

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

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS**



**“EXPLORACION DE LOS HORIZONTES
EMPRESA MINERA LOS QUENUALES – UNIDAD
YAULIYACU”**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

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

**PRESENTADO POR:
LUIS ANGEL ALCALA MARCOS**

**Lima – Perú
2 010**

DEDICATORIA

A mi Alma Mater La Universidad Nacional de Ingeniería, forjador de profesionales líderes en minería.

A Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu, que me permitió desarrollar el presente trabajo.

Mis más sinceros agradecimientos a los Ingenieros: Fernando Café, Richard Contreras y Roberto Vicuña por su confianza, apoyo y orientación en los trabajos encomendados.

RESUMEN

El presente informe resume los trabajos realizados en la Empresa Minera Los Quenuales, Unidad Yauliyacu, en la zona mineralizada denominada Horizontes.

El trabajo se inicia con el análisis de reservas y recursos ganados a la fecha producto de las exploraciones en frentes y perforaciones diamantinas, pasando por la evaluación de la infraestructura de mina, llegando a definir y recomendar alternativas propias para llevara a cavo el proyecto, hasta la determinación del método de explotación partiendo desde un análisis geomecánico y costos de minado, para luego definir el diseño propio de la infraestructura a desarrollar y pilares a dejar en el minado.

Los detalles propios de la cubicación del mineral así como la preparación propios del método de minado fueron simulados en su totalidad, llegando a definir la producción, secuencia de minado y demás parámetros técnicos que servirán como sustento del proyecto.

INDICE

INTRODUCCION	06
--------------------	----

CAPITULO I

1.0 GENERALIDADES – MINA YAULIYACU

1.1 Ubicación y acceso	08
1.2 Marco geológico	
1.2.1 Geomorfología	09
1.2.2 Geología regional	10
1.2.3 Estratigrafía	11
Columna estratigráficas - Mina Yauliyacu	15
1.2.4 Geología Local	16
1.2.5 Geología Estructural	17
1.2.6 Geología Económica	19

CAPITULO II

2.0 PROYECTO EXPLOTACION DE LOS HORIZONTES

2.1 Generalidades de Los Horizontes	20
2.2 Análisis de Reservas y Recursos	21
2.3 Ubicación y acceso hacia Los Horizontes	25
2.4 Evaluación de alternativas de acceso	27
2.4.1 Túnel Antuquito	27

2.4.2	Túnel Araucana	28
2.4.3	Túnel Yauliyacu	29
2.4.4	Túnel Ricardito	30
2.4.5	Análisis entre alternativas de acceso	31
2.4.6	Matriz de comparación entre alternativas de acceso	32
2.5	Geomecánica de Los Horizontes	
2.5.1	Caracterización de la masa rocosa	35
2.5.2	Clasificación de la masa rocosa	39
2.5.3	Zonificación geomecánica de la masa rocosa	42
2.5.4	Resistencia de la roca	45
2.3.5	Condiciones especiales del masa rocosa	49
2.5.6	Condiciones de agua subterránea	50
2.5.7	Esfuerzos In-Situ	50
2.6	Pre Minado	
2.6.1	Definición del método de explotación	
2.6.1.1	Evaluación de las condiciones de estabilidad	53
2.6.1.2	Dimensionamiento de excavaciones	54
2.6.1.3	Análisis esfuerzo – deformación	57
2.6.1.4	Método de minado en los Horizontes	66
2.6.1.5	Esquema del método de minado	69
2.6.1.6	Secuencia de avance del minado	71
2.7	Ventilación	72
2.8	Minado	
2.8.1	Perforación	77
2.8.1.1	Calculo del Burden y Espaciamiento	77
2.8.1.2	Selección del equipo de perforación	79
2.8.1.3	Selección del varillaje de perforación	81
2.8.1.4	Procedimiento para el diseño y marcado de la	

malla de perforación	83
2.8.1.5 Desviación en la perforación	84
2.8.2 Voladura	
2.8.2.1 Generalidades	88
2.8.2.2 Distribución de carga en taladros paralelos ..	89
2.8.2.3 Distribución de carga en taladros radiales ..	93
2.8.3 Limpieza y acarreo	94
2.8.3.1 Programación de equipos	95
2.8.3.2 Definición de tiempos	97
2.8.3.3 Rendimiento	99
2.8.3.4 Costo - utilización de equipos	100
2.8.4 Programa de Producción	102
CONCLUSIONES.....	106
RECOMENDACIONES	109
BIBLIOGRAFIA	112
ANEXO	113
Anexo 01 - Ensayos de Compresión Triaxial	113
Anexo 02 - Ensayos de Propiedades Físicas	115

INTRODUCCION

El presente informe se realizó en la Empresa Minera Los Quenuales S.A., Unidad Yauliyacu, a fines del año 2 007 y se culminó a mediados del 2 008 por encargo de la Gerencia General, con la finalidad de poder tener conocimiento acerca de los problemas a presentarse y las posibles alternativas de solución que se llevarán a cabo para poder iniciar la explotación por debajo del nivel 3 900 la cual denominamos profundización y que conlleven a ampliar la vida de la mina en aproximadamente 10 años.

En una coyuntura favorable de precios internacional del Zinc, Plomo y Cobre, toma importancia una zona mineralizada denominada Horizontes reconocida y ubicada entre los niveles 2 700 y 3 900 niveles actualmente en operación.

A Medios del 2 008 se presentó el Proyecto de Explotación de los Horizontes, con la finalidad de poder aumentar la producción de Yauliyacu

4,200 t/día a 6,000 t/día en un plazo no mayor de 12 meses proyectándose para fines del 2009 la explotación de los Horizontes, producción que permitiría ir preparando la mina para su profundización sin comprometer el aumento sostenible de la producción.

Los Horizontes se compone de un paquete de vetas separadas entre si por material estéril. Se encuentra ubicada y reconocida por Geología desde el Nv 2 700 al Nv 3 900 donde actualmente se tiene acceso, es por ello que los servicios llámese energía, aire, agua se encuentran disponibles y los gastos en servicios serian mínimos en la etapa de exploración y preparación.

Mina Yauliyacu cuenta con infraestructura antigua desde el tiempo de CENTROMIN PERU con rampas de pendientes mayores a 15%, sección reducida y radios de curvaturas muy cerradas. La visión de la Gerencia General es contar con un nuevo acceso de mayor sección, proyectando en un futuro el ingreso de volquetes para llevar a cavo el acarreo del mineral en la profundización.

El informe adjunta los componentes geológicos, geomecánicos, alternativas de acceso, estudio de la extracción, definición del método de explotación y diseño de la preparación y explotación para ayudar a la Gerencia General en la toma de decisión para su explotación.

CAPITULO I

1. GENERALIDADES – MINA YAULIYACU

1.1. Ubicación y acceso

Empresa Minera Los Quenuales S.A., Unidad Yauliyacu se encuentra ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima, a una altitud de 4 250 msnm, localizada en la Cordillera Occidental de los Andes Centrales del Perú, en la cuenca hidrográfica del río Rímac, entre las coordenadas 11° 3' Latitud S y 76° 10' Longitud W.

El acceso se realiza por la Carretera Central, asfaltada, hasta llegar al Km 115, donde a través de una carretera afirmada se llega a la unidad Yauliyacu recorriendo un tramo de 1 Km.

La altitud juega un papel muy importante en el clima y la vegetación, los periodos lluviosos, con máximas precipitaciones se dan entre los meses de Diciembre – Abril y los periodos de sequía corresponden a los meses de Mayo – Noviembre.

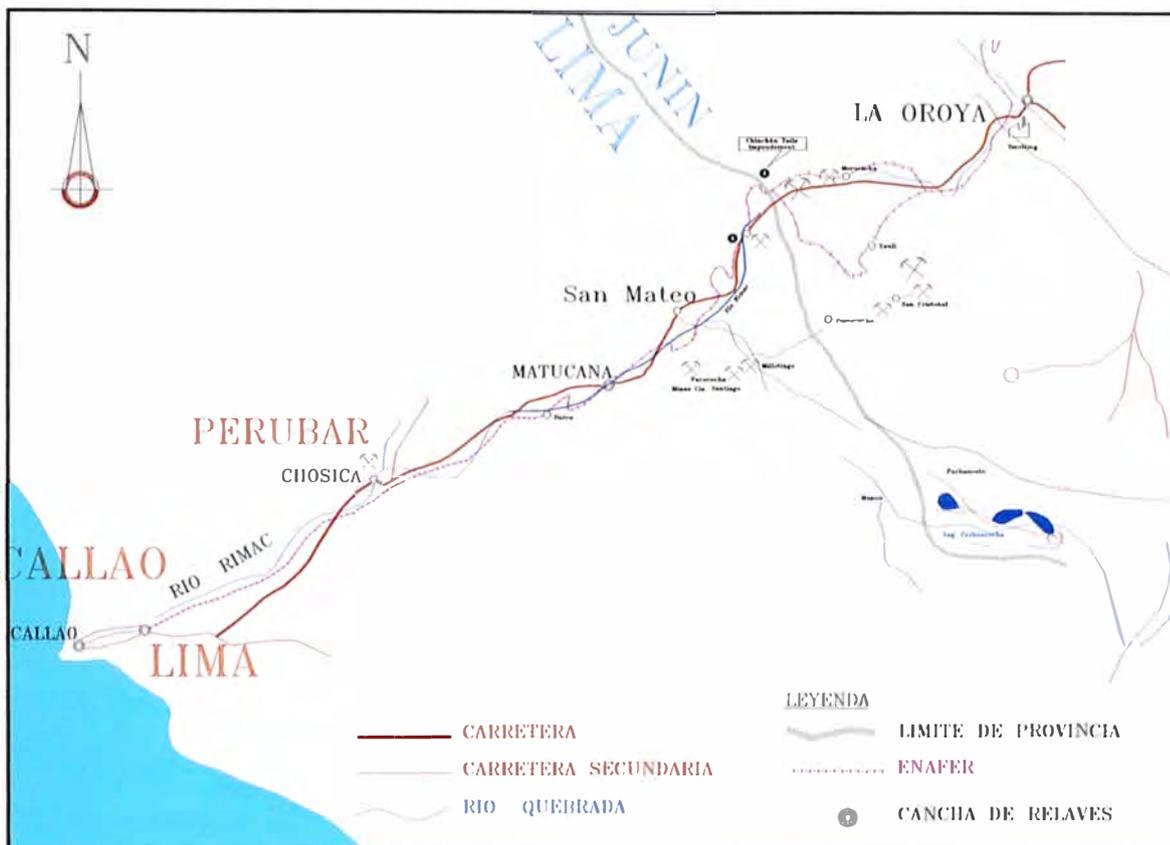


FIGURA 01 - ACCESO DESDE LIMA A LA EMPRESA MINERA LOS QUENUALES UNIDAD YAULIYACU

1.2. Marco geológico

1.2.1. geomorfología

El área de estudio corresponde a una geomorfología de relieve abrupto, conformada por montañas elevadas las cuales están disectadas por el río Rímac. El relieve es moderado con formas topográficas de una geomorfología glacial, en cuyos remanentes de la antigua actividad glacial, se observan depósitos morrénicos ubicados a ambos márgenes del valle, los cuales son profundos, con una sección en forma de V, que ha formado el río por su acción erosiva.

1.2.2. Geología Regional

En el Cretáceo Superior, ocurrió la depositación de una secuencia calcárea. A fines del Cretáceo y principios del Terciario se depositó una secuencia sedimentaria, producto de la erosión post-fase Tectónica Peruana, denominada Formación Casapalca, la cual está conformada por dos miembros: Capas Rojas y Carmen.

En la etapa final del citado episodio tectónico tuvo lugar un magmatismo extrusivo que cubrió el área de flujos de lavas volcánicas andesíticas y tobas, que se intercalaron con sedimentos continentales, constituyendo las Formaciones Carlos Francisco, Bellavista y Río Blanco. La Formación Carlos Francisco está conformada por tres miembros: Tablachaca, Carlos Francisco y Yauliyacu.

A fines del Terciario Medio ocurrió la Tectogénesis Quechua I, que produjo plegamientos y fallas; luego sobrevino un nuevo ciclo volcánico sedimentario, formándose la secuencia volcánica Millotingo, el que fue afectado después por la Fase Tectónica Quechuana II.

En el Terciario Superior, ocurre la Fase Quechuana III, a la que se asocia el volcánico Pacococha, terminando el ciclo deformativo andino y desarrollándose un periodo de erosión que produjo la Superficie Puna, la que luego fue levantada, por un callamiento gravitacional.

En el Cuaternario ocurrió la formación de depósitos morrénicos y coluviales.

1.2.3. Estratigrafía

En la era Mesozoica se desarrolló un ciclo sedimentario, seguido por una acumulación continental volcanoclástica, la que fue afectada por las diversas fases del ciclo de la tectogénesis Andina, sufriendo intensos movimientos estructurales, como consecuencia se formaron plegamientos de rumbo NNW – SSE.

La secuencia calcárea del Cretáceo Superior se desarrolló en una sola unidad de gran espesor, denominada la Formación Jumasha, compuesta por calizas estratificadas en capas medianas a gruesas, alternadas con horizontes de margas y lutitas. Esta formación no aflora en superficie, pero fue interceptada en el nivel 5 200 (3 215 msnm) - Túnel Graton.

La fase orogénica a fines del Cretáceo superior da origen al levantamiento de los Andes, dando término a la sedimentación marina e inicio a la sedimentación de facie continental.

La erosión consecuente origina la depositación de las molasas, a las cuales se le denomina en la zona central como Formación Casapalca.

A la Formación Casapalca, de ambiente continental, localmente se le ha dividido en dos miembros: un miembro inferior denominado Miembro Capas Rojas y un miembro superior denominado Miembro Carmen. El primero consiste en intercalaciones de

areniscas, limonitas y lutitas rojizas, que ocasionalmente alternan con areniscas calcáreas y areniscas guijarrosas, encontrándose esta secuencia plegada y fallada. El segundo consiste en bancos de 2 a 5m de conglomerados cuarcíticos, algo calcáreos, con matriz arenolimsa, de una coloración rojiza. El Terciario comprende secuencias volcánico-sedimentarias de facies continental de los Andes. En la zona alta de la Cordillera Occidental aflora una gruesa secuencia de rocas volcánicas sedimentarias que yacen en concordancia sobre la Formación Casapalca, denominada Formación Carlos Francisco, la cual ha sido dividida en los siguientes tres miembros:

- Miembro Tablachaca: Consiste en una secuencia de conglomerados, gravas y cantos, intercalados con tobas, brechas tobáceas, aglomerados y rocas porfiríticas.
- Miembro Carlos Francisco: Conformado por una secuencia de derrames andesíticos porfiríticos y afaníticos de coloración gris, intercalados ocasionalmente con flujos de brechas volcánicas y pórfidos masivos.
- Miembro Yauliyacu: Caracterizado por presentar intercalaciones de tobas lapillíticas, ocasionalmente se presentan capas de andesitas, limonitas y areniscas

tobáceas. Yace concordante con el volcánico Carlos Francisco.

A fines del Eoceno al Oligoceno se deposita una secuencia volcánica sedimentaria, reconociendo dos formaciones:

Formación Bellavista: Consistente en calizas margosas, con calizas negras silicificadas, tobas finas, andesitas tobáceas, lutitas y limolitas grises. Esta litología yace concordante sobre el miembro Yauliyacu, pasando gradacionalmente a la formación Río Blanco.

Formación Río Blanco: Consistente en una potente secuencia de tobas redepositadas, lapillíticas y areniscas tobáceas, intercaladas con tobas andesíticas y dacíticas y capas de calizas.

Los depósitos Cuaternarios, se localizan principalmente en las partes altas de las montañas y están conformados de la siguiente manera:

Depósitos Glaciares: Conformados por depósitos morrénicos antiguos a recientes que se encuentran en las cabeceras de los valles glaciares.

Depósitos Fluvio-glaciares: Corresponden a los materiales acarreados por el río desde la zona andina, formando terrazas de material aluvional.

Depósitos Aluviales: Formados por gravas y arenas con cantos rodados que se encuentran en los cursos medios e inferiores de los ríos.

Depósitos Coluviales: Formados al pie de las escarpas de las laderas de los cerros, constituidos por gravas y bloques sub-angulosos.

Finalmente, se presentan rocas intrusivas, formadas por cuerpos subvolcánicos, emplazados cerca de la superficie en forma de diques, sills o stocks. En el área afloran el pórfido Taruca, de composición andesítica, el pórfido Victoria, de composición dacítica, los pórfidos Veintiuno y Meiggs de composición andesítica y la brecha volcánica Huaytacancha.

ERA	SISTEMA	SERIE	FORMAC.	MIEMBRO	POTENCIA (m)	GRÁFICO	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICO	CUATERNARIO		Fluvio glacial		N.D.		Material acarreado por ríos y quebradas, erosionados de los depósitos glaciares.	
			Glaciar		N.D.		Morrenas antiguas.	
	TERCIARIO	Superior		Pao-cocha				Derrames andesíticos y basálticos intercalados con flujos de brechas y andesitas tobáceas.
				Milo Tingo		1000		Derrames andesíticos y riódacíticos, flujos de brecha.
				F. Rio Blanco		600		Tobas, areniscas tobáceas, aglomerados, brechas tobáceas, ocasionalmente tobas andesíticas.
		Medio		F. Bellavista		300		Calizas margosas y silicificadas, tobas finas, lutitas y limolitas.
				F. Carlos Francisco	Yauliyacu	400 a 900		Tobas con intercalaciones de toba lapilíticas, ocasionalmente capas de andesita, limolitas y areniscas tobáceas.
					Carlos Francisco	400 a 1000		Derrames andesíticos porfíricos, intercalados con flujos de brecha volcánica y porfíricos.
		Inferior		F. Tablachaca	400 a 700		Conglomerados, gravas y cantos, intercalados con tobas, brechas tobáceas, aglomerados y rocas porfíricas.	
				F. Casapalca	Carmen	100 a 250		Conglomerado cuarcítico, algo calcáreo en matriz arena limosa, ocasionalmente capas de areniscas y limolitas rojas.
					Capas Rojas	1300		Intercalaciones de areniscas, limolitas y lutitas rojas, alternadas ocasionalmente con areniscas calcáreas y areniscas guijamosas.
MESOZOICO	CRETACEO	Superior	F. Jumasha		250		Calizas estratificadas en capas medianas a gruesas, alternadas con horizontes de margas y lutitas.	

FIGURA 02 - COLUMNA ESTRATIGRAFICA DE MINA YAULIYACU

1.2.4. Geología Local

Zona Horizontes

En la denominada Zona Horizontes, se observó tanto en los niveles 3000, 3300, 3600 y 3900 una secuencia sedimentaria, perteneciente al Miembro Capas Rojas de la Formación Casapalca. Esta secuencia localmente está constituida por areniscas calcáreas de grano fino a grueso, de coloración gris clara. Las alteraciones hidrotermales de la roca localmente son: silicificación, epidotización y piritización.

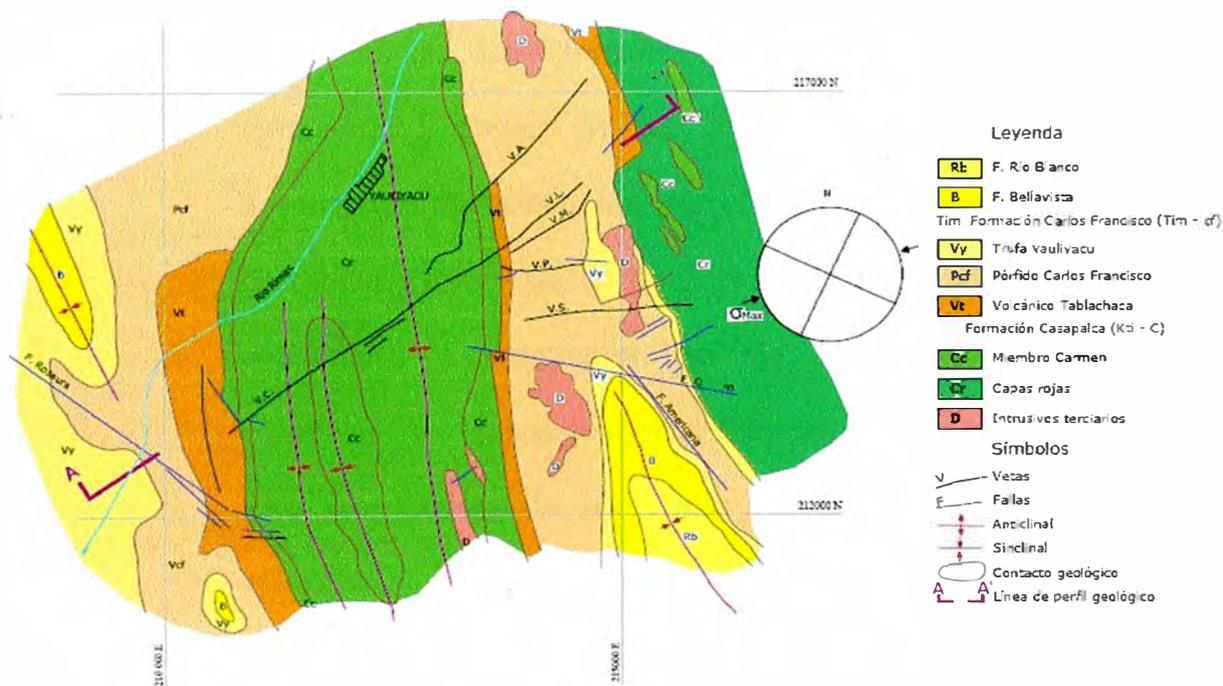


FIGURA 03 - MAPA ESTRATIGRÁFICO GENERALIZADO DE YAULIYACU

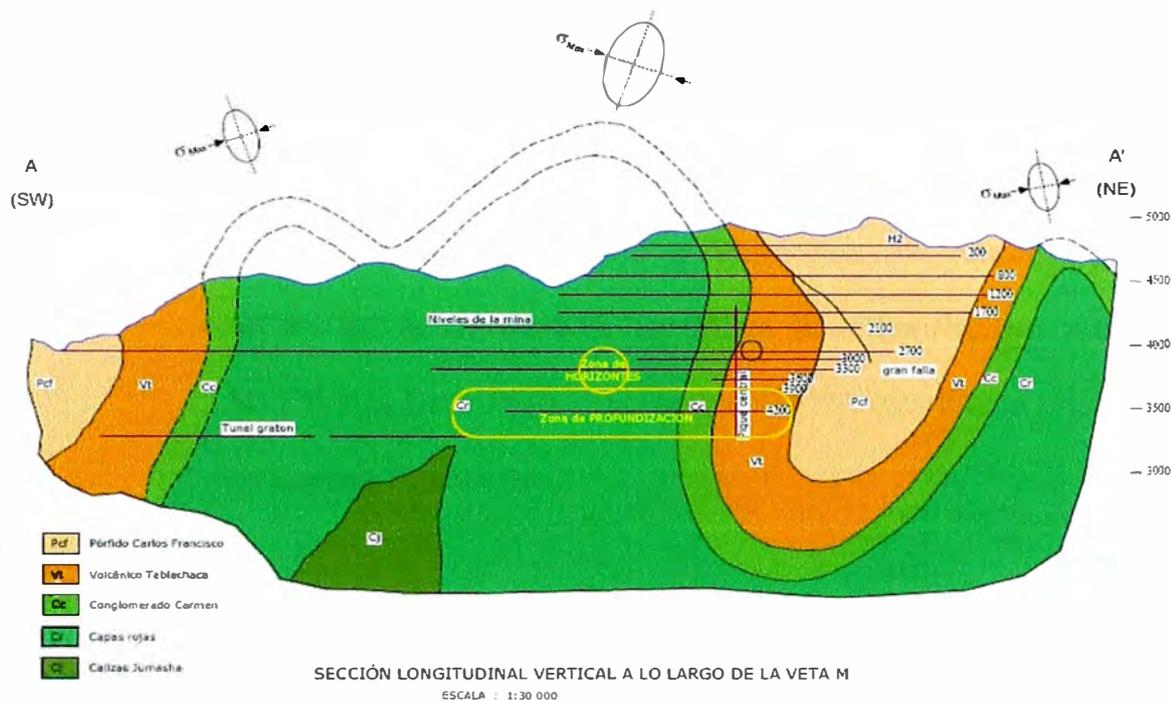


FIGURA 04 - MAPA ESTRATIGRAFICO GENERALIZADO DE YAULIYACU

1.2.5. Geología Estructural

La zona de los Horizontes está localizada en la Zona Estructural I. Dentro de esta zona, se localiza en el sector denominado “Cretáceo Superior-Terciario Inferior”, en donde destaca el plegamiento de las Capas Rojas Casapalca, formando anticlinales y sinclinales de eje NW-SE ($N 20^{\circ} W$), estrechamente espaciados y con flancos localmente asimétricos. Este plegamiento de las Capas Rojas ha sido cubierto en discordancia por rocas de los Volcánicos Carlos Francisco y las Formaciones Bellavista y Río Blanco.

