		DPH	C	RUBI	SN	651A	30	m	3.0'3.5	315.44	16.087	30	16.087													Sn para preparar el Tj 651 en el cuerpo Rubi
IV	TDMINING	2500		DPH	C	RUBI	VN	651A	15	m	3.0'3.5	315.44	8.044	5	8.044													Sn para preparar el Tj 651 en el cuerpo Rubi
IV	TDMINING	2500		DPH	C	RUBI	RP+	647	290	m	3'3	295.62	130.664	15	2.513	40	20.102	40	20.102	40	20.102	40	20.102	20	10.051	20	10.051	RP+ para acceder a los subniveles del cuerpo Rubi
IV	TDMINING	2500		DPH	C	RUBI	RP+	685	145	m	3'3	295.62	72.870	50	25.129	50	25.128	45	22.615	45	22.615	45	22.615	45	22.615	45	22.615	RP+ para acceder a los subniveles del cuerpo M
IV	TDMINING	2500		DEV	C	RUBI	CH	651	8	m	1.5'1.5	216.12	3.112	8	3.112													Ch exploratoria en el cuerpo Rubi
IV	TDMINING	2500		DPH	C	RUBI	VN	642	75	m	3'3	290.95	37.096															Vn para acceder al cuerpo Rubi de la RP 647
IV	TDMINING	2500		DEH	C	RUBI	SN	651B	70	m	3.0'3.5	315.44	39.745															Sn para preparar el Tj 651 en el cuerpo Rubi
IV	TDMINING	2500		DEH	C	RUBI	VN	651B	50	m	3.0'3.5	315.44	28.390															Sn para preparar el Tj 651 en el cuerpo Rubi
IV	TDMINING	2500		DEV	C	P	CH	685	40	m	1.5'1.5	216.12	15.561	10	3.890	20	7.780	10	3.890	20	7.780	20	11.356	20	11.356	20	11.356	Ch exploratoria en el cuerpo P
IV	TDMINING	2500		DPH	C	P	CH	685B	20	m	1.5'1.5	216.12	7.348	10	3.674	10	3.674											Ch gemelas 685 en mineral
IV	TDMINING	2500		DPH	C	P	SN	685-1	7	m	1.2'2.1	195.40	2.325															Sn que une a chimeneas gemelas 685
IV	TDMINING	2500		DEV	C	P	CH	686	20	m	1.5'1.5	216.12	7.780															Ch exploratoria en el cuerpo P al sur de la CH 685
IV	TDMINING	2500		DPH	C	P	VN	683	30	m	3'3	290.95	14.838															Vn para acceder al cuerpo P de la RP 685
IV	TDMINING	2500		DEH	C	P	GL	685	140	m	3'3	290.95	89.246															Ch exploratoria de la veta P al Sur del Tj 685
IV	TDMINING	2500		PH	C	P	SN	685B	110	m	3.0'3.5	315.44	62.457															Sn para preparar el Tj 685 en el cuerpo P (recta del 2500)
IV																												

PROGRAMA ANUAL (BUDGET 2009)

Programa de producción anual

PROGRAMA SEMESTRAL DE PRODUCCION 2008
SECCION VI

VETAS														2008					LEY DILUIDA							
NIVEL	BLOCK	TAJO	M. EXPL.	Reserva al 31/12/2007 (Ton)	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	SUBTOTAL	Reserva al 31/12/2008 (Ton)	Ancho de Veta (mts)	Ancho de Minado (mts)	Zn	Pb	Cu	Ag	\$/TM	
TAJOS EN EXPLOTACION																										
2500	772-773	25-C-TJ544	CR-VCS	3.779	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3.600	179	1,29	1,59	1,18	0,71	0,09	6,96	73,83	
2500	6-7 (Cub-07)	25-C-054	CR-VCS	4.780	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3.000	1.180	1,49	1,79	1,14	0,69	0,08	6,30	68,64	
2500	445-446	25-C-TJ 562	CR-VCS	7.260	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3.600	3.660	1,12	1,42	1,07	1,08	0,13	8,39	95,00	
2700	467 al 469 - 774 al 776	27-C-TJ 612	CR-VCS	8.273	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	300	300	300	300	8.300	-27	2,68	2,89	4,43	2,10	0,46	8,63	113,46	
3000	576-552	30-C-TJ 664	CR-VCS	19.799	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3.000	1.190	1,58	1,88	2,93	0,79	0,52	39,06	325,90	
3000	747-750	30-C-TJ 638	CR-VCS	4.307	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3.000	707	1,13	1,43	1,12	0,98	0,13	11,60	110,08	
3000	781-881	30-C-TJ 642	CR-VCS	4.746	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4.000	-54	1,33	1,63	1,40	0,95	0,16	9,29	90,03	
3000	500-779	30-C-TJ 686	CR-VCS	8.337	1.500	1.500	1.500	1.500	1.500	800							8.300	37	1,60	1,90	2,93	2,84	0,26	7,32	117,07	
3000	783	30-C-TJ 647	CR-VCS	906	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3.000	6	1,36	1,66	1,17	0,11	12,23	123,45		
3000	1-2-19	30-Rm-01-TJ 639	CR-VCS	4.900	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4.000	100	1,23	1,53	1,65	2,01	0,24	9,94	113,30	
3000	3-4	30-Rm-01-TJ 628	CR-VCS	3.900	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3.000	300	1,48	1,78	3,71	1,95	0,19	12,06	157,72	
3000	282-747	30-C-TJ 641	CR-VCS	3.120	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4.000	4.330	1,28	1,58	0,88	0,84	0,18	8,38	90,04	
3000	510-511-512	30-C-TJ 670	CR-VCS	4.864	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4.000	64	1,01	1,31	3,70	2,50	0,30	1,62	85,45	
3000	18-16-17-18 (Cub-07)	30-Rm-01-TJ 640	CR-VCS	7.869	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4.000	3.066	1,24	1,54	1,67	1,02	0,10	10,20	108,88	
3000	13-11-14-4-3-6-17 (Cub-07)	30-Rm-01-TJ 646	CR-VCS	6.709	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4.000	3.909	1,38	1,68	1,65	1,18	0,21	11,01	116,43	

TAJOS DE REEMPLAZO																										
2500	3-11	25-M-TJ 626	OPS	1.362								300	350	350	350	350	1.350	12	0,40	0,80	0,95	0,45	0,34	1,33	72,57	
2500	B-9 (Cub-Ara-07)	25-C-TJ 658	CR-VCS	8.610								300	350	350	350	350	2.000	6.616	2,00	2,30	1,53	0,79	0,13	6,86	72,83	
2700	074-075	27-C-TJ 600	CR-VCS	3.660													0	3.660	1,20	1,50	3,15	3,42	0,92	21,93	240,10	
2700	01-Abn	27-K-TJ 636	OPS	510													0	510	0,80	0,90	2,05	0,58	0,60	4,28	78,95	
2700	6-7-8 (Cub-Jul-07)	27-K-TJ 632	OPS	3.660								500	500	500	500	500	3.000	500	1,13	1,23	2,77	0,46	0,21	3,31	72,66	
2700	6-7-8 (Cub-Jul-07)	27-K-TJ 634	OPS	1.750													0	850	1,13	1,23	2,77	0,46	0,21	3,31	72,66	
3000	251-773	30-C-TJ 668	CR-VCS	17.705				300	300	300	300	300	300	300	300	300	2.700	15.005	1,07	1,37	1,38	0,46	0,46	24,28	217,19	
3000	688-687	30-C-TJ 640	CR-VCS	4.300								300	300	300	300	300	2.100	2.200	1,31	1,61	1,05	0,88	0,17	9,80	97,43	
3000	B-7 (Cub-02/07)	30-Rm-01-TJ 655	CR-VCS	3.420								300	300	300	300	300	2.100	1.320	0,87	1,17	1,56	1,05	0,20	9,95	106,40	
3000	1-2 (Cub-01/07)-22-23 (Cub-08/07)	30-Rm-01-TJ 659	CR-VCS	6.540													0	6.540	1,01	1,31	1,18	1,02	0,19	10,07	101,28	
3000	13-14-9-11-16-118 (Cub-07)	30-Rm-01-TJ 653	CR-VCS	6.930	300	300	300	300	300	400	400	400	400	400	400	400	4.300	2.630	1,02	1,32	0,80	0,45	0,11	9,14	73,79	

PRODUCCION MENSUAL VETAS	148.807	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.250	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	87.550	61.257								
---------------------------------	---------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	--------	--------	--	--	--	--	--	--	--	--

LEYES PONDERADAS VETAS														Prom.	
Zn	2,38	2,38	2,38	2,37	2,37	2,20	2,13	2,13	1,93	1,87	1,87	1,87	1,87	1,87	2,16
Pb	1,66	1,66	1,66	1,67	1,67	1,49	1,24	1,24	1,11	1,04	1,04	1,04	1,04	1,38	
Cu	0,24	0,24	0,24	0,25	0,25	0,24	0,24	0,24	0,22	0,21	0,21	0,21	0,21	0,23	
Ag	9,95	9,95	9,95	9,44	9,44	9,67	9,33	9,33	9,56	9,49	9,49	9,49	9,49	9,34	
\$/Ton	114,95	114,95	114,95	118,81	118,81	116,97	112,11	112,11	109,62	107,69	107,69	107,69	107,69	113,03	

AVANCES														Total	
PRODUCCION MENSUAL AVANCES	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	8.400

LEYES PONDERADAS AVANCES														Prom.
Zn	1,90	1,90	1,90	1,89	1,89	1,76	1,71	1,71	1,54	1,50	1,50	1,50	1,50	1,73
Pb	1,33	1,33	1,33	1,34	1,34	1,19	0,99	0,99	0,89	0,83	0,83	0,83	0,83	1,38
Cu	0,19	0,19	0,19	0,20	0,20	0,20	0,19	0,19	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17	0,23
Ag	7,16	7,16	7,16	7,55	7,55	7,73	7,47	7,47	7,65	7,59	7,59	7,59	7,59	9,34
\$/Ton	91,96	91,96	91,96	95,04	95,04	93,57	89,69	89,69	87,70	86,15	86,15	86,15	86,15	113,03

