

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**“OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES MINERAS EN
LA MINA ANTAPITE”**

INFORME DE INGENIERÍA

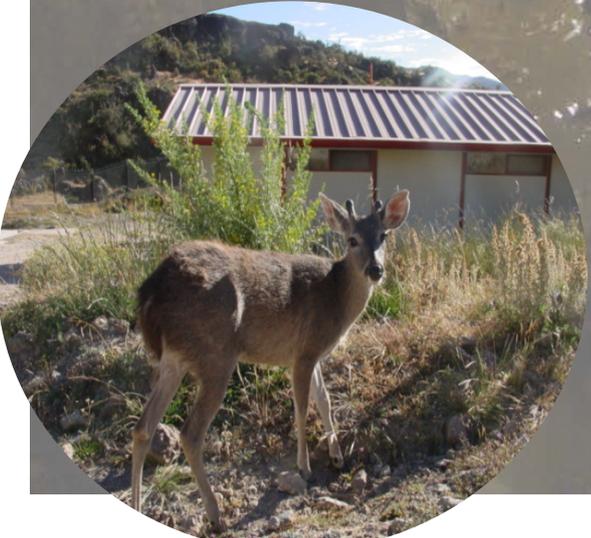
**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

CRISÓLOGO VILLAVICENCIO MARUJO

LIMA – PERÚ

2004



AGRADECIMIENTO

A Dios, mis padres que me iluminan del cielo, mi esposa y toda mi familia que me brindó su apoyo durante mi formación profesional. Al Ing. José Herrera, Gerente de JH Ingenieros S.A.C., Félix Lewandawsky, Max Castro y todos los profesionales de la CÍA. de Minas Buenaventura S.A.A., James León V. y a todos mis amigos que me apoyaron para realizarme como profesional.

INTRODUCCIÓN

Generalmente en toda operación minera se tiene en cuenta dos aspectos importantes: Plan y Control. El plan determina una visualización consciente del futuro, señalando las metas y objetivos que se espera alcanzar en el corto, mediano y largo plazo creando para ello las estrategias necesarias. El control mide las desviaciones del plan a fin de que se cumpla las metas y objetivos pre-establecidos considerando dentro de ella la **EFFECTIVIDAD Y EFICIENCIA**, donde la primera se refiere así se cumplió o no las metas y objetivos, y la segunda a la calidad con que se alcanzó. Si se cumple con lo anterior, tenemos la opción y necesidad de exigir al personal lo siguiente:

- Mejorar los índices de productividad
- Incrementar la producción.
- Trabajar con seguridad.

Sin embargo, pasa desapercibido el como hacerlo, es una cuestión fundamental saber si las indicaciones u órdenes son bien interpretadas por todo el personal encargado de la operación para de esa forma estar seguros que vamos encaminados hacia las buenas prácticas competitivas.

La determinación de estándares de trabajo, el cálculo de costos de producción y la creación de estrategias en una operación minera es vital,

pues de esta manera marcamos un rumbo, nos alineamos a ellas y tomamos las decisiones más importantes, por lo tanto, este es el trabajo rutinario de todo ingeniero de minas encargado de la producción. En una empresa minera, generar rentabilidad, mantener la estabilidad económica frente a fluctuaciones adversas y establecer una adecuada flexibilidad frente a cambios tecnológicos, son las responsabilidades más importantes que recaen sobre los equipos de trabajo, por tal motivo, alinear una meta personal con la meta de la empresa es un factor que nos puede llevar hacia el éxito.

RESUMEN

El presente trabajo se expone en ocho capítulos generales los cuales se resumen a Continuación:

Trata los aspectos más resaltante del distrito Minero de Antapite como son: su ubicación, clima y relieve, fauna y flora, antecedentes de la mina, producción y reservas, geología general y estructural, mineralización, planta de tratamiento, inversiones, seguridad, salud y medio ambiente, entre otros aspectos de importancia; de esta forma nos presenta un panorama para tener una mejor visualización del ámbito de trabajo.

Describe en forma general los trabajos de avances lineales y explotación de la mina. En cuanto a la primera, describe los ciclos de operación y sus particularidades en galerías, sub niveles y chimeneas principalmente. Mientras que en las labores de explotación, la descripción sobre la preparación de los tajos, el método de explotación y su particularidad, el ciclo de operación y la secuencia de explotación; representan los aspectos más importantes. La descripción de conceptos sobre estándares, rendimientos, productividad y eficiencias, son tomados en cuenta en primer término, posteriormente se analiza y calcula los rendimientos y estándares de operación para las labores lineales así como para las labores de explotación modelos.

En cuanto a los rendimientos, se hace cálculos generales sobre la colocación de anclajes split set, los tiempos estándar de operación y las velocidades de penetración en las diferentes labores. Cuando se determina los estándares de operación para galerías, sub niveles, chimeneas y tajos de explotación, los principales cálculos que se realizan se basan en el ciclo de operación de la labor particular mencionada, para ello se considera las variables que intervienen directamente, luego los rendimientos y productividades propias de la labor, los parámetros de perforación y voladura, los estándares para la fijación de metas mensuales y finalmente, los requerimientos de materiales para el cumplimiento de dichas metas mensuales.

Se desarrolla los conceptos básicos de los costos de producción y el costo de equipo directo, posteriormente se analiza y se realiza el cálculo de la estructura de costos de operación correspondiente para labores lineales y labores de explotación identificando claramente los costos y variables, teniendo en cuenta los estándares calculados.

ÍNDICE

	Pág.
RESUMEN	
INTRODUCCIÓN	
CAPITULO I : GENERALIDADES	13
1.1. HISTORIA DE LA MINA	13
1.2. LOCALIZACIÓN Y ACCESIBILIDAD	13
1.3. CONDICIONES CLIMÁTICA	16
1.4. TOPOGRÁFICA Y FISIOGRAFÍA	16
CAPITULO II : GEOLOGÍA	18
2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	18
2.1.1. SUBSTRACTO PRE VOLCÁNICO MESOZOICO	18
2.1.2. BATOLITO DE LA COSTA	19
2.1.3. SECUENCIA VOLCÁNICA	19
2.1.4. INTRUSIVOS SUBVOLCÁNICOS	21
2.2. GEOLOGÍA LOCAL	21
2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	22
2.4. MINERALIZACIÓN	25
2.5. VETA ZORRO ROJO	26
2.6. DISTRIBUCIÓN DEL ORO EN LA VETA ZORRO ROJO	37
2.7. PLANTA DE TRATAMIENTO	37
2.7.1. ETAPA DE TRITURACIÓN	37
2.7.2. ETAPA DE MOLIENDA	38
2.7.3. ETAPA DE ESPESADO	39
2.7.4. ETAPA DE CIANURACIÓN	40
2.7.5. ETAPA DE ADSORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO	41
2.7.6. ETAPA DE DESORCIÓN – ELECTRODEPOSICIÓN	42
2.7.7. ETAPA DE FUNDICIÓN	42
CAPITULO III : MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	44
3.1. EXPOSICIÓN GENERAL	44

3.2.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE E APITE	45
3.2.1.	VENTAJAS Y DESVENTAJAS	47
3.2.2.	CONDICIONES DE DISEÑO	47
3.3.	DESARROLLO Y PREPARACIÓN PARA TAJEOS	48
3.4.	PERFORACIÓN	50
3.5.	EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA	52
3.6.	PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN DESARROLLOS	54
3.6.1.	GALERÍAS	54
3.6.2.	CHIMENEAS	59
3.6.3.	SUB-NIVELES	64
CAPITULO IV : COSTOS DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN PARA TAJEOS COSTOS		67
4.1.	DEFINICIÓN	67
4.2.	COSTO DEL CAPITAL	67
4.3.	COSTO DE OPORTUNIDAD	67
4.4.	VIDA ECONÓMICA	67
4.5.	COSTOS FINANCIEROS	68
4.6.	DEPRECIACIÓN	68
4.7.	COSTO DE CONSERVACIÓN Y DE USO O PROPIEDAD DE MAQUINARIA Y EQUIPO	68
4.8.	CÁLCULOS DE COSTOS EN MINERÍA	69
4.9.	CÁLCULO DEL FACTOR POR BENEFICIOS SOCIALES	69
4.10.	COSTO UNITARIO	70
4.11.	COSTOS DE OPERACIÓN	74
4.12.	AVANCE LINEAL	75
4.13.	COSTO DE AVANCE EN GALERÍA	75
4.14.	COSTO DE AVANCE EN CHIMENEA	82
4.15.	COSTO DE AVANCE EN SUB NIVEL	88
4.16.	ESTOCADAS	94

CAPITULO V: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EN TAJEOS Y SU INCIDENCIA EN LOS PARÁMETROS DE PRODUCCIÓN PERFORMANCE	107
5.1. GENERALIDADES	107
5.2. CONSIDERACIÓN PARA LA EXPLOTACIÓN DE TAJEOS	108
5.3. MÉTODOS UTILIZADOS EN LA MINA ANTATIPE	109
5.4. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO	109
5.4.1. CIRCADO	109
5.4.2. REALCE	109
5.4.3. BREASTING	110
5.5. VARIANTES EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	110
5.6. CONTROL DE DILUCIÓN	111
5.7. CÁLCULO DE LA LEY PROMEDIO	112
5.8. FACTOR DE CORRECCIÓN	112
5.9. CÁLCULO DE LA LEY DILUIDA	112
5.10. CÁLCULO DE PORCENTAJE DE DILUCIÓN	113
5.11. MÉTODO DE EXTRACCIÓN REALCE	115
5.12. BARRENACIÓN DEL TAJEO	116
5.13. TRAZOS DE MALLA DE PERFORACIÓN	117
5.14. ESTÁNDARES DE PRODUCCIÓN EN TAJEO POR REALCE	117
CAPITULO VI : SERVICIOS AUXILIARES	119
6.1. GENERALIDADES	119
6.2. ASPECTOS DE VENTILACIÓN Y DRENAJE	119
6.2.1. VENTILACIÓN NATURAL	120
6.2.2. VENTILACIÓN MECÁNICA	120
6.3. TIPOS DE VENTILADORES	121
6.3.1. VENTILADORES CENTRÍFUGOS	121
6.3.2. VENTILADORES AXIALES	121
6.4. ASPECTOS DE SEGURIDAD	121
6.4.1. VENTILACIÓN EN LAS ÁREAS DE TRABAJO	121

6.4.2. EFECTOS DEL POLVO DE LA GALERÍA	122
6.4.3. AIRE ATMOSFÉRICO EN LA GALERÍA PRINCIPAL	122
6.4.4. EQUIPOS DE PROTECCIÓN RESPIRATORIA	124
CAPITULO VII: APLICACIÓN DE ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	126
7.1. PRESENTACIÓN	126
7.2. CONCEPTOS BÁSICOS DE GEOLOGÍA Y GEOMECÁNICA	126
7.2.1. GEOLOGÍA	126
7.2.2. GEOMECÁNICA	128
7.3. SOSTENIMIENTO SEGÚN EL TIPO DE TERRENO	128
7.3.1. TERRENO COMPACTO	128
7.3.2. TERRENO FRACTURADO	128
7.3.3. TERRENO MOLIDO	129
7.4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LOS MACIZOS ROCOSOS	129
7.4.1. PARÁMETROS UTILIZADOS PARA LOS DOS SISTEMAS	129
7.4.2. ESTIMACIÓN DE CAMPO DE LA RESISTENCIA IN SITU	130
7.5. CLASES DE SOPORTE	130
7.5.1. SOPORTES PERMANENTES	130
7.5.2. SOPORTES TEMPORALES	131
7.6 TIPOS DE SOPORTE	131
7.6.1. PERNOS DE ANCLAJE PARA ROCA	131
7.6.2. ELEMENTOS DEL PERNO	132
7.6.3. PERNOS SPLIT-SET	133
7.6.4. SOPORTE CON MALLA ELECTRO SOLDADA	134
7.6.4.1. INSTALACIÓN DE LA MALLA DE REFUERZO	134
7.6.4.2. PROCEDIMIENTO DE INSTALACIÓN	135
7.6.5. SOPORTE CON MADERA (CUADROS Y CRIBING)	135
CAPITULO VIII : SEGURIDAD	142
8.1. PRESENTACIÓN	142

8.2.	LA MISIÓN QUE UNA EMPRESA DEBE LLEGAR	143
8.3.	DEFINICIÓN DE TÉRMINOS DE SEGURIDAD	144
8.3.1.	INCIDENTE	144
8.3.2.	ACCIDENTE	144
8.3.3.	PELIGRO	144
8.3.4.	RIESGO	144
8.3.5.	SEGURIDAD	144
8.3.6.	CONTROL DE PELIGRO	144
8.3.7.	PÉRDIDAS	145
8.3.8.	DEFECTOS	145
8.3.9.	INCIDENTE DE PRODUCTIVIDAD	145
8.4.	CAUSAS DE LOS ACCIDENTES	145
8.4.1.	FACTORES HUMANOS	145
8.4.2.	EFFECTOS DE LA FATIGA	146
8.4.3.	CULTURA DE SEGURIDAD	147
8.4.3.1.	MANIFESTACIONES DE LA CULTURA	147
8.5.	SISTEMA NOSA	148
8.5.1.	SISTEMA INTEGRADO NOSA	149
	CONCLUSIONES	151
	RECOMENDACIONES	153
	BIBLIOGRAFIA	155

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. HISTORIA DE LA MINA

La mina Antapite tiene accionistas como son el grupo BUENAVENTURA quien tiene el 78% de las acciones contra un 22 % que lo tiene Inversiones Mineras del Sur INMINSUR, este ultimo tiene en la actualidad el control de la mina.

Los primeros reconocimientos de la zona fueron realizados por la Empresa BISA en el año 1994 -1995, para luego INMINSUR junto con BUENAVENTURA dan inicio a las exploraciones con excavaciones subterráneas como galerías, cruceros, by pass, etc.

Para la compañía BUENAVENTURA y BISA, ANTAPITE fue producto de la exploración constante y el estudio e interpretación de fotos satelitales, aerofotografías e inspecciones del terreno sacrificadas por el difícil acceso a la zona.

1.2. LOCALIZACIÓN Y ACCESIBILIDAD

El proyecto Antapite es un proyecto aurífero que corresponde a mediana minería dentro de la escala de la minería nacional y tiene por finalidad explotar minerales de oro con algunos contenidos de plata.

Ubicado entre los distritos de Córdova, Laramarca y Santiago de Chocorvos de la provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica.

Altitud comprendida entre 3000 - 3900 m.s.n.m.

Coordenadas UTM

LATITUD	8,455,000	NORTE
LONGITUD	493,000	ESTE

El acceso a la zona se realiza desde Lima por la carretera Panamericana Sur, hasta el poblado de Aquije (Km. 303 Panamericana Sur) lugar de desvío hacia la carretera Aquije –Córdova – Antapite (Ver Lamina N° 1)

FIGURA N° 01

LOCALIZACIÓN Y ACCESIBILIDAD



1.3. CONDICIONES CLIMÁTICAS

El clima de la zona es típico de la región Puna. Según información que se obtuvo del Servicio Nacional de Meteorología e Hidrológica (SENAMHI).

De las estadísticas elaboradas se tiene que la gradiente de temperatura en la región es de 05 C/100 m, por lo que temperatura media en la región sería de 9.1 C.

La humedad relativa promedio es menor a 70% valor que corresponde a un lugar seco. En diferentes horas y lugares de la zona se obtuvo una humedad relativa de 80%. La dirección de los vientos sigue la tendencia general de las cuencas de la costa es decir, sur este. En el mes de agosto se observaron velocidades menores a brisas moderadas, es decir 6m/s mientras que en enero la dirección y la velocidad fue sur este y 2 m/s respectivamente.

1.4. TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA

El yacimiento en estudio, la topografía de la zona es de alta pendiente, disectada por quebradas profundas, lo que caracteriza terreno como irregular, las pendientes de las laderas varían de 15 a 40%. La zona es bastante accidentada y compuesta por una sucesión de quebradas y lomas cubiertas por vegetación pobre del género Poa, Bacchari y Eucaliptus.

Las formaciones vegetales determinadas en el área del proyecto fueron:

Estepa de Gramíneas Esta formación vegetal esta dominadas por gramíneas de los géneros Poa, Festuca, Calamagrostis e Ichu, abarca aproximadamente el 8% del área total del proyecto.

Matorral Ralo Esta formación vegetal esta dominada por arbustos de porte bajo, entre 30 y 40 cm de alto, entremezclados con gramíneas. Los arbustos corresponden a la especies Baccharis Latifolia, Bacharis odonata, principalmente.