Se reconocen en el área el Sinclinal de Huaytacancha, el Anticlinal de Casapalca, el Sinclinal Río Blanco y el Sinclinal Americana. Así también la falla inversa tipo cabalgamiento

Pomacocha, que muestra a las calizas de la formación Jumasha entre las Capas Rojas Casapalca, constituyendo ésta el límite de la Zona I con la Zona II. También se reconocen las fallas inversas Infiernillo, Rosaura y Americana, con rumbos N38°-45°W, así como también las fallas Río Blanco, con rumbo N35°E y la Gran Falla, con rumbo N45°W, esta última presente en la mina Yauliyacu.

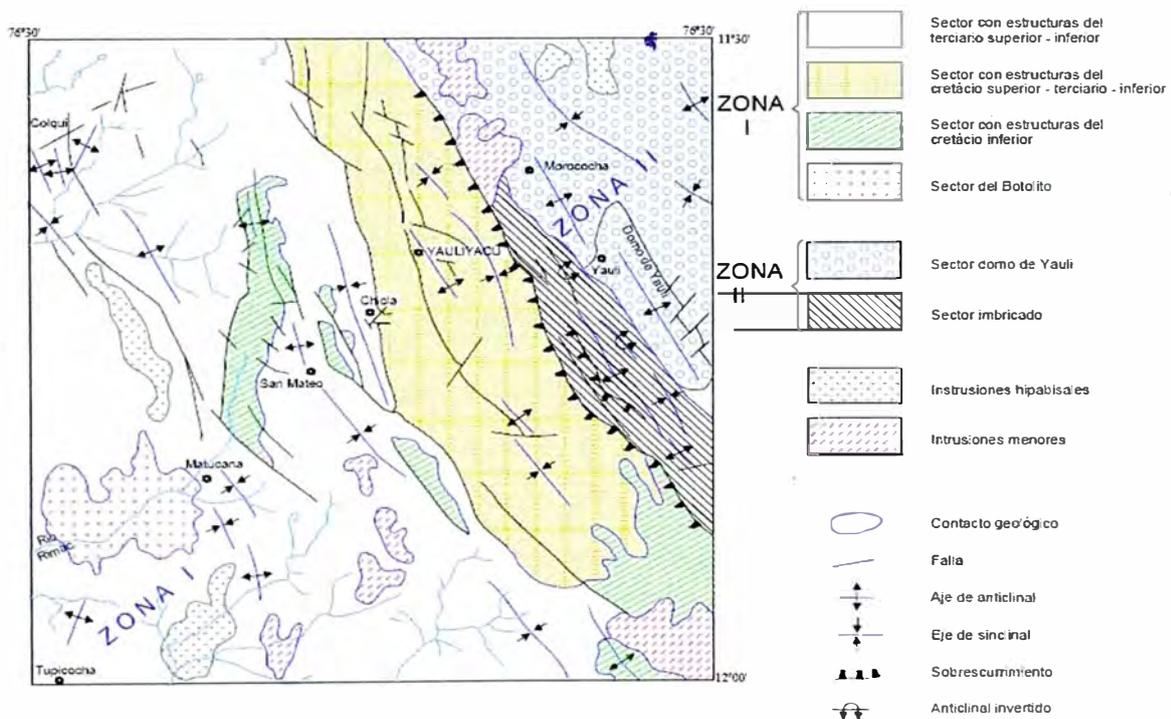


FIGURA 05 - ZONACION ESTRUCTURA DEL AREA DE YAULIYACU

1.2.6. Geología Económica

Yauliyacu es una mina productora de Zn, Pb, Ag y algo de Cu, presentando mineralización en estructuras de cuerpos y vetas, controladas por dos sistemas NE y E-W y algunas inflexiones Norte-Sur. Los eventos de mineralización ocurrieron en el Terciario, mediante una actividad hidrotermal de baja sulfuración, ocurriendo un enjambre de estructuras rellenas y reemplazadas por sulfuros.

Muchas de las vetas son ramales de la veta principal, unas paralelas y otras oblicuas. Las vetas se presentan ramificadas en los niveles superiores y se definen mejor en profundidad

Los minerales más abundantes y notorios son: esfalerita, galena, tetraedrita y calcopirita, como minerales de mayor abundancia, acompañados por pirita, calcita y cuarzo, como mineral ganga.

CAPITULO II

2. PROYECTO EXPLOTACION DE LOS HORIZONTES

2.1. Generalidades de los Horizontes

La zona mineralizada denominada Los Horizontes está conformada por un conjunto de estructuras mineralizadas de forma tabular, paralelas y separados por material estéril (desmonte) y ubicados en la zona V de la mina Yauliyacu, entre los Nvs. 3 000, 3 300, 3 600 y 3 900, o lo que es lo mismo entre las cotas 3 853 msnm y 3 648 msnm. Estos Horizontes, que tienen rumbo NS buzando 75° W, tienen potencias desde 3 m hasta 20 m y el desmonte ubicados entre ellos tienen potencias desde 1 m hasta 15 m. Las mayores potencias de los Horizontes resultan de considerar varios de ellos incluyendo el material estéril presentes en estas áreas. El área de interés tiene aproximadamente 350 m de longitud por 250 m de ancho y los recursos estimados son de alrededor de

4Mt de mineral con ley promedio de Zn de 2 % y con contenidos de Cu y Fe.

Según los planes de minado, en el año 2 008 se realizaron labores de desarrollo y preparación, y a fines del 2 009 se debe entrar en producción a un ritmo de 2 000 tpd, que se añadirá a la producción actual de 4 100 tpd de la Mina Yauliyacu, por lo que se prioriza la evaluación geomecánica de esta zona. Actualmente se están realizando labores de reconocimiento, principalmente en los Nvs. 3 600 y 3 300 y en menor grado en el Nv. 3 000. Por otro lado también se han realizado sondajes diamantinos de exploración, disponiéndose hasta el momento de 56 sondajes con una longitud total aproximada a los 7 000 m.

2.2. Análisis de Reservas y Recursos.

Los recursos al 01 de Marzo del 2 009 considerados para este análisis son de 2 876 720 t, con leyes de %Zn= 2.44, %Pb =0.08, %Cu=0,32, Oz Ag=0.92 y un valor de mineral de 45.34 US\$/TMS, siendo los precios considerado por la empresa del Zn = 2,500 US\$/tm, Pb = 2,500 US\$/tm, Cu=6,500 US\$/tm, Ag=13 US\$/oz y la polinómica utilizada para la estimación del precio por tonelada

de mineral: $US\$/tm = \%Zn \times 10.85 + \%Pb \times 14.558 + \%Cu \times 27.7389 + Oz\ Ag \times 9.6178$.

TABLA 01 – CLASIFICACION DE LOS RECURSOS DE LA ZONA HORIZONTES

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

Fuente: Inventario de Reservas 2008 - Empresa Minera Los Quenuales S.A.

Se presenta a continuación el detalle de aporte por cada uno de los Horizontes

TABLA 02 – DETALLE DE APOORTE POR HORIZONTE

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%

Fuente: Inventario de Reservas 2008 - Empresa Minera Los Quenuales S.A

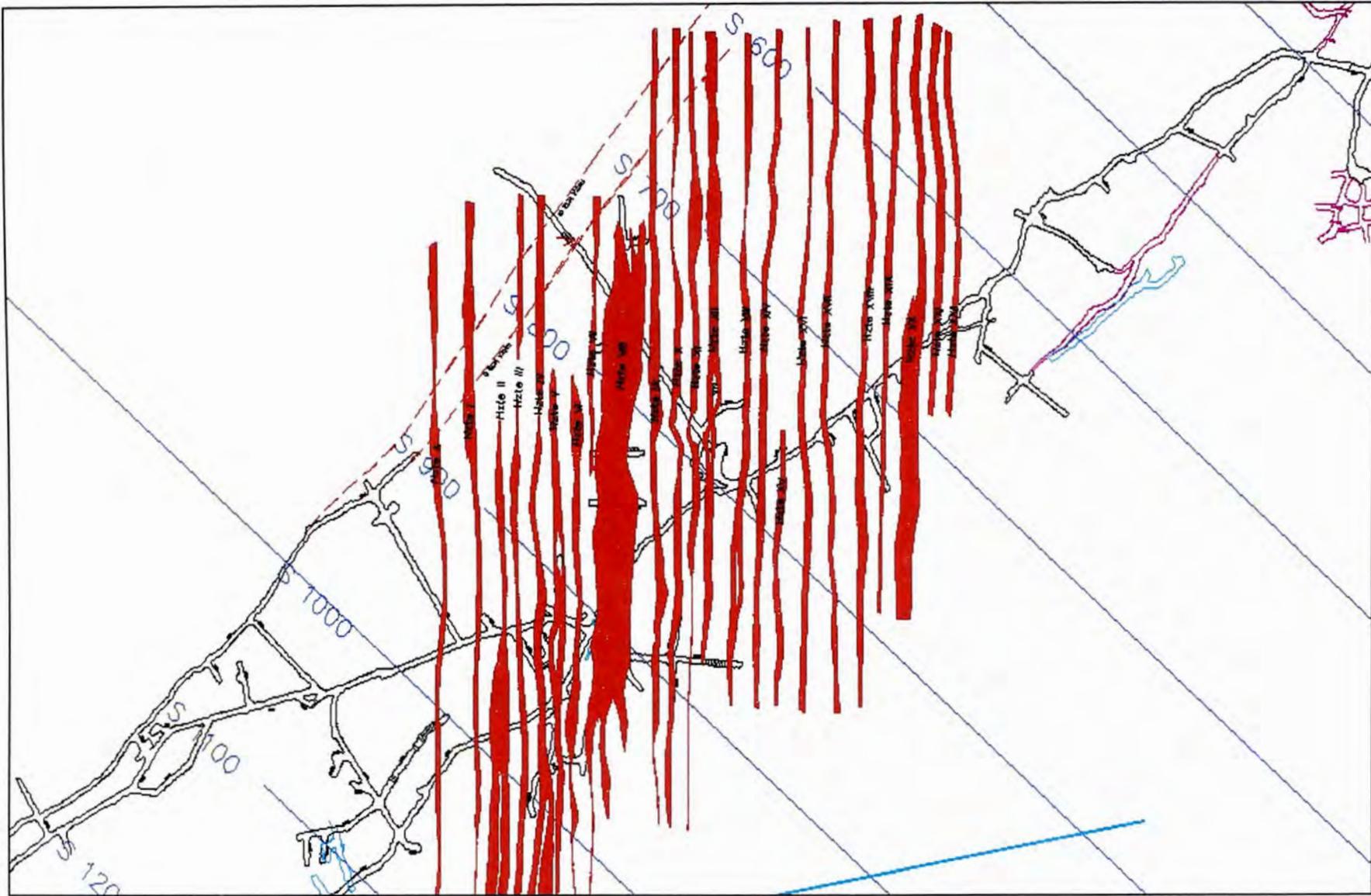


FIGURA 06 – PLANO EN PLANTA DE LA UBICACIÓN DE LOS HORIZONTES EN EL NIVEL 3 600

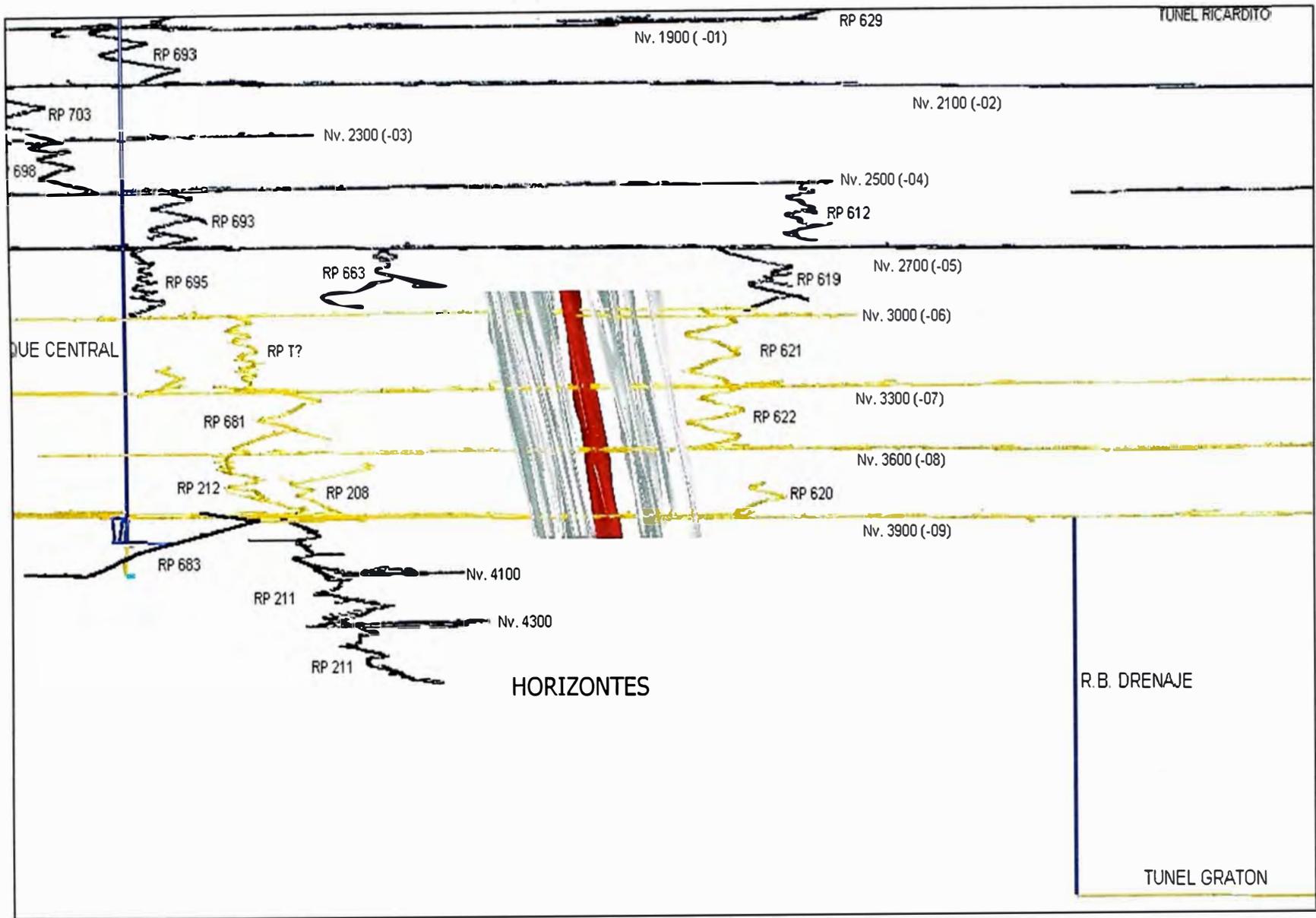


FIGURA 07 – PLANO EN SECCION DE LA UBICACIÓN DE LA ZONA HORIZONTES

Se puede verificar que el mayor aporte tanto en tonelaje y ley corresponden al Horizonte VIII el cual se detalla en la tabla 03. Cabe mencionar que se realizaron galerías en dicho horizonte obteniéndose resultados favorables que convirtieron dichos recursos en reservas, dando un grado de certeza superior a los Horizontes analizados.

TABLA 03 – DETALLE DE RESERVAS Y RECURSOS DEL HORIZONTE VIII

HORIZONTE	NIVEL	HORIZONTE	T.M.S.	A.V.	%Zn	%Pb	%Cu	OzAg	USD(\$)	% Aporte
VIII	3000	VIII	11,500	15.15	1.66	0.24	0.29	1.89	47.73	0.72%
VIII	3300	VIII	271,310	16.55	2.29	0.06	0.28	0.99	43.01	16.95%
VIII	3600	VIII	576,240	17.60	2.35	0.06	0.29	0.81	41.99	36.01%
VIII	3900	VIII	708,860	17.32	2.37	0.04	0.35	0.78	43.61	44.29%
VIII	4100	VIII	32,440	24.32	2.11	0.02	0.26	0.56	35.89	2.03%
TOTAL HORIZONTE VIII			1,600,350	17.42	2.34	0.05	0.31	0.83	42.80	100.00%

Fuente: Inventario de Reservas 2008 - Empresa Minera Los Quenuales S.A

De la tabla 03, proporcionado por Geología, se toma la decisión de iniciar la preparación de los Horizontes desde los niveles 3300, 3600 y 3900 esto por presentar una mayor certeza en el aporte de mineral.

2.3. Ubicación y acceso hacia Los Horizontes

La zona denominada Los Horizontes se encuentra reconocida por el departamento de geología desde el nivel 2 700 al nivel 3 900 comprendida entre las progresivas 500S y 1 100S.

El acceso hacia los Horizontes para el personal se realizará mediante el pique central que inicia en el nivel 1 700 y cuenta con estación en los niveles 2 700, 3 000, 3 300, 3 600 y 3 900, desde donde se deberán de trasladar unos 7 00m en horizontal.

El acceso para camionetas y equipos pesados es mediante un conjunto de rampas que se encuentran cercanas a la veta M, que se inicia en el nivel 800 y conecta todos los niveles de la mina, presentando el inconveniente de tener tramos con sección reducida de 3.0 x 3.0, con radios de curvatura muy cerradas para equipo pesado y gradientes variables que van desde 13% hasta un 18%, como es el caso puntual de la rampa que conecta los niveles 2 700 y 3 000 construidas por CENTROMIN, sumando a estas condiciones la falta de mantenimiento en algunos tramos y la presencia de agua, generando que el tiempo de acceso hacia los Horizontes supere la hora y media.

Teniendo pensado ingresar equipos pesados como camiones volvo F M-12 de 25 t de capacidad de carga, equipos de perforación Jumbo de 1 brazo y Scoop de 6 yd³, se requiere una ruta de acceso con sección de 4.5 m x 4.0 m y en mejores condiciones de las que se posee actualmente la mina. En tal sentido, se presentan las siguientes alternativas de acceso:

- Túnel Ricardito (Nv 1 900).
- Túnel Antuquito (Nv 2 100).
- Túnel Araucana (Nv 2 100).
- Túnel Yauliyacu (Nv 2 700).

2.4. Evaluación de alternativas de acceso

Inspeccionado las labores, procedemos a describir cada una de ellas, con la finalidad de realizar una comparación basada en el tiempo de construcción, características geomecánicas, instalación de servicios, desmonte generado, longitud del acceso, entre otros.

2.4.1. Túnel Antuquito

El Túnel Antuquito con una longitud de 950 m y sección de 1.96 m x 2.0 m se encuentra ubicado en el nivel 2 100 de la mina. Actualmente este túnel sirve de ingreso de aire limpio a la mina, contribuyendo con 25 336 CFM de aire limpio.

En la inspección realizada, se constato que el túnel se encuentra sostenido en un 70% con cuadros y como parte de su mantenimiento se realiza una campaña de mantenimiento anual evitando así su colapso.

Adicionalmente, debemos señalar la ubicación de la Sub Estación de Electro Andes. Adyacente a la bocamina del Túnel.



FIGURA 08 – BOCAMINA ANTUQUITO

2.4.2. Túnel Araucana

El Túnel Araucana con una longitud de 1 290m y sección en promedio de 2.5 m x 2.5 m se encuentra ubicado en el nivel 2 100 de la mina. Actualmente este túnel se encuentra sellado, evitando el ingreso de aire limpio a la mina, que en un momento se registró un caudal de ingreso de 24 000 CFM.

El Túnel Araucana se encuentra sostenido en un 80% con cuadros y actualmente se encuentra colapsado por tramos, requiriendo su rehabilitación para mejorar el ingreso de aire a la mina.

Cabe señalar la ubicación de la bocamina adyacente a la rivera del Río Rímac.



FIGURA 09 – BOCAMINA ARAUCANA

2.4.3. Túnel Yauliyacu

El Túnel Yauliyacu con una longitud de 4 860m y sección en promedio de 3.0 m x 2.6 m se encuentra ubicado en el nivel 2 700 de la mina. Actualmente este túnel sirve de ingreso de aire limpio, contribuyendo con 44 000 CFM de caudal de ingreso a la mina, para el traslado de materiales en interior mina y para sacar el desmonte a la superficie producto de los avances en desmonte.

El Túnel Yauliyacu se encuentra sostenida mediante cuadros en un 40% de su extensión y cuenta con línea trole en casi un 85% de su extensión.

Una parte de la misma se encuentra en litigio con Minera Casapalca, por lo que es usado también por ellos generando algunos inconvenientes producto del litigio.