RESUMEN DE PRODUCCION														
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total	Porcentaje
VETAS	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.300	7.250	7.300	7.300	7.300	87.550	91,2%
CUERPOS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0,0%
AVANCES	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	700	8.400	8,8%
TOTAL	8.000	8.000	8.000	8.000	8.000	8.000	8.000	8.000	7.950	8.000	8.000	8.000	95.950	100,0%

RESUMEN DE LEYES													
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Prom.
Zn	2,34	2,34	2,34	2,35	2,35	2,16	2,10	2,10	1,89	1,84	1,84	1,84	2,12
Pb	1,63	1,63	1,63	1,64	1,64	1,46	1,22	1,22	1,09	1,02	1,02	1,02	1,38
Cu	0,23	0,23	0,23	0,25	0,25	0,24	0,23	0,23	0,21	0,20	0,20	0,20	0,23
Ag	8,79	8,79	8,79	9,28	9,28	9,50	9,17	9,17	9,39	9,32	9,32	9,32	9,34
\$/Ton	112,94	112,94	112,94	116,73	116,73	114,92	110,15	110,15	107,69	105,81	105,81	105,81	113,03

Programa de desarrollos exploratorios con el cual se plantea ingresar a posibles estructuras:

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

BUDGET 2008 - EXPLORATION DEVELOPMENT - SECTION VI

LEVEL	DEVELOPMENT	SECTION	COST (\$/m)	TOTAL	JAN	FEB	MAR	APR	MAY	JUN	JUL	AUG	SEP	OCT	NOV	DEC	TON. PROYEC.	A.V.	%ZN	%PB	%CU	OzAg	\$/TM	
2300	VEIN C (GAL)	1.20*2.10	230.56	150					30	30	30	10	30	10	10		14,000	0.86	1.52	0.85	0.12	7.69	45.14	
2300	VEIN C (CHIMENEA)	1.5*1.5	248.17	60								20		20	20									
SUBTOTAL				210	0	0	0	0	30	0	14,000	0.86	1.52	0.85	0.12	7.69	45.14							
2500	VEIN K (GAL)	1.20*2.10	230.56	150						10	30	10	30	10	30	30	15,000	0.86	1.52	0.85	0.12	7.69	45.14	
2500	VEIN C (GAL)	1.20*2.11	230.56	250	30	30	20	20	30	20	20	20	20	20	20		6,800	0.9	1.8	1.25	0.15	10.49	60.46	
2500	VEIN C (CHIMENEA)	1.5*1.5	248.17	120			20	20	20	20	10	20	10				6,500	0.88	1.34	0.83	0.11	7.14	41.69	
SUBTOTAL				520	30	30	40	40	50	50	60	50	60	30	50	30	28,300	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	
2700	VEIN K (GALERÍA)	0.80*2.10	229.30	150	30	30	20	20					20	10		20	24,000	1.28	1.56	0.94	0.09	7.59	44.80	
2700	VEIN C (GAL)	0.80*2.11	229.30	150				30	20			20	20	20	20	20	20,600	1.28	1.56	0.94	0.09	7.59	44.80	
2700	RAMAL 231 M (GAL)	0.80*2.12	229.30	100				10	20		20	20			30									
SUBTOTAL				400	30	30	20	60	40	0	20	40	40	30	20	70	44,600	1.28	1.56	0.94	0.09	7.59	44.80	
3000	VEIN C (GALERÍA) + CUADROS	1.20*2.10	351.78	150					20	30			30	20	20	30	11,000	1.06	0.86	0.80	0.14	8.4	45.51	
3000	VEIN C (CHIMENEA)	1.5*1.5	279.54	90	20	20	30	10	10															
SUBTOTAL				240	20	20	30	10	30	30	0	30	20	20	0	30	11,000	1.06	0.86	0.80	0.14	8.40	45.51	
4100	VEIN C (GALERÍA CON CUADROS)	1.20*2.10	351.78	210	30	30	20	20		30				30	30	20	22,000	2	2.94	1.47	0.38	6.77	51.51	
4100	RAMAL CT (GALERÍA CON CUADROS)	1.20*2.10	351.78	160			30	20		20	30	20		20	20									
SUBTOTAL				370	30	30	50	40	0	50	30	20	0	50	50	20	22,000	2.00	2.94	1.47	0.38	6.77	51.51	
TOTAL				1740	110	110	140	150	150	160	140	170	150	160	150	150	119900	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	#REF!	
			COST	471,284	29,940	29,940	40,136	40,199	37,800	46,939	36,066	45,910	37,134	45,689	40,972	40,557								

Programa de sondajes diamantinos con el cual se plantea cortar a posibles estructuras:

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

BUDGET 2008 - DIAMOND DRILLING - SECTION VI

LEVEL	N°	DEPTH	Tipo	ANGLE	TARGET	JAN	FEB	MAR	APR	MAY	JUN	JUL	AUG	SEP	OCT	NOV	DEC	TON. PROYEC.	A.M.	%ZN	%PB	%CU	OzAg	\$/TM	Ratio
2500	1	110	S	-64°	Vein C	110																			
2500	2	80	S	-38°	Vein C	95																			
2500	3	115	S	-63°	Vein C	115																			
2500	4	100	S	-50°	Vein C	80	20																		
2500	5	115	S	-63°	Vein C	115																			
2500	6	120	S	-48°	Vein C	120																			
2500	7	95	S	-50°	Vein C	95																			
2500	8	85	S	-20°	Vein C	50	35																		
2500	9	125	L	-64°	Vein C									45	80										
2500	10	125	L	-63°	Vein C										125										
2500	11	115	L	-50°	Vein C										115										
2500	12	120	L	-63°	Vein C										80	40									
2500	13	115	L	-50°	Vein C										115										
2500	14	115	L	-64°	Vein C							115													
2500	15	100	L	-50°	Vein C							100													
2500	16	100	L	-50°	Vein C							100													
2500	17	120	L	-63°	Vein C							50	70												
2500	18	120	L	-63°	Vein C								120												
2500	19	115	L	-52°	Vein C								115												
2500	20	115	L	-48°	Vein C								95	20											
2500	21	115	L	-48°	Vein C									115											
2500	22	110	L	-65°	Vein C										110										
2500	23	110	L	-65°	Vein C										110										
SUBTOTAL		2540				400	400	35	0	0	0	385	400	400	400	155	0	86,000	1,00	2,68	0,83	0,26	3,65	76,87	33,86
2700	24	75	S	-15°	Vein K																				
2700	25	85	S	-57°	Vein K																				
2700	26	85	S	-14°	Vein K																				
2700	27	85	S	-57°	Vein K																				
2700	28	70	S	-14°	Vein K																				
2700	29	85	S	-57°	Vein K																				
2700	30	80	S	-43°	Vein K																				
2700	31	80	S	-43°	Vein K																				
2700	32	75	S	-39°	Vein C			75																	
2700	33	90	S	-74°	Vein C			90																	
2700	34	70	S	-12°	Vein C			70																	
2700	35	70	S	-12°	Vein C			70																	
2700	36	75	S	-55°	Vein C			60	15																
2700	37	70	S	-53°	Vein C				70																
2700	38	70	S	-10°	Vein C				70																
2700	39	80	S	-53°	Vein C				80																
2700	40	75	S	-9°	Vein C				75																
2700	41	80	S	-53°	Vein C				80																
2700	42	75	S	-9°	Vein C				10	65															
2700	43	75	S	-38°	Vein C					75															
2700	44	75	S	-38°	Vein C					75															
2700	45	70	S	-39°	Vein C					70															
2700	46	90	S	-74°	Vein C					90															
2700	47	75	S	-12°	Vein C					25	50														
2700	48	80	S	-55°	Vein C					80															
2700	49	70	S	-12°	Vein C					70															
2700	50	85	S	-55°	Vein C					85															
2700	51	75	S	-38°	Vein C					75															
2700	52	75	S	-38°	Vein C						35														
SUBTOTAL		2245				0	0	365	400	400	400	35	0	0	0	245	400	112,557	1,02	1,62	0,77	0,14	7,76	88,52	50,14
		4785				400	198557	1,01	2,08	0,80	0,20	5,98	83,47	41,50											

4.4. PLANEAMIENTO MEDIANO PLAZO

PLANEAMIENTO DE MINADO DEL HORIZONTE VIII

La unidad minera cuenta con una zona de recursos importante denominado *horizontes*. Considerando su accesibilidad se ha optado por explotar la zona *horizontes* y profundizar en una siguiente etapa.

- El alcance en relación con el objetivo es:
 - La exploración, preparación, desarrollo y producción de la zona denominada Horizontes, comprendida entre los niveles 3,000 y 3,900 ubicado entre las progresivas 500S y 1100S.