Vegetación de Rocas y Pedregales Formación vegetal arbustiva que se desarrolla en suelos pedregoso y en áreas con abundante roca . Los arbustos mas comunes corresponden a las especies Baccharis, Lepidophylum y Ribes cuneifolius.

Cultivos Esta formación vegetal esta reducida a parcelas cultivadas con especies de pan llevar (papa, maíz, oca, olluco, etc) y forraje principalmente. La fauna ha sido elevada mediante observación directa e indirecta (huellas, madrigueras , nidos , etc) durante los recorridos a pie en el área del proyecto a partir de la información bibliográfica existente . Entre los vertebrados, las aves constituyen el grupo más diverso.

CAPÍTULO II

GEOLOGÍA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La mineralización filoniana del distrito de Antapite se encuentra hospedada en rocas volcánicas y volcansedimentarias de edad Eoceno a Oligoceno y se ubica discordante sobre un substrato pre volcánico de sedimentos mesozoicos y también sobre rocas intrusivas del Batolito de la Costa.

2.1.1. SUBSTRATO PRE - VOLCÁNICO MESOZOICO

Afloran al NW de la mina con remanentes menores al SE. Consiste de una secuencia de rocas sedimentarias aparentemente correlacionables al Grupo Yura de Arequipa, con una secuencia intercalada de ortocuarcitas blancas alternando con paquetes de areniscas rojizas e intercalaciones de lutitas grises oscuras de la **Formación Labra**; sigue la **Formación Gramadal** formada de tobas redepositadas y tobas soldadas con niveles de calizas en la base. **Formación Hualhuani**, denominado así tentativamente (C. Angeles, 2000), presenta areniscas y conglomerados y está al SE del cerro Pucrupata. **Formación Chaclatacana**, compuesta por volcarenitas grises verdosas de grano medio a grueso con intercalaciones de volcarenitas conglomerádicas y conglomerados.

Formación Chulec, consiste de bancos gruesos de calizas grises intercalada con calizas margosas, aflora al SW del cerro Pucrupata.

2.1.2. BATOLITO DE LA COSTA

Expuesto en las partes profundas de las quebradas que bajan hacia el río Grande en el área de Ocobamba – Laramarca – Ocoyo – Querco, que comprenden tonalitas y granodioritas atribuidas a la super unidad Incahuasi del segmento de Arequipa (Moore, 1984) cuyas edad radiométrica K/Ar es de 82.7 ± 2.9 Ma.(Cretáceo superior).

2.1.3. SECUENCIA VOLCÁNICA

Secuencia Volcánica Inferior (Oligoceno), comprende una secuencia principalmente de tobas, brechas y lavas. Las **Tobas Callanca** de composición andesítica con abundantes fragmentos líticos. **La Toba Ocobamba**, compuesta por fragmentos redondeados a subredondeados de tonalitas y granitoides rojizos en una matriz tufácea andesítica y tobas soldadas de textura eutaxítica. **Las tobas y Brechas Sanquiccacca y Chonura**, son de colores claros y las brechas son polimícticas. **Lavas y Brechas Machucancho**, de composición andesítica con facies fragmentales, afloran en el sector de la mina con potencia del orden de 500 m. **Las tobas Mamahuamga**, de composición andesítica de color gris verdoso a gris con abundantes fragmentos líticos. **Andesita Chaupipunta**, aflora al NE – SW en la carretera a Córdova, son apilamientos de

lavas andesíticas a andesitas basálticas y brechas de matriz tufácea. **Lahares Tayaorcco**, están al NE de la mina, son paquetes polimícticos con bloques andesíticos con algunos horizontes delgados de arenitas muy gruesas, tufaceas y hasta limolitas arcillosas.

Mantos Piroclásticos Regionales (Mioceno Temprano?), están representadas por Las Tobas Piedra Redonda y afloran en el cerro del mismo nombre; son tobas andesíticas soldadas de color rosadas con pátinas marrones. **Tobas Córdova** (Palacios, 1994 las llama Fm. Pocoto), son tobas blancas dacíticas moderadamente soldadas intercaladas con algunos sedimentos que afloran en el poblado de Córdova hacia el SW. D. Noble (2001) reportó una edad $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ de 22.63 +/- 0.07 Ma en la parte más baja del paquete piro clástico.

Secuencia Volcánica Superior (Mioceno Temprano), constituido por la **Toba Yaurilla** que ocupa una franja a lo largo de un sistema de fallas en el flanco nor occidental del Cerro Yaurilla, está soldada, blanca, aparentemente dacítica. **Andesita Pirhualla**, aflora en el cerro Pirhualla y ocurre como domos. **Tobas Antapite**, afloran en el cerro homónimo con afloramientos menores cerca de la mina, son tobas blanquecinas con abundantes fragmentos riolíticos.

Peters (2002) dato $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ Ar 20.04 +/- 0.1 Ma a partir de sanidina.

Brecha Andesítica, en la margen Oeste del cerro Ampurcayoc, es

una brecha de clastos comúnmente métricos de color gris. **Tobas Pererochayoc**, consisten de tobas con bloques de color verde pálido a gris rojizo con clastos de diámetros de hasta 2 m. La secuencia continua con diversas facies de tobas brechas y lavas.

2.1.4. INTRUSIVOS SUBVOLCÁNICOS

Ocurren como stocks andesíticos y dioríticos de color gris a gris verdoso así como diques andesíticos cuyos emplazamientos fueron controlados por las fallas mayores del distrito.

2.2. GEOLOGÍA LOCAL

En el área de la mina afloran rocas pertenecientes al Batolito de la Costa al SE en las localidades de Ocoyo y Ocobamba, también en el área afloran rocas de la secuencia volcánica inferior de los volcánicos de las tobas Callanca, Ocobamba, Machucancha y Mamahuanga y de la secuencia superior las tobas Antapite; así como, un grupo de intrusiones subvolcánicas de stocks y diques.

Estructuralmente, en el área de la mina, predomina el sistema de rumbo andino NW – SE denominado Chocllanca – Ocoyo, a este sistema pertenecen las vetas mayores como las veta Zorro Rojo, Antapite y Reyna; el sistema transandino de rumbo NE-SW se presenta como fallamientos de poca longitud principalmente argilizados y con escaso relleno de cuarzo, mayormente cristalizado.

Un tercer sistema post mineral, de rumbo NE a E-W que desplaza sinistralmente a las vetas que se presentan en las labores mineras subterráneas (veta falla Raquel).

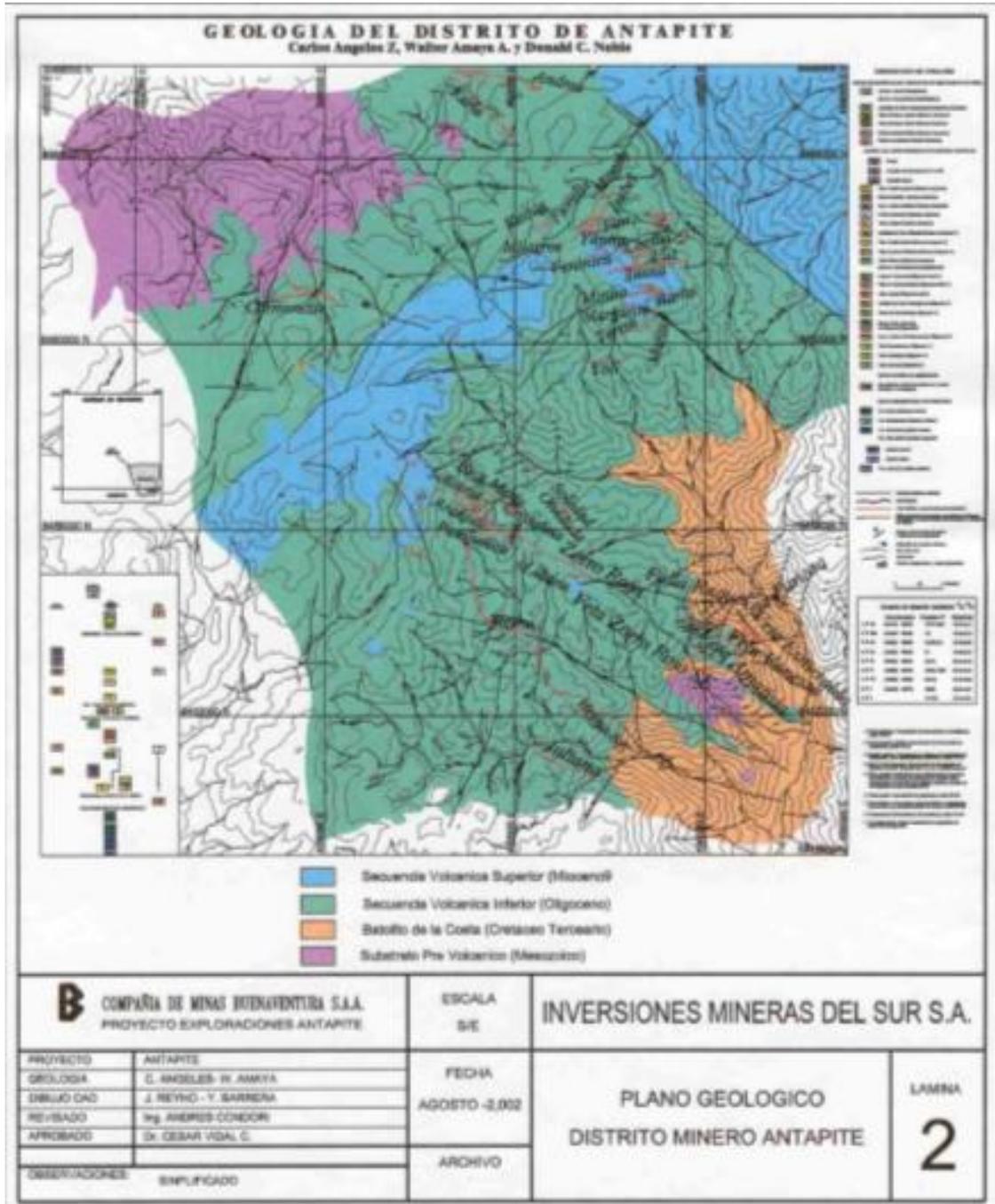
2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El control estructural está marcado por dos sistemas de fallas importantes, el primero de rumbo andino NW-SE (caracterizado por las Fallas Chocllanca – Ocoyo) relacionado directamente con la veta Zorro Rojo cuyo funcionamiento esencialmente extensivo y sinistral es correlativo con el levantamiento andino.

El segundo sistema es de rumbo trasandino NE-SW, representado por las Fallas Runahuañuscca y Yaurilla al NW de la Mina, los dos sistemas delimitan el sector de mayor concentración de focos volcánicos?.

FIGURA Nº 02

PLANO GEOLÓGICO DISTRITO MINERO ANTAPITE



2.4. MINERALIZACIÓN

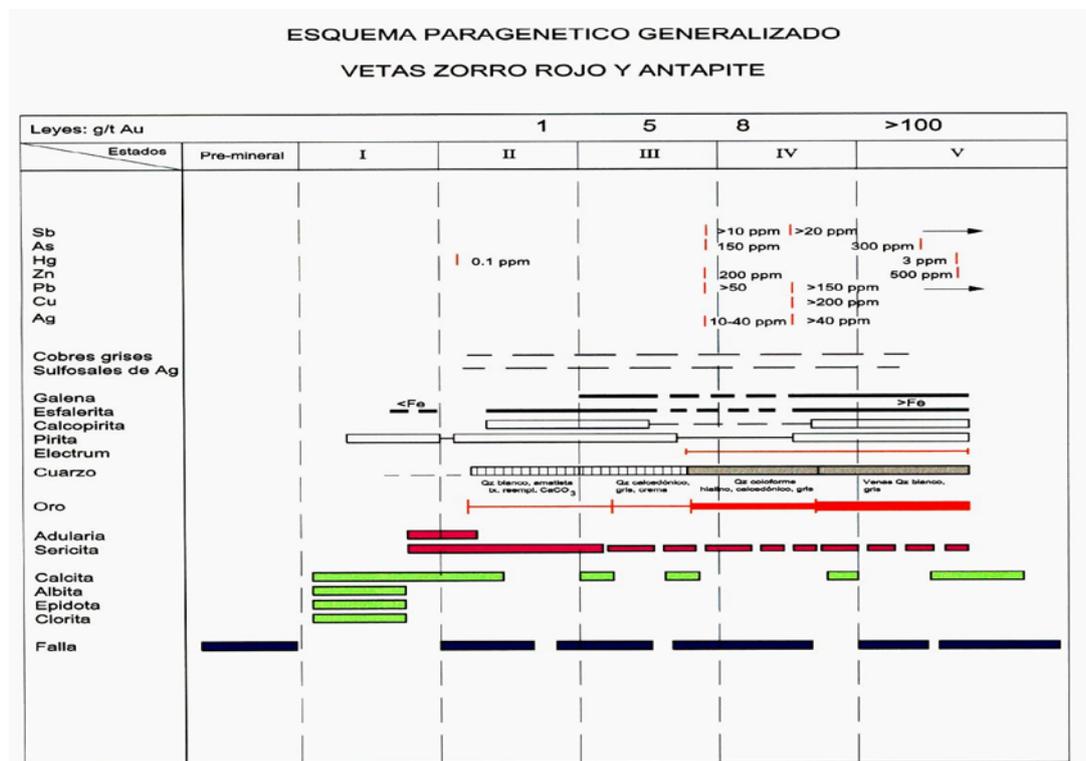
La mineralización de las vetas de la Mina Antapite, es de tipo de relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con cuarzo, adularia, sericita y pirita. La mineralización es aurífera con plata subordinada, el oro se encuentra en estado nativo o como electrum con un cociente de relación de Au/Ag de 1/1 a 1/3.

La paragénesis de las vetas muestran múltiples y complejas secuencias paragenéticas de alteración, sobre imposición de eventos de cuarzo y fases metálicas las que se resumen de manera general en 5 etapas paragenéticas (Cuadro 2). La mineralización aurífera económica está relacionada a paragénesis tardías de cuarzo gris oscuro, calcedónico blanco, cuarzo hialino y a diversos sulfuros, principalmente piritas con trazas de esfalerita, galena, calcopirita y puntos de sulfosales como tetrahedrita, pirargirita y buorronita. Las características texturales de las vetas son de estructuras bandeadas masivas, venas coloformes, reemplazamiento, venas calcedónicas de grano fino y brecha monolítica cerca de las cajas. Las características geológicas y geoquímicas de las vetas de la mina Antapite, representan niveles intermedios a profundos del sistema epitermal.

La alteración hidrotermal está restringida generalmente a un halo delgado junto a las vetas, con presencia de cuarzo – sericita – adularia, esta última reconocida al microscopio y varia a propilítica

con presencia de clorita, epidota, calcita, cuarzo, plagioclasas y esmectita. La datación radiométrica en adularias de 2 muestras de las vetas Zorro Rojo y Rica Maria de Ar^{39}/Ar^{40} indican una edad de 25.25 \pm 0.14Ma. (D. Noble, 2002) para la mineralización de la mina.

FIGURA N° 4



2.5. VETA ZORRO ROJO

La veta Zorro Rojo es la estructura principal de la mina Antapite, pues contiene el 75 % de las reservas cubicadas, estructuralmente corresponde al sistema andino, tiene rumbo promedio N 60° W y buzamientos que varían desde 65° a 80° al SW, presenta un

afloramiento discontinuo de 3,000 m formado por crestones de cuarzo blanco lechoso, venillas de cuarzo hialino y delgadas venillas de cuarzo amatista con anchos que varían de 0.40 a 7.00 m. Es común la ocurrencia de ramales y simoides tanto al techo como al piso de la veta, presenta una falla longitudinal que controla tanto el techo como el piso, producto de la reactivación de los esfuerzos tensionales.

Ha sido desarrollada en varios niveles en una altura máxima de 220 m (clavo 34), con los niveles 3465, 3415, 3360, 3347, 3285 y 3240. La mineralogía, a medida que profundiza, pasa de óxidos hasta el nivel 3285 a una zona intermedia de óxidos con presencia de algunos sulfuros en el nivel 3240; información de sondajes en profundidad indican que la zona de sulfuros está muy cerca debajo del nivel 3240.

Esta veta presenta 3 clavos principales; el clavo 1 se ubica al centro de la zona explorada de la veta, se presenta como dos tramos separados probablemente por reactivación de fractura de la veta; el clavo 2 está al SE y está dislocado por una falla de rumbo NE – SW denominada Falla Raquel, la mineralogía indica mayor presencia de sulfuros frescos como pirita, calcopirita, en este clavo ocurren las concentraciones de mineral de bonanza; el clavo 34, está al NW aquí la veta muestra potencias que llegan a 2.0 m con cuarzos de varias generaciones y óxidos.