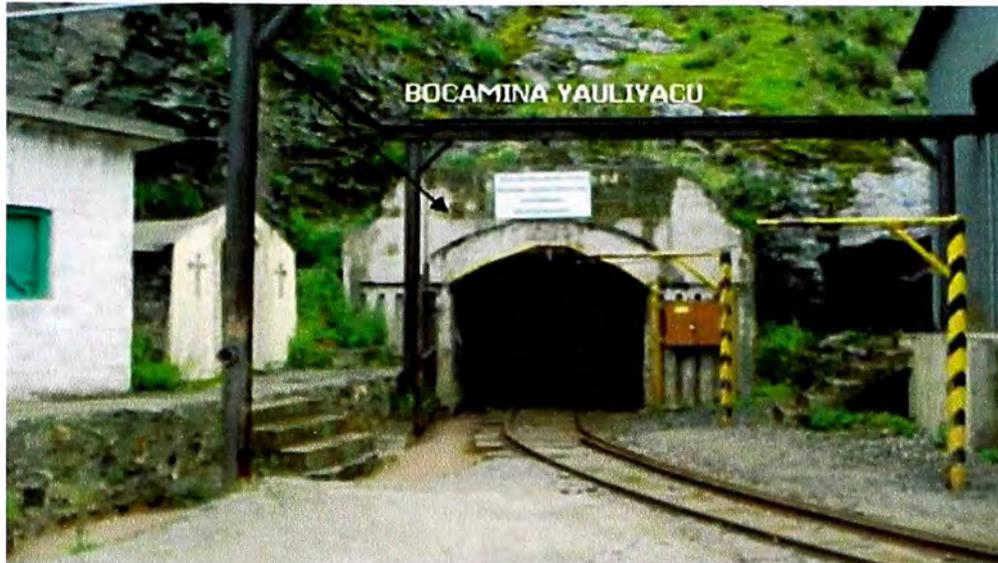


FIGURA 10 – BOCAMINA YAULIYACU

2.4.4. Túnel Ricardito

El Túnel Ricardito con una longitud de 1 000m y sección en promedio de 2.2 m x 2.3 m se encuentra ubicado en el nivel 1 900 de la mina. Actualmente este túnel sirve para ingreso de aire limpio a la mina a los niveles inferiores, contribuyendo con un caudal de 31 500 CFM.

El Túnel Ricardito se encuentra sostenido mediante cuadros en un 5% de su extensión y un 95% de la misma no cuenta con soporte alguno con calidad de roca con RMR en promedio 45.



FIGURA 11 – BOCAMINA RICARDITO

2.4.5. Análisis entre alternativas de acceso.

Para decidir la bocamina de ingreso hacia la zona Horizontes, luego de conocerse las bocaminas se inspeccionaron a detalle dichas labores y se resumen las características más importantes de cada una de ellas.

TABLA 04 – CARACTERISTICAS DE LAS BOCAMINAS ANALIZADAS

ARAUCANA	Ubicación de la bocamina en la rivera del Río Rímac.
	Se requiere construcción de puente sobre el Río Rímac para acceso a bocamina.
	No se cuenta con superficie para construcción de plataforma de acumulación.
	Posibles problemas ambientales, por trabajos a realizar cercanos al Río Rímac.
ANTUQUITO	Ubicación de la bocamina adyacente a Sub Estación.
	No se cuenta con superficie para construcción de plataforma de acumulación.
	Se requiere construcción de puente sobre el Río Rímac para acceso a

	bocamina.
	Posibles problemas ambientales, por trabajos a realizar cercanos al Río Rímac.
RICARDITO	Se requiere construcción de plataforma en bocamina, por lo que se tendría que derribar casas.
	Tiene dos accesos, una de ellas se encuentra cercana al límite con Minera Casapalca.

YAULIYACU	Problemas legales con Minera Casapalca.
	Se requiere ampliar la sección del Túnel Yauliyacu (4 km) para línea de extracción de mayor capacidad.

2.4.6. Matriz de comparación y toma de decisión entre alternativas

Adicionalmente, para la toma de decisión se preparo una matriz de comparación con una serie de parametros tanto operativos como de seguridad y medio ambiente los cuales se les dio una valorización según la importancia del caso

TABLA 05 – MATRIZ DE VALORACION DE LAS BOCAMINAS ANALIZADAS

OBJETIVO	ANTUQUITO	ARAUCANA	RICARDITO	YAULIYACU
TIEMPO DE CONSTRUCCION	2	2	2	3
CARACTERISTICAS GEOMECANICAS	1	1	3	2
INSTALACION DE SERVICIOS	1	1	3	3
DESMONTE A EVACUAR	2	3	2	1
LONGITUD DE ACCESO	3	2	3	1
AFECTA A LABORES PRINCIPALES	3	3	3	1
CERCANIA A ECHADEROS DE DESMONTE	2	2	1	3
INVERSION EN SU CONSTRUCCION	2	2	1	3
RESTRICCIONES LEGALES	2	2	3	1
PUNTUACION ACUMULADA	18	18	21	18

Fuente: Area de Proyectos Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu

TABLA 06 – CRITERIOS DE VALORACION PARA LAS BOCAMINAS ANALIZADAS

Objetivo	Puntaje	Descripción
TIEMPO DE CONSTRUCCION	1	MAYOR
	2	MEDIANO
	3	MENOR
CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS	1	MALA
	2	REGULAR
	3	BUENA
INSTALACION DE SERVICIOS (Agua - Aire comprimido - Energía)	1	SERVICIOS LEJOS Y DIFICIL DE IMPLEMENTAR
	2	SERVICIOS LEJOS
	3	SERVICIOS CERCA
DESMONTE A EVACUAR	1	MAXIMO
	2	REGULAR
	3	MINIMO
LONGITUD DE ACCESO	1	LEJOS
	2	MEDIANO
	3	CERCA
AFECTA A LABORES PRINCIPALES	1	AFECTA
	2	MEDIANAMENTE
	3	NO AFECTA
CERCANIA A ECHADEROS DE DESMONTE	1	LEJOS
	2	MEDIANO
	3	CERCA
INVERSION EN SU CONSTRUCCION	1	MAYOR INVERSION
	2	MEDIANO COSTO
	3	MENOR INVERSION
RESTRICCIONES LEGALES	1	SI
	2	POSIBLE
	3	NO

Fuente: Area de Proyectos Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu

La Bocamina Antuquito por estar cerca a una sub estación de energía resulta muy compleja su viabilidad, así como la bocamina Araucana por estar adyacente al Río Rímac y siendo el tema ambiental un componente muy delicado y decisivo en el análisis del proyecto, fue observado por la Gerencia.

Con la valorización y análisis de los parámetros evaluados, se recomendó generar el acceso hacia la zona Horizontes por el Túnel Ricardito.

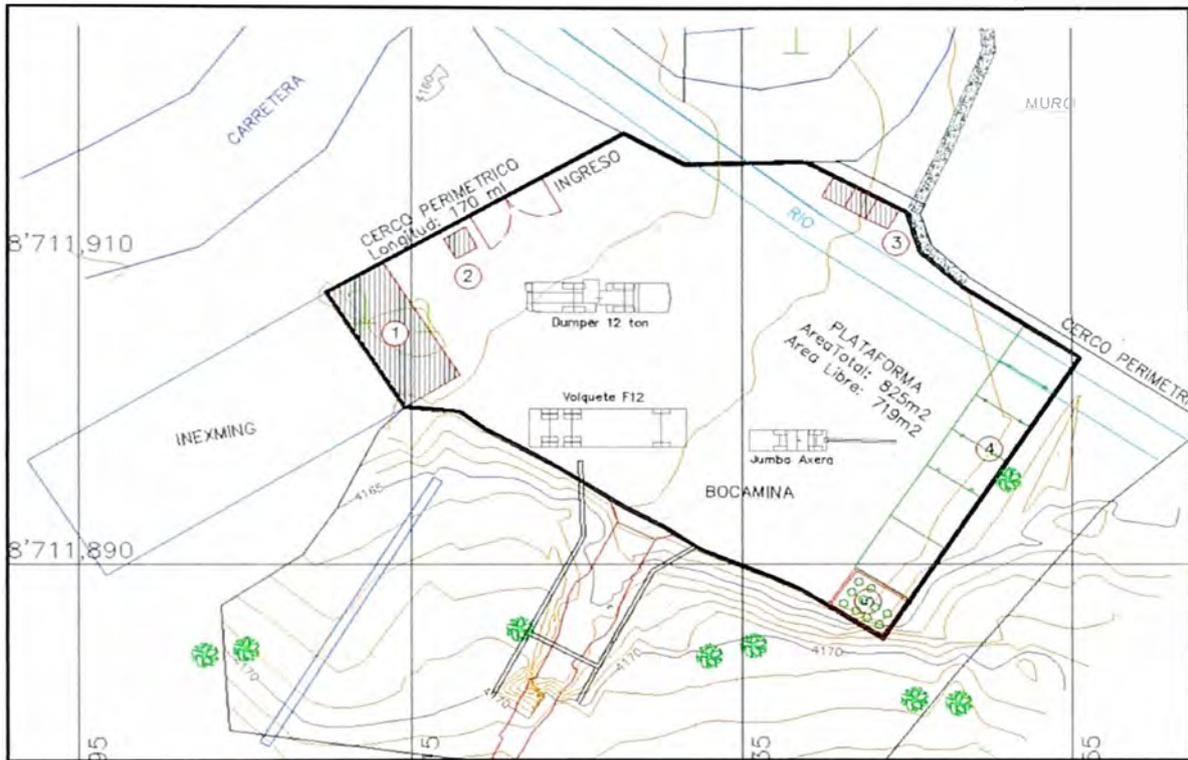


FIGURA 12 – DISEÑO EN PLANTA DE LA BOCAMINA RICARDITO

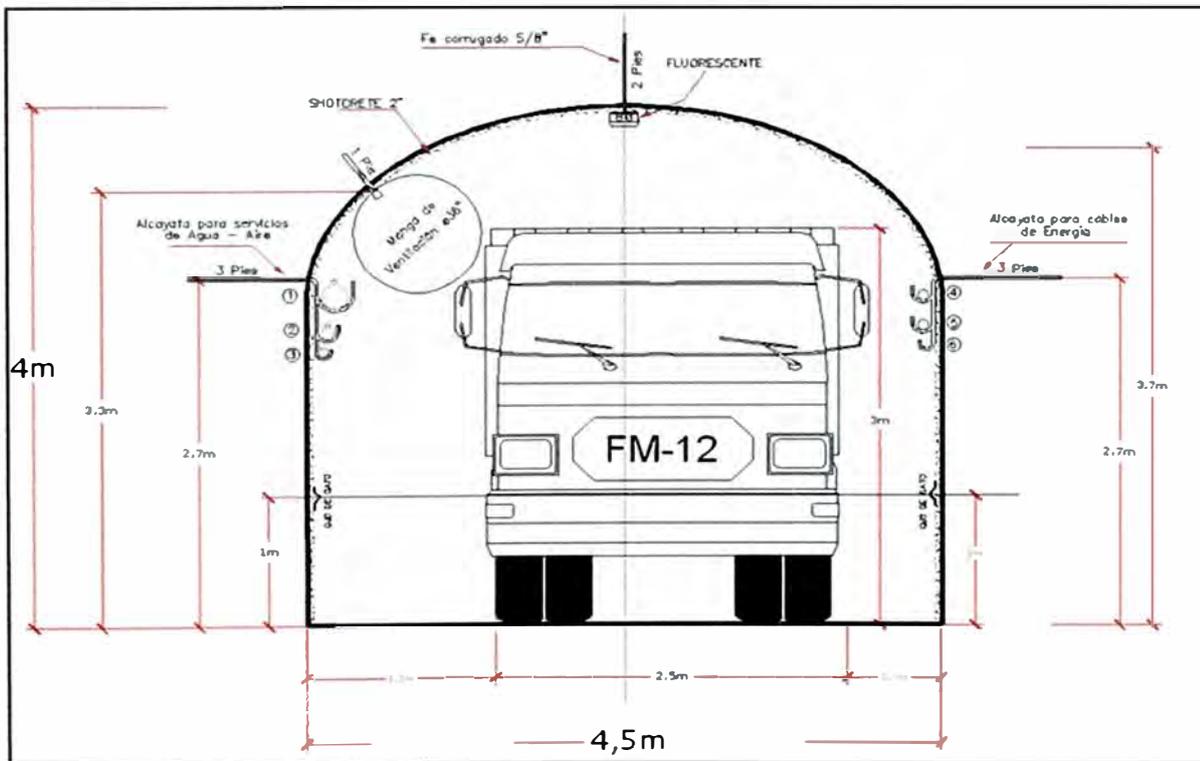


FIGURA 13 – DISEÑO DE ACCESO – BOCAMINA RICARDITO

2.5. Geomecánica de Los Horizontes

2.5.1. Caracterización de la maza rocosa

Registro de datos

Para la caracterización de la masa rocosa, por un lado, se registraron datos a partir del mapeo geomecánico de las labores subterráneas de los niveles 3000, 3300, 3600 y 3900.

Los parámetros tomados en cuenta fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua.

Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia del fracturamiento.

Cada celda de detalle constituyó una estación de medición (En), habiéndose realizado en total 102 estaciones repartidas del siguiente modo: 24 estaciones en el Nv. 3000, 29 estaciones en el Nv. 3300, 33 estaciones en el Nv. 3600 y 16 estaciones en el nivel 3900.

También se llevó a cabo el mapeo geotécnico de los testigos rocosos de los sondajes diamantinos ejecutados como parte de la exploración de las áreas de evaluación, en total se mapearon 53 sondajes

Aspectos litológicos

La litología de la Zona Horizontes, está conformada por 2 tipos de rocas: las areniscas silicificadas de las capas Rojas y dentro de estas las intercalaciones de horizontes mineralizados paralelos entre sí.

Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS.

En el siguiente cuadro se muestra un resumen de los compósitos para cada nivel.

TABLA 07 - SISTEMA DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES POR NIVEL

Ubicación	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Nivel 3000	N89°W/74°SW	N05°W/77°SW	N30°E/74°NW	---
	181°/74°	265°/77°	300°/74°	---
Nivel 3300	N84°E/79°SE	N01°E/75°NW	N24°W/50°NE	---
	174°/79°	271°/75°	066°/50°	---
Nivel 3600	N89°E/80°SE	N01°E/71°NW	N37°W/57°NE	N40°E/67°NW
	179°/80°	271°/71°	053°/57°	310°/67°
Nivel 3900	N81°E/83°SE	N06°W/76°SW	---	---
	171°/83°	264°/76°	---	---

La interpretación de toda esta información nos lleva a concluir que el arreglo estructural de la masa rocosa de la zona de evaluación, entre los Nvs. 3 000 y 3 900, está conformado por 2 sistemas principales de discontinuidades y 2 sistemas secundarios.

En el siguiente cuadro se presenta un resumen de las tendencias orientacionales de estos sistemas de discontinuidades estructurales de la Zona Horizontes.

TABLA 08 - SISTEMA DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES - COMPOSITO GENERAL

Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Rumbo / Buzamiento	N85°E/78°SE	N02°W/74°SW	N30°W/53°NE	N36°E/73°NW
Dir. de Buzamiento / Buzamiento	175°/78°	268°/74°	060°/53°	306°/73°

Aspecto estructural

Las características estructurales de las discontinuidades, se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geomecánico del macizo rocoso realizado en las labores subterráneas. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades mayores (fallas) y menores (diaclasas).

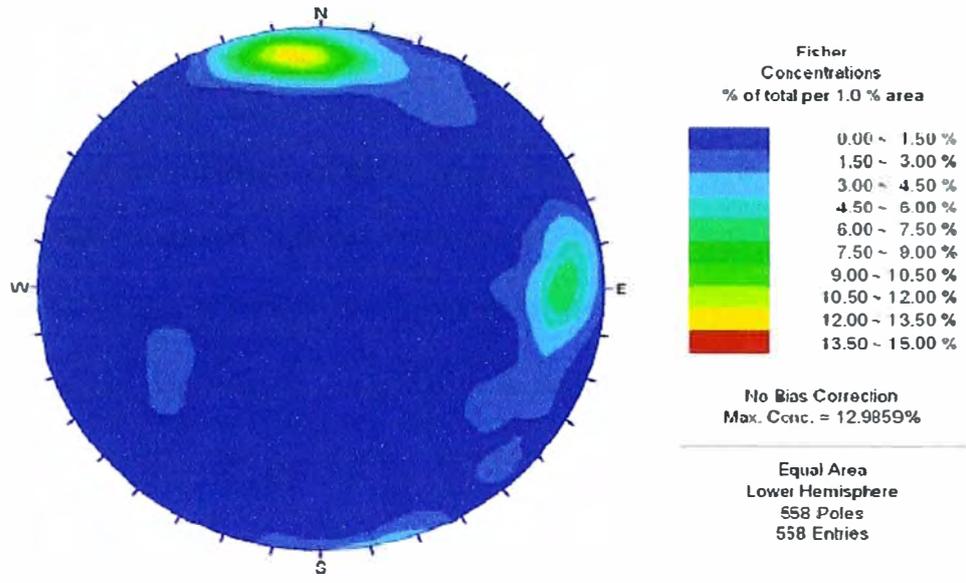


FIGURA 14 – DIAGRAMA ESTEREOGRAFICO DE CONTORNOS DEL COMPOSITO GENERAL

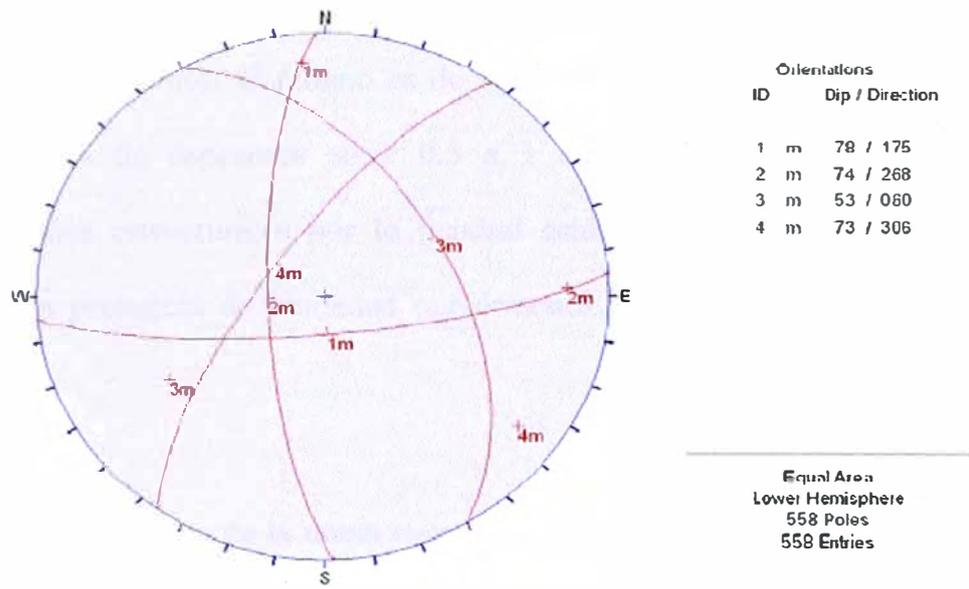


FIGURA 15 – DIAGRAMA ESTEREOGRAFICO DE PLANOS PRINCIPALES DE COMPOSITO GENERAL

Fallas

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 3 a 10 m, la persistencia es de decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son ligeramente rugosas a lisas y espejos de falla con ciertas ondulaciones. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 5 y 20 cm. El área de influencia de las fallas no es significativa.

Diaclasas

Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10m, apertura variable menor a 1 mm y en algunos casos cerrada y sin relleno, la rugosidad de las paredes es ligera a rugosa con ciertas ondulaciones, el relleno es de suave a duro con presencia de calcitas y pirita de espesores entre 0.5 a 1 cm. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general están sanas a ligeramente alteradas, con presencia de humedad mayormente y superficies mojadas localmente.

2.5.2. Clasificación de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa, se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR Valoración del Macizo Rocoso – 1 989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los

procedimientos para el cálculo a la resistencia de la roca intacta. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD), por un lado, fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1 986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal; por otro lado, se determinaron por medición directa en los testigos rocosos de los sondajes diamantinos.

El criterio de Bieniawski (1 989), modificado para esta evaluación a fin de clasificar a la masa rocosa, se presenta en el siguiente cuadro:

TABLA 09 – CRITERIO PARA LA CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	> 60	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIIB	41 – 50	Regular B
IVA	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Tomando estas fuentes de información, se presenta un resumen de los rangos de calidad de la masa rocosa, con sus respectivos valores promedio para cada nivel de la Zona Horizontes.

TABLA 10 – CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA EN ZONA HORIZONTES

Ubicación	Rango RMR	Promedio RMR	Calidad según RMR
Nivel 3000	55 – 64	59	Regular A – IIIA
Nivel 3300	55 – 66	61	Buena – II
Nivel 3600	55 – 65	60	Regular A - IIIA
Nivel 3900	57 – 62	60	Regular A - IIIA

Según este cuadro, la masa rocosa de la Zona Horizontes tiene calidad homogénea y su clasificación corresponde al límite entre rocas de calidad Regular A (IIIA) y Buena (II).

Considerando esta fuente de información se ha elaborado la distribución de calidades de la masa rocosa.

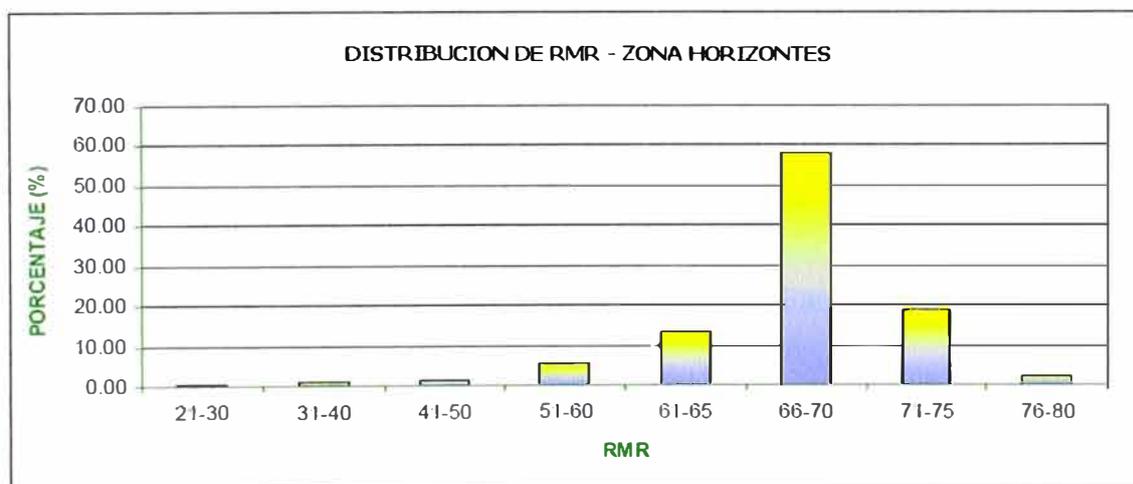


FIGURA 17 – DIAGRAMA DE BARRAS DE LA DISTRIBUCION DEL RMR DE LOS HORIZONTES

Según esta figura, los valores de RMR indican la predominancia de rocas de calidad Buena (II RMR 61-75). Dentro de este rango hay una predominancia de valores de calidad comprendidos entre RMR 66 y 70. Las rocas de inferior calidad constituyen una

proporción reducida. Un valor promedio ponderado de RMR para la Zona Horizontes es 65.