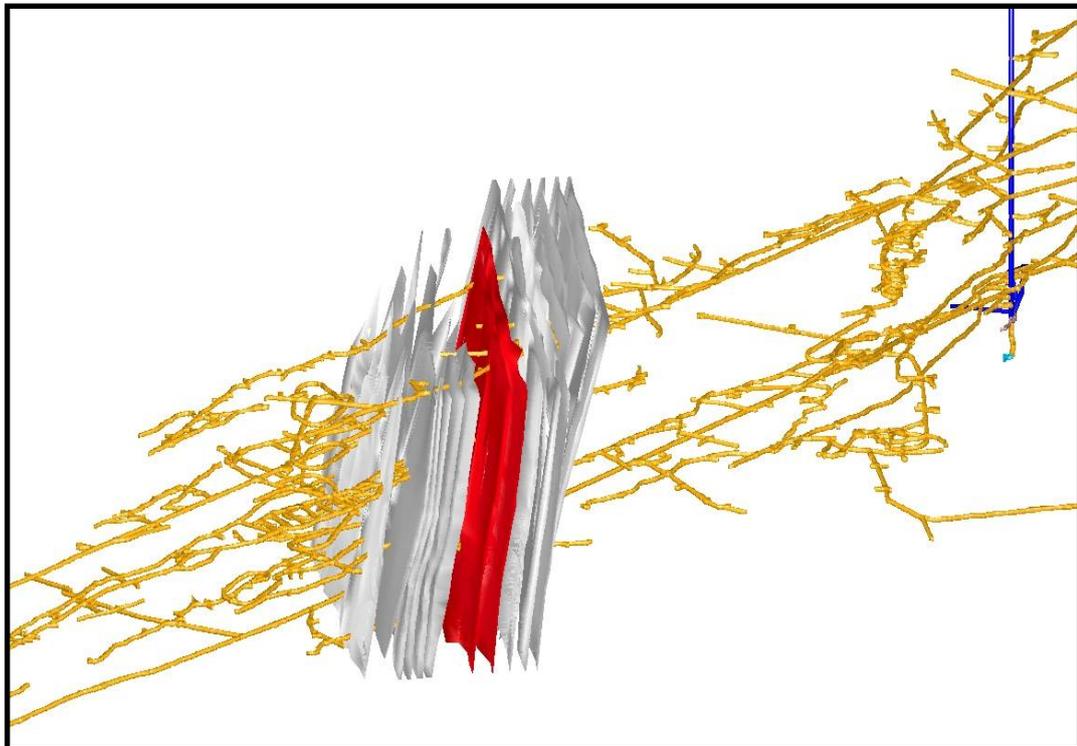


Figura60 : Vista tridimensional de labores y de los horizontes.

RESERVAS Y RECURSOS

ANALISIS DE RECURSOS MINABLES

- Los recursos al 01 de Marzo del 2008 considerados para este análisis son de 2'876,720, con leyes de %Zn= 2,44 %Pb =0.08, %Cu=0,32, Oz Ag=0.92 y un valor de mineral de 45.34.

RECURSOS HORIZONTES							
CLASIFICACION	T.M.S.	A.V.	%Zn	%Pb	%Cu	OzAg	\$/t
MEDIDO	270,180	16.07	2.38	0.05	0.30	0.79	42.47
INDICADO	891,730	15.21	2.43	0.06	0.30	0.87	43.93
INFERIDO	1,714,810	10.54	2.46	0.10	0.33	0.96	46.53
RESUMEN	2,876,720	12.51	2.44	0.08	0.32	0.92	45.34

RELACION DE HORIZONTES

HORIZONTE	T.M.S.	A.V.	%Zn	%Pb	%Cu	OzAg	USD(\$)	% Aporte
A1	39,160	4.74	2.49	0.24	0.32	0.89	47.83	1.4%
I	57,680	5.66	2.37	0.15	0.32	1.09	47.29	2.0%
II	43,420	10.27	2.20	0.11	0.25	0.87	40.79	1.5%
III	86,700	5.86	2.46	0.18	0.82	0.89	60.57	3.0%
IV	170,970	9.33	2.87	0.16	0.26	0.95	49.97	5.9%
V	90,730	5.73	2.39	0.08	0.24	0.78	41.40	3.2%
VI	75,590	7.59	2.31	0.04	0.28	0.72	40.27	2.6%
VII	86,690	5.17	3.17	0.07	0.34	0.95	54.10	3.0%
VIII	1,600,350	17.42	2.34	0.05	0.31	0.83	42.80	55.6%
IX	110,320	5.24	2.31	0.08	0.28	0.88	42.51	3.8%
X	71,290	4.67	2.29	0.07	0.26	1.04	43.18	2.5%
XI	39,900	7.76	2.92	0.08	0.32	1.20	53.25	1.4%
XII	155,820	6.77	2.62	0.06	0.28	0.85	45.24	5.4%
XIII	11,930	4.91	1.91	0.14	0.19	1.25	40.05	0.4%
XIV	71,390	6.27	3.29	0.18	0.51	1.81	69.93	2.5%
XV	7,800	3.14	4.53	0.14	0.30	1.18	70.86	0.3%
XVI	14,610	3.00	1.25	0.34	0.23	1.28	37.26	0.5%
XVII	7,370	3.00	2.44	0.09	0.55	2.25	64.68	0.3%
XVIII	32,350	4.75	1.92	0.18	0.27	1.20	42.41	1.1%
XIX	7,420	3.00	2.88	0.22	0.67	1.48	67.27	0.3%
XX	11,430	4.67	2.13	0.30	0.23	1.21	45.50	0.4%
XXI	44,900	3.29	2.24	0.29	0.18	1.54	48.13	1.6%
XXII	38,900	6.54	2.53	0.34	0.23	1.32	51.49	1.4%
TOTAL	2,876,720	12.51	2.44	0.09	0.32	0.92	45.43	100.0%

UBICACIÓN DE LOS HORIZONTES:

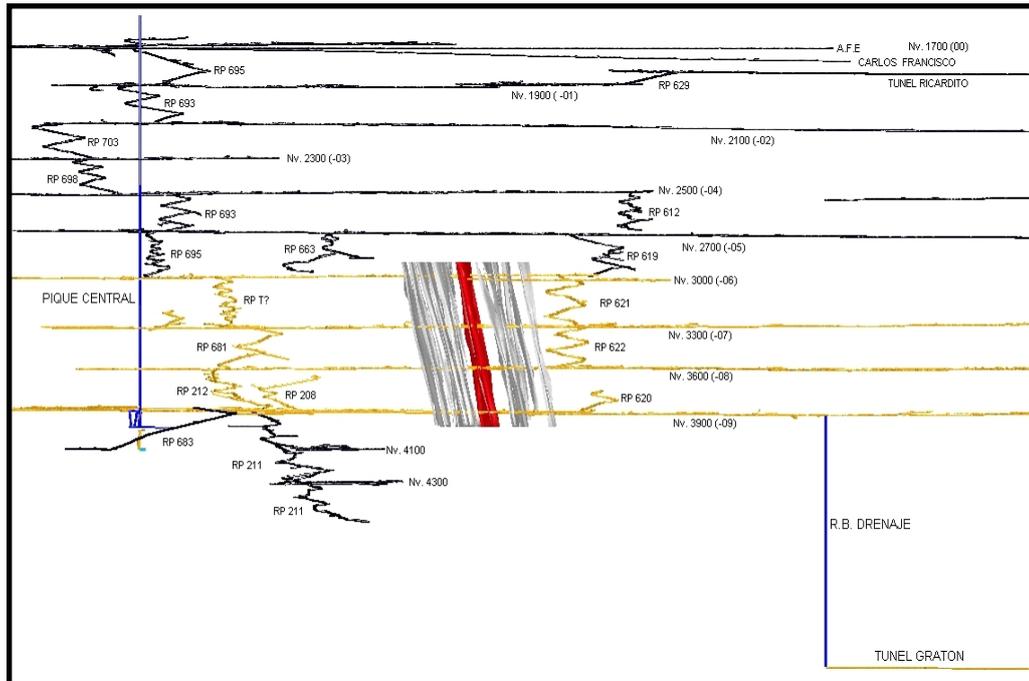


Figura 61 : Vista longitudinal de los horizontes y labores.

HORIZONTES MÁS REPRESENTATIVOS:

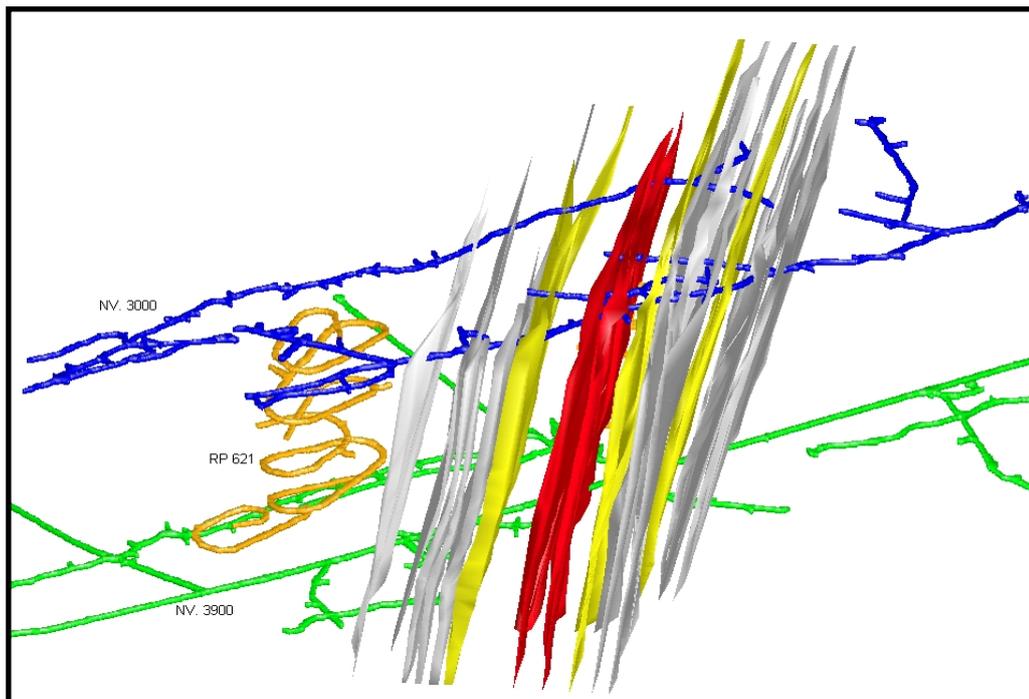


Figura 62 : El horizonte VIII (color rojo) es la más ancha y de mejor ley.

ANALISIS GEOMECANICO DE HORIZONTES:

Para la evaluación geomecánica de la zona horizontes se trabajó con la Empresa DCR Ingenieros, quienes realizaron el mapeo geotectónico de testigos rocosos y ensayos de laboratorio para roca intacta en los diferentes niveles de los horizontes.