FIGURA Nº 5
VETA ZORRO ROJO

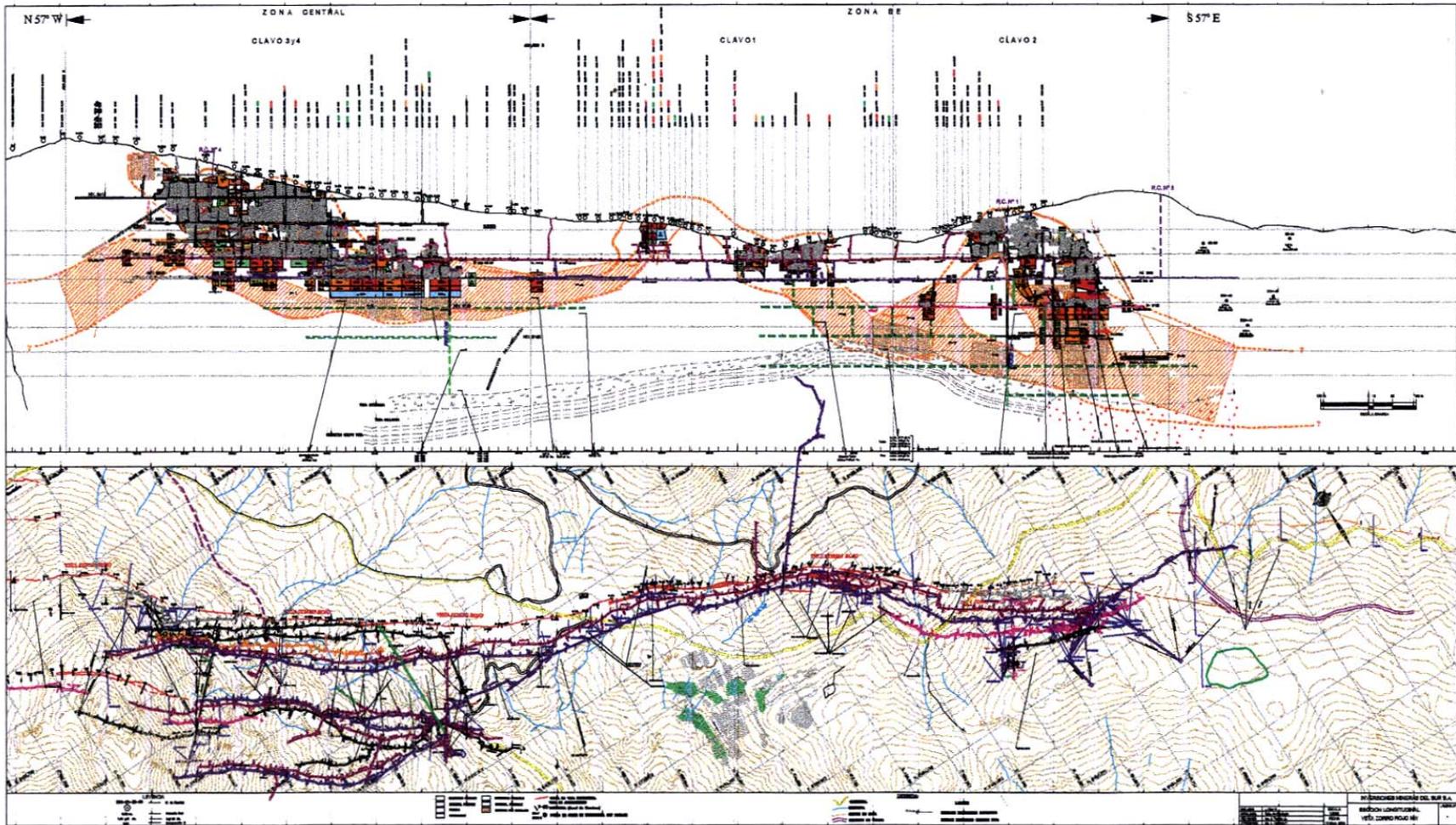


FIGURA Nº 6
VETA PAMPEÑITA

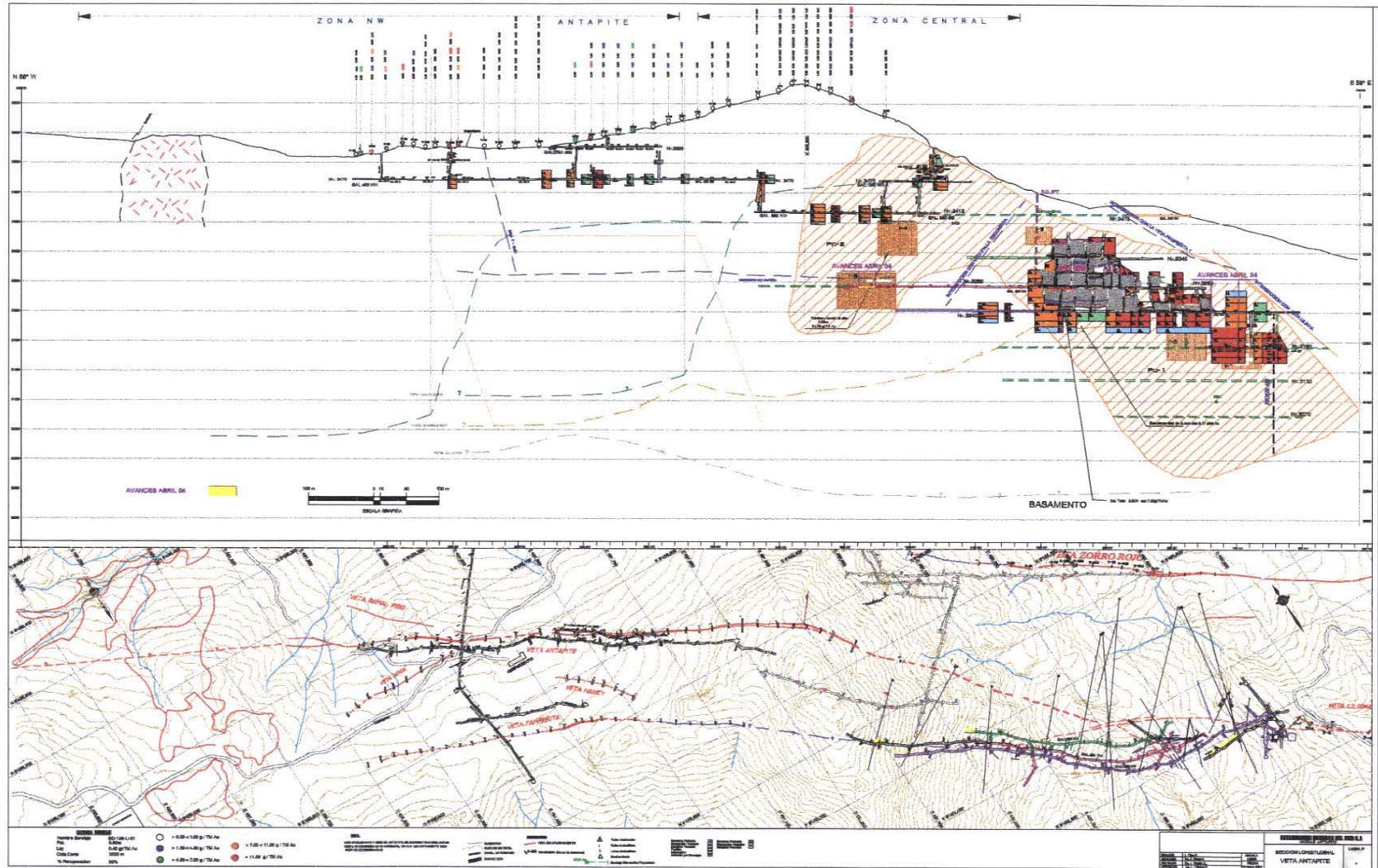


FIGURA Nº 7
VETA ANTAPITE

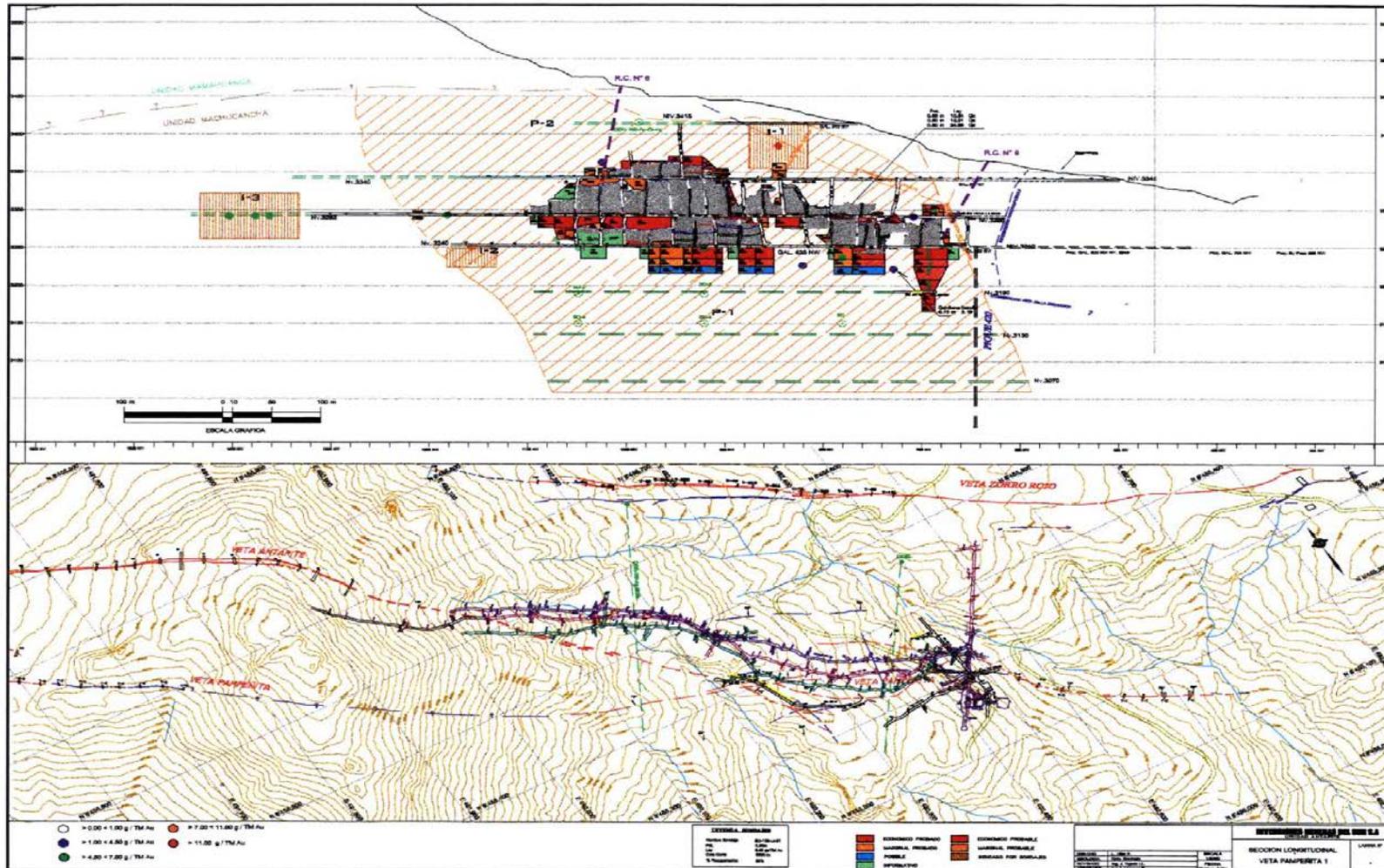


FIGURA Nº 8

PLANO GEOLÓGICO PAMPEÑITA

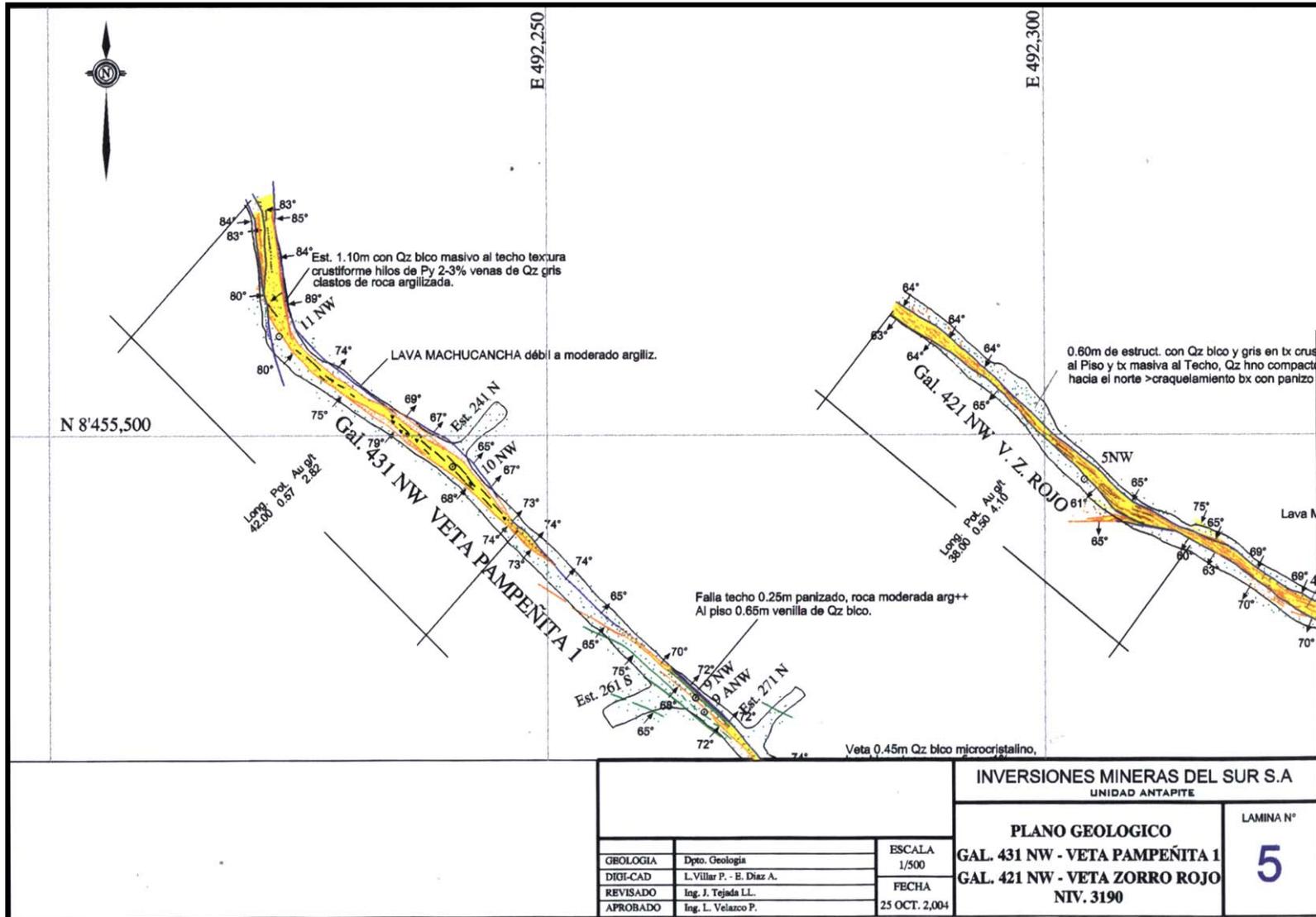


FIGURA Nº 9

PLANO GEOLÓGICO VETA ZORRO ROJO

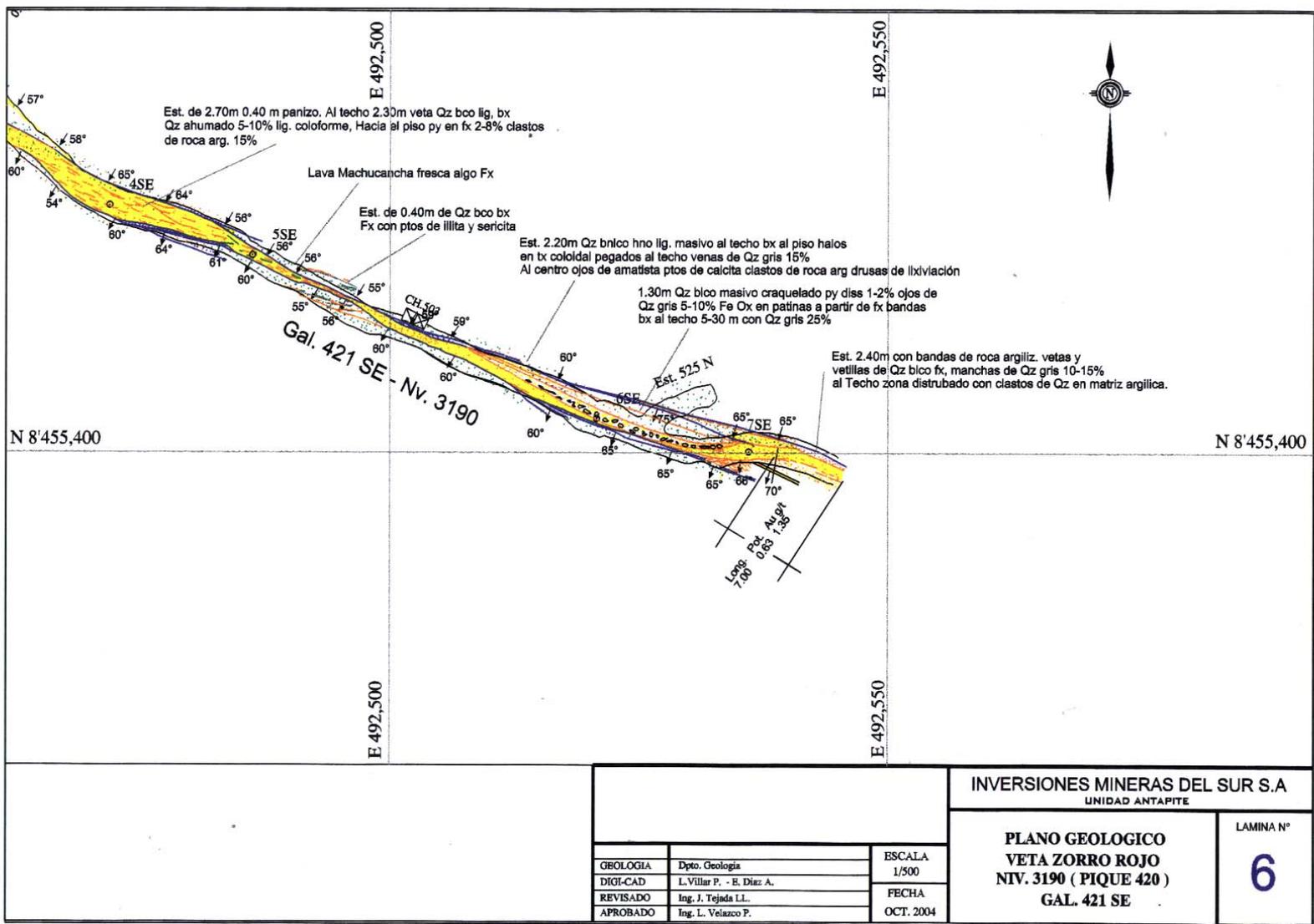
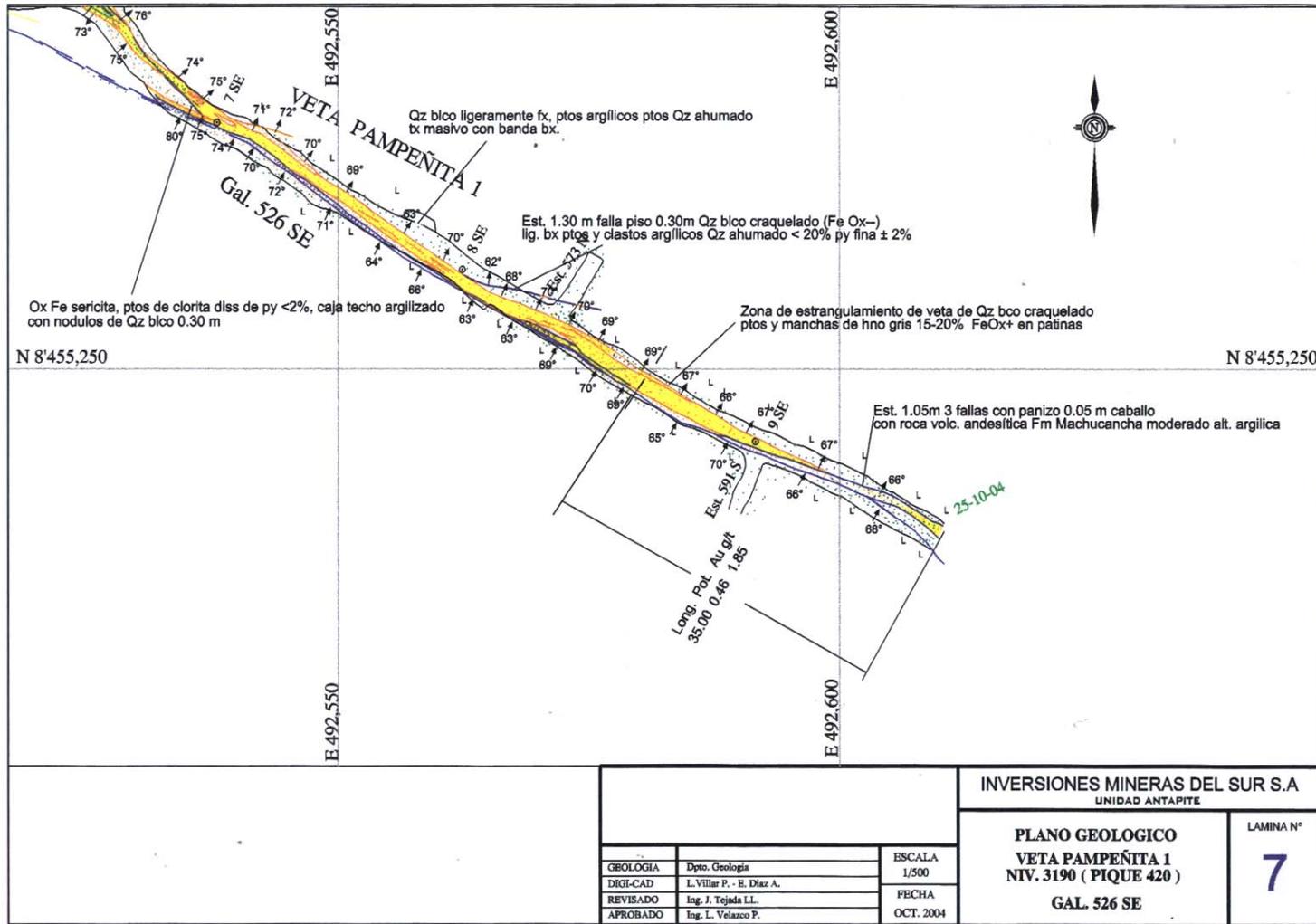


FIGURA Nº 10

PLANO GEOLÓGICO VETA PAMPEÑITA

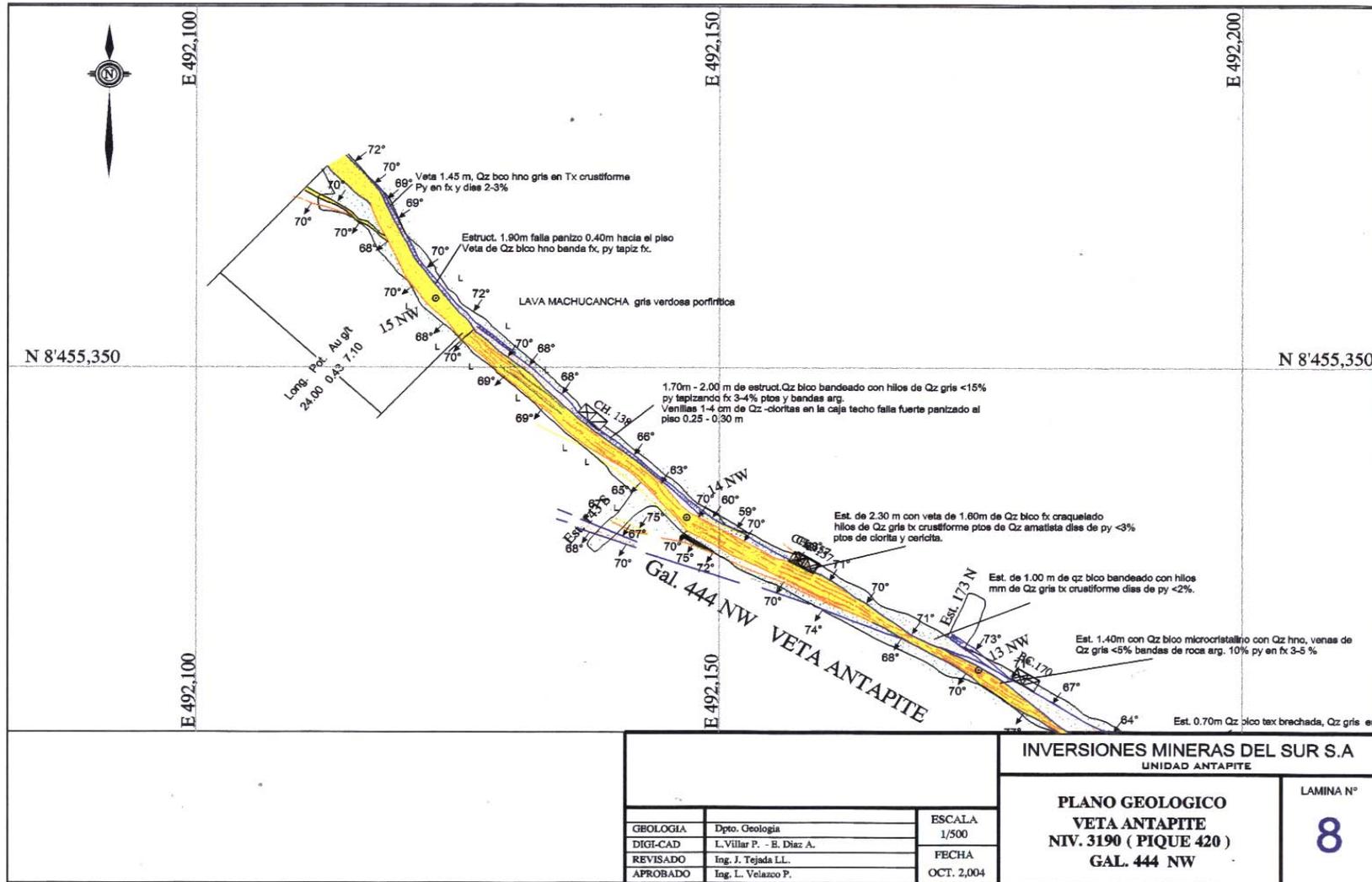


33

			INVERSIONES MINERAS DEL SUR S.A UNIDAD ANTAPITE	
			PLANO GEOLÓGICO VETA PAMPEÑITA 1 NIV. 3190 (PIQUE 420) GAL. 526 SE	LAMINA Nº 7
GEOLOGIA	Dpto. Geología	ESCALA		
DIGI-CAD	L. Villar P. - E. Diaz A.	1/500		
REVISADO	Ing. J. Tejada LL.	FECHA		
APROBADO	Ing. L. Velazco P.	OCT. 2004		

FIGURA Nº 11

PLANO GEOLÓGICO VETA ANTAPITE





MUESTRA 1

Clavo 34 – Nivel 3360, textura brechada, Qz hialino y calcedónico relleno de fracturas en Qz blanco y roca argilizada, Ox Fe producto de la alteración de los sulfuros.



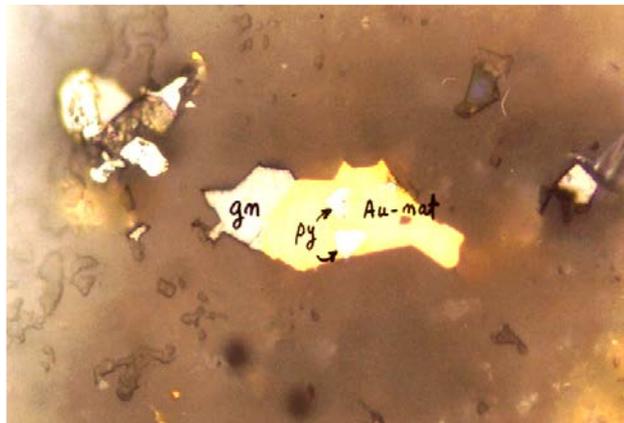
MUESTRA 2

Textura coloforme de cuarzo blanco y amatista intercalados relleno de espacios en roca fracturada la alteración de los sulfuros.



MUESTRA 3

Oro relacionado a Qz gris y sulfuros (pirita)



MUESTRA 4

Oro nativo en cuarzo con inclusiones de pirita y galena adyacente

2.6. DISTRIBUCIÓN DEL ORO EN LA VETA ZORRO ROJO

La sección de isovalores de oro en la veta, muestra que los flujos hidrotermales cargados con oro ascendieron irregularmente casi verticalmente formando concentraciones a manera de pasas dentro de zonas de menor ley siguiendo canales producto de la reactivación de la fractura de la veta.

2.7. PLANTA DE TRATAMIENTO

Para la extracción del oro en ANTAPITE el proceso que se ha implementado consta de las siguientes etapas:

2.7.1. ETAPA DE TRITURACIÓN

La granulometría del mineral que se alimenta a la planta es de 100% – 10” , este material se alimenta a la chancadora primaria que descarga un producto de 100% - 3 “, este material es conducido a una zaranda vibratoria que se encuentra sobre la tolva de finos que tiene una abertura de malla de ½ “ x 2 ½ “, cuyos finos caen al interior de la tolva y el rechazo es conducido hacia la chancadora cónica secundaria cuyo productos del orden de 100 % - ¾ “ que se junta con el producto de la chancadora primaria para también ser conducido a la mencionada zaranda sobre la tolva de finos, haciendo un circuito cerrado y garantizado el producto de trituración.

2.7.2. ETAPA DE MOLIENDA