2.5.3. Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio, esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados, serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es necesario realizar la zonificación geomecánica o lo que es lo mismo establecer los dominios estructurales.

La zonificación geomecánica se ha elaborado en base a los valores RMR de calidad de la masa rocosa, tomados de los mapeos geotécnicos de los testigos de los sondajes diamantinos, para ello se ha llevado a cabo un modelamiento de bloques con el programa SURPAC Versión 6.0.1. En las figura se muestran los esquemas de presentación de los resultados obtenidos en esta zonificación, respectivamente para las Zonas Horizontes

Tomando en cuenta estos esquemas, en base a estos resultados se podrán realizar, entre otros, los análisis de diseño para definir y

dimensionar el método de minado, para el planeamiento y diseño, y para el sostenimiento.

Cabe mencionar que se presentó la Zonificación Geomecánica de los niveles 2 700, 3 000, 3 300, 3 600 y 3 900 al departamento de Geomecánica con la finalidad de apoyar el Planeamiento a Mediano plazo y poder orientar las excavaciones propias del desarrollo y/o preparación de dichos niveles.

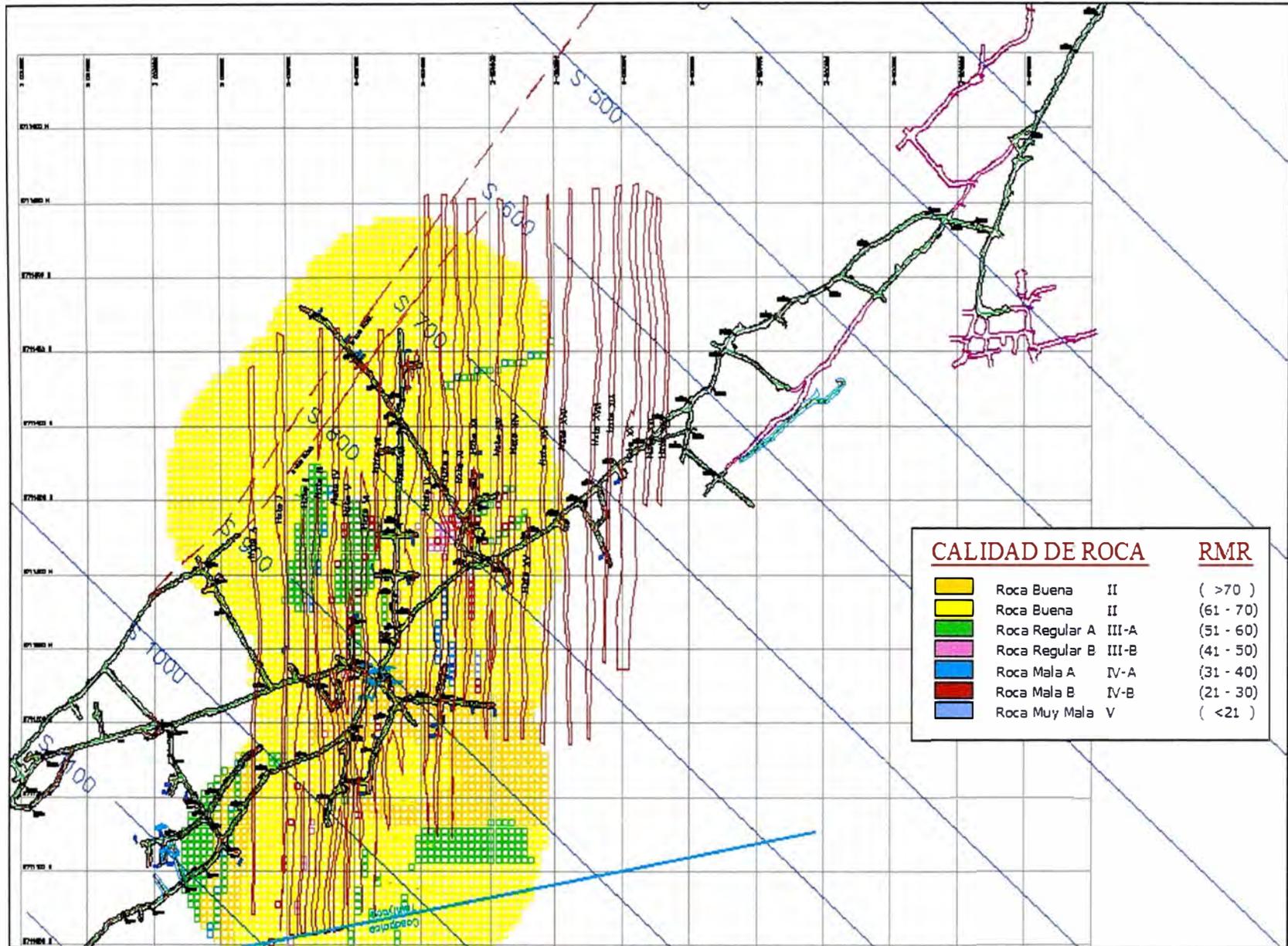


FIGURA 17 – PLANO EN PLANTA DE LA ZONIFICACION GEOMECANICA DEL NV. 3 600 – ZONA HORIZONTES

2.5.4. Resistencia de la roca

Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geomecánico de las labores subterráneas y de los testigos de los sondajes diamantinos, se ejecutaron ensayos de golpe con el martillo de geólogo y de rebote con el martillo Schmidt, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta.

Se presenta un histograma de frecuencias de la resistencia compresiva estimada con los ensayos de impacto con el Martillo Schmidt.

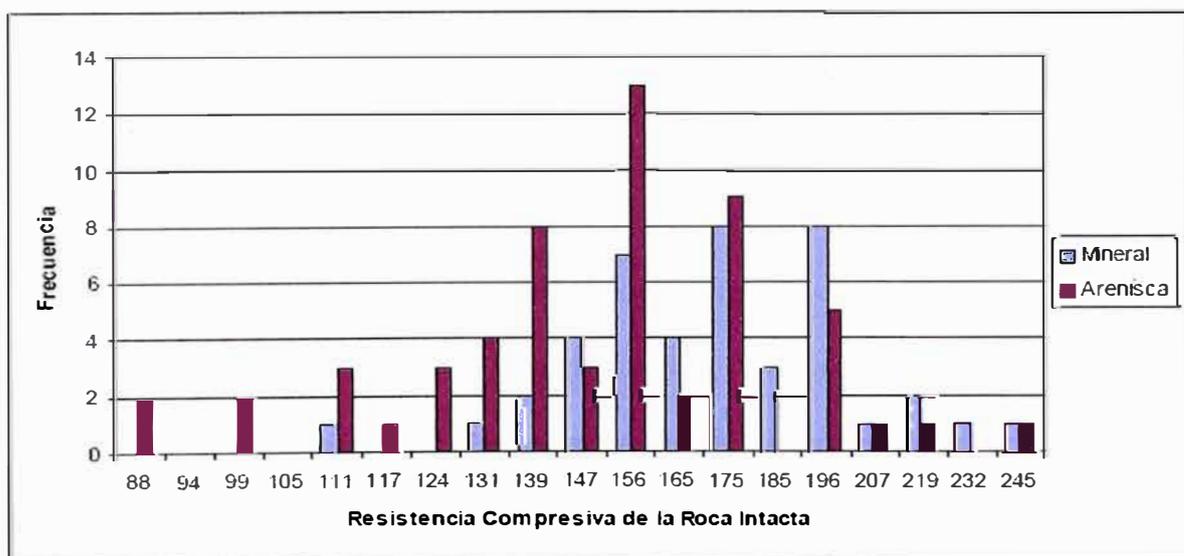


FIGURA 18 - Histograma de frecuencia de la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta a partir de ensayos con el martillo Schmidt

A fin de verificar los resultados de los ensayos de campo, se llevaron a cabo en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería, ensayos de compresión triaxial sobre muestras rocosas obtenidas de los diferentes niveles de la Zona Horizontes, el cual se muestran en el Anexo 01.

A través de estos ensayos se obtuvieron valores de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, los cuales son presentados en la tabla 11.

TABLA 11 – RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA INSTACTA

Bloque	Nivel	Descripción	σ_c (MPa)
M-1	3000	Mineral	106.27
M-2	3000	Arenisca	196.22
M-3	3300	Mineral	145.91
M-4	3300	Arenisca	155.06
M-5	3600	Mineral	177.03
M-6	3600	Arenisca	83.97
M-7	3900	Mineral	157.29
M-8	3900	Arenisca	137.36

Fuente: Pruebas de Compresión Triaxial – Anexo 01

Otro parámetro importante del comportamiento mecánico de la roca intacta, es la constante “mi” del criterio de falla de Hoek & Brown (2 002, 2 007). Este parámetro, para la Zona Horizontes, fue determinado mediante los ensayos de compresión triaxial en laboratorio de mecánica de rocas mostrados en el Anexo 01. Un resumen de los mismos se presenta en la tabla 12.

TABLA 12 – VALORES DE LA CONSTANTE “mi” DE LA ROCA INTACTA

Bloque	Nivel	Descripción	“mi”	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción (°)
M-1	3000	Mineral	23.84	22.28	50.30
M-2	3000	Arenisca	21.65	35.08	52.43
M-3	3300	Mineral	31.83	26.57	54.94
M-4	3300	Arenisca	17.02	30.72	48.67
M-5	3600	Mineral	16.80	34.46	48.99
M-6	3600	Arenisca	16.64	19.69	45.14
M-7	3900	Mineral	35.02	26.77	56.59
M-8	3900	Arenisca	20.39	27.43	49.91

Fuente: Pruebas de Compresión Triaxial – Anexo 01

Finalmente, respecto a la roca intacta, en la Zona Horizontes, se han llevado a cabo también ensayos de propiedades físicas (Anexo 02), a fin de tener disponibles estos parámetros para los cálculos de diseño. En el siguiente cuadro se presenta el resumen de los resultados.

TABLA 13 – PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCA INTACTA

Bloque	Nivel	Descripción	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Especifico Aparente (KN/m ³)
M-1	3000	Mineral	2.46	0.90	26.73
M-4	3300	Arenisca	0.84	0.28	29.50
M-5	3600	Mineral	0.78	0.27	28.84
M-8	3900	Arenisca	1.38	0.47	28.53

Fuente: Pruebas de Laboratorio – Anexo 01

Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb.

Para la Zona Horizontes, se han realizado numerosos ensayos del tablero inclinable (tilt test table) en los testigos de los sondajes diamantinos. Los valores del ángulo de fricción básico estuvieron en el rango de 30° a 33°.

Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2 002, 2 007), mediante el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2 007).

Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa como resultado de la zonificación geomecánica realizada, asimismo de la resistencia compresiva uniaxial y de la constante “mi” ambas de la roca intacta, desarrollados en este estudio.

Como en el mapeo geomecánico fueron observadas mayormente condiciones húmedas de presencia de agua, los valores de calidad RMR corresponden a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica).

Para el caso de la Zona Horizontes, todas las observaciones de campo y los resultados del procesamiento de la data geomecánica del presente estudio, han indicado que tanto las areniscas de las Capas Rojas como el mineral, tienen similares parámetros de resistencia, estos se muestran en la tabla 14.

TABLA 14 – PARAMETROS DE RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

Tipo de roca	RMR	σ_c MPa	γ (g/cm ³)	H (m)	"m _i "	m _{mr}	s _{mr}	σ_{cmr} MPa	E _{mr} MPa	Poisson V
Areniscas de Capas Rojas y Mineral	65	150	2.80	1200	20	4.596	0.0133	44.36	20460	0.25

Fuente: Parámetros obtenidos mediante el software RocLab de Rocscience Inc. 2007

2.5.5. Condiciones especiales de la masa rocosa

Una condición especial de la masa rocosa de la Mina Yauliyacu, es la sismicidad inducida por el minado o denominada también problema de altos esfuerzos por el minado profundo.

Esta fue la primera mina en el Perú en donde se registraron estallidos de rocas en los años 80, periodo en el cual el problema alcanzó niveles críticos. Con las medidas implementadas como producto de las citadas investigaciones, la frecuencia y severidad de los estallidos disminuyeron drásticamente. En los últimos años al parecer está en aumento el problema, por la profundidad cada vez mayor del minado y por los vacíos que se van creando como producto de la explotación.

El diseño del método de minado para las Zonas Horizontes, necesariamente tendrá que considerar la variable "sismicidad inducida por el minado". Si se quiere ir a una explotación masiva de estos yacimientos se deberá implementar un programa sostenido de manejo de este problema, en el cual se considere la utilización

de sistemas de monitoreo microsísmico y las mediciones de los esfuerzos in-situ.

Particularmente será importante este programa en la Zona Horizontes, ya que es conocido que las areniscas silicificadas presentes en toda esta zona, tienen alta susceptibilidad para estallar en ambientes de altos esfuerzos.

2.5.6. Condiciones de agua subterránea

En el área de evaluación de la Zona Horizontes, no es muy significativa la presencia de agua subterránea, lo que se ha observado durante los trabajos de campo en las labores mineras de los Nvs. 3 000, 3 300, 3 600 y 3 900, han sido condiciones de la masa rocosa mayormente secas a húmedas, en ciertos casos y en forma local se han observado condiciones de mojado a goteo. Por estas características de presencia del agua subterránea, se espera que no haya influencia significativa sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

2.5.7. Esfuerzos in-situ

La profundidad promedio de las áreas de minado para la Zona Horizontes están en el rango de los 1 000 hasta 1 200 m respecto al Nv. 3 900. Debido a esto, se anticipa que los esfuerzos serán de magnitudes altas y que la influencia de estos en las excavaciones

futuras, será el principal factor determinante para la estabilidad de los mismos.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando la máxima profundidad de 1200 m antes señalada. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 33.6 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimado utilizando el criterio de Sheorey (1994) y las observaciones de campo realizadas; según esto, k sería aproximadamente 0.60, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal insitu de aproximadamente 18.6 MPa. Para la ejecución de los modelamientos geomecánicos se tomará en cuenta como la profundidad del minado el borde externo superior del modelo de análisis, el cual lógicamente será menor que los 1200 m.

Durante los trabajos de campo realizados en las excavaciones de los diferentes niveles de la Zona Horizontes, se ha podido constatar la influencia de los altos esfuerzos, observándose que los astillamientos y lajamientos (problema de “spalling”) de la roca ocurren con mayor frecuencia en los hastiales de las excavaciones. Este hecho induce a pensar que el esfuerzo in-situ vertical es mayor que el esfuerzo in-situ horizontal, por lo que se consideran

razonables los resultados de la aplicación del criterio de Sheorey para la estimación de la constante “k”.

Finalmente El “factor de competencia”, que es igual a la “resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta/ esfuerzo vertical”, está en el rango de 2 a 6, lo cual indica que la estabilidad de las excavaciones estará en función del tiempo y de las propiedades de la roca, definiéndose un comportamiento de deformación elástica con rotura frágil (estallidos de rocas).

2.6. Pre Minado

En este punto, se busca definir el método de explotación desde un punto de vista geomecánico y económico, para el cual se emplean los siguientes criterios:

Condición de Estabilidad

Dimensionamiento de la Excavación.

Análisis de esfuerzo deformación para simular la excavación.

Costo de Producción.

2.6.1. Definición del método de explotación

2.6.1.1. Evaluación de las condiciones de estabilidad

Desde que en la Zona Horizontes se dan medio ambientes de altos esfuerzos, el dimensionamiento de los diferentes componentes estructurales asociados al minado de estos yacimientos estará mayormente en función del comportamiento esfuerzo/deformación de la masa rocosa, siendo por tanto de primera importancia la ejecución de modelamientos numéricos de análisis esfuerzo/deformación. En tal sentido, pasará a segundo plano el análisis de estabilidad estructuralmente controlado.

Por otro lado, en cuanto a las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones, como se puede observar en los planos y secciones geológicas geomecánicas presentadas en este informe para la Zona Horizontes, por razones de orden técnico, las direcciones de avance de las excavaciones tendrán que ser necesariamente a lo largo de la longitud de los horizontes mineralizados o de las vetas, por lo que no hay mayores análisis que realizar.

En la Zona Horizontes esta dirección de avance será de N-S, donde las condiciones de estabilidad de las excavaciones serán “Favorables” respecto al Sistema 1 y “Moderadas” respecto al Sistema 2. Finalmente, los criterios de clasificaciones

geomecánicas, que usualmente se aplican para la estimación de las aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento, no consideran las condiciones especiales de la masa rocosa, como por ejemplo los altos esfuerzos, que pudieran estar presentes en el minado de un yacimiento, por lo que su aplicación a la Zona de Horizontes no serían adecuados.

2.6.1.2. Dimensionamiento de excavaciones con el Método

Gráfico de Estabilidad

Para definir el método de minado, es importante conocer hasta que dimensiones se pueden abrir los tajeos. Para ello, se utiliza en el presente estudio el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), desarrollado por Potvin (1,988), Potvin y Milne (1,992) y Nickson (1,992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1,981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos.

La información sobre el arreglo estructural y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del sostenimiento con cablebolt.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S . El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo y está expresado por la relación ($S = \text{Área de la cara considerada del tajeo} / \text{Perímetro de la cara considerada del tajeo}$).

El número de estabilidad N' se define como:

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

Donde:

Q' es el Índice de Calidad Tunelera 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

Usando los valores del número de estabilidad N' , y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo para unas dimensiones dadas a partir del “Gráfico de Estabilidad” mostrado en la figura 20.

Cabe señalar que para la determinación del factor de esfuerzo, los valores del esfuerzo principal máximo en el borde de la cara considerada del tajeo, fueron calculados mediante el análisis esfuerzo/deformación, realizado mediante modelamientos

numéricos con el programa PHASE2. Por tanto la aplicación del MGE se complementa con el citado análisis.

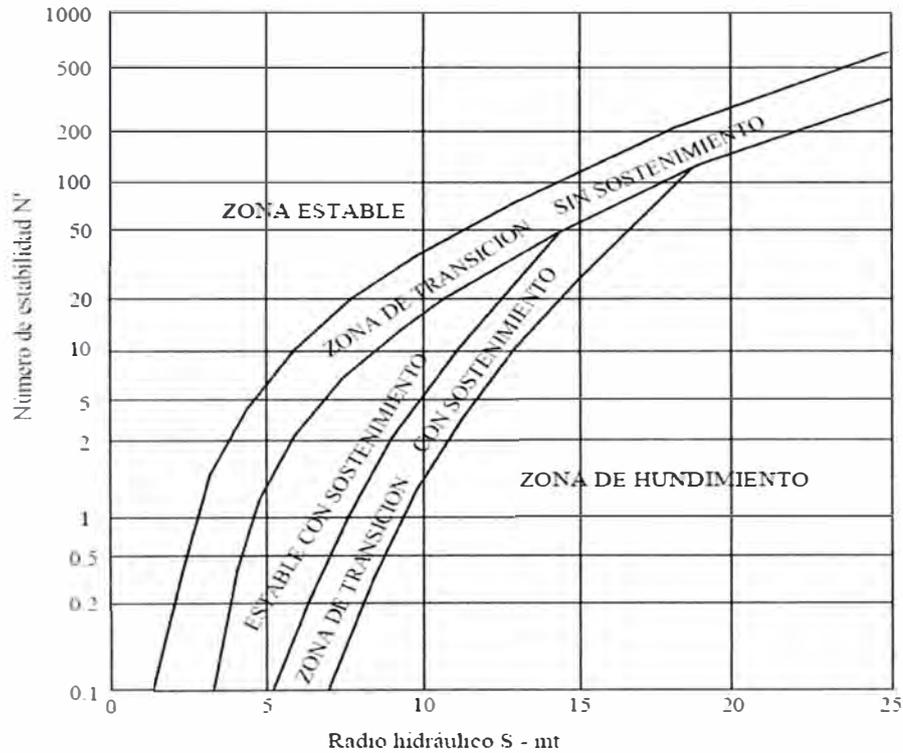


FIGURA 19 – GRAFICO DE ESTABILIDAD

TABLA 15 – RESULTADOS DEL DIMENSIONAMIENTO DEL TAJO USANDO R.H.

Altura	Ancho de la excavación = potencia del cuerpo										Cond.
	5 m		10 m		12 m		15 m		20 m		
	"S"	Long	"S"	Long	"S"	Long	"S"	Long	"S"	Long	
20 m	4.0	-13.3	4.8	240	5.2	78	5.8	51.2	5.8	27.6	ESS
	6.2	-8.4	7.1	-33.8	7.5	-60	8.3	-155.6	8.3	97.6	ESO
	9.3	-6.8	10.1	-19.8	10.5	-28	11.0	-47.1	11.0	-220	ECS
40 m	3.6	-16.4	4.4	73.3	4.6	39.4	5.0	30	5.6	25.5	ESS
	5.5	-9.2	6.5	-43.3	6.7	-114.9	7.4	1110	8.0	80	ESO
	8.7	-7.0	9.7	-20.6	9.9	-30.5	10.4	-53.8	10.8	-270	ECS
60 m	3.1	-25.8	4.3	61.4	4.5	36	4.6	23.8	5.1	20.8	ESS
	5.1	-9.8	6.4	-45.7	6.6	-132	6.8	145.7	7.4	56.9	ESO
	8.3	-7.2	9.5	-21.1	9.8	-30.9	9.9	-61.9	10.4	-520	ECS

DIMENSIONAMIENTO EN EL TECHO DE LA EXCAVACION

Se puede apreciar en la tabla 15, que tomando en cuenta diferentes alturas (20, 40 y 60 m) de las excavaciones y potencias de los horizontes mineralizados (5, 10, 12, 15 y 20 m), o lo que es lo mismo ancho de las excavaciones, se ha determinado la longitud de las mismas.

Esta información debe ser utilizada para adoptar decisiones sobre el tamaño de las excavaciones a realizar, en combinación con los resultados de los modelamientos numéricos del análisis esfuerzo/deformación.

2.6.1.3. Análisis esfuerzo/deformación

Estos análisis fueron llevados a cabo utilizando el programa de elementos finitos PHASE2 Versión 6.004 de Rocscience Inc. (2005). A partir de estos resultados se pueden establecer las consideraciones sobre el dimensionamiento de los diferentes componentes estructurales asociados al método de minado de la Zona Horizontes.

Resultados para Zona Horizontes

En este caso el dimensionamiento del minado ha estado dirigido al establecimiento de las dimensiones de las alturas de los pilares de rumbo, de la longitud los tajeos, de los anchos de los pilares de buzamiento y el ancho de los pilares de separación entre tajeos.

Alturas de los pilares de rumbo

De acuerdo a los resultados de la aplicación del MGE, será necesario dejar pilares de rumbo en los niveles principales (Nvs. 3 000, 3 300, 3 600 y 3 900), y según los resultados del análisis esfuerzo deformación, en la tabla 16 se muestra un resumen de las alturas de estos pilares en función del ancho de los tajeos. Estas dimensiones deben ser consideradas cuando se adopten decisiones sobre el dimensionamiento del minado, en el rango de potencias de los horizontes mineralizados a explotarse.