CRITERIO PARA LA CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA:

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	> 60	Buena
III A	51 - 60	Regular A
III B	41 - 50	Regular B
IV A	31 - 40	Mala A
IV B	21 - 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

ESFUERZOS IN-SITU

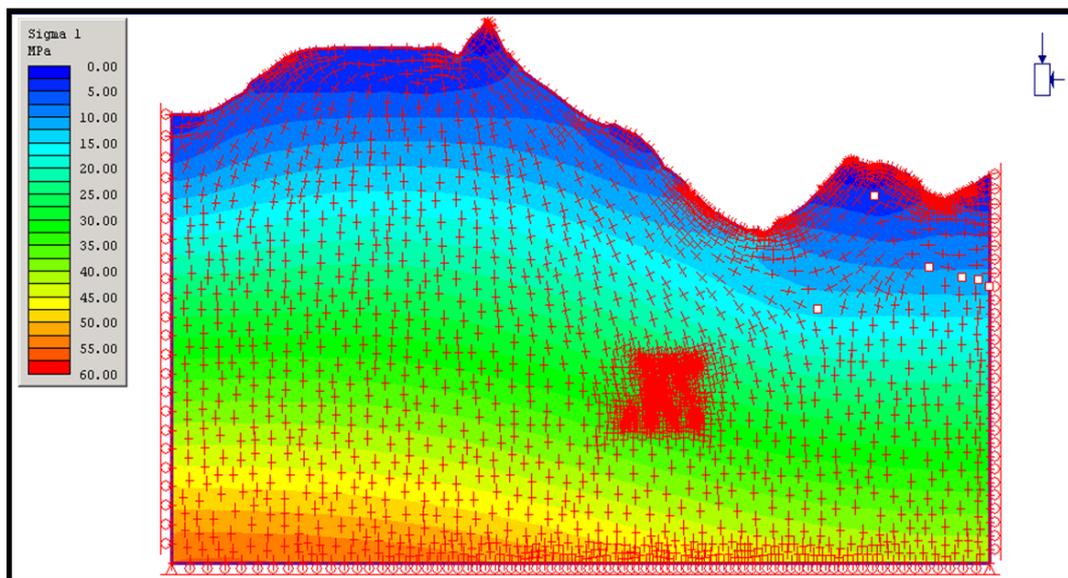


Figura 63 : Esfuerzos inducidos en las labores de la zona de los horizontes

RESULTADO DE ANALISIS ESFUERZO/DEFORMACION

Dimensionamiento de pilares puente (pilares de rumbo)		
Ancho de Tajeo (m)	Altura Pilar puente (m)	Factor de Seguridad
5	5	1.57
10	7	1.57
12	10	1.57
15	12	1.30
20	17	1.30

Dimensionamiento de pilares columna (pilares de buzamiento)				
Ancho de Tajeo (m)	Longitud Tajeo = 25m		Longitud Tajeo = 40m	
	Ancho Pilar buzamiento (m)	Factor de seguridad	Ancho Pilar buzamiento (m)	Factor de seguridad
5	4	1.57	5	1.57
10	8	1.57	9	1.57
12	10	1.57	12	1.57
15	10	1.3	12	1.30
20	15	1.3	18	1.3

PRE MINADO (ACCESIBILIDAD)

- En esta etapa, se analiza el acceso a los *Horizontes* de los equipos pesados, con los que se llevará a cabo el desarrollo, preparación y producción.
- El acceso a la zona *Horizontes* será desde el nivel 800; la infraestructura actual de rampas y niveles principales nos limita al uso de scoops de 3.5 yd³, esto debido a secciones limitadas y gradientes pronunciadas.
- Para poder alcanzar eficiencias mejores debemos trabajar con equipos más grandes de acarreo y transporte, para lo cual se requiere un nuevo acceso que sería desde el *túnel Ricardito*, aprovechando la serie de rampas existentes con sección de 3.5 x 3.5. y la cercanía a la zona *Horizontes*.

- Este acceso sería recomendado no solamente para el minado de *Horizontes*, sino sería usado para profundizar la mina en el futuro.

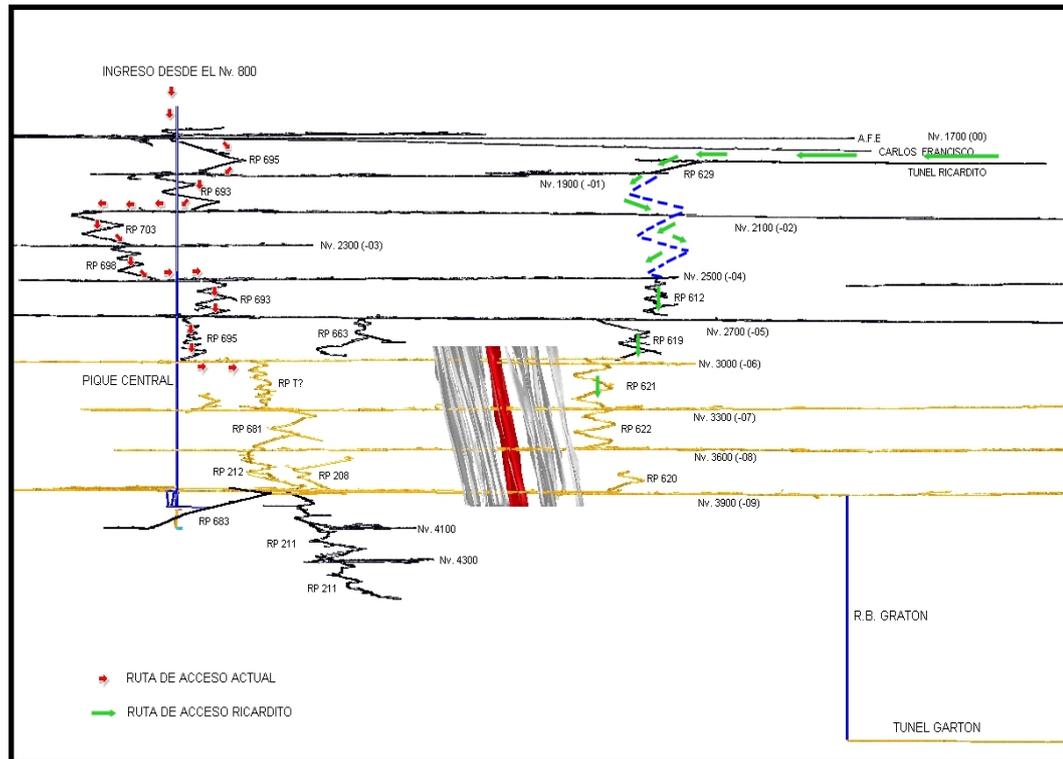


Figura 64 : Ruta de acceso a los horizontes vista longitudinal.

TUNEL RICARDITO

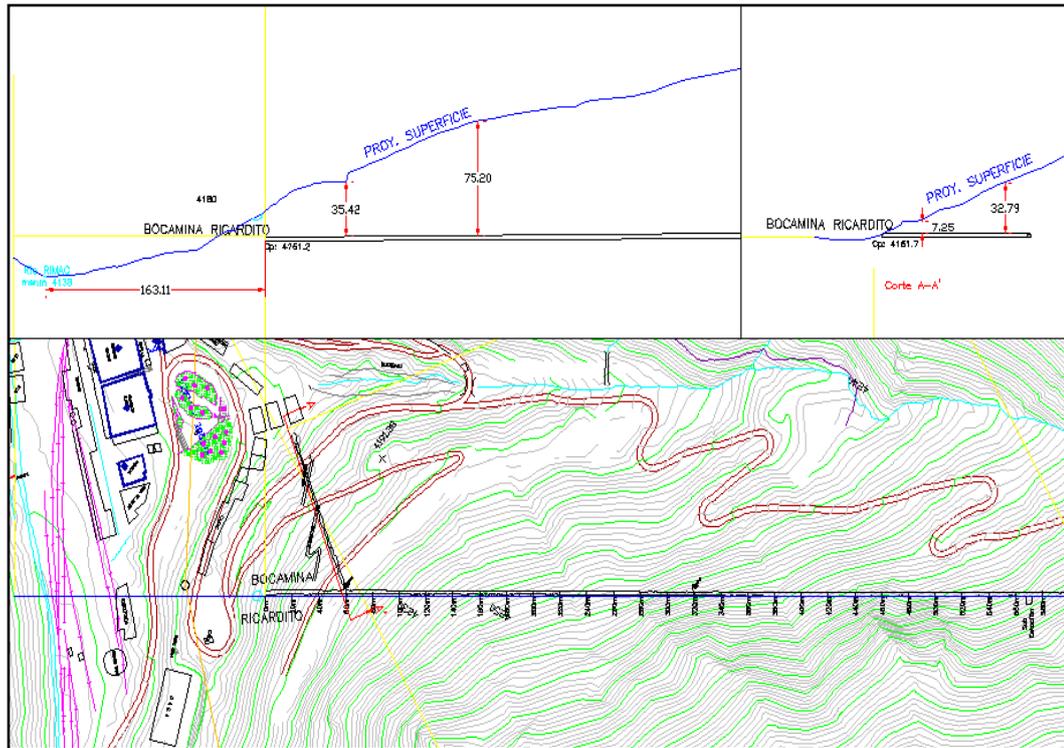


Figura 65 : Ruta de acceso a los horizontes vista de planta por el túnel Ricardito

ANALISIS DEL METODO DE EXPLOTACION

DESCRIPCION DEL METODO

- El método conocido también como Sub Level Stopping (Hundimiento por sub niveles) consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción del mineral.
- El método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral.

- Para prevenir el colapso de las paredes los cuerpos grandes normalmente son divididos en dos o más tajos.
- En este método, el minado se ejecuta desde los niveles para predetermined los intervalos verticales. Los subniveles son desarrollados entre los niveles principales, el mineral derribado con taladros largos desde los subniveles es recuperado desde los draw point hacia los diferentes echaderos.

CRITERIOS PARA LA SELECCIÓN DE TAJEOS POR TALADROS

- Potencia de vetas y diseminados mayores a 3 metros
- El buzamiento debe ser mayor a 50 grados
- Rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad
- Los límites de los yacimientos deben ser amplios y regulares
- Alta mecanización.
- Se requiere de alta precisión en el diseño de las mallas de perforación.
- Es adaptable en vetas Angostas.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS

VENTAJAS

- La desviación puede ser controlada
- Alta productividad.
- Equipo pequeño y mediano es utilizado.