Para esta etapa se cuenta con un molino de bolas de 8 x 10, que recibe el producto del canchado que tiene una malla de 90% - ½", la descarga del molino se bombea a una batería de ciclones D-10, de donde el producto del Over Flow pasa a la siguiente etapa de espesado; mientras que el Under Flow retorna al molino, cerrando el circuito.

Una fracción de la Pulpa que ingresa a la batería de ciclones, se alimenta al circuito de gravimetría. Esta fracción se alimenta a un cedazo vibratorio con una malla de abertura de 0.5 mm. cuyo rechazo retorna al molino, la parte fina del cedazo ingresa a un concentrador centrífugo en donde se concentra el oro hasta una calidad mayor a 3000 gr Au/TMS y que ingresa a una mesa vibratoria en donde se obtiene el concentrado gravimétrico final con una ley mayor a 26 % de oro y 15 % de plata, producto que finalmente es calcinado y fundido.

En el cuadro se detalla la concentración gravimetría con la alimentación de cabeza, las leyes y la recuperación respectiva.

CUADRO

CONCENTRACION GRAVIMETRICA					
		LEYES (gr./TM)		RECUP. (%)	
	PESO	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	100	18.32	42.80	34.8	8.7
CONC. GRAV.	0.00237	267,98	57,051		

RADIO DE CONCENTRACION: 42.194

2.7.3. ETAPA DE ESPESADO

La pulpa proveniente del Over Flow de los ciclones de la batería D-10 es tamizado en una zaranda de malla de 48 mesh para separar los desechos que vienen acompañando al mineral (madera, plásticos, etc.). Luego ingresa a un espesador de rastra, donde con la ayuda del floculante y regulado el pH con lechada de cal, se logra separar el sólido del agua. La finalidad es tener como producto una pulpa con 42 % de sólidos que luego se bombea a los tanques de cianuración. La solución calificada del rebose de espesador se recircula al tanque de almacenamiento de agua para el proceso de planta, que al juntarse con el agua que se envía de la relavera, cubren las necesidades del consumo.

2.7.4. ETAPA DE CIANURACIÓN

La pulpa antes mencionada esta acondicionada a un pH mayor a 10. al ingreso al primer tanque de cianuración por agitación 30ft x 30ft; se acondiciona solución de cianuro de sodio al 10% de concentración, con la finalidad de mantener una concentración de 500 ppm. de cianuro en la pulpa de cabeza, esta pulpa se somete a una cianuración por agitación mecánica y con oxigenación al inyectar aire forzado durante 96 horas, tiempo en el que la extracción de oro alcanza alrededor de 91% mientras que la extracción para la plata alcanza un promedio de 67 % .