TABLA 16 – ALTURA DE LOS PILARES DE RUMBO

Ancho de Tajeo (m)	Altura Pilar rumbo (m)	Factor de Seguridad
5	5	1.57
10	8	1.57
12	10	1.57
15	12	1.30
20	17	1.30

Actualmente se tiene definido un horizonte mineralizado de aproximadamente 15 m de potencia (Horizonte VIII) para comenzar la explotación de Zona Horizontes, donde operativamente se está considerando dejar pilares de rumbo de 10 m de altura en los niveles principales. Para esta altura, la máxima potencia del cuerpo a explotar o lo que es lo mismo el máximo ancho del tajeo, deberá ser de 12 m.

Estos pilares de rumbo deberán ser dejados en los Nvs. 3 000, 3 300, 3 600 y 3 900, los cuales asegurarán condiciones de estabilidad satisfactoria (factor de seguridad FoS promedio aproximado 1.5), dejando las aberturas vacías temporalmente, para luego ser rellenas, lo cual desde el punto de vista geomecánico no es recomendable, dado que el análisis esfuerzo/deformación ha indicado factores de seguridad bajos en las cajas, lo cual pueden conducir a la generación de problemas de inestabilidad.

Para potencias del cuerpo mineralizado o anchos de tajeo de 15 m habrá necesidad de dejar un pilar de rumbo de cómo mínimo de 12 m de altura para tener FoS de 1.3. Estos pilares deberán dejarse en cada uno de los Nvs. 3 000, 3 300, 3 600 y 3 900, con las mismas consideraciones señaladas para las potencias de 12 m.

Una alternativa de solución es combinar la explotación con relleno diferido, es decir, por ejemplo, primero se rompe y limpia el mineral entre los Nvs. 3 900 y 3 600, subnivel por subnivel, y luego se rellena toda la excavación de nivel a nivel, hasta dejar piso para el minado entre los Nvs. 3 600 y 3 300, pudiéndose recuperar en este caso el pilar del Nv. 3 600. La altura de los pilares de rumbo deberá tener aquí 12 m.

Otra alternativa es el uso de relleno inmediato, es decir, romper, limpiar el mineral y rellenar subnivel por subnivel. En este caso, los pilares de rumbo para tajeos de 15 m de ancho pueden ser de 10 m de altura, arreglando la secuencia de minado para tal fin. Por ejemplo, con la siguiente secuencia de minado se podría lograr condiciones de estabilidad satisfactoria: primero, romper, limpiar el mineral y rellenar, subnivel por subnivel, entre los Nvs. 3 900 y 3 600 hasta conformar piso para el minado entre los Nvs. 3 600 y 3 300.

Paralelamente romper, limpiar el mineral y rellenar, subnivel por subnivel, entre los Nvs. 3300 y 3000. En esta secuencia de minado, quedaría un gran pilar de mineral (o panel) entre los Nvs. 3 600 y 3 300, que luego será minado. En esta última etapa se recuperaría el mineral entre estos dos últimos niveles, pudiéndose recuperar el pilar del Nv. 3 600.

La secuencia de minado señalada para tajeos de 15 m de ancho también puede ser válida para tajeos de 12 m de ancho, y con pilares de 10 m de altura. Para otros casos de potencias de los horizontes mineralizados, el análisis deberá ser similar al efectuado para el caso del horizonte mineralizado de 15 m de potencia que se tiene disponible para iniciar la explotación de Zona Horizontes. Para ello se deberá utilizar toda la información geomecánica

desarrollada. No sería recomendable explotar horizontes mineralizados con más de 15 m de potencia, debido por un lado, a que en un medio ambiente de altos esfuerzos sería difícil mantener condiciones satisfactorias de estabilidad de grandes techos abiertos y paredes de los tajeos, aun con utilización de técnicas de reforzamiento como cablebolts, por otro lado, la recuperación de las reservas de mineral sería baja, por las excesivas dimensiones de los pilares de rumbo y buzamiento a ser dejados.

Todo lo señalado en los párrafos precedentes estará condicionado a la longitud de los tajeos, a la cual nos referimos enseguida.

Longitud de los tajeos

La utilización del MGE ha indicado que no habrá mayores problemas en cuanto a la estabilidad de los techos de los tajeos, cuando estos sean igual o menores de 15 m, pudiéndose alcanzar longitudes incluso mayores de 40 m. El problema es con la longitud de la caja techo. Si se pretende dejar abierta la excavación de nivel a nivel, cuyas alturas varían aproximadamente entre 55 m y 65 m, la longitud máxima permitida es de tan solo 25 m y con uso de relleno diferido.

Una manera de aumentar la longitud de los tajeos sería dejar expuesta la excavación con menor altura. Si consideramos que habrá dos subniveles entre los niveles principales (3 000, 3 300, 3 600 y 3 900), la altura de los tajeos sería 20 m aproximadamente. Con esta altura de 20 m se podría dejar longitudes de tajeos de hasta 40 m, pero en este caso será necesario utilizar relleno inmediato, es decir después de la rotura y limpieza del mineral en una altura de 20 m se tendría que rellenar, hasta conformar el piso del siguiente corte. Desde el punto Geomecánico, esta secuencia de minado sería la más ventajosa, teniendo en cuenta el medio ambiente altamente esforzado de esta Zona Horizontes.

Anchos de los pilares de buzamiento

Según el análisis esfuerzo/deformación, en tabla 17 se muestran los anchos de los pilares de buzamiento, para las diferentes potencias de los horizontes con mineral económico o ancho del tajeo, y para diferentes longitudes de los tajeos.

TABLA 17 - ANCHO DE LOS PILARES DE BUZAMIENTO

Ancho de Tajeo (m)	Longitud tajeo = 25 m Altura = Nivel a Nivel		Longitud tajeo = 40 m Altura = Subnivel a Subnivel	
	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	1.30	12	1.30
20	15	1.30	18	1.30

Si consideramos una potencia del horizonte mineralizado de 12 m y una altura de los tajeos de 55 a 65 m (altura actual entre los niveles principales), los pilares de buzamiento presentarán condiciones satisfactorias de estabilidad con anchos mínimos de 10 m, considerando el relleno diferido. En caso de utilizar el relleno inmediato de los tajeos, en una secuencia alternada, es decir, por ejemplo dejar un gran pilar central (panel), minar los costados, rellenarlos (total o parcialmente) y posteriormente recuperar el pilar central, se puede establecer un ancho de los pilares de buzamiento de 10 m para potencias del horizonte mineralizado de 15 m.

En un análisis similar, para longitudes de 40 m, se establecería pilares de buzamiento de 12 m para potencias de 12 m y de 15 m.

Ancho de los pilares de separación entre tajeos

Los Horizontes mineralizados varían sus potencias desde 3 hasta 20 m y el material estériles ubicados entre estos horizontes varían de 1 hasta 15m. Cuando se exploten horizontes mineralizados

adyacentes deberá dejarse un pilar de forma tabular o denominado pilar de separación entre estos horizontes, lo ideal sería que este pilar esté conformado por el material estériles. Para determinar el ancho de este pilar de separación, se ha realizado también análisis esfuerzo/deformación.

Estos resultados han indicado lo siguiente:

- Si se pretende dejar ambos horizontes en explotación con excavaciones o cámaras vacías, los pilares de separación deberán tener más de 15 m de ancho. Se han simulado en esta situación anchos de pilares de separación de 5, 10 y 15 m y ninguno de estos resultan suficientes para mantener condiciones de estabilidad satisfactoria ni a nivel local ni a nivel global.
- La solución es la utilización del relleno inmediato de los tajeos. Suponiendo que uno de los horizontes ya está explotado y rellenado, el horizonte adyacente deberá ser explotado con relleno inmediato, es decir rompiendo y limpiando el mineral y rellenando después de cada corte entre los subniveles, en forma ascendente. En esta situación será necesario dejar como mínimo un ancho del pilar de separación de 10m.

Comentarios sobre los resultados obtenidos

- De acuerdo a los resultados del modelamiento realizado, se puede concluir que el método de minado deberá contemplar la utilización necesaria del relleno, para poder manejar las dimensiones mencionadas en este informe.
- Cabe señalar por un lado, que la potencia de los horizontes de mineral económico o lo que es lo mismo el ancho de los tajeos condiciona las dimensiones de los pilares de rumbo y buzamiento; por otro lado, la exposición de la caja techo es la que condiciona las dimensiones de los tajeos tanto en altura como en longitud de los mismos.
 - Los cálculos efectuados han sido realizados utilizando conceptos y técnicas internacionalmente aceptadas, y los resultados representan a las condiciones geomecánicas imperantes en la Zona Horizontes, en donde existe un medioambiente de altos esfuerzos.
 - En las tablas 15, 16 y 17 se tienen otras opciones de diseño, considerando diferentes alturas y longitudes de las excavaciones y diferentes potencias de los horizontes con mineral económico o ancho de las excavaciones.

2.6.1.4. Método de minado de los Horizontes

Para definir un método de minado, es importante conocer claramente las condiciones naturales del yacimiento, es decir, sus características geológicas, morfológicas (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), reservas (tamaño y distribución de leyes), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y la presencia del agua subterránea.

Tomando en cuenta la información desarrollada en el presente estudio, se aplican diversas técnicas de selección del método de minado, como las de Boshkov and Wright (1,973), Hartman (1,987), Morrison (1,976), Laubscher (1,981) y Nicholas (1,981).

Según esto, se selecciona para las Zonas Horizontes el método de minado que se adapta mejor a las condiciones naturales encontradas en estos yacimientos.

Luego, tomando en cuenta la información de la tabla 18, en donde se presenta en forma ordenada, de menos a más, los costos de minado correspondientes a los principales métodos subterráneos, se trata de buscar la aplicabilidad de estos métodos a los yacimientos en estudio en el orden enumerado e ir descartando hasta encontrar el método aplicable más económico.

TABLA 18 – METODOS DE MINADO SUBTERRANEO EN ORDEN DE COSTOS

Orden	Método de minado	Abreviación	US\$/TM
1	Block o Panel Caving	BC	2.5 a 8
2	Room and Pillar	R&P	4 a 10
3	Sub Level Stopping	SLS	5 a 10
4	Sub Level Caving	SLC	6 a 12
5	Cut and Fill Stopping	C&F	10 a 30
6	Vertical Crater Retreat	VCR	20 a 25
7	Top Slicing	TS	25 a 35
8	Shrinkage Stopping	SHS	30 a 40
9	Square Set Stopping	SQS	> 35

FUENTE: Alfonso Ovalle – Metálica Consultores S.A. - Chile

Finalmente, se dan las recomendaciones sobre los esquemas y secuencias de avance del minado para la Zona Horizontes.

El proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de minado subterráneo, indicó lo siguiente:

- Sin considerar el problema de la sismicidad inducida por el minado, el método de minado “subniveles con taladros largos” (SLS) es el que se adapta mejor a las condiciones naturales encontradas en la masa rocosa del yacimiento.
- Considerando el problema de la sismicidad inducida por el minado, el método de minado “corte y relleno” (C&F) ascendente es el que se adapta mejor a las condiciones naturales encontradas en la masa rocosa del yacimiento.

Según la tabla 18, por las condiciones naturales de Zona Horizontes, se descarta inmediatamente la aplicabilidad del BC, debido a la poca potencia de los horizontes con mineral económico y por los aspectos morfológicos de estos.

El R&P no debe descartarse, desde que este método podría ir en combinación con el relleno cementado o sin cementar.

El SLS es el método preferido sin considerar el problema de la sismicidad inducida por el minado.

El SLC es un método alternativo de minado, que podría ser aplicable en forma masiva en Zona Horizontes, pero habría un gran problema de dilución y de perturbación de la masa rocosa del entorno, no recomendable en medio ambientes altamente esforzados.

El C&F es el método preferido para las condiciones reales actuales de la masa rocosa de Zona Horizontes, pero con un mayor costo de minado. Todos los otros métodos deben ser descartados por el alto costo de minado.

Según el intercambio de opiniones realizado con el área de Operaciones Mina Yauliyacu, se ha visto por conveniente adoptar el método de minado “subniveles con taladros

largos” (SLS) , en donde se deberá utilizar relleno de tajeos, basado en las indicaciones dadas por los diferentes análisis realizados.

Adoptando parámetros geomecánicos adecuados, correspondientes a los diferentes componentes estructurales asociados al método de minado, desarrollados en el presente estudio, se podrían lograr condiciones satisfactorias de estabilidad en Zona Horizontes.

2.6.1.5. Esquema del método de minado

Aquí se desarrolla a manera de ejemplo el esquema del método de minado correspondiente al Horizonte VIII de mineral económico que se tiene definido para comenzar la explotación de la Zona Horizontes. Este horizonte, tiene una potencia entre 10 y 15 m y una longitud total de 190 m. Las variaciones de la potencia promedio en los diferentes niveles son como sigue:

- Nv 3 000: 3.5 m
- Nv 3 300: 15 m
- Nv 3 600: 10 m
- Nv 3 900: 15 m

En una primera alternativa se considera que el relleno de los vacíos dejados será diferido, es decir, el relleno se realizará

después que se haya concluido el minado en toda la altura entre los niveles. En este caso, las dimensiones de los componentes del minado serán:

Los pilares de rumbo (o puentes mineralizados) a dejarse en los diferentes niveles antes nombrados tendrán las siguientes alturas:

- Nv 3 000: 5 m
- Nv 3 300: 12 m
- Nv 3 600: 8 m
- Nv 3 900: 12 m

La longitud efectiva de los tajeos será:

- 25 m

Los pilares mineralizados de buzamiento tendrán el siguiente ancho:

- 10 m

En una segunda alternativa se considera que el relleno es inmediato, es decir, este realiza después de cada corte entre los subniveles, en una altura correspondiente a los mismos, el cual es recomendable que no sea mayor de 20 m (piso a piso). En este caso, las dimensiones de los componentes del minado serán:

Los pilares de rumbo (o puentes mineralizados) a dejarse en los diferentes niveles antes nombrados tendrán las siguientes alturas:

- Nv 3 000: 5 m
- Nv 3 300: 10 m
- Nv 3 600: 8 m
- Nv 3 900: 10 m

La longitud efectiva de los tajeos será:

- 40 m

Los pilares mineralizados de buzamiento tendrán el siguiente ancho:

- 12 m

Cabe señalar que a 50 m de uno de los extremos del horizonte a minarse, en vista longitudinal, existen tajos vacíos, por lo que necesariamente se tendrá que dejar un pilar de buzamiento de 25 m de ancho, independiente de la alternativa que se adopte.

2.6.1.6. Secuencia de avance del minado

Considerando una sección longitudinal del horizonte mineralizado, verticalmente es recomendable minar en paralelo los paneles entre los Nvs 3 900 - 3 600 y 3 300 - 3

000, dejando el panel central entre los Nvs 3 600 – 3 300 para su posterior minado. Esto permitirá recuperar el pilar de rumbo del Nv 3 600. Longitudinalmente es recomendable alternar el minado de los paneles a manera de “tablero de ajedrez” dejando un panel central para su posterior minado. Esta secuencia de avance permitirá mejorar las condiciones de estabilidad local y global de las excavaciones rocosas y por ende manejar mejor la sismicidad inducida por el minado. Bajo estas consideraciones se deberá avanzar el minado de acuerdo a lo señalado.

2.7. Ventilación

La unidad Minera Yauliyacu, para su ventilación cuenta con 42 ventiladores secundarios y 14 ventiladores principales. A continuación se muestra una relación de los ventiladores principales los cuales actúan como extractores del aire de retorno, estos ventiladores se encuentran ubicados convenientemente en la cabeza de las chimeneas de ventilación, estas chimeneas permiten que el circuito de ventilación sea ascendente, originando que el aire limpio ubicado en los niveles inferiores ascienda a niveles superiores recorriendo las labores y llegando a las chimeneas de

ventilación principales (Troncales de Ventilación), para la extracción del aire de retorno a superficie.

TABLA 19 - RELACION DE VENTILADORES PRINCIPALES

RELACION DE VENTILADORES PRINCIPALES OPERATIVOS						
	CAUDAL	UBICACIÓN		POTENCIA	MARCA	PRESION
	(cfm)	NIVEL	LABOR	(HP)		TOTAL ("c.a.)
1	200,000	H1	R.B. 785 H1 San Juan	600	Airtec	13.5
2	100,000	H1	R.B. 9, Paste Fill	350	Airtec	13.5
3	100,000	Sup	Ch. Juanita Superficie	200	Joy	5.0
4	100,000	3000	Chimenea Juanita	200	Joy	7.0
5	100,000	1200	Rp.727 - 1200 intermedio	150	Joy	4.0
6	100,000	1700	Vn. 693 O.P. 10	240	Airtec	10.0
7	100,000	H1	R.B. N° 10	240	Airtec	10.0
8	60,000	1700	Cx 712, Crucero Carmen	150	Airtec	10.0
9	60,000	1000	AK 1000	150	Joy	6.5

FUENTE: Área de Ventilación – Empresa Minera Los Quenuales

Actualmente la U.M. Yauliyacu se encuentra ejecutando la construcción de una nueva troncal de ventilación, lo que le permitirá llevar sus operaciones a niveles por debajo de su nivel inferior (Profundización). Esta nueva chimenea de ventilación es construida en 3 tramos a través del método Alimack, la longitud total de la chimenea será de 990 metros aproximadamente, a una sección cuadrada de 3.5m x 3.5m.

TABLA 20 – REQUERIMIENTO DE AIRE EN LA ETAPA DE PREPARACION DE LOS HORIZONTES

Nivel	Requerimiento	N	Caudal (m3/minuto)	Requerimiento (m3/minuto)
Nv. 3000	Personal	8	5	40
	Scoop (3.5 Yd3)	1	540	540
Nv. 3300	Personal	8	5	40
	Scoop (3.5 Yd3)	1	540	540
Nv. 3600	Personal	8	5	40
	Scoop (3.5 Yd3)	1	540	540
			Total (m3/minuto)	1,740
			Total (cfm)	62,000

La nueva troncal de ventilación 04 servirá para extraer un caudal de 200,000cfm de aire contaminante, mejorando tanto la calidad de aire en mina evitando la recirculación y disminuyendo la temperatura producto del humo de los equipos.

Luego de analizar las alternativas de raise boring y raise climber, considerando el costo de la inversión, tiempo de ejecución, disponibilidad de maquinaria en el mercado, posibles problemas a presentarse en la calidad de la roca y la posibilidad de realizar tramos superiores a 300m, así que se decidió por contratar los servicios de la Empresa Canadiense MONALI S.A. para llevara a cabo dicho proyecto.

TABLA 21 – COMPARACION DE COSTO Y TIEMPO DE EJECUCIÓN EN CHIMENEAS RAISE CLIMBER Y RAISE BORING

CONSTRUCCION DE LA TRONCAL HORIZONTES - COMPARACION ENTRE E.E.

	USD (\$)	Demora (Dias)	Maquinas
MASTER DRILLING PERU S.A.C. (R.B.)	1,672,426	412	1
MONTALI S.A. CONTRATISTAS MINEROS (AK)	1,346,331	268	2

FUENTE: Área de Proyectos – Empresa Minera Los Quenuales, Unidad Yauliyacu

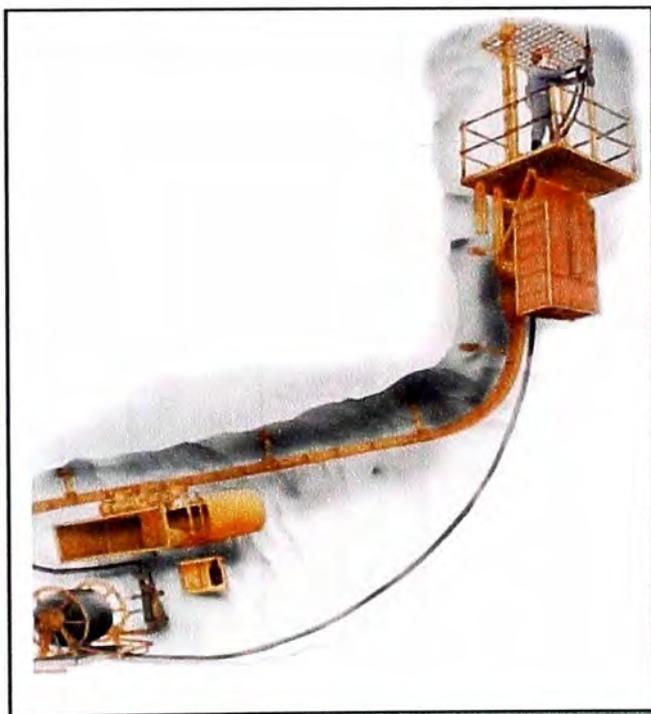


FIGURA 20 – ESQUEMA DE CHIMENEA RAISE CLIMBER

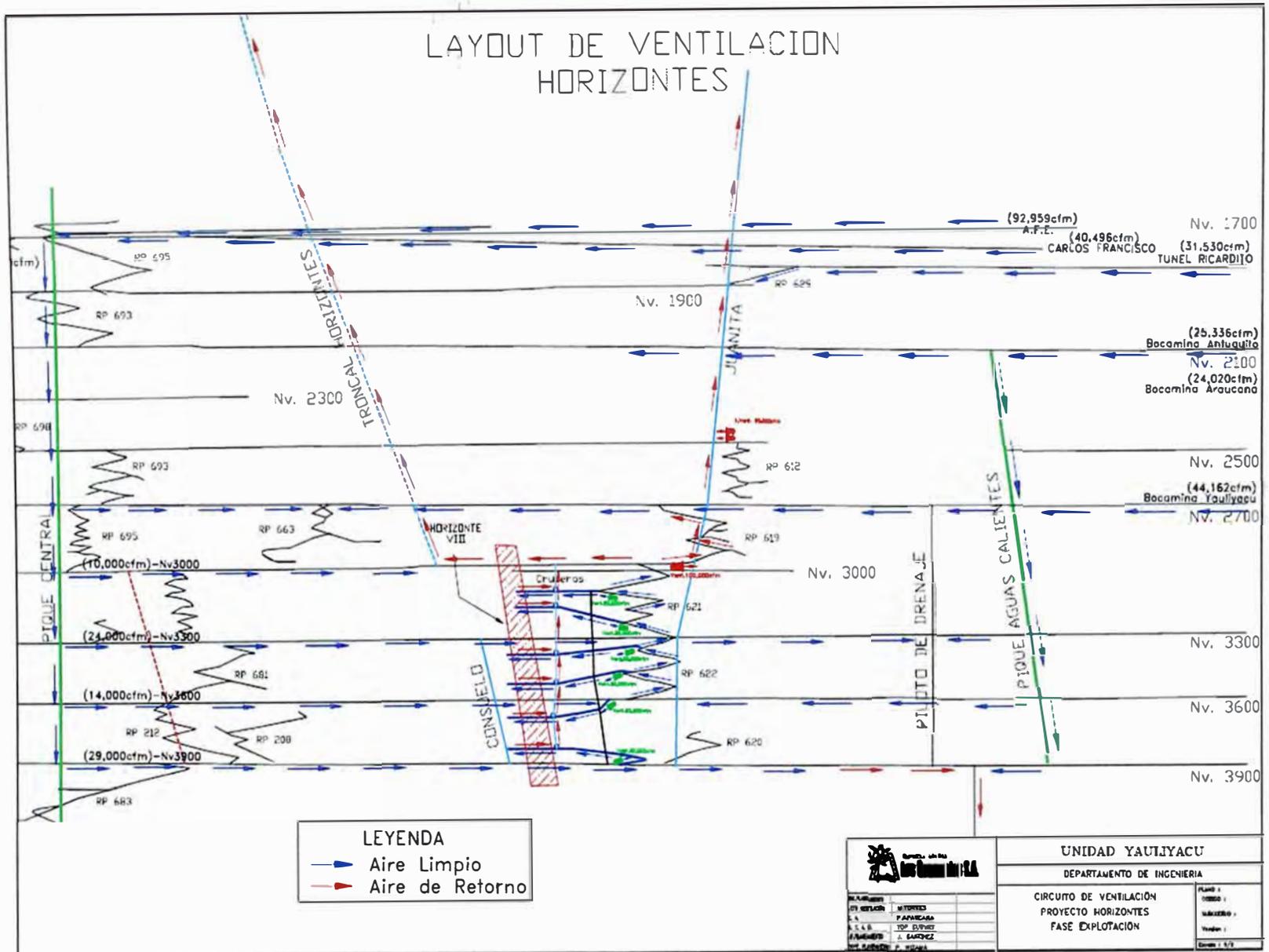


FIGURA 21 – LAYOUT DE VENTILACION PROPORCIONADO POR EL AREA DE VENTILACION ACTUALIZADO A AGOSOT 2008

2.8. 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.