- Alta adaptabilidad en vetas angostas y cuerpos pequeños e irregulares.
- Taladros rectos solo con la utilización de tubos guías.

DESVENTAJAS

- Desviación de taladros largos.
- Cajas competentes
- Dilución y Pérdida de mineral.
- Se requiere de desarrollos considerables.

MINADO

PREPARACION, DESARROLLOS EXPLORATORIOS Y PRIMARIOS

DESARROLLO EXPLORATORIO

- Se tiene programado la exploración del Horizonte VIII en el nivel 3900, completando así la información existente de estos horizontes.
- Se orientarán las exploraciones hacia los horizontes I, II, III, IV y V ubicados al sur cerca al límite con Casapalca, por tener mayor importancia en leyes.
- Así mismo se impulsará la exploración del horizonte XXI, por ser una zona con interesante aporte de volumen.

DESARROLLO PRIMARIO

Se dará acceso a la explotación de horizontes, mediante Rampas, By Pass y cruceros. Así mismo se construirá un Raise Boring al Techo, como echadero de mineral.

RESUMEN DEL DESARROLLO PRIMARIO

NIVEL	HORIZONTAL	VERTICAL	TOTAL
3,300	545	-	545
3,600	751	-	751
3,900	808	146	954
TOTAL	2,104	146	2,250

LABORES DE DESARROLLO

RAMPAS DE ACCESO

Para la explotación de los niveles se desarrollaran rampas positivas y negativas con 13 % a 15 % de gradiente y sección de 3.5mx3.5m

BY PASS INTERMEDIO

Se construirán By Pass de sección 3.5m x 3.5m al techo del los horizontes y distanciados como mínimo 20m.

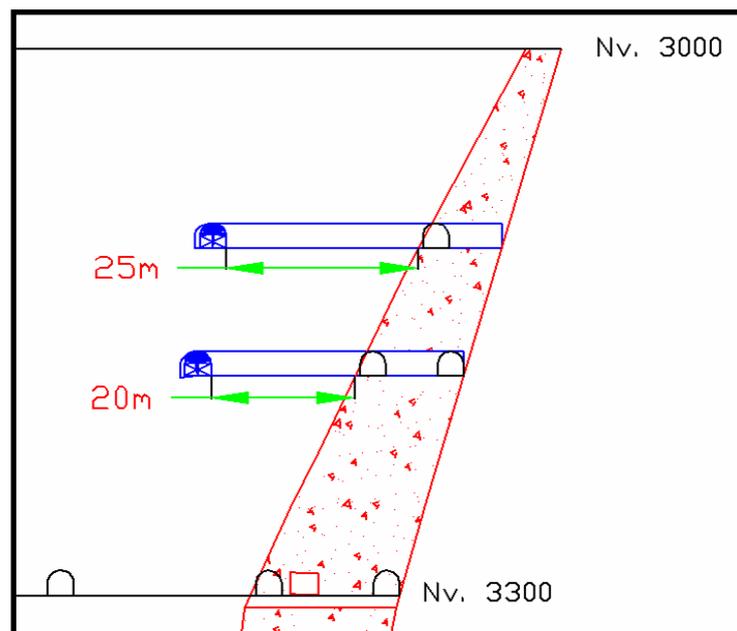


Figura 66: Diseño de By pass del Horizonte VIII.

RAISE BORING

Se construirá una chimenea de 2.0 x 2.0 para echadero de mineral al techo del Horizonte VIII, este comunicará el Nivel 3300 con el Nv 3900.

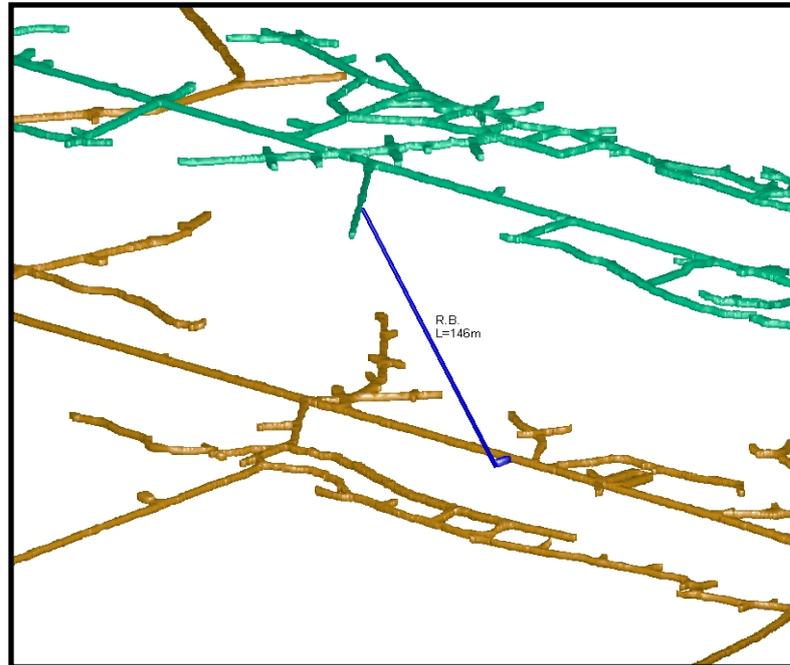


Figura 67: Diseño de chimenea de Ventilación.

PREPARACIONES

- El trabajo de preparación consiste en la construcción de subniveles de perforación de taladros largos, labores para acarreo, puntos de carguío y extracción, construcción de caras libres para el derribo de mineral y labores de servicios.
- Los subniveles de perforación se preparan a una sección de 3.5x3.5m, esta es la sección requerida para perforar y operar adecuadamente los Jumbos.
- Los Slots raise que sirven como cara libre serán preparados mediante taladros largos, la sección más apropiada 2.0x2.0m

RESUMEN DE PREPARACIONES

NIVEL	HORIZONTAL	VERTICAL	TOTAL
3,300	705	162	867
3,600	1,054	132	1,186
3,900	1,116	100	1,216
TOTAL	2,875	394	3,269

RESUMEN DEL METRAJE DESARROLLO Y PREPARACION

	DESARROLLO (m)	PREPARACION (m)	TOTAL (m)	USD (\$)
3300	464	948	1,412	447,352
3600	438	1,499	1,937	664,487
3900	620	1,550	2,170	876,228
TOTAL	1,522	3,997	5,519	1,988,067

EXPLOTACION – OPERACIONES UNITARIAS

PERFORACION - EQUIPOS

- Los equipos sugeridos para la perforación de taladros largos son:
 - Jumbo Boomer 126XN.
 - Jumbo Quasar Tamrock Secoma.
- Estos Jumbos están equipados con máquinas perforadoras tipo COP 1238, con brocas de 64 mm y barras de perforación T38 de 4 pies, con los cuales es posible perforar bancos de 15 metros ya sea en forma positiva o negativa.
- Estos equipos necesitan subniveles de perforación de 3.5 m × 3.5 m para lograr un buen desempeño de la perforación.
- Un elemento importante a considerar es que cuenta con dos stinger hidráulicos (superior e inferior) que permiten fijar al equipo, una vez

posicionado al techo y piso de la labor se reduce la desviación por efecto de esfuerzos en la perforación.

PROYECCION DE PERFORACION

TAJO	Tajo 07	
Tonelaje	43,595	
Aporte Preparaciones	5,145	
Tonelaje del Tajo	38,450	
LONGITUD A PERFORAR	150.0	mts
ANCHO MINADO	15.0	mts
ALTURA DE PERFORACION	15.0	mts
PERFORADORA	QUASAR T-38	
LONGITUD DE BARRA	4	Pies
DIAMETRO DE BROCA	2.5	Pulg.
EFICIENCIA DISPARO	90%	
PESO ESPECIFICO MINERAL	2.8	Tm/m3
MALLA DE PERFORACION (BxE)	1.50	1.50
INDICE DE PERFORACIÓN	3.50	Tm/m
Nº DE TAL/SECC	25	Tal
PERFORACIÓN	TAJO 07	Unid
Nº DE FILAS / TAJO	100	Unid
METROS PERFORADOS / TAJO	10986	mts
METROS PERFORADOS / GDIA	120	mts
HORAS DE PERFORACIÓN / GDIA	7	Horas
METROS PERFORADOS / MES	6240	mts. / mes
METROS PERFORADOS / HORA	17.1	mts
HORAS DE PERFORACIÓN TOTALES	641	hrs
DÍAS DE PERFORACIÓN	46	dias
PERFORACIÓN	HZTE VIII	Unid
Tonelaje, US\$/ton, Potencia	751147	Tn.
Aporte Preparaciones	82626	Tn.
Tonelaje del Tajo	668521	Tn.
INDICE DE PERFORACIÓN	3.5	Tm/m
METROS PERFORADOS / TAJO	191006	mts
METROS PERFORADOS / GDIA	120	mts
METROS PERFORADOS / MES	6240	mts. / mes
HORAS DE PERFORACIÓN / GDIA	7	Horas
METROS PERFORADOS / HORA	17.1	mts
HORAS DE PERFORACIÓN TOTALES	11142	hrs
DÍAS DE PERFORACIÓN	796	dias

REQUERIMIENTO DE EQUIPOS Y PERSONAL

REQUERIMIENTO DE EQUIPOS Y PERSONAL				
	Scoop 3.5 Yd3	Dumper 13t	Jumbo	Obreros / Guardia
NV. 3300	1	0	1	18
NV. 3600	1	0	1	18
NV. 3900	1	0	1	18
REQUERIMIENTO	3	0	3	54