CUADRO

CIANURACIÓN DE ORO Y PLATA				
TIEMPO (Horas)	LEYES (gr./TM)		DISOLUCION (%)	
	Au	Ag	Au	Ag
0	12.59	38.38	-	-
24	1.58	22.18	87.45	42.21
48	1.28	18.52	89.83	51.74
72	1.13	15.00	91.02	60.92
96	1.05	12.53	91.64	67.35

Fuerza del cianuro : 500 ppm.

pH : 10.2

Temperatura : 20 °C

2.7.5. ETAPA DE ADSORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO

Una vez que el oro esta en solución, se somete a una etapa de adsorción con carbón activado, en donde los metales valiosos son atrapados por el carbón activado que se alimenta a los tanques “Pachuca” y se encuentra en contacto con la pulpa por un espacio de 8 horas. La concentración del carbón en el tanque es de 30 gr. De carbón/Lt de pulpa y la eficiencia de la absorción reporta un promedio mayor a 98 % para el oro y mayor a 92 % para la plata.

CUADRO

ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO				
Nº DE TANQUE	CARGA DE CARBÓN		LEY DE SOLUCIÓN	
	Au (gr./TM)	Ag. (gr./TM)	Au (gr./m³)	Ag. (gr./m³)
Alimentación	-	-	7.72	21.17
1	6,842.00	13,063.47	3.84	16.19
2	4,603.32	11,072.85	1.24	13.18
3	2,102.73	8,864.50	0.48	8.95
4	964.21	5,878.56	0.44	5.65
5	653.17	3,328.07	0.23	4.15
6	217.72	1,244.14	0.12	3.63

Recuperación en absorción (%) : 98.6

Concentración de carbón : 30 gr./TM

2.7.6. ETAPA DE DESORCIÓN – ELECTRODEPOSICIÓN

El carbón cargado procedente de la absorción se somete al proceso de desorción bajo condiciones controladas de presión y temperatura y con la adición de cianuro de sodio y soda cáustica se logra una eficiencia de desorción del orden del 99.8 %. La ley del carbón desorbido reporta una ley de 4 oz. Au/TM. La solución cargada proveniente de la desorción pasa por celdas electrolíticas en donde se captura los metales valiosos, obteniendo finalmente el lodo electrolítico.

2.7.7. ETAPA DE FUNDICIÓN

El concentrado proveniente de la etapa de gravimetría que es calcinado y el concentrado electrolítico que previamente pasa por la retorta para separar el mercurio, son mezclados con el flux de fundentes y alimentados al crisol para proceder a la fundición a temperatura que alcanza los 1100 °C, de la que finalmente se obtiene la barra DORE que ensaya en promedio 35% de oro y 63% de plata y es el producto final vendible.

CUADRO

**BALANCE METALÚRGICO PROGRAMADO MAYO - DICIEMBRE 2004
MINA ANTATIPE**

Producto	Peso	Leyes (g/t(Contenido (Gramos)		Contenido (onzas)		Distribución (%)	
	Tms	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	108,000	19,000	22.000	2,052.00	2,376,000	65,973	76,390	100.0	100.0
Conc. Grav. + Con. Carb.				1,929.40	1,474,595	62,032	47,409	94.0	62.1
Bullion				1,928.42	1,473,120	62,000	47,362	99.9	99.9
Residuo General	107,997	1.144	8.360	123,583	902,880	3,973	29,028	6.0	38.0
Recuperación Total								94.0	62.0

**BALANCE METALÚRGICO PROGRAMADO AÑO 2004
MINA ANTATIPE**

Producto	Peso	Leyes (g/t(Contenido (Gramos)		Contenido (onzas)		Distribución (%)	
	Tms	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	162,220	19,086	21.815	3,096,192	3,538,885	99,545	113,778	100.0	100.0
Conc. Grav. + Con. Carb.				2,904,163	2,214,977	93,371	71,213	93.8	62.8
Bullion				2,902,682	2,212,762	93,323	71,142	99.9	99.9
Residuo General	162,215	1.193	8.175	193,509	1,326,123	6,221	42,636	6.2	37.5
Recuperación Total								93.8	62.5

CAPÍTULO III

METODO DE EXPLOTACIÓN

3.1. EXPOSICIÓN GENERAL

Debemos tener en cuenta al levantar un plan para el desarrollo de un método de explotación nuevo o modificado, debe comenzarse de las siguientes consideraciones generales:

- La forma del yacimiento.
- Su magnitud y su área superficial.
- Potencia y buzamiento.
- La naturaleza del yacimiento sus propiedades químicas y físicas, principalmente su dureza y su resistencia.
- Las propiedades de las rocas encajonantes sobre todo su resistencia (composición y resistencia).
- La localización en la profundidad del yacimiento.
- La presencia continua de depósito de mineral.
- El precio del mineral.
- La distribución de los componentes valiosos del yacimiento.
- La elección de los desarrollos horizontales, inclinados o verticales.
- La posibilidad de suministros de materiales.
- La cantidad de personal necesario.
- La dificultad de arranque.
- La influencia del buzamiento sobre la extracción.

- Accesibilidad del tajeo.
- Fácil obtención de relleno y su introducción a los tajeos.
- El método no debe causar gastos demasiados en mano de obra.
- Establecer un equilibrio favorable entre la apertura de los desarrollos con el avance de la explotación.
- Determinar el rendimiento de la explotación de un tajo de una sección de un nivel o de toda la mina
- Duración del ciclo de minado.
- La magnitud de la explotación por día, mes y año.
- La facilidad de ventilación de las diferentes labores.

3.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCEDENTE EN ANTAPITE

Teniendo en cuenta alguna de las condiciones y circunstancias descritas en el punto anterior; el método convencional de corte y relleno ascendente se viene aplicando desde la apertura de la mina hasta la actualidad.

La definición del método de explotación elegido para la extracción del mineral según R. PEELE, define de la siguiente manera:

- Un material llamado relleno constituido por desmonte, arena o relave, suministra soporte a los hombres y equipos a las cajas y eventualmente a los techos de los tajos.

- El suministro de relleno esparte del ciclo de explotación, normalmente el yacimiento es arrancados por partes y cada tajo es rellenado completa o parcialmente según la forma de la perforación.

En Antapite la definición del método de explotación resulta de las siguientes características:

- El método es ascendente, el mineral es arrancado hacia arriba y es evacuado por los echaderos.
- La perforación el acarreo y relleno se efectúan de acuerdo al ciclo del minado.
- La perforación se hace constantemente, en vertical y horizontal y estas son limitada por chimeneas de relleno.
- El arranque se efectúa en trabajo continuo y exclusivo de un mismo tajo y en toda la guardia.
- Una de las principales razones de su ejecución es la creciente necesidad de conservación ambiental, a un mas el método ofrece la atractiva posibilidad de disponer de la roca de desperdicio en vez de crear grandes amontonamientos en superficie , otras de las razones es que el minado se realiza cada vez a mayores profundidades lo que significa que el corte y relleno o por lo menos rellenar con desmonte representa una solución a ese problema.

- Por otro lado el método se tiene una mínima a dilución y a la vez una mayor recuperación del mineral disponible, todo lo cual representa grandes ventajas para la ejecución de este método.

3.2.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS

VENTAJAS

- Se obtiene alta producción y productividad
- Es aplicable a cualquier tipo de yacimiento y generalmente a cuerpos irregulares
- Disminuye la dilución del mineral.

DESVENTAJAS

- La desventaja es la discontinuidad de la producción, cuando se interrumpe el desarrollo del ciclo normal.
- Riesgo de accidentes, por la permanencia de espacios vacíos por tiempos prolongados.

3.2.2 CONDICIONES DE DISEÑO.

Es aplicable en el yacimiento por:

- Por tener buzamientos pronunciados
- Que cuenta con cajas medianamente competentes e irregulares.
- El mineral que tiene leyes de regular a buena.

3.3 DESARROLLO Y PREPARACIÓN PARA TAJEOS.

La preparación consiste en correr una labor en veta (Galería), con sección de 7 x 8 pies, (2.10m x 2.40m) deberá determinar la longitud del cuerpo mineralizado; para poder lograr esta preparación de galería se utilizan maquinas perforadoras CANUN jack leg, palas neumáticas (EIMCO) y carros mineros tipo mimosa con capacidad para 1m³.

En general el proceso de avance lineal como lo es la galería, debe ir de la mano de un Ingeniero de Geomecánica, Ingeniero que debe dar las pautas a seguir como seria la designación del tipo de roca en al cual estamos trabajando (I-II-III-IV-V), la designación en la que esta nuestra galería es de III-IV (regular-mala), por lo tanto el sostenimiento a utilizar seria:

1. Para designación III. Sostenimiento sistemático de 1.2 x 1.2 con pernos Split Set y ocasionalmente con malla electro soldada.
2. Para designación IV. Sostenimiento sistemático con cuadros de madera a 1.0 metros, y la distancia del tope de la labor al ultimo cuadro de 0.80 M marachavante como sostenimiento puntual. Se vera con mayor detalle en capitulo de seguridad.

Todos estos procesos necesarios para una galería tienen un parámetro específico es decir un estándar, dichos estándares fueron elaborados por la Compañía Minera INMINSUR.

A partir de la galería se levantan chimeneas de sección 4 x 8 pies de doble compartimiento, de preparación sobre veta las cuales delimitaran los Blocks de mineral. Estas chimeneas en Antapite se ejecutan cada 50 metros con el fin de bloquear el cuerpo mineralizado además estas chimeneas se convierten en chimeneas de relleno en la etapa de explotación.

En la chimenea el avance con cuadros debe estar en buenas condiciones y a las medidas estipuladas por la Compañía INMINSUR (estándar), debido a la utilización que se va a tener de estas chimeneas como forma de evacuación de aire viciado y como conducto del relleno para los tajos.

La sección de chimeneas de exploraciones es de 4 x 8 pies (1.20 x 2.40m) para que sean chimeneas de doble compartimiento.

Para la ejecución de estos trabajos utilizamos maquinas perforadoras CANUN stoper.

Teniendo galerías y chimeneas se preparan tolvas camino de triple compartimiento a 25 metros del filo de la chimenea. Luego se corren sub-niveles dejando un puente de galería a el Sub.-nivel de 1.5 a 2.5 metros dependiendo de la geomecánica del terreno (comportamiento de las cajas).

La sección de los Sub-niveles de preparación es de 4 x 6 pies (1.2 x 1.8m).

Para la ejecución de estas labores se hace uso de maquinas perforadoras CANUN jack leg, y para la extracción del mineral hacemos uso de winches de arrastre eléctricos de 7.5 Hp de fuerza con rastras de 18" de ancho.

Después de tener preparado el sub-nivel, se da comienzo al ciclo de minado. Este proceso se definirá mejor mas adelante.

3.4. PERFORACIÓN

En la actividad minera la perforación y voladura tienen una importancia vital en la estructura de costo de operación, por ello el logro de una voladura óptima no debe afectar la eficiencia física y económica de las demás operaciones unitarias.

La perforación y voladura en la mina ANTAPITE es uno de los factores más importantes debido a las características variables de la roca.

Voladura en un frente: En la perforación de los frentes se utiliza las perforadoras tipo jack leg (CANUN, RNP, SECO DENVER GARDEN) con la cual se realiza la perforación horizontal, luego de haber

realizado la perforación de todos los taladros que conforman y la malla de perforación se procede al carguío de los mismos en forma manual siguiendo el siguiente procedimiento:

1. Se coloca el cebo en el fondo del taladro que básicamente consiste en un cartucho de dinamita SEMEXSA 65% al que se le introduce un fulminante nº 8 el cual va conectado a la mecha de seguridad.
2. Luego se introducen cartuchos de dinamita los cuales son confinados utilizando un atacador de madera.
3. Luego se procede a la conexión de los conectores con igniter cord para proseguir con el encendido y finalmente obtener la voladura.

En toda voladura se debe lograr:

- Economía
- Eficiencia
- Buena fragmentación
- Que el perímetro de la voladura que no sea dañada en lo posible para evitar la sobre rotura y así poder tener menor problema en el sostenimiento.

En los cuadradores de la corona se hacen 07 taladros dando arco, las cuales se cargan 4 con poco explosivo para lograr el autosostenimiento.

3.5. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

A.- Explosivos.

Semexsa 65 %: se caracteriza por su buen poder rompedor, de alto empuje. Se emplea mayormente en roca dura a intermedia y es resistente a la presencia de agua, se emplea mayormente en roca dura a intermedia.

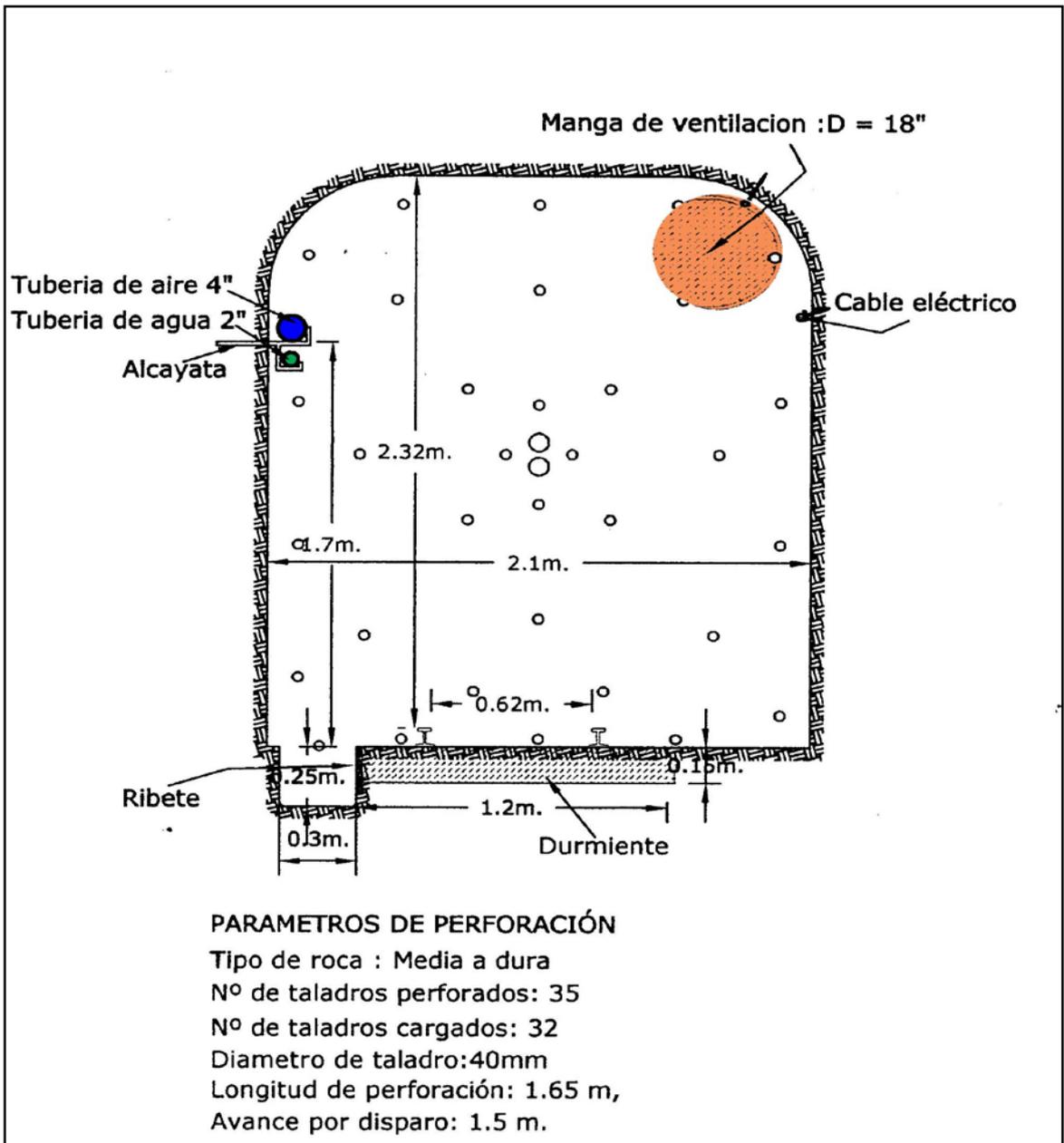
Con una masa de 0.08 Kg.

Semexsa 45%: se caracteriza por su resistencia a la presencia de agua, se utiliza para roca intermedia.

Con una masa de 0.079 Kg.