2.8.1. PERFORACION

2.8.1.1. Calculo de Burden y Espaciamiento

En el calculo del Burden y Espaciamiento se debe tomar en cuenta todas las variables posibles que intervienen en el proceso de perforación y voladura, la formula de Langerfors nos da un valor mas exacto para el diseño de la malla de perforación.

El burden practico según las características de esta mina varia entre 1.20 m a 1.50 m, el diseño de las secciones de perforación se realiza en abanico, paralelo o combinación de ambos esto depende de la forma y disposición del cuerpo mineralizado.

Sin embargo es recomendable preparar el terreno y diseñar taladros paralelos en vez de radiales, pues son más fáciles de ejecutar y controlar para el operador, además es menor la cantidad de metros a perforarse para el mismo área de mineral,

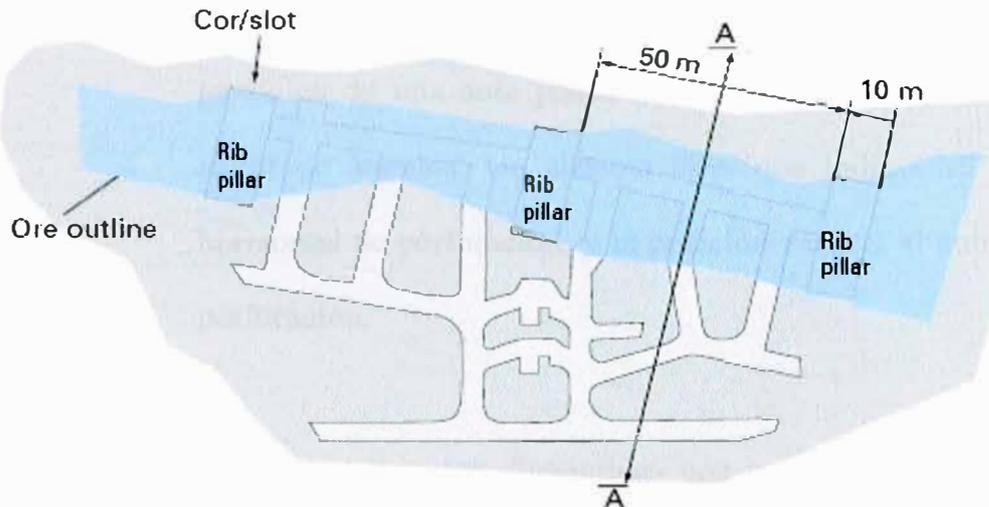
esto permite un mejor control de las cajas, mayor eficiencia del equipo pues se disminuye el tiempo de posición de la máquina.

$$B_{MAX} = \left(\frac{D}{33} \right) \times \sqrt{\frac{(\rho_c \times PRP)}{c \times f \times \left(\frac{E}{B} \right)}} \dots \text{Ecuación (01)}$$

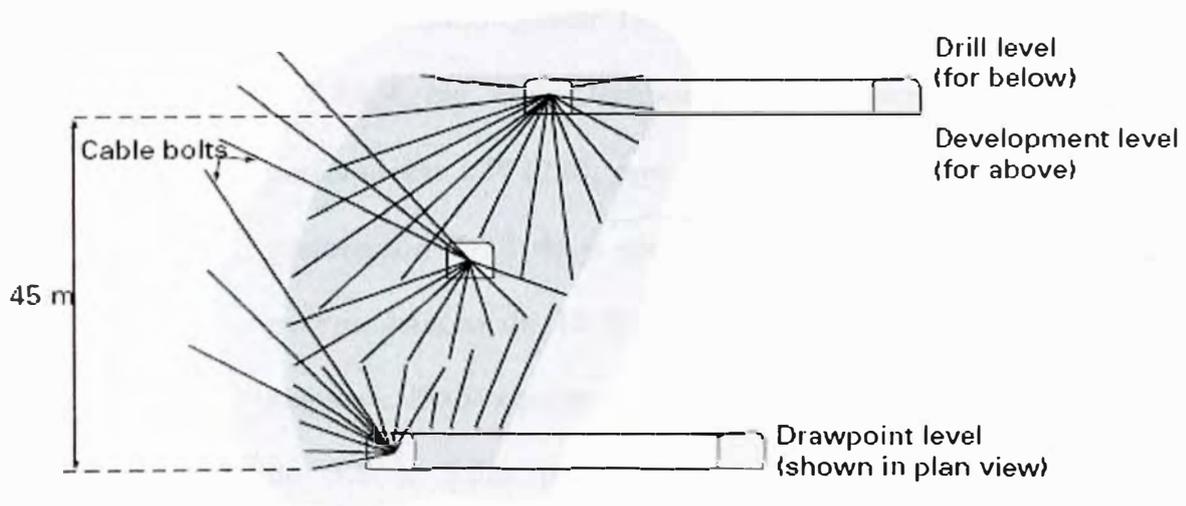
$$B_p = B_{MAX} - 2 \times D - 0.02 L \dots \text{Ecuación (02)}$$

Donde:

B_{MAX}	BURDEN MAXIMO (m)
D	DIAMETRO DEL TALADRO (mm)
C	CONSTANTE DE ROCA
	C = 0.3 + 0.75 ROCA MEDIANA C = 0.4 + 0.75 ROCA DURA
f	FACTOR DE FIJACION
	TALADRO VERTICAL f : 1.00
	TALADRO INCLINADO 3 : 1 f : 0.90
	TALADRO INCLINADO 2 : 1 f : 0.85
E/B	RELACION ESPACIAMIENTO / BURDEN
d_c	DENSIDAD DE CARGA (g/cm ³)
PRP	POTENCIA RELATIVA EN PESO DEL EXPLOSIVO (1 - 1.4)
L	ALTURA DEL BANCO (m)



Plan view of typical bottom drawpoint level



Vertical section through stope looking east

FIGURA 22 – ESQUEMA DE MINADO MEDIANTE SUB LEVEL STOPING

2.8.1.2. Selección del equipo de perforación

El Equipo long hole debe tener: Sistema de Nivelación adecuado especialmente en la horizontalidad, poseer stinger de fijación en la parte superior e inferior del carril para evitar la desviación por vibración al momento de perforar,

Eje del sinfín debe permitir perforar lo menos 2 taladros paralelos de una sola posición, debe tener un sistema de lector de ángulos, Un sistema láser que indique el nivel horizontal de perforación, y la posición vertical al punto de perforación.

Los equipos disponibles con que cuenta la unidad para la perforación de Taladros largos son: Jumbo Boomer 126XN, Jumbo Quasar Tamrock Secoma, Jumbo Simba H-157 DC4, etc. Estos Jumbos están provistos de Maquinas perforadoras CP 1238, con brocas de 64 mm. y barras de perforación T-38 de 4 pies, con los cuales es posible se perfora bancos de 15 metros ya sea en forma positiva o negativa. Estos equipos necesitan subniveles de perforación de 3.5 x 3.5m para lograr un buen performance de perforación.

Se debe además darle las condiciones adecuadas para que el equipo pueda rendir a su máxima capacidad, es decir buenas condiciones de agua y energía.

TABLA 22 – PARAMETROS TECNICOS DE LOS JUMBOS

INDICADORES:	CPO 1032 (bar.)	COP 1238 (bar.)
Presión de percusión Alta:	90 – 120	90 – 110
Presión de percusión baja:	145	160
Presión de percusión emboquillado:	30 – 50	30 – 50
Presión de percusión Perforación:	50 – 70	50 – 70
Presión de avance:	50	50
Presión de rotación:	50	50
Presión barrido de agua:	5	5
Presión de barrido de aire (PSI):	90 – 100	90 – 100
Energía eléctrica (Amperios):	60 – 80	60 – 80

2.8.1.3. Selección del Varillaje de 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 mas 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.

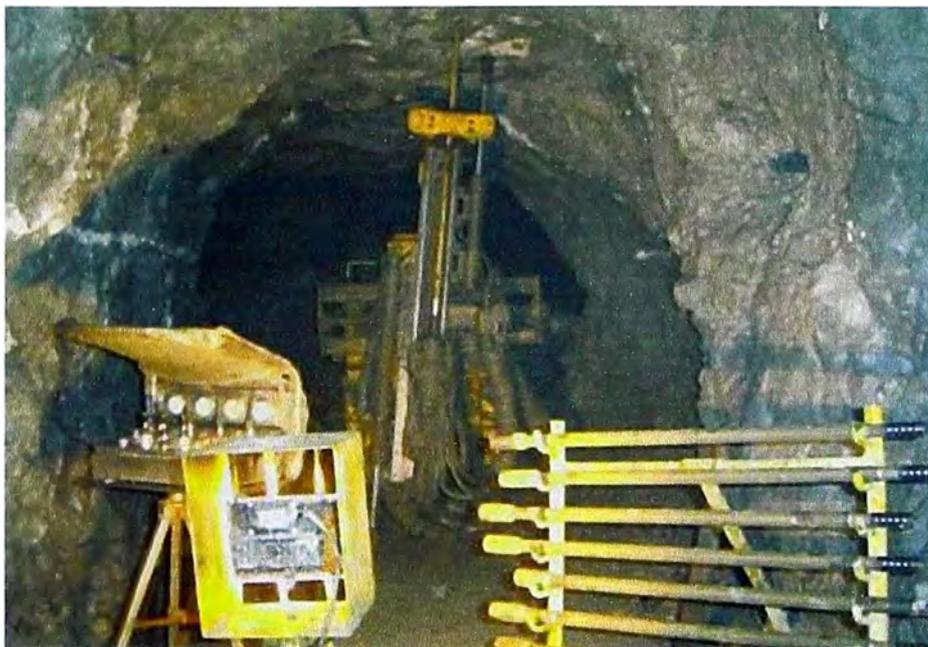


FIGURA 24 – PERFORADORA RAPTOR JUNIOR

TABLA 23 – DETALLES Y RENDIMIENTO DE LOS ACEROS DE PERFORACION

ACEROS DE PERFORACION				
SECCION	JUMBO	DESCRIPCION	PRECIO US\$	RENDIM.(m)
SECCION I	QUASAR	Broca Retractil de 2 1/2" T38	90.00	600
		Barra MF T38 4'	125.00	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	130.00	2400
	SPIDER	Broca Retractil de 2 1/2" T38	90.00	600
		Barra MF T38 4'	125.00	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	130.00	2400
	MINI RAPTOR No. 1	Broca Retractil de 2 " R32	118.34	390
		Barra MF R32 3'	118.00	1500
		Shank Adapter COP 1032 R32	200.00	1500
SECCION II	SIMBA No. 2	Broca Retractil de 2 1/2" T38	90.00	600
		Barra MF T38 4'	125.00	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	130.00	2400
	BOOMER	Broca Retractil de 2 1/2" T38	90.00	600
		Barra MF T38 4'	125.00	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	130.00	2400
SECCION IV	RAPTOR JUNIOR	Broca Retractil de 2 " R32	118.34	390
		Barra MF R32 3'	118.00	1500
		Shank Adapter COP 1238 R32	199.00	1500
SECCION V	SIMBA No. 1	Broca Retractil de 2 1/2" T38	90.00	600
		Barra MF T38 4'	125.00	2300
		Shank Adapter COP 1238 T38	130.00	2400
	MINI RAPTOR No. 2	Broca Retractil de 2 " R32	118.34	390
		Barra MF R32 3'	118.00	1500
		Shank Adapter COP 1032 R32	200.00	1500

Fuente: Ares de Proyectos, Empresa Minera Los Quenuales, unidad Yauliyacu

2.8.1.4. Procedimiento para el diseño y marcado de mallas de perforación

Existe un procedimiento estándar para el diseño de mallas de perforación, este trabajo requiere del involucramiento de áreas como geología, planeamiento y mina, dicho procedimiento abarca las siguientes etapas:

- Geología marca el contorno del mineral en el terreno.
- Topografía realiza el levantamiento del contorno y de la labor.
- Se entrega a geología secciones del cuerpo para que coloque en ellas el comportamiento de la estructura mineralizada así como la presencia de fallas, geodas, discontinuidades, etc que pudieran existir.
- Se calcula el burden y el espaciamiento de los taladros además de la secuencia de salida.
- Se entrega el diseño final a topografía para ser marcado en el terreno.

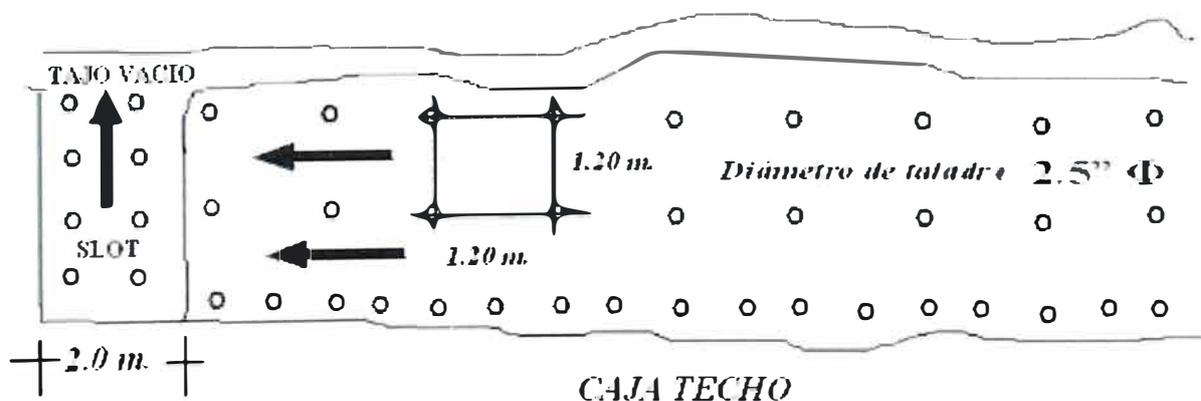


FIGURA 24 – MALLA DE PERFORACION PARA CUERPOS DISEMINADO

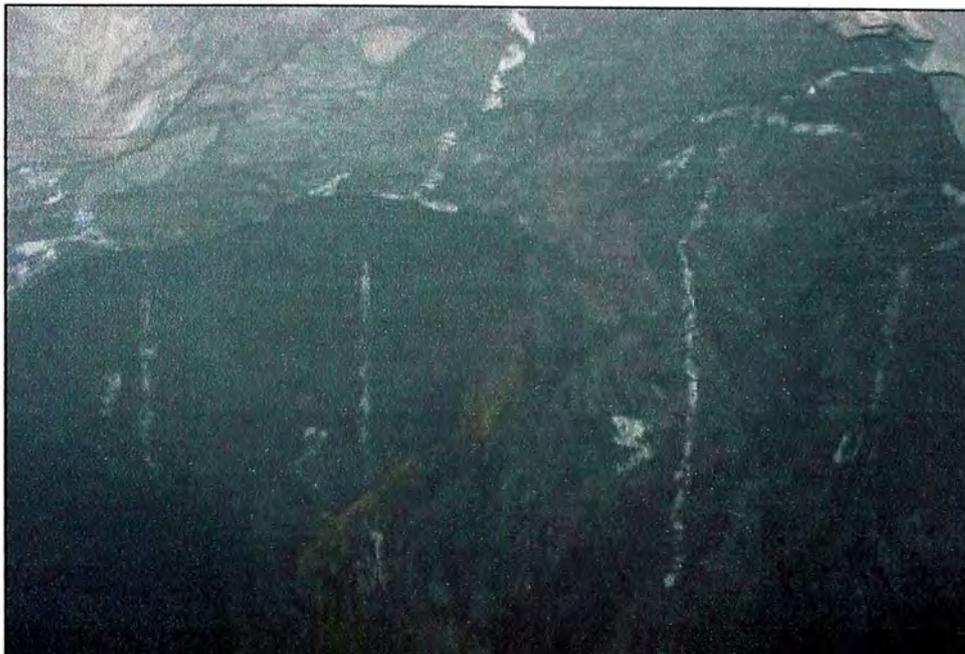


FIGURA 25 – MALLA DE PERFORACION MARCADA EN EL TERRENO

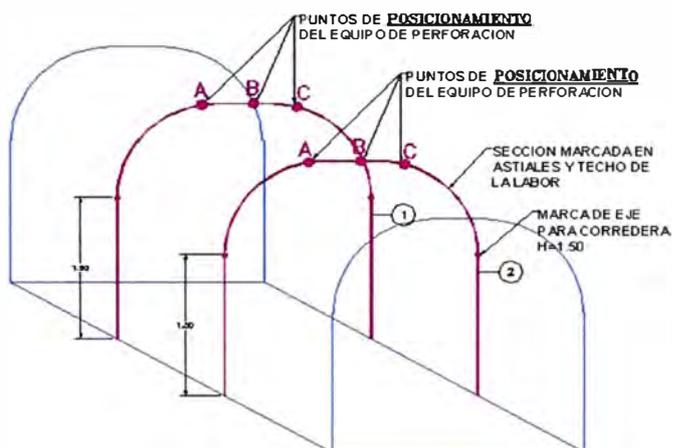


FIGURA 26 - Transversales marcados en las paredes de la labor y la cota para el eje de la corredera

2.8.1.5. Desviación en la perforación

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 se conserva 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 se indica en lo posible la longitud de perforación, la presencia de vacíos y agua. Datos necesarios en la voladura.

La desviación de taladros tiene 02 orígenes

a) Fuera del taladro:

- Mal diseño (no considerar el estándar de perforación)
- Incorrecto estacionamiento
- Mal alineamiento
- Mal empate

b) Dentro del taladro:

- Condiciones Geológicas
- Inadecuada Técnica de Perforación
- Inadecuadas herramientas de perforación

Causas de la desviación de taladros

Entre las causas principales para la desviación de los taladros se tienen:

a) Diseño

Debe considerar todos los aspectos anteriores

- Encontrar el rango de desviación para obtener el factor de corrección en el Burden para la malla.
- Levantamiento topográfico de los taladros como control de la calidad de perforación.
- La altura del eje de la corredera dependerá de la altura del equipo disponible (1.70 m ,1.50 m)
- Marcado del eje horizontal y el eje de sección
- Levantamiento topográfico: Del tajo concluido la voladura y limpieza.

b) Aspectos Geológicos

La presencia de:

- Fallas
- Geodas
- Planos importantes
- Zonas intensamente fracturadas Originan desviación en casos mayores no se puede continuar con la perforación por el no retorno del aire, agua, o retorno del detritus

c) Aspectos Geomecánicos

Cambio de dureza en el terreno puede originar cambio de dirección

Influye en el diseño

- RMR de la roca encajonante
- RMR del área mineralizada
- Sectorizar los RMR de un tajo no todo el tajo tiene el mismo RMR.

d) Operación

Posicionamiento del equipo debe de hacerse de acuerdo a la malla:

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

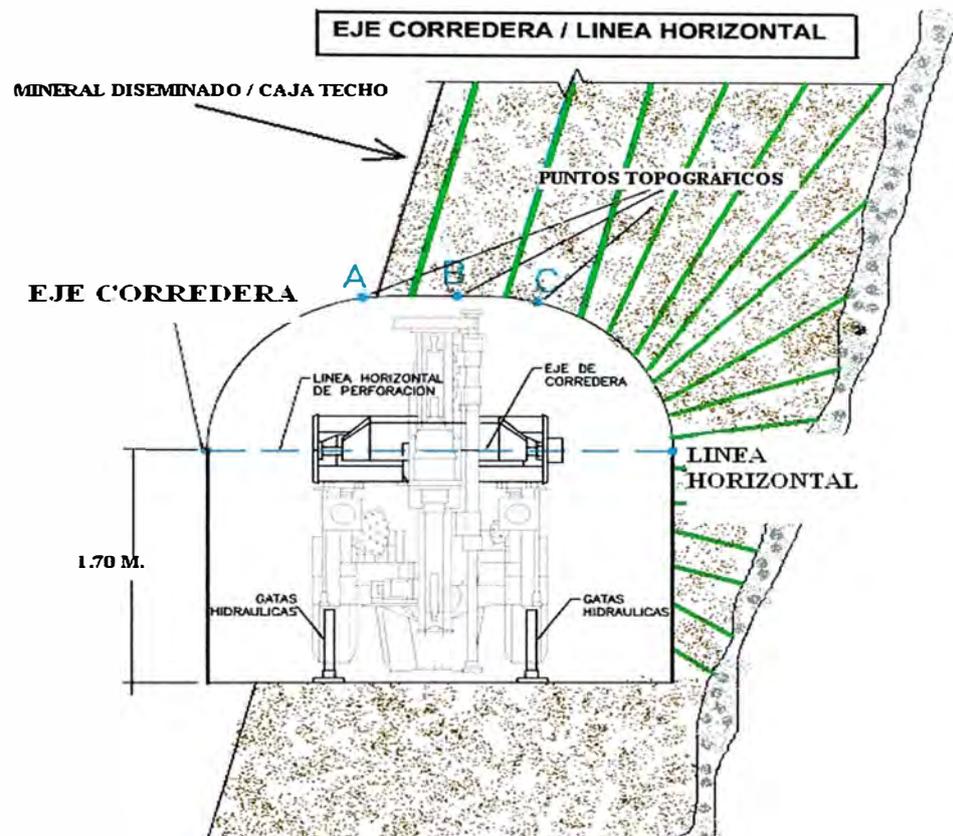


FIGURA 28 – ESQUEMA DE PERFORACION EN AVANICO

2.8.2. Voladura

2.8.2.1. Generalidades

Debido a que la voladura de taladros largos genera aberturas de grandes dimensiones, es que la secuencia de la voladura se realiza en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales (secciones) en todos los niveles de perforación, esto da estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajaran como enormes pilares.