MODELAMIENTO HORIZONTE VIII – TOPOGRAFIA ACTUAL

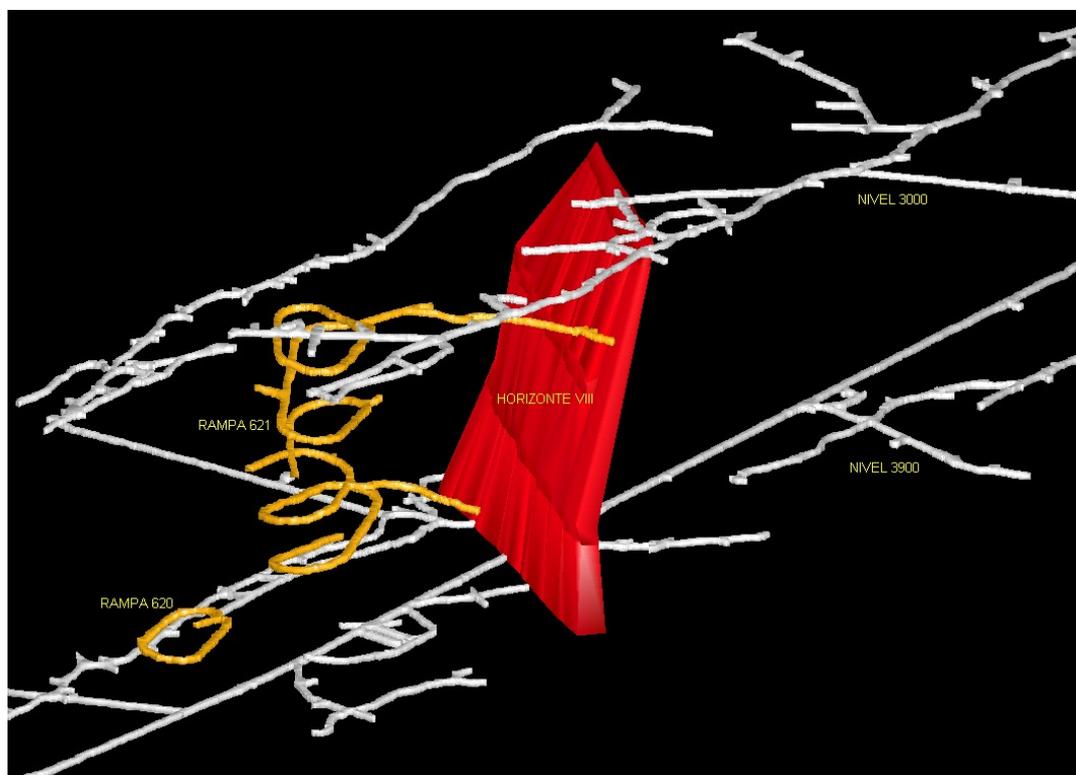


Figura68: Horizonte VIII modelado en DATAMINE.

MODELAMIENTO HORIZONTE VIII – TRONCAL

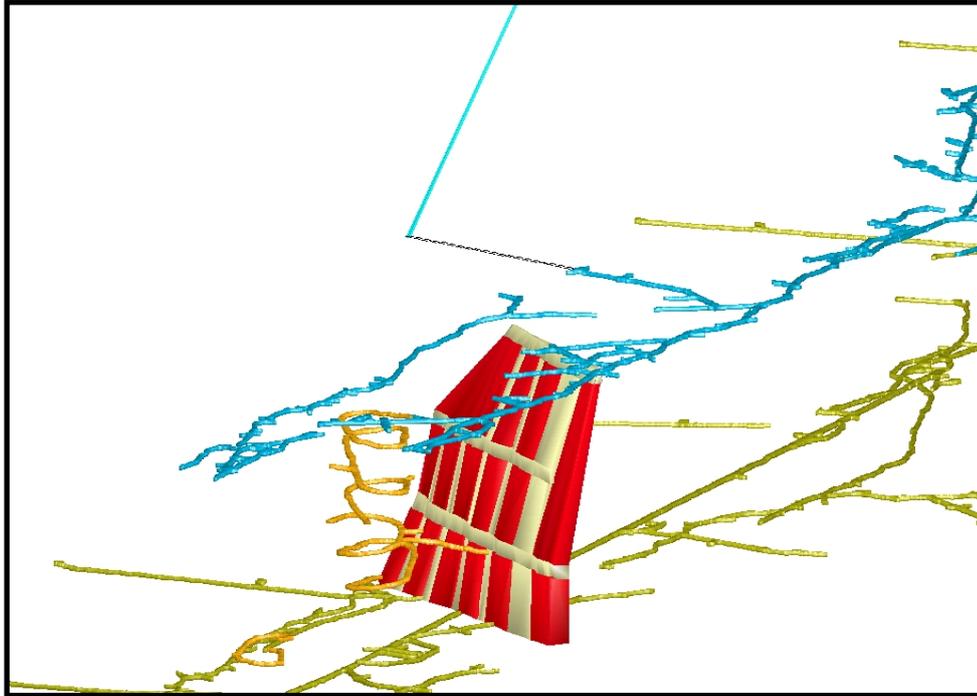


Figura 69: Ubicación de los pilares para sostenimiento del Horizonte VIII.

LABORES DE ACCESO

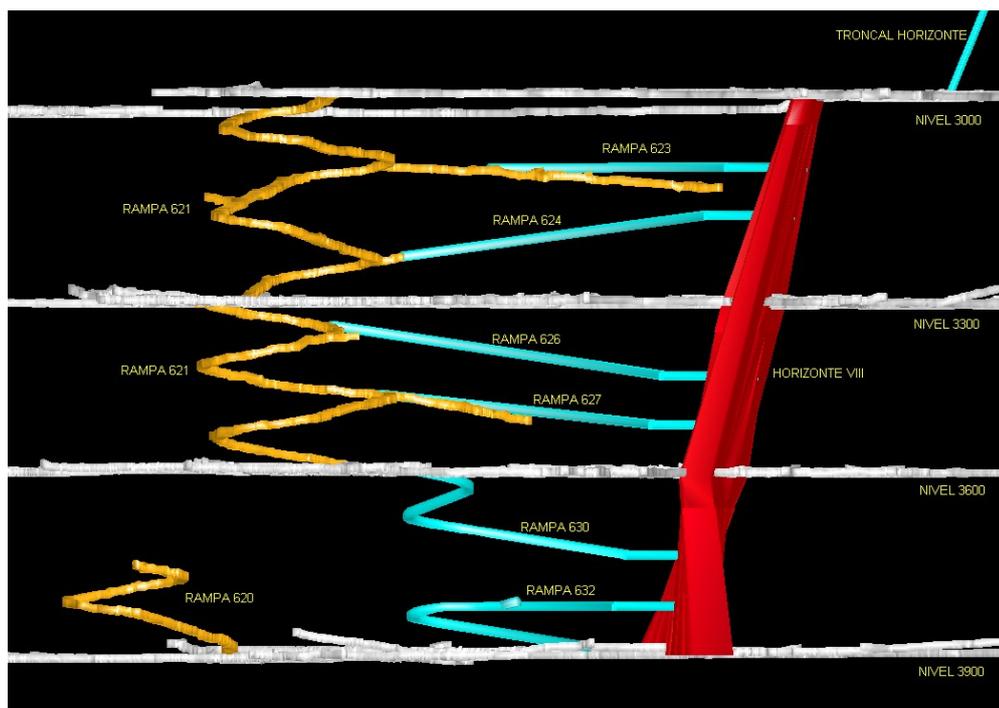


Figura70: Acceso de la Rampa 621 hacia el Horizontes VIII.