B.- Accesorios de Voladura

- Mecha de Seguridad
- Conectores : para cordón de Ignición
- Fulminante simple N° 8
- Mecha rápida o igniter cord.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA		
Diseñado por : C. Villavicencio M.	CIA DE MINAS BUENAVENTURA U.P. ANTAPITE	FECHA DIC. 2004
Dibujado por : C. Villavicencio M.		DISEÑO DE CRUCERO EN ROCA MEDIA A DURA
Revisado por : J. León Villanueva	ESCALA 1/25	FIGURA Nº 13
Aprobado por : J. León Villanueva		

3.6. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN DESARROLLOS

3.6.1. GALERÍAS

A.- Datos

Sección	8' x 8'
<i>Díámetro de taladro (mm)</i>	41
<i>Barreno</i>	6 ft
<i>Profundidad de taladro (m)</i>	1.65
<i>Tipo de roca</i>	Semi dura – Dura
<i>Tipo de corte</i>	Cilíndrico
<i>¿Total de Taladros?</i>	34

Cálculo de N° de Taladros

$$N^{\circ}T = \frac{(4 \times \sqrt{S} + k \times S)}{D}$$

* Catalogo de Exsa

Donde:

S = Sección de la galería

D = Distancia Promedio entre taladros

K = Factor en función al tipo de Roca

Tipo de Roca	D	K
<i>Dura</i>	0.5	2.0
<i>Semi dura</i>	0.6	1.5
<i>Blanda</i>	0.7	1.0

$$S = 8' \times 8'$$

$$S = 2.40\text{m} \times 2.40\text{m}$$

$$S = 5.76 \text{ m}^2$$

$$N^{\circ}T = \frac{4 \times \sqrt{5.76}}{0.5} + 2.0 \times 5.76$$

$$N^{\circ}T = 29.20 + 11.52$$

$$N^{\circ}T = 31.72 = 32$$

Nº Total = 32+ 02 Taladros de Alivio e 3" +2 tal adicional a la corona no cargados.
= 35 taladros

B.- Cálculo de Cuadrantes

1. Primer Cuadrante

Taladro de Alivio de 3" de Ø Aprox. 0.0762 m.

$$B = 1.7 \text{ Ø}$$

$B_1 = \text{Burden.}$

$\emptyset = \text{Diámetro del taladro de alivio}$

$B_1 = 1.7 (0.0762)$

$B_1 = 0.13 \text{ m}$

2. Segundo Cuadrante

$$B_2 = B_1 \sqrt{2}$$

$B_2 = \text{Burden 2}$

$B_2 = 0.13 \sqrt{2}$

$B_2 = 0.18 \text{ m}$

3. Tercer Cuadrante

$$B_3 = 1.5 B_2 \sqrt{2}$$

$B_3 = \text{Burden 3}$

$B_3 = 1.5 (0.18) \sqrt{2}$

$B_3 = 0.39 \text{ m}$

C.- Distribución de la Carga (Kg. de Explosivo)

1. Primer Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 09 cartuchos/taladro</i>	36 cartuchos
<i>24 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	2.88 Kg.

2. Segundo Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 07 cartuchos/taladro</i>	28 cartuchos
<i>28 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	2.24 Kg.

3. Tercer Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	24 cartuchos
<i>24 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	1.92 Kg

4. Cuarto Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	24 cartuchos
<i>24 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	1.92 Kg

5. Corona

Semexsa 45 %

<i>05 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	30 cartuchos
<i>30 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	2.37 Kg

6. Ayudas de Corona

Semexsa 65 %

<i>02 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	12 cartuchos
<i>12 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	0.96 Kg

7. Arrastre

Semexsa 65 %

<i>05 taladros x 07 cartuchos/taladro</i>	35 cartuchos
<i>35 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	2.80 Kg

8. Hastiales

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	24 cartuchos
<i>24 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	1.92 Kg

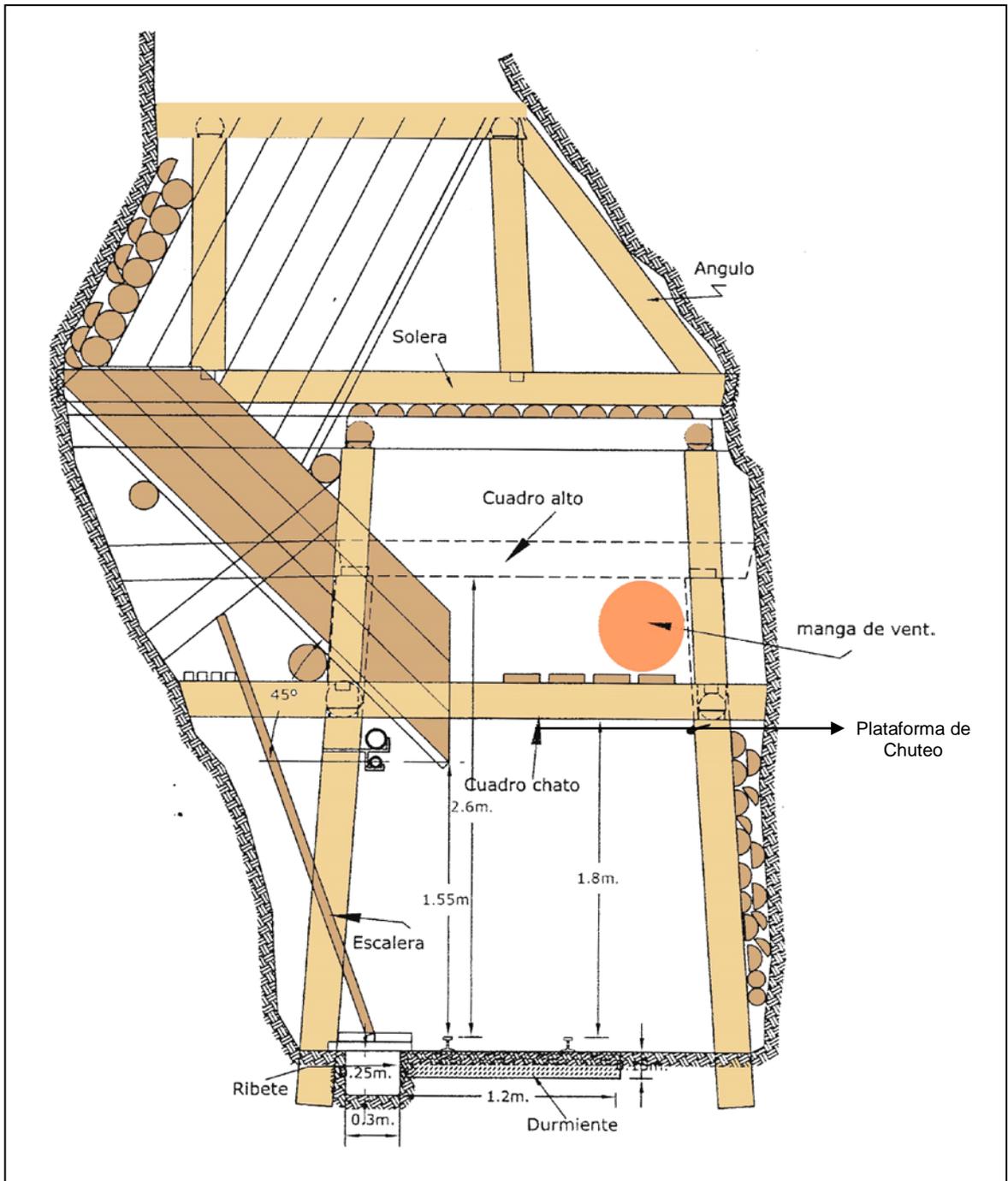
D. Consumo de Explosivos y Accesorios

<i>Semexsa 65% Total cartuchos</i>	183
<i>Semexsa 45 % Total cartuchos</i>	30
<i>Fulminante N° 8 (pza)</i>	32
<i>Conectores (pza)</i>	32
<i>Mecha rápida (m)</i>	9.17
<i>Mecha de seguridad / taladro (m)</i>	78.03

E. Resultados

<i>Avance real (m)</i>	1.53
<i>Factor de perforación (%)</i>	92
<i>Eficiencia de disparo (%)</i>	91

3.6.2. CHIMENEAS



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA

Diseñado por : C. Villavicencio M.

CIA DE MINAS BUENAVENTURA U.P. ANTAPITE

FECHA
DIC. 2004

Dibujado por : C. Villavicencio M.

SECCIÓN TRANSVERSAL DE UNA TOLVA DE
MADERA

14Revisado por : J. León Villanueva

FIGURA
Nº 14

Aprobado por : J. León Villanueva

ESCALA 1/25

A.- Datos

<i>Sección</i>	4' x 8'
<i>Diámetro de taladro (mm)</i>	41
<i>Barreno</i>	6 ft.
<i>Profundidad de taladro (m)</i>	1.65
<i>Tipo de roca</i>	Dura - Intermedia
<i>Tipo de corte</i>	
<i>¿Total de Taladros?</i>	¿?.

Cálculo de N° de Taladros

$$N^{\circ}T = \frac{(4 \times \sqrt{S} + k \times S)}{D}$$

* Catalogo de Exsa

Donde:

S = Sección de la galería

D = Distancia Promedio entre taladros

K = Factor en función al tipo de Roca

<i>Tipo de Roca</i>	<i>D</i>	<i>K</i>
<i>Dura</i>	0.5	2.0
<i>Semi dura</i>	0.6	1.5
<i>Blanda</i>	0.7	1.0

$$S = 4' \times 8'$$

$$S = 1.20 \text{ m} \times 2.40 \text{ m}$$

$$S = 2.88 \text{ m}^2$$

$$N^{\circ}T = \frac{4 \times \sqrt{2.88}}{0.5} + 2.0 \times 2.88$$

$$N^{\circ}T = 13.57 + 5.76$$

$$N^{\circ}T = 19.33 \sim 20$$

En la actualidad no se llega a esta cantidad de taladros nuestras chimeneas se disparan con 26 taladro + 2 taladro de alivio.

B. Cálculo de Cuadrantes

1. Primer Cuadrante

Taladro de Alivio de 3" de \emptyset Aprox. 0.0762 m.

$$B = 1.7 \emptyset$$

$B_1 = \text{Burden.}$

$\emptyset = \text{Diámetro del taladro de alivio}$

$$B_1 = 1.7 (0.0762)$$

$$B_1 = 0.13 \text{ m}$$

2. Segundo Cuadrante

$$B_2 = B_1 \sqrt{2}$$

$$B_2 = \text{Burden } 2$$

$$B_2 = 0.13 \sqrt{2}$$

$$B_2 = 0.18 \text{ m}$$

3. Tercer Cuadrante

$$B_3 = 1.5 B_2 \sqrt{2}$$

$$B_3 = \text{Burden } 3$$

$$B_3 = 1.5 (0.18) \sqrt{2}$$

$$B_3 = 0.39 \text{ m}$$

C. Distribución de la Carga (Kg. de Explosivo)

1. Primer Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	24 cartuchos
<i>24 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	1.92 Kg

2. Segundo Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	24 cartuchos
<i>24 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	1.92 Kg

3. Tercer Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	24 cartuchos
<i>24 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	1.92 Kg

4. Ayudas

Semexsa 65 %

<i>14 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	84 cartuchos
<i>84 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	6.72 Kg

D. Consumo de Explosivos y Accesorios

<i>Semexsa 65% Total cartuchos</i>	156
<i>Fulminante N° 8 (pza)</i>	26
<i>Conectores (pza)</i>	26
<i>Mecha rápida (m)</i>	7.45
<i>Mecha de seguridad / taladro (m)</i>	63.39

E. Resultados

<i>Avance real (m)</i>	1.45
<i>Factor de perforación (%)</i>	91
<i>Eficiencia de disparo (%)</i>	88

3.6.3. SUB – NIVELES

A. Datos

Sección	4' x 6'
<i>Diámetro de taladro (mm)</i>	41
<i>Barreno</i>	6 ft.
<i>Profundidad de taladro (m)</i>	1.65
<i>Tipo de roca</i>	Dura - Intermedia
<i>Tipo de corte</i>	cilíndrico
<i>¿Total de Taladros?</i>	¿?.

Cálculo de N° de Taladros

$$N^{\circ}T = \frac{(4 \times \sqrt{S} + k \times S)}{D}$$

* Catálogo de EXSA

Donde:

S = Sección de la galería

D = Distancia Promedio entre taladros

K = Factor en función al tipo de Roca

Tipo de Roca	D	K
<i>Dura</i>	0.5	2.0
<i>Semi dura</i>	0.6	1.5
<i>Blanda</i>	0.7	1.0

$$S = 4' \times 6'$$

$$S = 1.20 \text{ m} \times 1.80 \text{ m}$$

$$S = 2.16 \text{ m}^2$$

$$N^{\circ}T = \frac{4 \times \sqrt{2.16}}{0.5} + 2.0 \times 2.16$$

$$N^{\circ}T = 11.75 + 4.32$$

$$N^{\circ}T = 16 \sim 16$$

Pero nosotros utilizamos 18 taladros + 1 taladro de Alivio

B. Calculo de Cuadrantes

1. Primer Cuadrante

Taladro de Alivio de 3" de \emptyset Aprox. 0.0762 m.

$$B = 1.7 \emptyset$$

B_1 = Burden.

\emptyset = Diámetro del taladro de alivio

$$B_1 = 1.7 (0.0762)$$

$$B_1 = 0.13 \text{ m}$$

2. Ayudas

Se colocan con un burden de 20-30 cm de forma de pata de pajarito.

C. Distribución de la Carga (Kg. de Explosivo)

1. Primer Cuadrante

Semexsa 65 %

<i>04 taladros x 08 cartuchos/taladro</i>	32 cartuchos
<i>32 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	2.56 Kg.

2. Ayudas

Semexsa 65 %

<i>14 taladros x 06 cartuchos/taladro</i>	84 cartuchos
<i>84 cartuchos x 0.08 Kg. /cartucho</i>	6.72 Kg.

D. Consumo de Explosivos y Accesorios

<i>Semexsa 65% Total cartuchos</i>	120
<i>Fulminante N° 8 (pza)</i>	18
<i>Conectores (pza)</i>	18
<i>Mecha rápida (m)</i>	5.16
<i>Mecha de seguridad / taladro (m)</i>	43.89

E. Resultados

<i>Avance real (m)</i>	1.45
<i>Factor de perforación (%)</i>	91
<i>Eficiencia de disparo (%)</i>	88

CAPITULO IV

COSTOS DE DESAROLLO Y PREPARACION PARA TAJEOS COSTOS

4.1. DEFINICIÓN

“Es el precio y gastos que tiene una cosa sin generar ganancia alguna”.

4.2. COSTO DEL CAPITAL

Valor agregado al costo de inversión de todos los recursos heterogéneos de la producción. Es el gasto que se hace por el uso de un capital.

4.3. COSTO DE OPORTUNIDAD.

Mínima rentabilidad adquirible por una inversión realizada entre alternativas; es igual al costo de inversión mas el costo del capital.

4.4. VIDA ECONÓMICA

La vida económica depende de varios factores como: el costo usual uniforme equivalente mínimo, el tiempo pasado en servicio efectuado inicialmente antes de pasar a otro servicio. Es el periodo en la vida de

un equipo en que su costo total (costo de inversión + de capital + de operación + de mantenimiento) es mínimo.

Al año de suceso de este periodo se le conoce como la vida económica. Como se ve, depende de la producción del equipo a la fecha y de la que se haya proyectado.

4.5. COSTOS FINANCIEROS

Son los originados por el pago de intereses sobre préstamos y sobre pagos de estos préstamos(o partidas de préstamos).

4.6. DEPRECIACIÓN

La mayoría de bienes de capital se deprecian con el tiempo, y una cuantía (depreciación), por la pérdida del valor de esos bienes, se descuenta del ingreso bruto de cada año, para que aquellos bienes puedan ser sustituidos al final de su vida útil.

4.7. COSTO DE CONSERVACIÓN Y DE USO O PROPIEDAD DE MAQUINARIA Y EQUIPO

Se originan por el desgaste de estos bienes de producción en el trabajo normal que realizan (capital que se consume con las unidades producidas). Incluyen así mismo gastos en mantenimiento y reparaciones denominadas preventivos o principales que obligadamente deben hacerse una vez por año, durante la vida útil.

Estos gastos permiten la eficiencia de la operación de la empresa, así como el logro del periodo de vida útil de la maquinaria y equipo.

4.8. CÁLCULOS DE COSTOS EN MINERÍA

Habiéndose expuesto los principales conceptos utilizados en nuestra minería, a continuación se inicia la metodología de los diversos cálculos para la determinación de los costos.

Como se ha explicado, los componentes de un costo son:

- Costo de mano de obra.
- Costo de mantenimiento y
- Costo de uso de propiedad y conservación de maquinaria y equipo.

4.9. CÁLCULO DEL FACTOR POR BENEFICIOS SOCIALES

Los beneficios sociales son los derechos adquiridos por todo trabajador en cuanto a la protección de la salud de este mismo y la de sus familiares, así como también al pago de un salario o sueldo por el trabajo realizado, descansos obligatorios y pagados, tiempo de servicio, indemnizaciones por accidentes de trabajo y enfermedades ocupacionales; seguridad social (jubilación y casa habitación).

Estos beneficios determinan pagos obligatorios de parte del trabajador como del empleador.