El número de secciones por disparo depende de la calidad del terreno (estructura y cajas), hay ocasiones que la voladura afecta a los taladros de las secciones adyacentes en estos casos se opta por entubar el taladro para protegerlo evitando tener que re perforar.

Previo al carguío se realiza el levantamiento topográfico de taladros perforados para su corrección oportuna ya sea anulando taladros desviados o disminuyendo la columna de carga para aquellos que han excedido la longitud establecida en el proyecto.

El objetivo final siempre es obtener una buena fragmentación con un mínimo porcentaje de dilución (sobre rotura de cajas).

2.8.2.2. Distribución de carga explosiva en taladros paralelos

El carguío en taladros paralelos se realiza como se muestra en la figura.

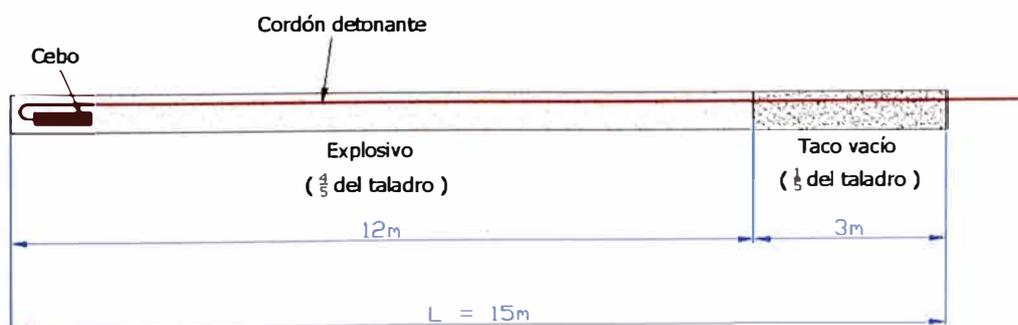


FIGURA 29 – DISTRIBUCION DE CARGA EN TALADROS PARALELOS

Cantidad de explosivo / taladro		
Cant. Explosivo / m	2.96	Kg/m
Longitud de taladro	15	m
Longitud cargada	12	m
Longitud sin carga	3	m
Cant. Explosivo / taladro	35.52	Kg / Taladro
Costo / Taladro	30.9	\$ / Taladro

Parámetros de Voladura

Explosivo:

Cebo Semexsa E- 65 1 ½" x 8"

Columna de carga Examon – P

Accesorios:

Exel SS 18.0 metros

Exel SS 6.5 metros

Exel SS 3.0 metros

Cordón detonante 3p

Detonador Ensamblado 9 pies

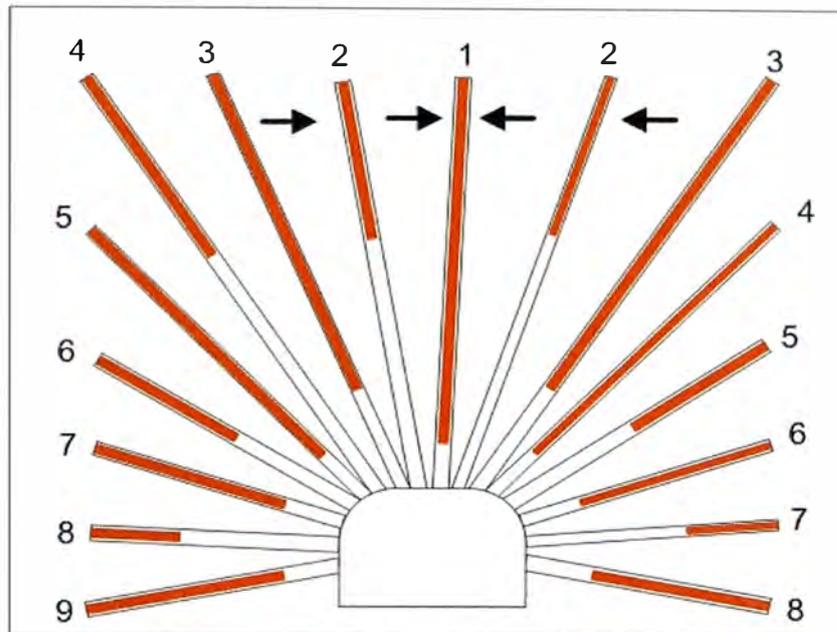


FIGURA 29 – SECUENCIA DE SALIDA Y DISTRIBUCION DE CARGA EN TAJEOS

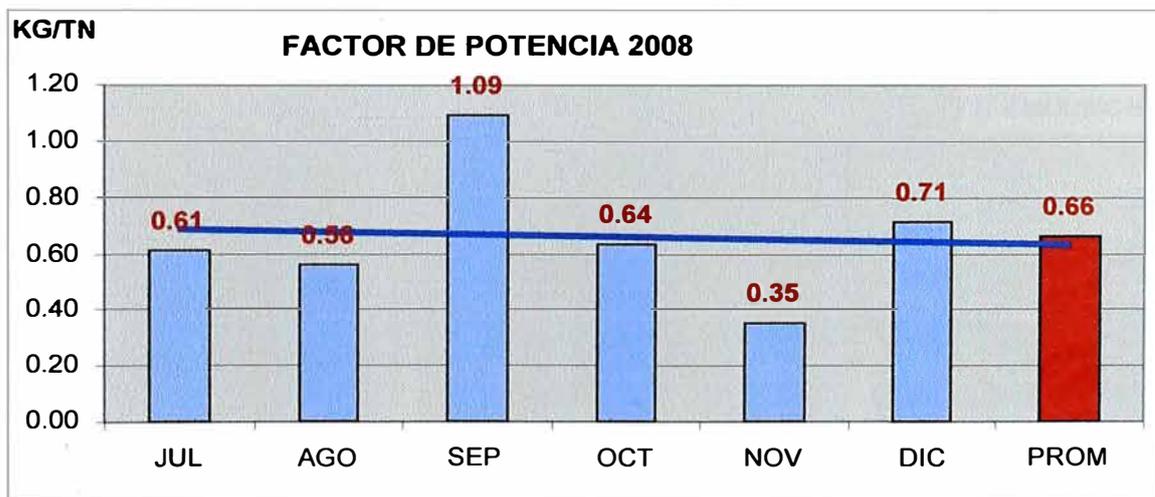


FIGURA 30 – FACTOR DE POTENCIA PARA TAJOS SUB LEVEL STOPING

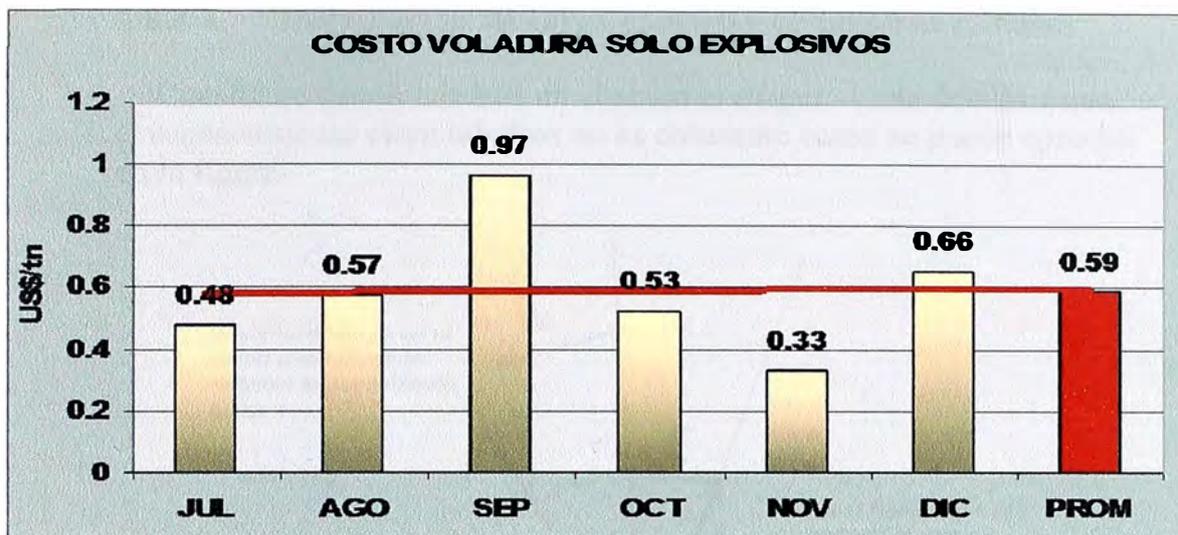


FIGURA 31 – COSTO DE VOLADURA EN TAJOS SUB LEVEL STOPING

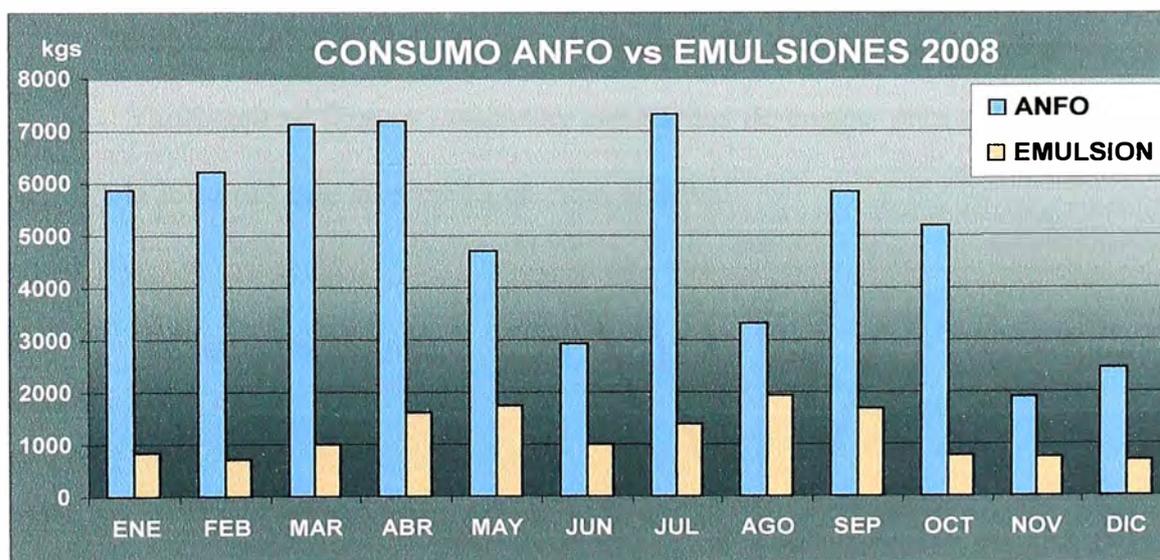


FIGURA 32 – COMPARACION EN EL CONSUMO DE EXPLOSIVOS

2.8.2.3. Distribución de carga explosiva en taladros radiales

Cuando se tienen taladros en abanico el carguío varía debido a que el espaciamiento entre taladros no es constante como se puede apreciar en la figura

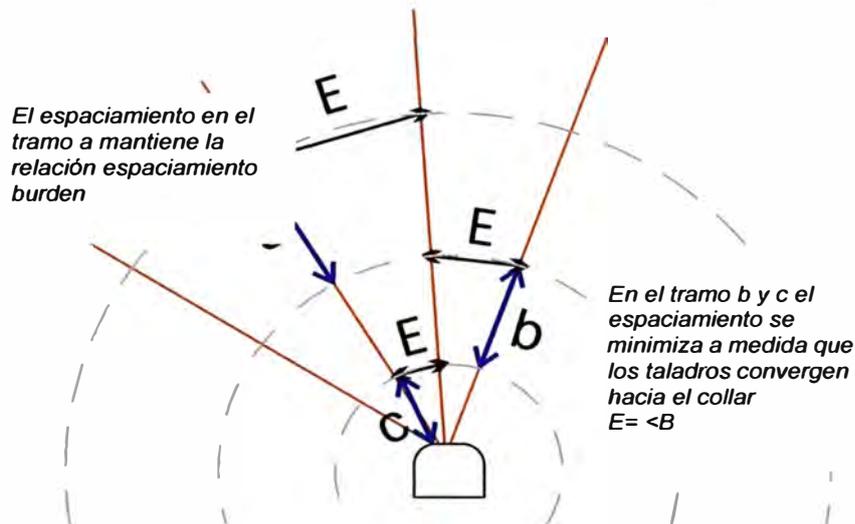


FIGURA 33 – DISTRIBUCION DE CARGA EN TALADROS RADIALES

Después de varias pruebas realizadas en campo y con el apoyo de la empresa EXSA que es el proveedor de explosivos en la mina Yauliyacu se llegó a establecer constantes de cargas para determinar la longitud que se cargara en cada taladro.

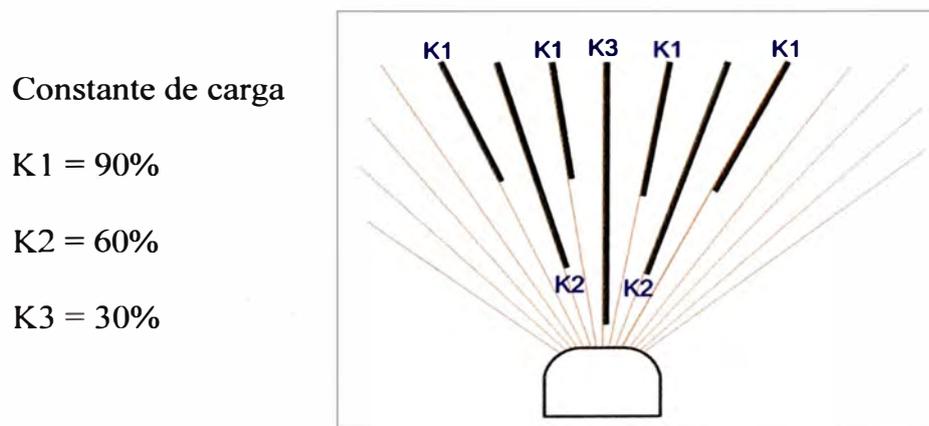


FIGURA 34 – DISEÑO DE CARGA APLICANDO LOS COEFICIENTES DE CARGA

- Para los taladros con coeficientes de carga $K1$ el carguío es normal dejando un taco de 1.5m (para taladros de 15 metros).

- Para los taladros con coeficiente de carga K2, el carguío se realiza marcando la manguera al 40% de la altura de banco.
- Para los taladros con coeficiente de carga K3 el carguío se realiza marcando la manguera al 70% de la altura de banco.

2.8.3. Limpieza y Acarreo

El mineral roto es limpiado mediante scooptrams de 3.5 Yd³ provistos de telemando o control remoto. El operador no tiene inconvenientes para operar el scoop con el telemando hasta una distancia de 30 metros. Ubicándose en un techo seguro el operador empieza la operación de limpieza, el telemando es solo para que el equipo ingrese en la zona vacía que ha quedado luego de la voladura, una vez que el scoop sale de la zona vacía el operador conduce el equipo hasta el lugar de destino que puede ser el ore pass o una cámara de acumulación. En el método de Sublevel Stopping esta operación se ejecuta a partir de las ventanas de extracción diseñadas para tal propósito, el cual brinda un techo seguro para la ubicación del operador.

El grafico muestra esta operación, el equipo ingresa por las ventanas y retira el mineral roto.

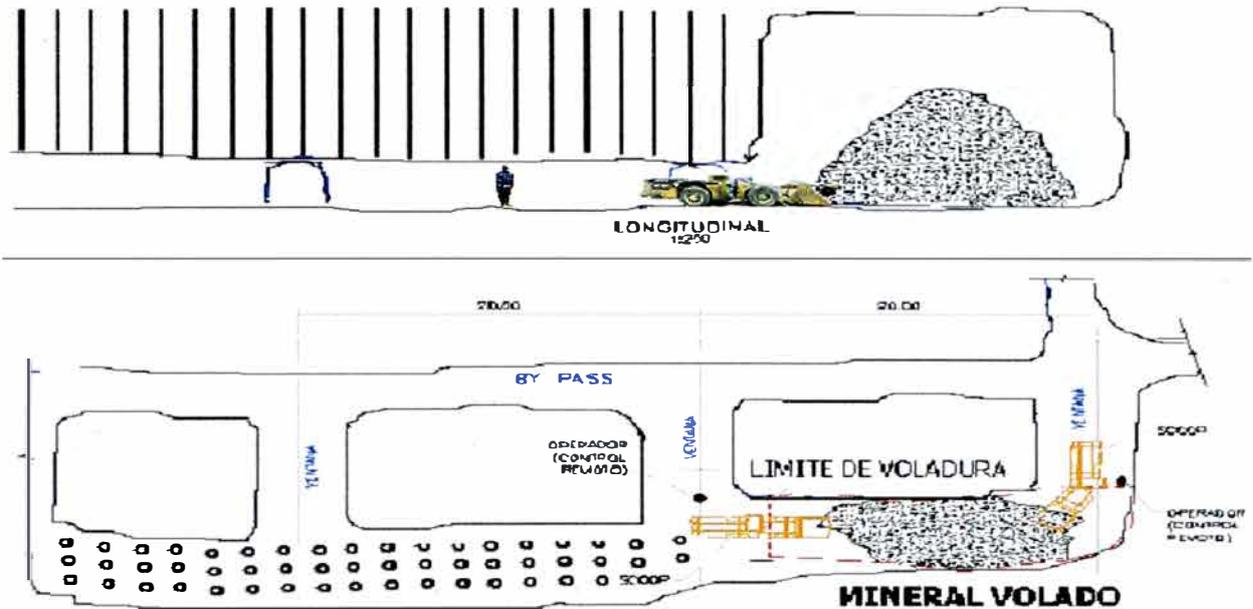


FIGURA 35 – ESQUEMA DE LIMPIEZA DE MINERAL CON CONTROL REMOTO

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

2.8.3.1. Programación de Equipos

La programación del tonelaje va amarrado a la cantidad de equipos disponibles. Cada equipo tiene una capacidad de tonelaje que moverá en determinado tiempo de acuerdo a:

- Capacidad de cuchara
- Distribución de tiempos
- Rendimiento en función de la distancia recorrida

a) Capacidad de cuchara

- Parámetros de acarreo
- Capacidad total de cuchara: 3.5 Yd³
- Densidad de mineral insitu: 2.8 Tn/m³
- Factor de llenado: 0.8
- Factor de esponjamiento: 0.7 (se considera 40% de esponjamiento)
- Factor de conversión a m³: 0.76
- Capacidad efectiva de cuchara = $3.5 \times 2.8 \times 0.8 \times 0.7 \times 0.76 = 4.2 \text{ Tn}$

b) Distribución de tiempos para los equipos

El tiempo efectivo de trabajo del equipo depende de su disponibilidad mecánica, el área de mantenimiento debe entregarnos un equipo en optimas condiciones mecánicas con esto se evita paradas por reparación no programadas. El área de mina por su parte debe minimizar las horas muertas que son generadas por diferentes motivos por ejemplo: cambio de guardia, traslado excesivo por lejanía de labores, falta de operador, etc.

2.8.3.2. Definiciones de tiempos:

Tiempo Nominal (HN): Son las horas en que el equipo esta en actividad productiva y/o en tareas de mantenimiento.

Tiempo de operación (HO): Son horas en que el equipo se encuentra entregado a sus operadores en condiciones electromecánicas aptas para su objetivo y con una tarea asignada.

Tiempo Efectivo (HE): Son las horas en que el equipo se encuentra en buenas condiciones electromecánicas y realizando su tarea asignada sin demoras operacionales.

Tiempo de perdida operacional (HPO): Son las horas en que el equipo estando en buenas condiciones electromecánicas y con una tarea asignada no puede realizarla por razones ajenas a su funcionamiento intrínseco como son: cambio de operador, traslado, esperas de equipo complementario y en general por razones originadas en la coordinación de las operaciones. Están pueden ser de 2 tipos:

- Demoras operacionales programadas (HDP)
- Demoras operacionales no programadas (HDNP)

Mediante el uso de ratios de control uno puede darse cuenta rápidamente si el aprovechamiento de los equipos ha sido productivo en un determinado periodo de tiempo y la responsabilidad de cada área (mantenimiento o mina) en dichos resultados, entre los principales tenemos:

Disponibilidad Física (DF): Porcentaje del tiempo total que mantenimiento le da a la operación para el uso del equipo en buenas condiciones.

$$DF = (HD / HN) \times 100\%$$

Utilización Operativa (UO): Porcentaje del tiempo total que mina puede usar el equipo porque tiene un operador y una tarea asignada.

$$UO = (HO / HN) \times 100\%$$

Utilización Efectiva (UE): Porcentaje del tiempo total en que el equipo trabajo con normalidad realizando la tarea asignada sin ningún tipo de demoras.

$$UE = (HE / HN) \times 100\%$$

HORAS NOMINALES (HN)				
HRS. DISPONIBLES (HD)			MTTO Y REPARACION (HMT)	
HORAS OPERATIVAS (HO)		RESERVA (HR)		
HORAS EFECTIVAS (HE)	DEMORES TOTALES (HPO)			
	HDNP			HDP
HORAS UTILIZADAS (HOROMETRO-HU)				

Distribución de tiempos

Para efectos de programación mensual se asume $UE=65\%$ esto de acuerdo a la data histórica de los últimos meses.

2.8.3.3. Rendimiento

Esta comprobado que el rendimiento de los equipos (t/hr) disminuye a medida que aumenta la distancia recorrida y el costo por tonelada aumenta, es por esto que es importante una buena infraestructura, los echaderos no deben ubicarse a mas de 300 metros de la zona de extracción, así como se debe mantener las vías en buen estado, esto permitirá menor desgaste de llantas, menor tiempo de viaje, etc.; a continuación se muestran cuadros elaborados en base a datos tomados en campo.