BY PASS Y CRUCEROS

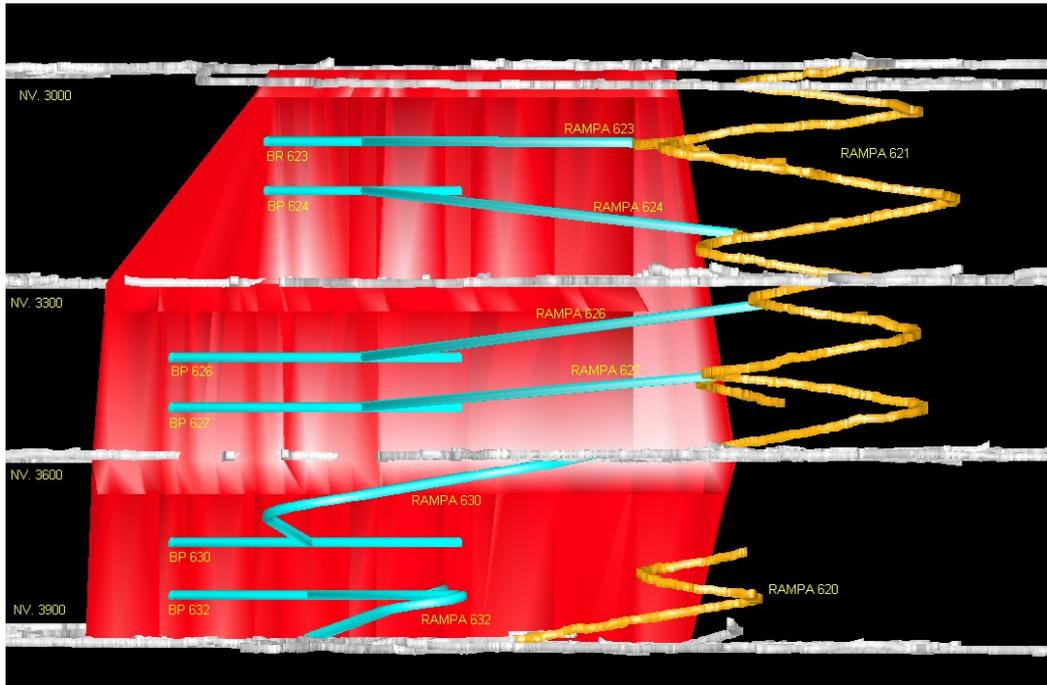


Figura 71: Acceso de la Rampa 621 hacia el Horizontes VIII. Vista Longitudinal

DISEÑO DE PUENTES Y PILARES

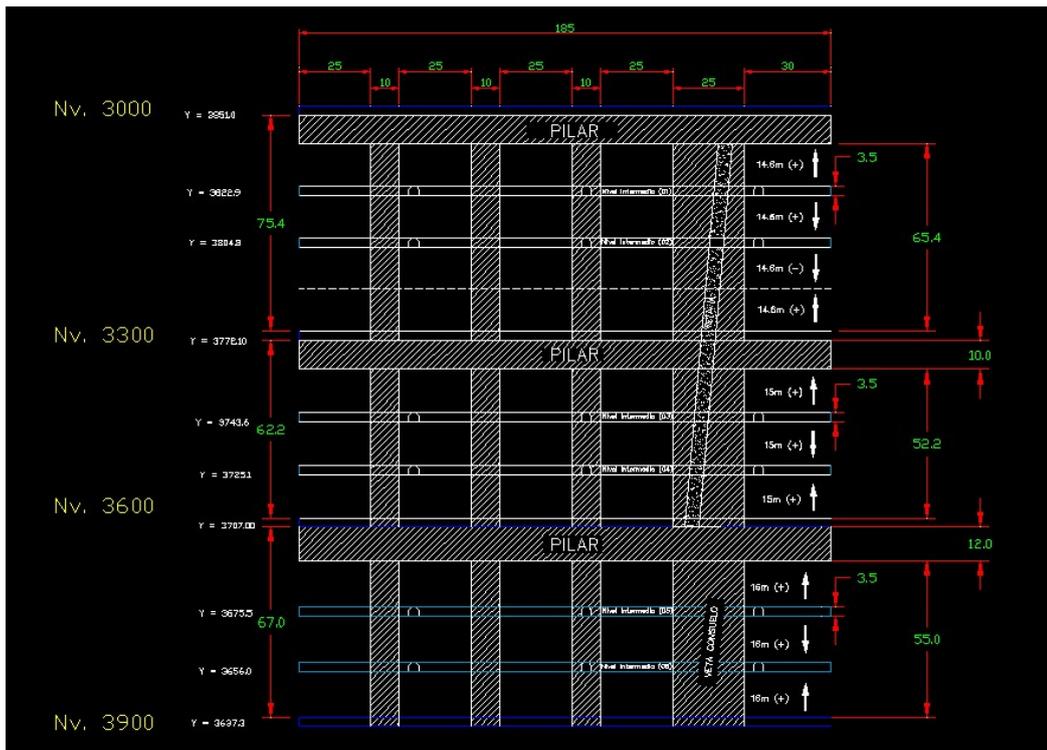


Figura72: Dimensionamiento de los puentes y pilares.

DISEÑO DE PILARES DE RUMBO

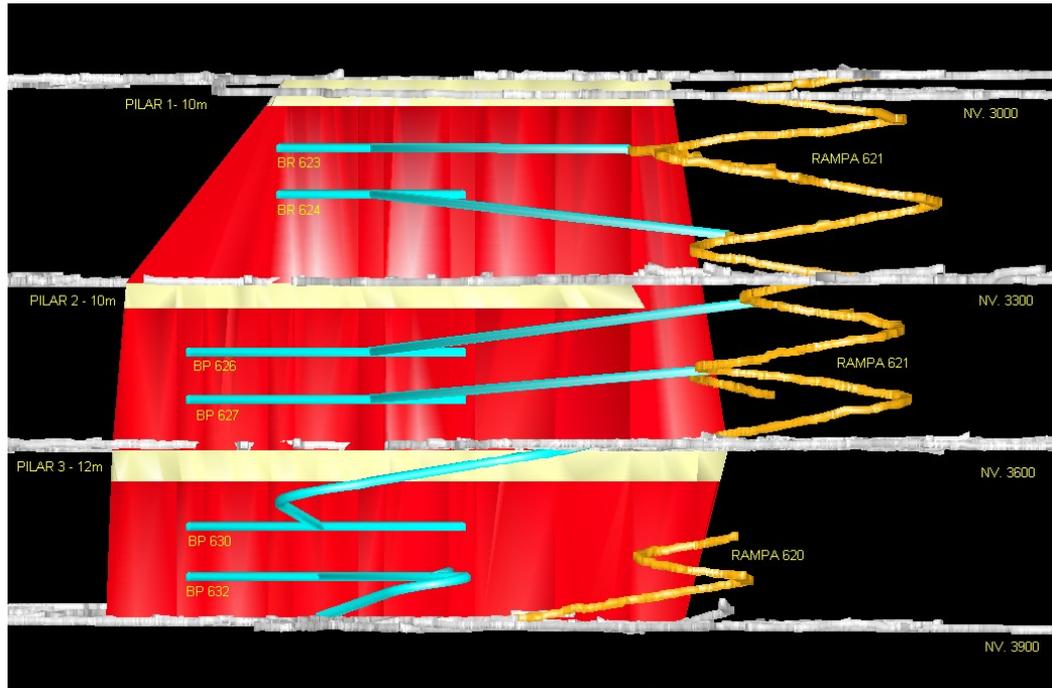


Figura73: Pilares de rumbo modelado en DATAMINE.

DISEÑO DE PILARES DE BUZAMIENTO

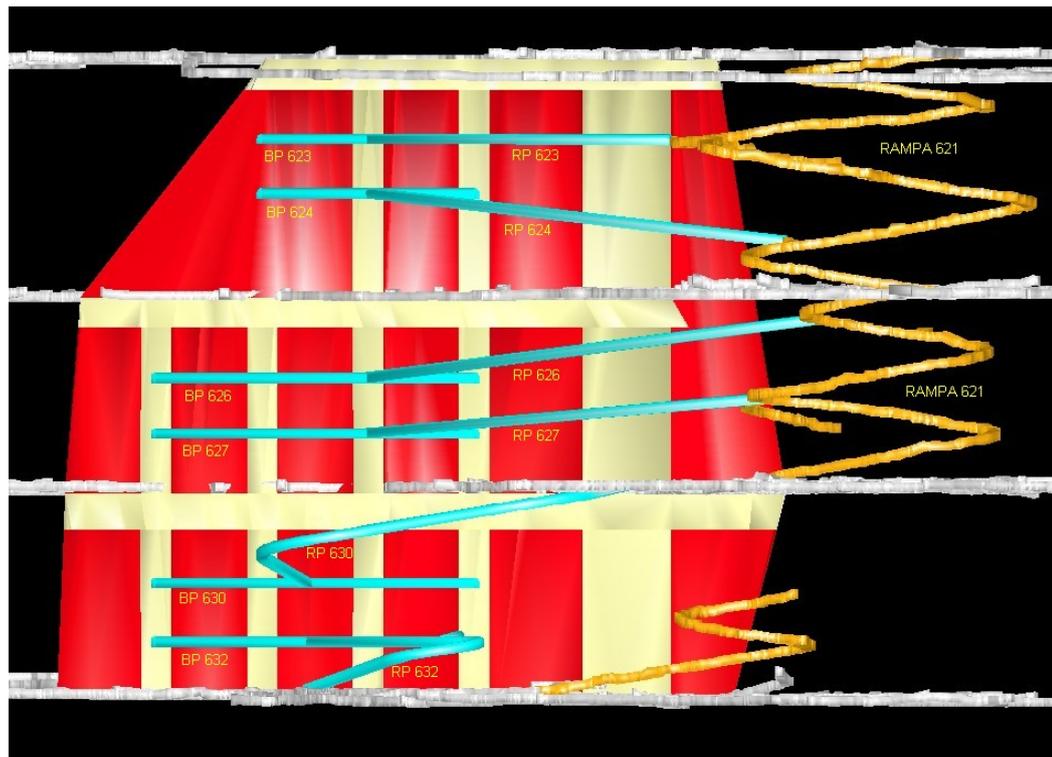


Figura74: Pilares de buzamiento modelado en DATAMINE.

DISEÑO DE NIVELES DE EXTRACCION

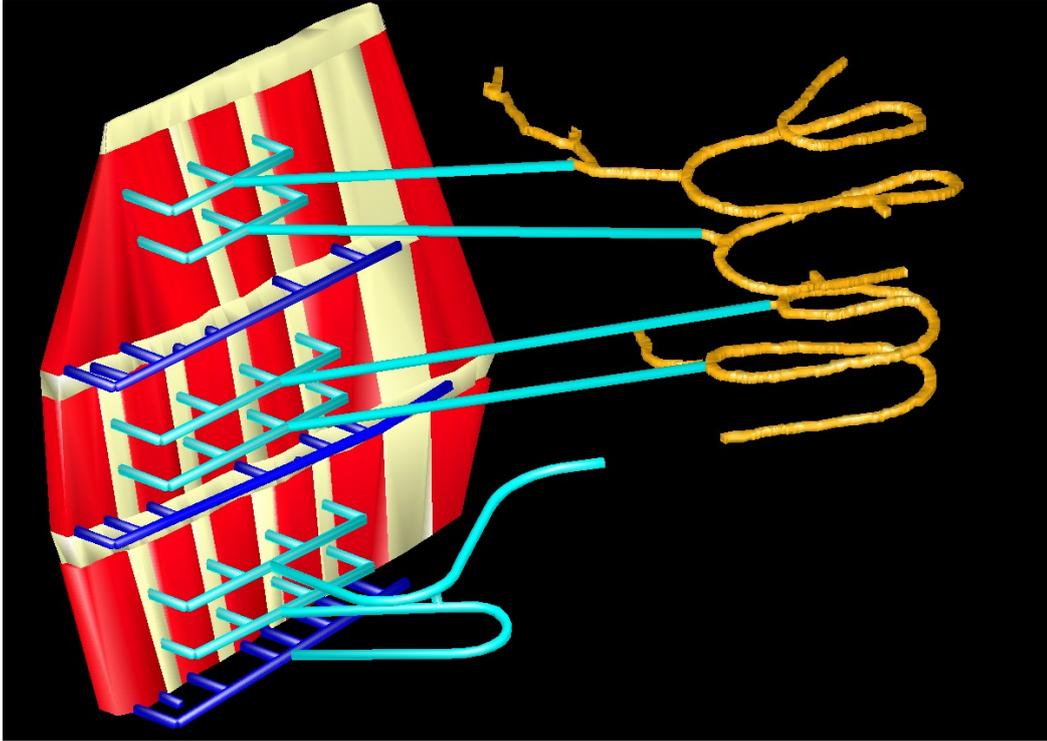


Figura75: Labores lineales y Accesos para los subniveles de perforación.