4.10. COSTO UNITARIO

Es el cociente resultante de dividir el gasto total incurrido en la producción entre el número total de unidades producidas o generadas. Por lo tanto, el costo unitario tiene componentes fijos y también variables.

Es de observar que la cuantía de los costos unitarios de producción es necesariamente función del diseño de producción; a menor producción mayor costo unitario, a mayor producción menor costo.

A continuación detallamos los precios unitarios:

1. MANO DE OBRA

CATEGORIA	SUELDO	
	MENSUAL	**DIARIO
Ingeniero Residente	3 300.00	
Ingeniero de Seguridad	2 700.00	
Ingeniero Jefe de Guardia	1 980.00	
Administrador	1 650.00	
Capataz	* 1305.38	35.00
Bodeguero	* 944.00	28.50
Maestro Perforista o Enmaderador	* 1056.81	31.00
Ayudante	* 944.00	28.50
Peón	* 904.00	26.50

* **La diversidad de los sueldos mensuales se debe por el sistema que se utiliza como es el de 20 x 10**

** **Jornal de 8 horas**

2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

IMPLEMENTO	PRECIO BAS S/. sin IGV	OBSERVACION	VIDA UTIL
Tapones de oídos	3.87	Unidad	75.00 d
Casco minero	36.73	Unidad	180.00 d
Botas de jebe	43.73	Unidad	75.00 d
Guantes de cuero	8.45	Par	30.00 d
Correa porta lámparas	10.29	Unidad	150.00 d
Respirados dust foe	58.41	Unidad	100.00 d
Pantalón y saco de jebe	56.48	Juego	75.00 d
Saco de jebe	30.03	Unidad	75.00 d
Pantalón de jebe	26.28	Unidad	75.00 d
Mameluco fosforescente	44.63	Unidad	90.00 d

3. PERFORACION

Perforación	PRECIO BAS S/. sin IGV	OBSERVACION	VIDA UTIL
Maquina perforadora	4250.00	Unidad	80 000.00 ft
Manguera de jebe de 1'	9.01	c/m.	150.00 d
Manguera de jebe de ½'	4.56	c/m.	150.00 d
Aceite torcula 100	23.01	c/galón	
Barreno de 2'	159.02	Unidad	
Barreno de 4'	163.67	Unidad	
Barreno de 6'	184.60	Unidad	
Barra piloto de 4'	409.00	Unidad	
Barra piloto de 6'	408.00	Unidad	
Broca rimadora de 3"	395.00	Unidad	

4. EXPLOSIVOS

EXPLOSIVOS	PRECIO BAS S/. sin IGV	OBSERVACION	VIDA UTIL
Fulminantes	0.36	Unidad	
Conector	0.31	Unidad	
Dinamita de 45	0.51	Unidad	
Dinamita de 65	0.59	Unidad	
Mecha de seguridad	0.10	Unidad	
Mecha rápida	0.31	Unidad	
Pentacord	0.35	Unidad	

5. HERRAMIENTAS

Herramientas	PRECIO BASE S/. sin IGV	OBSERVACION	VIDA UTIL
Lampas	13.34	Unidad	75.00 d
Picos	34.12	Unidad	100.00 d
Llave stilson 24"	218.00	Unidad	150.00 d
Piedra de esmeril	44.42	Unidad	20.00 d
Comba de 6 libras	25.32	Unidad	100.00 d
Comba de 24 libras	76.80	Unidad	150.00 d
Corvina de 4'	154.55	Unidad	100.00 d
Azuela de 3 ½ libras	11.50	Unidad	150.00 d
Formón de 1.5"	24.00	Unidad	150.00 d
Escofina de 12"	18.00	Unidad	150.00 d
Trabador	48.71	Unidad	150.00 d
Flexometro de 5m.	5.00	Unidad	60.00 d

4.11. COSTOS DE OPERACIÓN

Para el buen funcionamiento y subsistencia de una empresa los costos tienen que estar estrechamente relacionada con el flujo de ingresos necesarios para la obtención de utilidades, base primordial de una empresa. Tenemos a continuación el flujo de costos e ingresos obtenidos desde un punto de vista de Empresa Especializada.

4.12. AVANCE LINEAL.- Están consideradas todas nuestras labores existentes como:

- En Galerías están consideradas como labores de exploración.
- En Chimeneas están consideradas como labores de desarrollo.
- En Sub-niveles esta considerada como labores de preparación.

4.13. COSTO DE AVANCE EN GALERÍA

Los costos en avance de una galería son muy importantes, la reducción de los costos para dicho avance contamos con el siguiente personal y equipos:

- 01 Maestro Palero.
- 01 Maestro perforista.
- 01 Capataz
- Pala Neumática EIMCO.
- Perforadora SECO.

1. MANO DE OBRA

Guardia de 11 horas

OCUPACIÓN	JORNAL	GUARDIA	TAREAS	COSTO/G
01 Perforista	31.00	11 h	1.375	42.60
01 Palero	31.00	11 h	1.375	42.60
01 Capataz	35.00	11 h	0.137	4.81
TOTAL			2.88	90.01
Beneficios sociales al 95.14%				85.64
Asignación Familiar (*) 2.10 x S/. 46/20				4.83
			TOTAL	180.48

(*) El factor es la cantidad de personal necesario para cada labor, este se obtiene:

OCUPACIÓN	LABORES	FACTOR
01 Perforista	01	1.00
01 Palero	01	1.00
01 Capataz	10	0.10
TOTAL		2.10

2. IMPLEMENTO DE SEGURIDAD

PRODUCTO	FACTOR	PRECIO (S/.)	V. UTIL	COSTO/G
Tapones de oídos	2.10	3.87	75.00 d	0.11
Casco minero	2.10	36.73	180.00 d	0.43
Botas de jebe	2.10	43.73	75.00 d	0.12
Guantes de cuero	2.10	8.45	30.00 d	0.59
Correa porta lámparas	2.10	10.29	150.00 d	0.14
Respirados dust foe	2.10	58.41	100.00 d	1.23
Pantalón y saco de jebe	2.00	56.48	75.00 d	1.50
Mameluco fosforescent	2.10	44.63	90.00 d	1.04
			TOTAL	5.16

3. MÁQUINAS PERFORADORAS Y ACCESORIOS

a. Costo de la perforadora US\$ 4250 x S/. 3.49 = S/. 14 832.50

Aumento del 10% para repuestos en una vida útil de 80 000 ft

Precio/ pie = 14 832.50/ 80 000

Precio/ pie = S/. 0.19

36 taladros x 6' x 1.1 x S/. 0.19 45.14

b. Costo de manguera de jebe de 1'

30 metros x S/. 9.01/150 d 1.80

c. Costo de manguera de ½'

30 metros x S/. 4,56/150 d 0.91

d. Costo de aceite

1 gl. x S/. 23.00/ 8 d 2.88

TOTAL 50.73

4. BARRENOS Y ACCESORIOS

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	V. UTIL	COSTO/G
Barreno de 4'	144'	163.67	500'	45.81
Barreno de 6'	72'	184.60	500'	25.80
Barra de 4'	8'	409.00	875'	3.73
Barra de 6'	4'	408.00	875	1.86
Broca Rimadora 3'	12'	395.00	700'	6.72
			TOTAL	83.92

5. COSTO DE EXPLOSIVO

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	OBSERV.	COSTO/G
Fulminante	32 Tal.	0.36		11.52
Conector	32 Tal.	0.31		9.92
Dinamita de 65	27 Tal.	0.59	6 cart+20	* 107.38
Dinamita de 45	5 Tal.	0.51	6 cart	15.30
Mecha de seguridad	32 Tal.	0.10	8 ft	25.60
Mecha Rápida	32 Tal.	0.31	0.94 ft	9.32
TOTAL				179.02

* más 20 para el arranque

6. COSTOS DE HERRAMIENTAS

HERRAMIENTA	UNIDAD	PRECIO (S/.)	VIDAUTIL	COSTO/G
Lampas	1	13.34	75 d	0.17
Picos	1	34.12	100 d	0.34
Llave Stilson	1	218.00	150 d	1.45
TOTAL				1.96

7. ÍNDICE DE SEGURIDAD

COSTOS SUB TOTALES	COSTO/G
Mano de Obra	180.48
Costo de Implementos de seguridad	5.16
Costo de Maquina Perforadora y accesorios	50.73
Costo de Barrenos	83.92
Costo de Explosivos	179.02
Costo de Herramientas	1.96
TOTAL	501.27

ÍNDICE DE SEGURIDAD	COSTO/G
2% índice de seguridad	10.02

8. UTILIDAD DE LA E.E.

15% (511.3)

76.70

9. GASTOS ADMINISTRATIVOS

a. Ingeniero Residente	1.0 x S/. 110.00 / 10 lab. =	11.00
b. Ingeniero de Seguridad	0.5 x S/. 90.00 / 10 lab. =	4.50
c. Ingeniero de Guardia	1.0 x S/. 66.00 / 10 lab.=	6.60
d. Administrador	1.0 x S/. 55.00 / 10 lab.=	5.50
e. Bodeguero	1.0 x S/. 39.18 / 10 lab.=	3.91
f. Implementos de seguridad	3.5 x S/. 3.02 =	10.57
g. Leyes Sociales	95.14% =	<u>29.98</u>
	Total	72.00

10. ALOJAMIENTO

a. Alojamiento en cuadrilla/mes	=	6.20
---------------------------------	---	------

TOTAL PRECIO POR DISPARO **666.20**

PRECIO POR METRO DE AVANCE 666.20/1.53 **444.10**

4.14. COSTO DE AVANCE EN CHIMENEA

Los avances en Chimeneas son de gran importancia, tanto para la ventilación como para el avance de futuros Tajos (para proveer de relleno detrítico y para la extracción del mineral).

Se requiere del siguiente Personal y equipo:

- 01 Maestro Perforista.
- 01 Ayudante de Perforista
- 01 maestro en Enmaderador
- 01 Capataz
- Perforadora stoper CANUN

1. MANO DE OBRA

Guardia de 11 horas

OCUPACION	JORNAL	GUARDIA	TAREAS	COSTO/G
01 Perforista	31.00	11 h	1.375	42.60
01 Enmaderador	31.00	11 h	1.375	42.60
01 Ayudante	28.50	11 h	1.375	39.19
01 Capataz	35.00	11 h	0.137	4.81
TOTAL			4.26	129.20
Beneficios sociales al 95.14%				122.91
Asignación Familiar	(*) 3.10 x	S/. 46/20		7.13
			TOTAL	259.24

(*) El factor es la cantidad de personal necesario para cada labor, este se obtiene:

OCUPACIÓN	LABORES	FACTOR
01 Perforista	01	1.00
01 Enmaderador	01	1.00
01 Ayudante	01	1.00
01 Capataz	10	0.10
	TOTAL	3.10

2. IMPLEMENTO DE SEGURIDAD

PRODUCTO	FACTOR	PRECIO (S/.)	V. UTIL	COSTO/G
Tapones de oídos	3.10	3.87	75.00 d	0.16
Casco minero	3.10	36.73	180.00 d	0.63
Botas de jebe	3.10	43.73	75.00 d	1.81
Guantes de cuero	3.10	8.45	30.00 d	0.87
Correa porta lámparas	3.10	10.29	150.00 d	0.21
Respirador dust foe	3.10	58.41	100.00 d	1.81
Pantalón y saco de jebe	3.10	56.48	75.00 d	2.33
Mameluco fosforescent	3.10	44.63	90.00 d	1.54
			TOTAL	9.37

3. MÁQUINAS PERFORADORAS Y ACCESORIOS

a. Costo de la perforadora US\$ 4250 x S/. 3.49 = S/. 14 832.50

Aumento del 10% para repuestos en una vida útil de 80 000 ft

Precio/ pie = 14 832.50/ 80 000

Precio/ pie = S/. 0.19

28 taladros x 6` x 1.1 x S/. 0.19 35.11

b. Costo de manguera de jebe de 1`

30 metros x S/. 9.01/150 d 1.80

c. Costo de manguera de ½`

30 metros x S/. 4,56/150d 0.91

d. Costo de aceite

1 gal. x S/. 23.00/ 8 d 2.88

TOTAL 40.70

4. BARRENOS Y ACCESORIOS

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	V. UTIL	COSTO/G
Barreno de 2`	56`	159.02	600`	14.84
Barreno de 4`	56`	163.67	600`	15.27
Barreno de 6`	56`	184.60	600`	17.22
Barra de 4`	8`	409.00	875`	3.73
Barra de 6`	4`	408.00	875`	1.86
Broca Rimadora 3`	12`	395.00	700`	6.72
			TOTAL	59.64

5. COSTO DE EXPLOSIVO

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	OBSERV.	COSTO/G
Fulminante	26 Tal	0.36		9.36
Conector	26 Tal	0.31		8.06
Dinamita de 65	26 Tal	0.59	6 cart	92.04
Dinamita de 45	0 Tal	0.51	0 cart	00.00
Mecha de seguridad	26 Tal	0.10	8 ft	20.80
Mecha Rápida	26 Tal	0.31	0.94 ft	7.60
			TOTAL	137.83

6. COSTOS DE HERRAMIENTAS

HERRAMIENTA	UNIDAD	PRECIO (S/.)	VIDAUTIL	COSTO/G
Corvina de 4'	1	154.55	100 d	1.54
Picos	1	34.12	100 d	0.34
Llave Stilson	1	218.00	150 d	1.45
Comba de 6 libras	1	25.32	100 d	0.25
			TOTAL	3.58

6. ÍNDICE DE SEGURIDAD

COSTOS SUB TOTALES	COSTO/G
Mano de Obra	259.24
Costo de Implementos de seguridad	9.37
Costo de Maquina Perforadora y accesorios	40.70
Costo de Barrenos	59.64
Costo de Explosivos	137.83
Costo de Herramientas	3.58
TOTAL	510.36

ÍNDICE DE SEGURIDAD	COSTO/G
2% índice de seguridad	10.20

8. UTILIDAD DE LA E.E.

15% (520.56)

78.01

9. GASTOS ADMINISTRATIVOS

a. Ingeniero Residente	1.0 x S/. 110.00 / 10 lab. =	11.00
b. Ingeniero de Seguridad	0.5 x S/. 90.00 / 10 lab. =	4.50
c. Ingeniero de Guardia	1.0 x S/. 66.00 / 10 lab. =	6.60
d. Administrador	1.0 x S/. 55.00 / 10 lab.=	5.50
e. Bodeguero	1.0 x S/. 39.18 / 10 lab.=	3.91
f. Implementos de seguridad	3.5 x S/. 3.02	= 10.57
g. Leyes Sociales	95.14%	= <u>29.98</u>
	Total	72.00

10. ALOJAMIENTO

a. Alojamiento en cuadrilla/mes	=	6.20
---------------------------------	---	------

TOTAL PRECIO POR DISPARO **676.77**

PRECIO POR METRO DE AVANCE 676.77/1.45 **466.73**

4.15. COSTO DE AVANCE EN SUB-NIVEL

Para la preparación de un tajo el primer paso es la elaboración de un Sub-Nivel, el calculo siguiente es considerando ambas alas del Sub-nivel.

Requiere del siguiente personal y equipo:

- 01 Maestro Perforista.
- 02 Ayudante de Perforista.
- 01 Capataz
- Perforadora jack leg SECO.