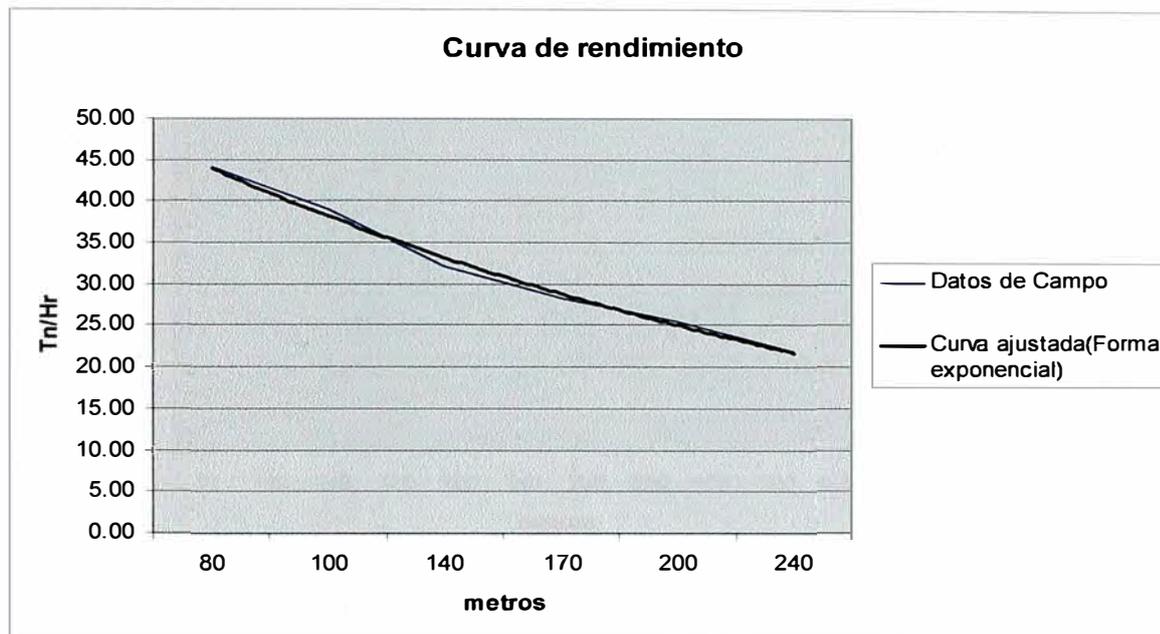


FIGURA 36 – ANALISIS DE RENDIMIENTO VS DISTANCIA PARA EQUIPO DE LIMPIEZA
Fuente: Empresa Minera Los Quenuales 2008 – Unidad Yauliyacu

2.8.3.4. Costo de utilización de equipos

En el cuadro siguiente cuadro se muestra la curva del costo por tonelada vs la distancia recorrida, esto fue elaborado en base a datos de los últimos meses donde se registro que el costo promedio por tiempo de utilización para los scoptram de 3.5 Yd3 es 21\$/Hr (ver cuadro), este es un dato importante que nos sirve para hallar el valor de tonelada transportada para cada distancia, a medida que las distancias se hacen mas grandes el costo de transporte se encarece disminuyendo así la rentabilidad del tajeo.

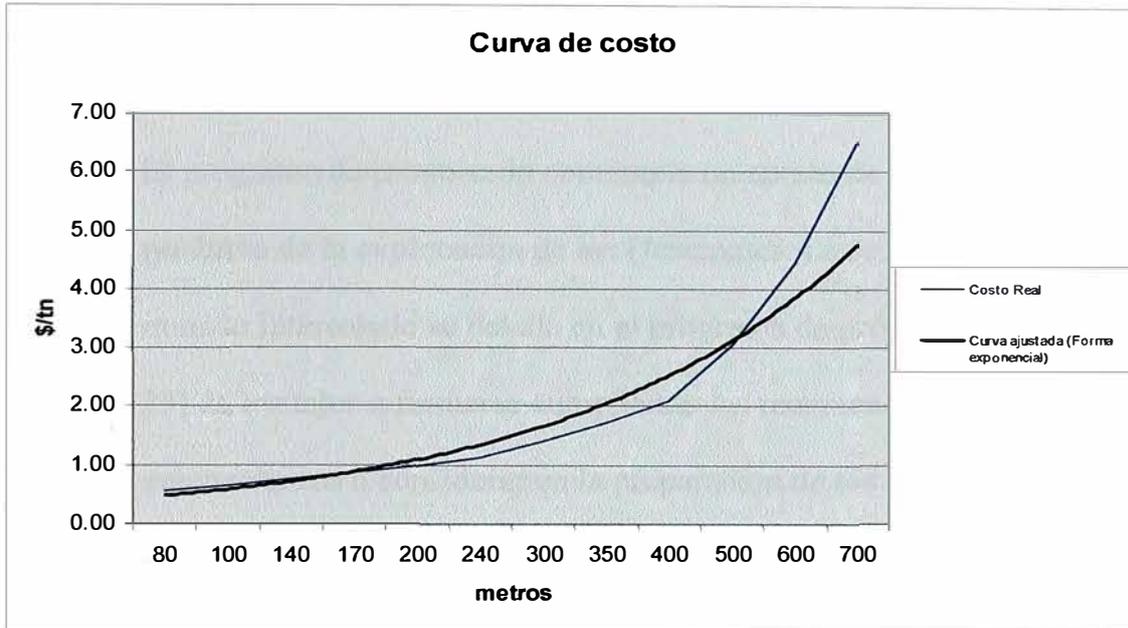
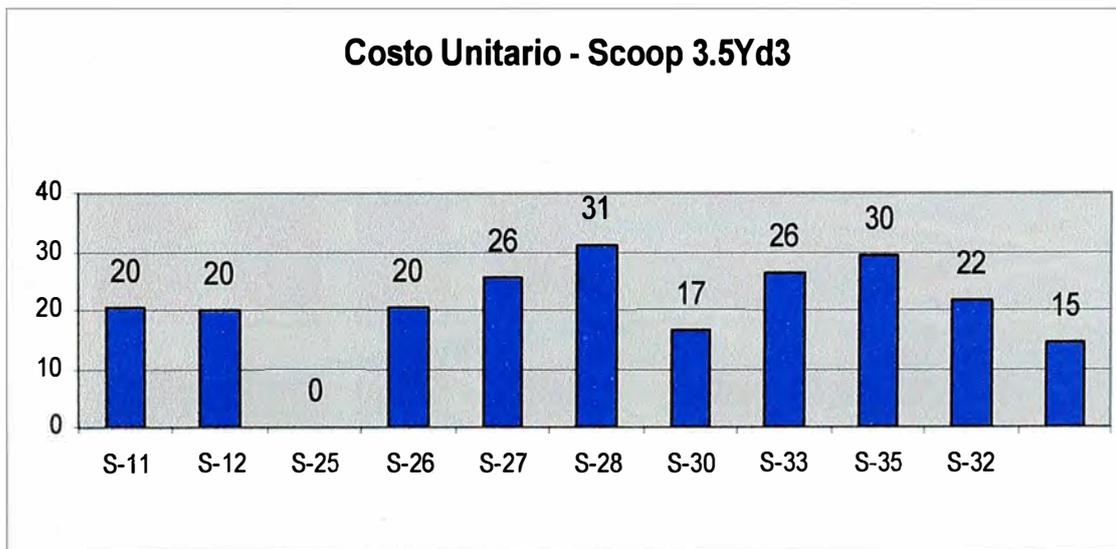


FIGURA 37 – GRAFICA DE COSTO VS DISTANCIA PARA EQUIPO DE LIMPIEZA



Costo promedio: 21 \$/Hr

FIGURA 38 – CONTROL DE COSTOS PARA EQUIPO DE LIMPIEZA

2.8.4. Programa de Producción

El programa de producción contempla un aporte de 2,000 TMS día producto de la explotación de los Horizontes. La secuencia de minado intercalado se detalla en el programa de producción (tabla 23) de los tajos a formarse cumpliendo las recomendaciones geomecánicas a considerar en la preparación de los mismos.

El tonelaje y volumen de los tajos se consiguió mediante el modelamiento de los horizontes mediante el Software MineSight 3.2.

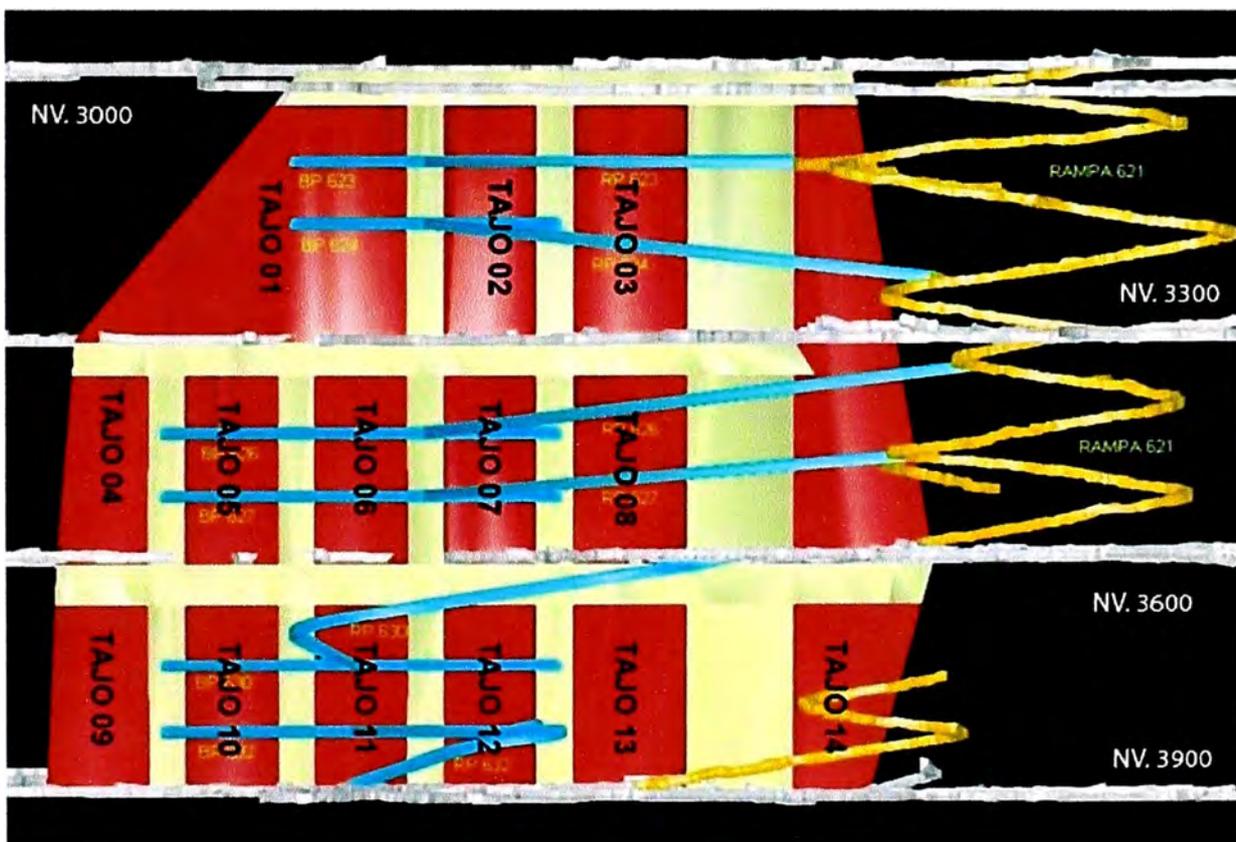


FIGURA 39 – MODELAMIENTO Y UBICACIÓN DE LOS TAJOS A FORMAR EN LOS HORIZONTES

TABLA 24 – PROGRAMA DE PRODUCCION DE LOS HORIZONTES

DETALLE			2009						2010						
Niveles	Tajos	Tonelaje	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL
NV. 3300	TJ 01	108,021								10,700	16,800	16,800	16,800	26,700	20,200
	TJ 02	38,954											12,400	16,800	9,700
	TJ 03	59,759									9,600	16,300	16,800	16,500	500
NV. 3600	TJ 04	36,339	9,600	9,600	14,100	3,000									
	TJ 05	58,528				13,300	16,800	16,800	8,600	3,000					
	TJ06	45,976	16,800	16,800	12,300										
	TJ 07	43,595					4,400	9,600	16,800	12,700					
	TJ 08	60,568							16,800	16,800	16,800	10,100			
NV. 3900	TJ 09	5,225					5,200								
	TJ 10	57,722	16,800	16,800	16,800	7,300									
	TJ 11	50,555				16,800	16,800	16,800							
	TJ 12	53,226	16,800	16,800	16,800	2,800									
	TJ 13	60,926				16,800	16,800	16,800	10,500						
	TJ 14	71,751							7,300	16,800	16,800	16,800	14,000		
TOTAL MES			60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	30,400

Fuente: Ares de Proyectos, Empresa Minera Los Quenuales, unidad Yauliyacu

TABLA 25 – PROYECCION DE COSTO EN LA EXPLOTACION EN DOLARES AMERICANOS

DETALLE			2009						2010						RESUMEN	
Niveles	Tajos	Tonelaje	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	TOTAL
NV. 3300	TJ 01	108,021	-	-	-	-	-	-	-	356,952	560,448	560,448	560,448	890,712	673,872	3,602,880
	TJ 02	38,954	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	413,664	560,448	323,592	1,297,704
	TJ 03	59,759	-	-	-	-	-	-	-	-	320,256	543,768	560,448	550,440	16,680	1,991,592
NV. 3600	TJ 04	36,339	320,256	320,256	470,376	100,080	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,210,968
	TJ 05	58,528	-	-	-	443,688	560,448	560,448	286,896	100,080	-	-	-	-	-	1,951,560
	TJ 06	45,976	560,448	560,448	410,328	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,531,224
	TJ 07	43,595	-	-	-	-	146,784	320,256	560,448	423,672	-	-	-	-	-	1,451,160
	TJ 08	60,568	-	-	-	-	-	-	560,448	560,448	560,448	336,936	-	-	-	2,018,280
NV. 3900	TJ 09	5,225	-	-	-	-	173,472	-	-	-	-	-	-	-	-	173,472
	TJ 10	57,722	560,448	560,448	560,448	243,528	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,924,872
	TJ 11	50,555	-	-	-	560,448	560,448	560,448	-	-	-	-	-	-	-	1,681,344
	TJ 12	53,226	560,448	560,448	560,448	93,408	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,774,752
	TJ 13	60,926	-	-	-	560,448	560,448	560,448	350,280	-	-	-	-	-	-	2,031,624
	TJ 14	71,751	-	-	-	-	-	-	243,528	560,448	560,448	560,448	467,040	-	-	2,391,912
COSTO DE PRODUCCION			2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	2,001,600	1,014,144	25,033,344
INGRESOS POR VENTA			2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	2,720,400	1,378,336	34,023,136
UTILIDAD			718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	718,800	364,192	8,989,792

Fuente: Empresa Minera Los Quenuales – Área de Productividad

CONCLUSIONES

Culminado el informe de los Horizontes, podemos concluir señalando que:

1. Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa de la Zona Horizontes, efectuada a partir de la información registrada en el mapeo geomecánico de labores subterráneas, han indicado que esta tiene calidad homogénea y su clasificación corresponde al límite entre rocas de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y Buena (II RMR 61-70). Los resultados obtenidos a partir del mapeo geotécnico de los testigos de los sondajes diamantinos han indicado la predominancia de rocas de calidad Buena (II RMR 61-75). Dentro de este rango hay una predominancia de valores de calidad comprendidos entre RMR 66 y 70. Las rocas de inferior calidad constituyen una proporción reducida. Un valor promedio ponderado de RMR para la Zona Horizontes es 65.

2. Se señala como una condición especial de la masa rocosa de las Zonas Horizontes, el problema de la sismicidad inducida por el minado. La consideración de este problema deberá ser un componente esencial tanto en la definición y dimensionamiento del método de minado como en el planeamiento, diseño y operación de la mina. También serán componentes esenciales de la explotación el relleno y el sostenimiento, como estrategias para el manejo del problema señalado.

3. En el área de Zona Horizontes no es muy significativa la presencia de agua subterránea, lo que se ha observado durante los trabajos de campo han sido condiciones de la masa rocosa mayormente secas a húmedas, en ciertos casos y en forma local se han observado condiciones de mojado a goteo. Por estas características de presencia del agua subterránea, se espera que no haya influencia significativa sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado

4. La ventilación es un componente crítico para llevar a cabo el proyecto. Del análisis efectuado por el departamento de ventilación, se presentó el LAYOUT DE VENTILACION en la figura 18, en donde se aprecia el principal ingreso de aire limpio hacia la parte baja es el Pique Central y complementado por los caudales que ingresan por los túneles Araucana, Antuquito,

Ricardito y Yauliyacu este aire que ingresa se contamina y al no contar con una troncal para evacuar el aire contaminado, genera recirculación, manifestándose en temperaturas altas mayores a 25°, poca visibilidad en los frentes de avance, CO₂ y gases contaminantes por encima de sus valores máximo permisibles.

RECOMENDACIONES

1. Por conocerse los problemas de estallido de roca, el sostenimiento recomendado en los frentes de avance por debajo del Nv. 2700 será de pernos y malla sistemática y se deberá de dar mayor importancia a estudios que conlleven a poder predecir estallidos de roca en los niveles inferiores.
2. Siendo Los Horizontes una zona mineralizada con leyes bajas, los precios internacionales de los metales juega un papel decisivo para llevar a cavo el proyecto. Como es sabido, el precio del Zinc llegó en el 2 006 hasta 4,500US\$/TM y a termino del informe (Agosto 2,008) se registraban un precio de 1,700 US\$/TMS tendiendo a la baja. En tal sentido se informa que el proyecto se analizó para un precio de Zn de 2,500 US\$/TMS y un valor de mineral de 45.34 US\$/TMS.
3. Si bien es cierto que la zona de Los Horizontes cuenta con leyes bajas, también es sabido la tendencia de los cuerpos o vetas

4. potentes cada vez es menor haciendo esto que los costos operativos aumenten al aplicar métodos de explotación menos eficientes y más caros que el sub level stoping. En tal sentido, la explotación de los Horizontes puede ser una muy buena alternativa como un tajo de aporte en volumen.
5. Es prioridad no solo del proyecto Horizontes si no de la vida de la mina la construcción de la troncal 04 (Horizontes), por los problemas de ventilación descritos en el presente informe.
6. La Rampa Ricardito es la infraestructura más importante que se desarrollará para poder tener acceso de forma rápida a los niveles inferiores por debajo del Nv. 1900. Actualmente se demora una hora y media en camioneta llegar al nivel 2700 de los horizontes, con la Rampa Ricardito se tendrá acceso en 20 minutos con camioneta y una vía libre de acceso para equipo pesado, adicionalmente al ampliar su sección incrementaremos a 35,000 cfm de aire por dicho punto.
7. El método de explotación a usar será el de Sub Level Stopping con una secuencia programada de explotación detallada en la tabla 23. luego de culminar la explotación de cada tajo se procederá a su relleno total con material detrítico producto de los desarrollos en los niveles inferiores. Se conoce los problemas en la evacuación de desmonté de las zonas inferiores al 2700 y la falta de capacidad del

Pique Central para su extracción, el desmonte generado sería usado para rellenar los tajos solucionando en parte el problema de la evacuación del desmonte.

8. Se deberá de complementar el estudio de los Horizontes con estudios que determinen que impacto generará los relaves producto del tratamiento de los Horizontes y la posibilidad de usar el relave como relleno en el proceso de explotación.

BIBLIOGRAFIA

- Salazar Díaz H. “Geología de los Cuadrángulos Matucana y Huarochiri”. Boletín N° 36 Serie A de la Carta Geológica Nacional – INGEMMET. 1983
- DCR Ingenieros S.R.Ltda. “Evaluación Geomecánica del minado de las zonas Horizontes y Profundización”. Lima – Perú, Mayo 2008.
- Hoek E. “Practical rock engineering” . Rocscience, 2002.
- INGEMMET. “Estudio de Estallidos de Rocas en Mina Casapalca” . Informe Técnico preparado para Centromin Perú. Abril 1990.
- Mina Yauliyacu. “Inventario de Reservas 2 008”. Informe interno anual preparado por el área de Geología. Marzo 2 008.
- Instituto de Ingenieros de Mina del Perú. “Manual de Ventilación de Minas”. Lima – Perú. 1998

ANEXO

ANEXO 01 : Ensayos de Compresión Triaxial

Se ha ensayado 3 testigos por cada muestra entregada. Los testigos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

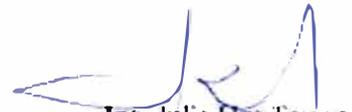
Los resultados son los siguientes:

Código	Muestra	Diámetro (cm.)	Altura (cm.)	Carga (Kg.)	Confin. (MPa)	mi	Angulo De Fricción Interno (°)	Cohesión (MPa)
M-1	1	5,48	9,59	41428,62	6			
	2	5,48	10,51	48578,40	10	23,84	50,3	22,28
	3	5,48	10,34	55889,69	14			
M-2	1	5,48	11,20	57497,73	4			
	2	5,49	11,00	67015,09	8	21,65	52,43	35,08
	3	5,48	10,95	74748,58	12			
	4	5,48	10,91	80672,65	15			
M-3	1	5,48	10,91	54673,19	6			
	2	5,47	10,93	65026,77	10	31,83	54,94	26,57
	3	5,49	11,00	74228,25	14			
M-4	1	5,43	10,95	44813,37	4			
	2	5,44	10,97	52197,25	8	17,02	48,67	30,72
	3	5,44	10,79	59118,03	12			
	4	5,45	10,74	63602,74	15			
M-5	1	5,47	9,83	51491,88	4			
	2	5,44	9,94	58384,04	8	16,8	48,99	34,46
	3	5,44	10,25	64648,53	12			
	4	5,44	10,3	69442,99	15			
M-6	1	5,48	9,02	32130,03	6			
	2	5,48	10,82	37456,07	10	16,64	45,14	19,69
	3	5,48	11,02	42557,21	14			

Código	Muestra	Diámetro (cm.)	Altura (cm.)	Carga (Kg.)	Confin. (MPa)	mi	Angulo De Fricción Interno (°)	Cohesión (MPa)
	1	5,48	10,86	53214,41	4			
M-7	2	5,49	10,99	65156,60	8	35,02	56,59	26,77
	3	5,46	10,89	74796,63	12			
	4	5,49	10,87	82982,99	15			
	1	5,48	9,16	48097,93	6			
M-8	2	5,48	10,06	55040,39	10	20,30	40,91	27,43
	3	5,48	10,02	62126,58	14			

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.


 Ing. Julio Uza Terriza
Jefe del Laboratorio de Mecánica de Rocas
Universidad Nacional de Ingeniería

ANEXO 02 : Ensayos de Propiedades Físicas

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm.)</i>	<i>Altura (cm.)</i>	<i>Densidad Seca (gr./cm³)</i>	<i>Densidad Húmeda (gr./cm³)</i>	<i>Porosidad Aparente (%)</i>	<i>Absorción (%)</i>	<i>Peso Específico Aparente (KN/m³)</i>
<i>M-1</i>	<i>5,44</i>	<i>3,04</i>	<i>2,73</i>	<i>2,75</i>	<i>2,46</i>	<i>0,90</i>	<i>26,73</i>
<i>M-4</i>	<i>5,44</i>	<i>2,16</i>	<i>3,01</i>	<i>3,02</i>	<i>0,84</i>	<i>0,28</i>	<i>29,50</i>
<i>M-5</i>	<i>5,44</i>	<i>1,7</i>	<i>2,94</i>	<i>2,95</i>	<i>0,78</i>	<i>0,27</i>	<i>28,84</i>
<i>M-8</i>	<i>5,44</i>	<i>1,93</i>	<i>2,91</i>	<i>2,92</i>	<i>1,38</i>	<i>0,47</i>	<i>28,53</i>