DISEÑO DE CHIMENEAS DE VENTILACION

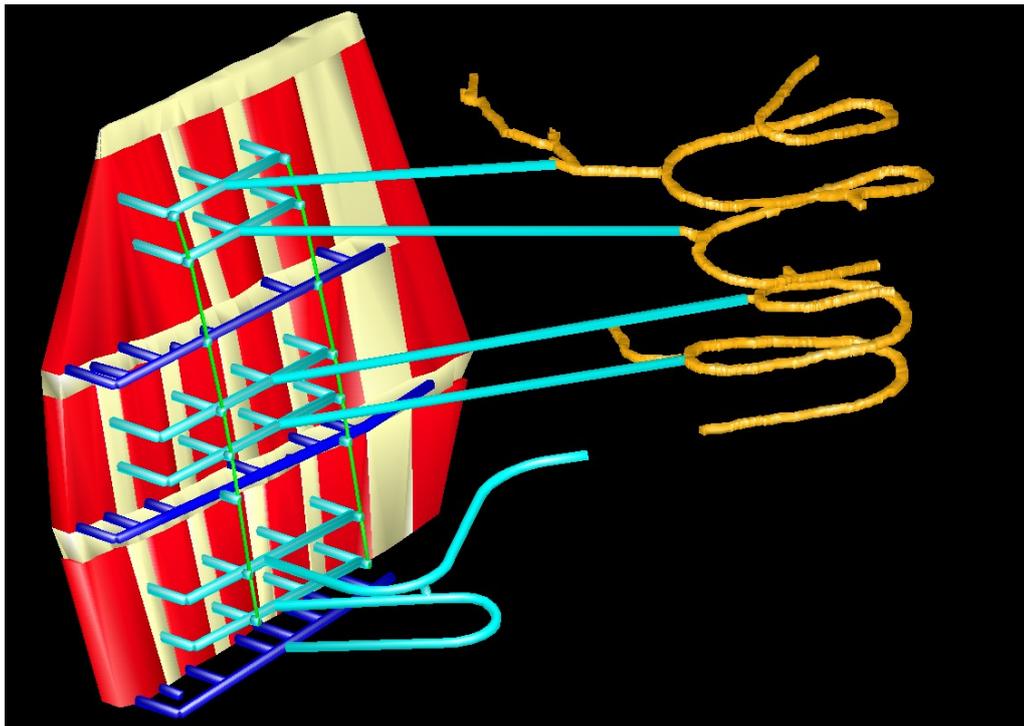


Figura76: Chimeneas de Ventilación que será integrada por los niveles.

VENTILACION FASE DE PREPARACION

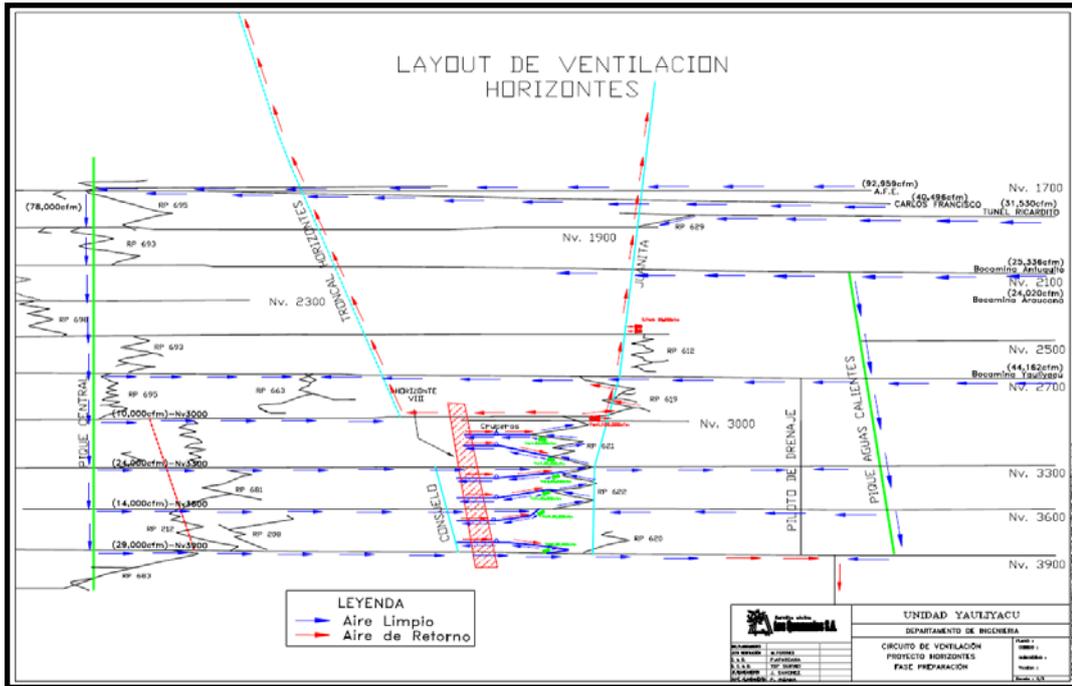


Figura79: Circuito de aire en labores para la preparación del Horizonte VIII.

VENTILACION FASE DE EXPLOTACION

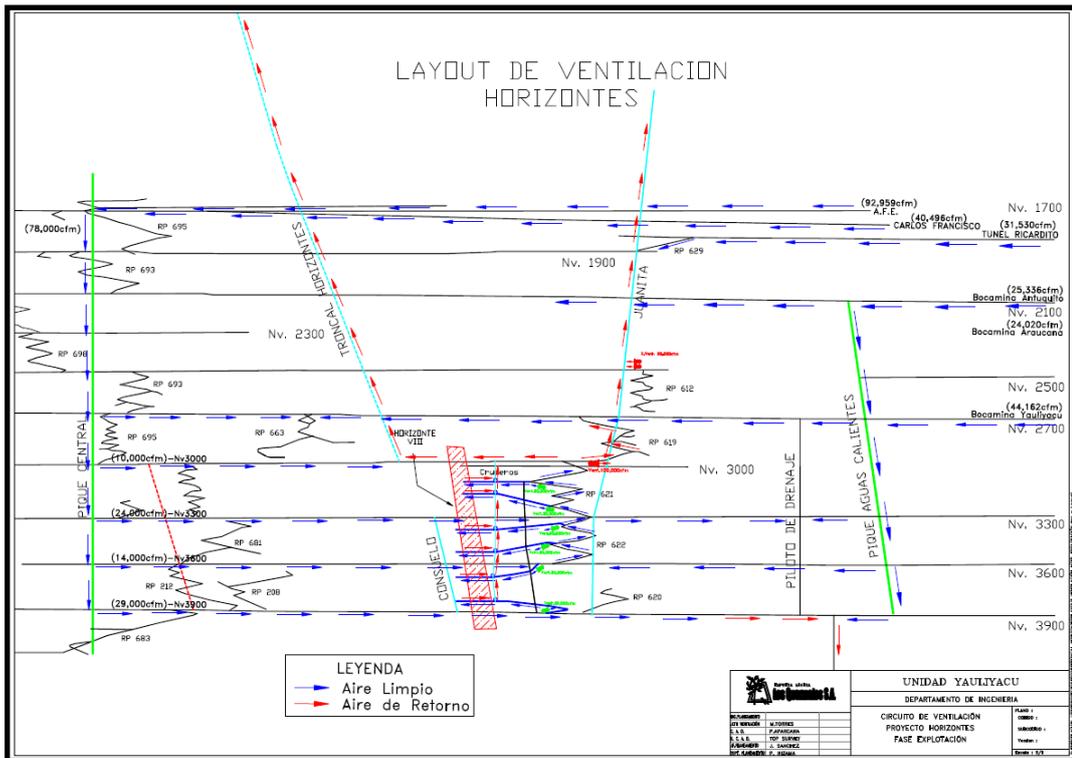


Figura80: Circuito de aire en labores para la explotación del Horizonte VIII.

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.
- Su aporte nacional, regional y local está relacionada a lo que brinda el sector minero al país, como es el aporte de impuestos, canon, generación de empleo, apoyo social, aporte de agua a Lima, entre otros.
- Cuenta con un PAMA y EIA aprobados por el MEM y auditado periódicamente para verificar su sostenibilidad y cumplimiento de las normas legales del medio ambiente.
- Los impactos negativos de sus operaciones están controlados dentro de las normas vigentes, sin contaminar el ambiente y siempre debajo de los Niveles Máximos Permisibles, verificado por las fiscalizaciones del MINEM.
- El cumplimiento de lo planeado vs. lo realizado es del 95% para tajos y 90% para labores horizontales.

- Para mantener una ley de cabeza de 2.30% de Zn a un ritmo de producción de 38000tm/día, se viene realizando un planeamiento semanal y mensual más detallado.
- El método SLC y SLV es un método seguro, el personal no trabaja debajo de la corona del tajo para cada corte como sucede en un corte y relleno.

RECOMENDACIONES

- Los levantamiento de taladros perforados son importantes para el control de la dilución, este es un factor fundamental que debe ser controlado al máximo para evitar reducir nuestro margen de utilidad.
- Es necesario realizar siempre un análisis económico, el costo de operación varia 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.
- Los equipos de perforación deben contar con un sistema de señalización láser que ayudará a su posicionamiento. Actualmente usamos los clinómetros para el posicionamiento.

BIBLIOGRAFIA

Ing. Patrick Mclaughlin – Yauliyacu 2003 (trabajo realizado sobre diseño de carguío en taladros largos).

Ing. Fidel Yale - Yauliyacu 2006 (Trabajos realizados para la optimización de taladros largos).

Ing. Pedro Nizama - Yauliyacu 2007 (Trabajo realizado para la optimización del método sublevel stoping en veta).

Ing. Nilton Apaza – Yauliyacu 2008 (Informe técnico de voladura controlada).

Bach. José Ampuero – Yauliyacu 2008 (Informe realizado en los programas mensuales de producción y avances).

Bach. José Ampuero – Yauliyacu 2008 (Informe realizado para el programa anual de producción y avances).

Bach. José Ampuero – Yauliyacu 2009 (Trabajo realizado para la explotación del horizonte VIII).

ANEXOS

SECCION LONGITUDINAL DE LA VETA M: RESERVAS Y RECURSOS MINERABLES