1. MANO DE OBRA

Guardia de 11 horas

OCUPACIÓN	JORNAL	GUARDIA	TAREAS	COSTO/G
01 Perforista	31.00	11 h	1.375	42.60
01 Ayudante	28.50	5.5 h	0.688	19.59
01 Ayudante	28.50	11 h	1.375	39.19
01 Capataz	35.00	11 h	0.137	4.81
TOTAL			3.575	106.19
Beneficios sociales al 95.14%				101.03
Asignación Familiar (*) 2.60 x S/. 46/20				5.98
			TOTAL	213.20

(*) El factor es la cantidad de personal necesario para cada labor, este se obtiene:

OCUPACIÓN	LABORES	FACTOR
01 Perforista.	01	1.00
01 Ayudante	01	0.50
01 Ayudante.	01	1.00
01 Capataz	10	0.10
	TOTAL	2.60

2. IMPLEMENTO DE SEGURIDAD

PRODUCTO	FACTOR	PRECIO (S/.)	V. UTIL	COSTO/
Tapones de oídos	2.60	3.87	75.00 d	0.13
Casco minero	2.60	36.73	180.00 d	0.53
Botas de jebe	2.60	43.73	75.00 d	1.52
Guantes de cuero	2.60	8.45	30.00 d	0.73
Correa porta lámparas	2.60	10.29	150.00 d	0.18
Respirador dust foe	2.60	58.41	100.00 d	1.52
Pantalón y saco de jebe	2.60	56.48	75.00 d	1.96
Mameluco fosforescent	2.60	44.63	90.00 d	1.29
			TOTAL	7.86

3. MÁQUINAS PERFORADORAS Y ACCESORIOS

a. Costo de la perforadora US\$ 4250 x S/. 3.49 = S/. 14 832.50

Aumento del 10% para repuestos en una vida útil de 80 000 ft

Precio/ pie = 14 832.50/ 80 000

Precio/ pie = S/. 0.19

38 taladros x 6' x 1.1 x S/. 0.19 = 47.65

b. Costo de manguera de jebe de 1'

30 metros x S/. 9.01/150 d = 1.80

c. Costo de manguera de ½'

30 metros x S/. 4,56/150 d = 0.91

d. Costo de aceite

1 gal. X S/. 23.00/ 8 d = 2.88

TOTAL 53.24

4. BARRENOS Y ACCESORIOS

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	V. ÚTIL	COSTO/G
Barreno de 4'	152'	163.67	600'	41.46
Barreno de 6'	76'	184.60	600'	23.38
Barra de 4'	4'	409.00	875'	1.87
Barra de 6'	2'	408.00	875'	0.93
Broca Rimadora 3'	6'	395.00	700'	3.38
			TOTAL	71.02

5. COSTO DE EXPLOSIVO

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	OBSERV.	COSTO/G
Fulminante	36 Tal	0.36		12.96
Conector	36 Tal	0.31		11.16
Dinamita de 65	36 Tal	0.59	6 cart + 8 *	39.24
Dinamita de 45	0 Tal	0.51	0 cart	0.00
Mecha de seguridad	36 Tal	0.10	8 ft	28.80
Mecha Rápida	36 Tal	0.31	0.94 ft	10.48
TOTAL				202.64

- Más 8 cartuchos para el arranque

6. COSTOS DE HERRAMIENTAS

HERRAMIENTA	UNIDAD	PRECIO (S/.)	VIDAUTIL	COSTO/G
Lampas	1	13.34	75 d	0.17
Picos	1	34.12	100 d	0.34
Llave Stilson	1	218.00	150 d	1.45
Corvina de 4'	1	154.55	100 d	1.54
TOTAL				1.96

7. ÍNDICE DE SEGURIDAD

COSTOS SUB TOTALES	COSTO/G
Mano de Obra	213.20
Costo de Implementos de seguridad	7.86
Costo de Maquina Perforadora y accesorios	53.24
Costo de Barrenos	71.02
Costo de Explosivos	202.64
Costo de Herramientas	1.96
TOTAL	549.92

ÍNDICE DE SEGURIDAD	COSTO/G
2% índice de seguridad	10.99

8. UTILIDAD DE LA E.E.

15% (560.91)

84.13

GASTOS ADMINISTRATIVOS

a. Ingeniero Residente	1.0 x S/. 110.00 / 10 lab. =	11.00
b. Ingeniero de Seguridad	0.5 x S/. 90.00 / 10 lab. =	4.50
c. Ingeniero de Guardia	1.0 x S/. 66.00 / 10 lab.=	6.60
d. Administrador	1.0 x S/. 55.00 / 10 lab.=	5.50
e. Bodeguero	1.0 x S/. 39.18 / 10 lab.=	3.91
f. Implementos de seguridad	3.5 x S/. 3.02	= 10.57
g. Leyes Sociales	95.14%	= <u>29.98</u>
	Total	72.00

10. ALOJAMIENTO

a. Alojamiento en cuadrilla/mes	= S/. 6.20
---------------------------------	------------

TOTAL PRECIO POR. DISPARO **723.24**

PRECIO POR METRO DE AVANCE 723.24/2.90 **249.39**

4.16. ESTOCADAS

Como instrumento de exploración

- 01 Maestro Perforista
- 01 Ayudante de Perforista.
- 01 Capataz
- Perforadora jacl leg RNP

1. MANO DE OBRA

Guardia de 11 horas

OCUPACIÓN	JORNAL	GUARDIA	TAREAS	COSTO/G
01 Perforista	31.00	11 h	1.375	42.60
01 Ayudante	28.50	11 h	1.375	39.19
01 Capataz	35.00	11 h	0.137	4.81
TOTAL			2.88	86.60
Beneficios sociales al 95.14%				82.39
Asignación Familiar (*) 2.10 x S/. 46/20				4.83
			TOTAL	173.82

(*) El factor es la cantidad de personal necesario para cada labor, este se obtiene:

OCUPACIÓN	LABORES	FACTOR
01 Perforista	01	1.00
01 Ayudante	01	1.00
01 Capataz	10	0.10
	TOTAL	2.10

2. IMPLEMENTO DE SEGURIDAD

PRODUCTO	FACTOR	PRECIO (S/.)	V. ÚTIL	COSTO/G
Tapones de oídos	2.10	3.87	75.00 d	0.11
Casco minero	2.10	36.73	180.00 d	0.43
Botas de jebe	2.10	43.73	75.00 d	0.12
Guantes de cuero	2.10	8.45	30.00 d	0.59
Correa porta lámparas	2.10	10.29	150.00 d	0.14
Respirador dust foe	2.10	58.41	100.00 d	1.23
Pantalón y saco de jebe	2.10	56.48	75.00 d	1.50
Mameluco fosforescent	2.10	44.63	90.00 d	1.04
			TOTAL	5.16

3. MÁQUINAS PERFORADORAS Y ACCESORIOS

a. Costo de la perforadora US\$ 4250 x S/. 3.49 = S/. 14 832.50

Aumento del 10% para repuestos en una vida útil de 80 000 ft

Precio/ pie = 14 832.50/ 80 000

Precio/ pie = S/. 0.19

24 taladros x 6' x 1.1 x S/. 0.19 = 30.09

b. Costo de manguera de jebe de 1'

30 metros x S/. 9.01/150 d = 1.80

c. Costo de manguera de ½'

30 metros x S/. 4,56/150 d = 0.91

d. Costo de aceite

1 gl. X S/. 23.00/ 8 d = 2.88

TOTAL 35.68

4. BARRENOS Y ACCESORIOS

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	V. ÚTIL	COSTO/G
Barreno de 4'	96'	163.67	600'	26.18
Barreno de 6'	48'	184.60	600'	14.76
			TOTAL	40.94

5. COSTO DE EXPLOSIVO

MATERIAL	CANT.	PRECIO (S/.)	OBSERV.	COSTO/G
Fulminante	24	0.36		8.64
Conector	24	0.31		7.44
Dinamita de 65	24	0.59	6 cart	84.96
Dinamita de 45	00	0.51	0 cart	0
Mecha de seguridad	24	0.10	8 ft	19.20
Mecha Rápida	24	0.31	0.94 ft	6.99
			TOTAL	127.23

6. COSTOS DE HERRAMIENTAS

HERRAMIENTA	UNIDAD	PRECIO (S/.)	VIDAUTIL	COSTO/G
Lampas	1	13.34	75 d	0.17
Picos	1	34.12	100 d	0.34
Llave Stilson	1	218.00	150 d	1.45
			TOTAL	1.96

7. ÍNDICE DE SEGURIDAD

COSTOS SUB TOTALES	COSTO/G
Mano de Obra	173.82
Costo de Implementos de seguridad	5.16
Costo de Maquina Perforadora y accesorios	35.68
Costo de Barrenos	40.94
Costo de Explosivos	127.23
Costo de Herramientas	1.96
TOTAL	384.79

ÍNDICE DE SEGURIDAD	COSTO/G
2% índice de seguridad	7.69

8. UTILIDAD DE LA E.E.

$$15\% (392.48) = 58.87$$

9. GASTOS ADMINISTRATIVOS

a. Ingeniero Residente	1.0 x S/. 110.00 / 10 lab. =	11.00
b. Ingeniero de Seguridad	0.5 x S/. 90.00 / 10 lab. =	4.50
c. Ingeniero de Guardia	1.0 x S/. 66.00 / 10 lab.=	6.60
d. Administrador	1.0 x S/. 55.00 / 10 lab.=	5.50
e. Bodeguero	1.0 x S/. 39.18 / 10 lab.=	3.91
f. Implementos de seguridad	3.5 x S/. 3.02	= 10.57
g. Leyes Sociales	95.14%	= <u>29.98</u>
	Total	72.00

10. ALOJAMIENTO

a. Alojamiento en cuadrilla/mes	=	6.20
---------------------------------	---	------

TOTAL PRECIO POR. DISPARO **529.55**

AVANCE **529.55/1.45** **365. 20**

CUADRO

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN MAYO - DICIEMBRE 2004

MINA ANTATIPE

		AÑO 2004								
UNIDAD		MAY	JUN	JUL	AGO	SETP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
PRODUCCIÓN MINERAL	(tms)	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	108,000
	Ley Au (g/tms)	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	19.00	152.00
RECUPERACIÓN	(%)	94.00%	94.00%	94.00%	94.00%	94.00%	94.00%	94.00%	94.00%	752.00%
PRODUCCIÓN DE ONZAS	Oz au Recup	7,750	7,750	7,750	7,750	7,750	7,750	7,750	7,750	62,000

CUADRO

**COSTO DE ENERGÍA ELÉCTRICA PROYECTADO MAYO - DICIEMBRE 2004
MINA ANTATIPE**

AÑO 2004									
Descripción	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Promedio
Producción Mensual (tms)	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500
Energía Autogenerado (kwh)	12,000	12,000	12,000	12,000	12,000	12,000	12,000	12,000	12,000
Energía Comprada (kwh)	1,217,550	1,217,550	1,217,550	1,217,550	1,217,550	1,217,550	1,217,550	1,217,550	1,266,300
Total Energía Consumida (kwh)	1,229,550	1,229,550	1,229,550	1,229,550	1,229,550	1,229,550	1,229,550	1,229,550	1,278,300
922 Planta Termoeléctrica	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600	3,600
923 Energía de Terceros	77,000	77,000	77,000	81,000	81,000	81,000	81,000	81,000	79,500
925 Dist. Energía Alta Tensión	300	300	300	300	300	300	300	300	300
928 Depreciación	27,000	27,000	27,000	27,000	27,000	27,000	27,000	27,000	27,000
TOTAL COSTO DE ENERGÍA (USD)	107,900	107,900	107,900	111,900	111,900	111,900	111,900	111,900	110,400
Costo Unit. E. Comprada (Ctv USD/kwh)	6.34	6.34	6.34	6.26	6.26	6.26	6.26	6.26	6.29
(No incluye Depreciación)									
Costo Unit. E. Ponderado (Ctv USD/kwh)	6.58	6.58	6.58	6.49	6.49	6.49	6.49	6.49	6.52
(No incluye Depreciación)									
Relación kwh/tms	91.08	91.08	91.08	96.86	96.86	96.86	96.86	96.86	94.69
Costo Unitario (USD/tms)	7.99	7.99	7.99	8.29	8.29	8.29	8.29	8.29	8.18
(Incluye Depreciación)									
Costo Unitario (USD/tms)	5,99	5,99	5,99	6.29	6.29	6.29	6.29	6.29	6.18
(No incluye Depreciación)									

CUADRO

**COSTO DE PRODUCCIÓN PROYECTADO MAYO - DICIEMBRE 2004
MINA ANTATIPE**

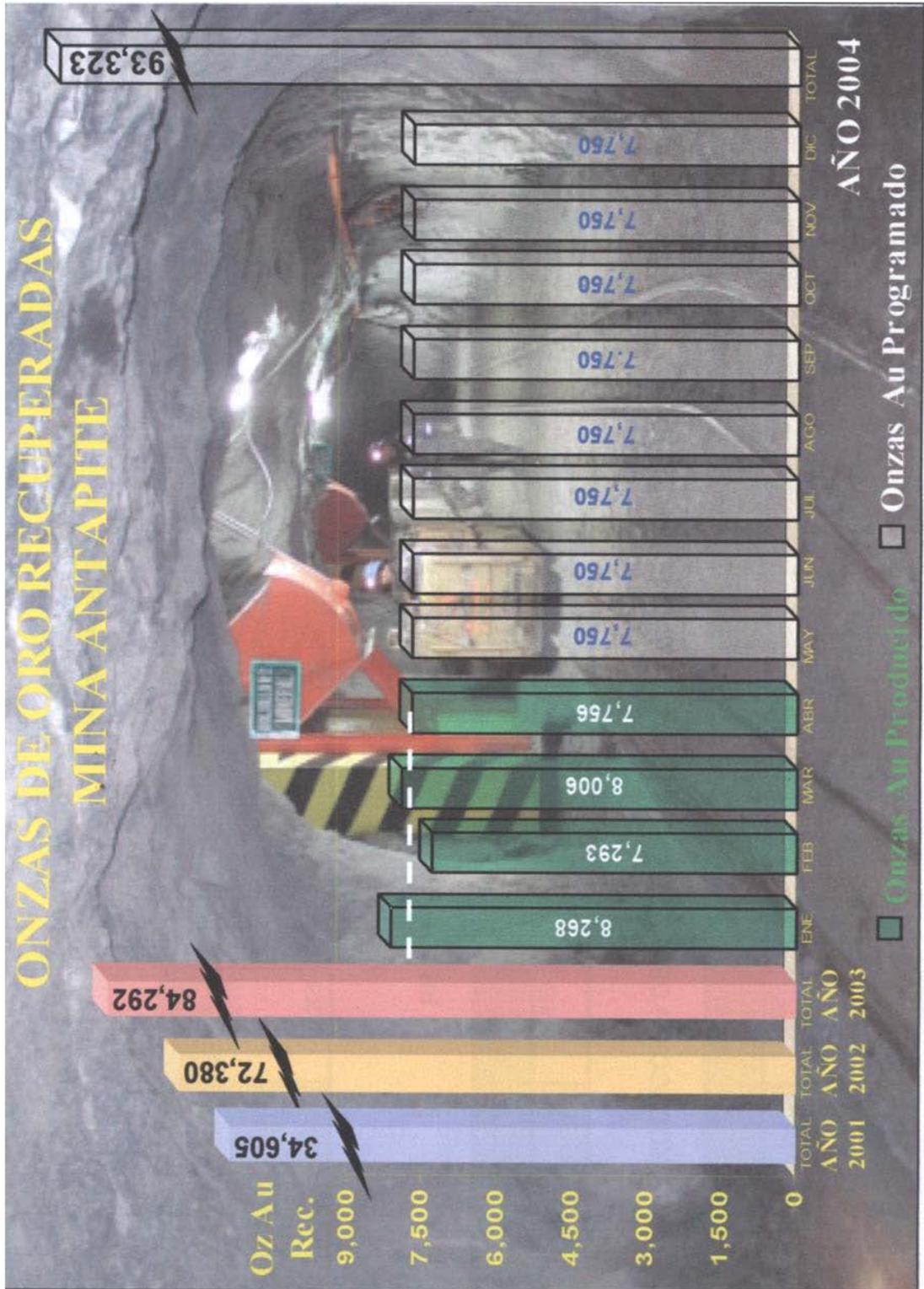
Descripción	AÑO 2004								
	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Promedio
Producción (TMS)	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500
EXPLORACIONES									
SUB TOTAL (USD)	330,000	330,000	330,000	330,000	330,000	330,000	330,000	330,000	330,000
USD/tms	24.44	24.44	24.44	24.44	24.44	24.44	24.44	24.44	24.44
OPERACIÓN MINA									
SUB TOTAL (USD)	382,000	382,000	382,000	382,000	382,000	382,000	382,000	382,000	382,000
USD/tms	28.30	28.30	28.30	28.30	28.30	28.30	28.30	28.30	28.30
PLANTA									
SUB TOTAL (USD)	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000
USD/tms	9.63	9.63	9.63	9.63	9.63	9.63	9.63	9.63	9.63
GEN Y DIST. ENERGIA									
SUB TOTAL (USD)	80,900	80,900	80,900	84,900	84,900	84,900	84,900	84,900	83,400
USD/tms	5.99	5.99	5.99	6.29	6.29	6.29	6.29	6.29	6.18
SERV. TEC. SEG - MANT									
SUB TOTAL (USD)	240,000	240,000	240,000	240,000	240,000	240,000	240,000	240,000	240,000
USD/tms	17.78	17.78	17.78	17.78	17.78	17.78	17.78	17.78	17.78
ADM. MINA									
SUB TOTAL (USD)	92,600	92,600	92,600	88,600	88,600	88,600	88,600	88,600	90,100
USD/tms	6.86	6.86	6.86	6.56	6.56	6.56	6.56	6.56	6.67
TOTAL COSTO DE PROD. (USD)	1,255,500	1,255,500	1,255,500	1,255,500	1,255,500	1,255,500	1,255,500	1,255,500	1,255,500
(Sin Deprec. y Amortización) USD/tms	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00	93.00

CUADRO

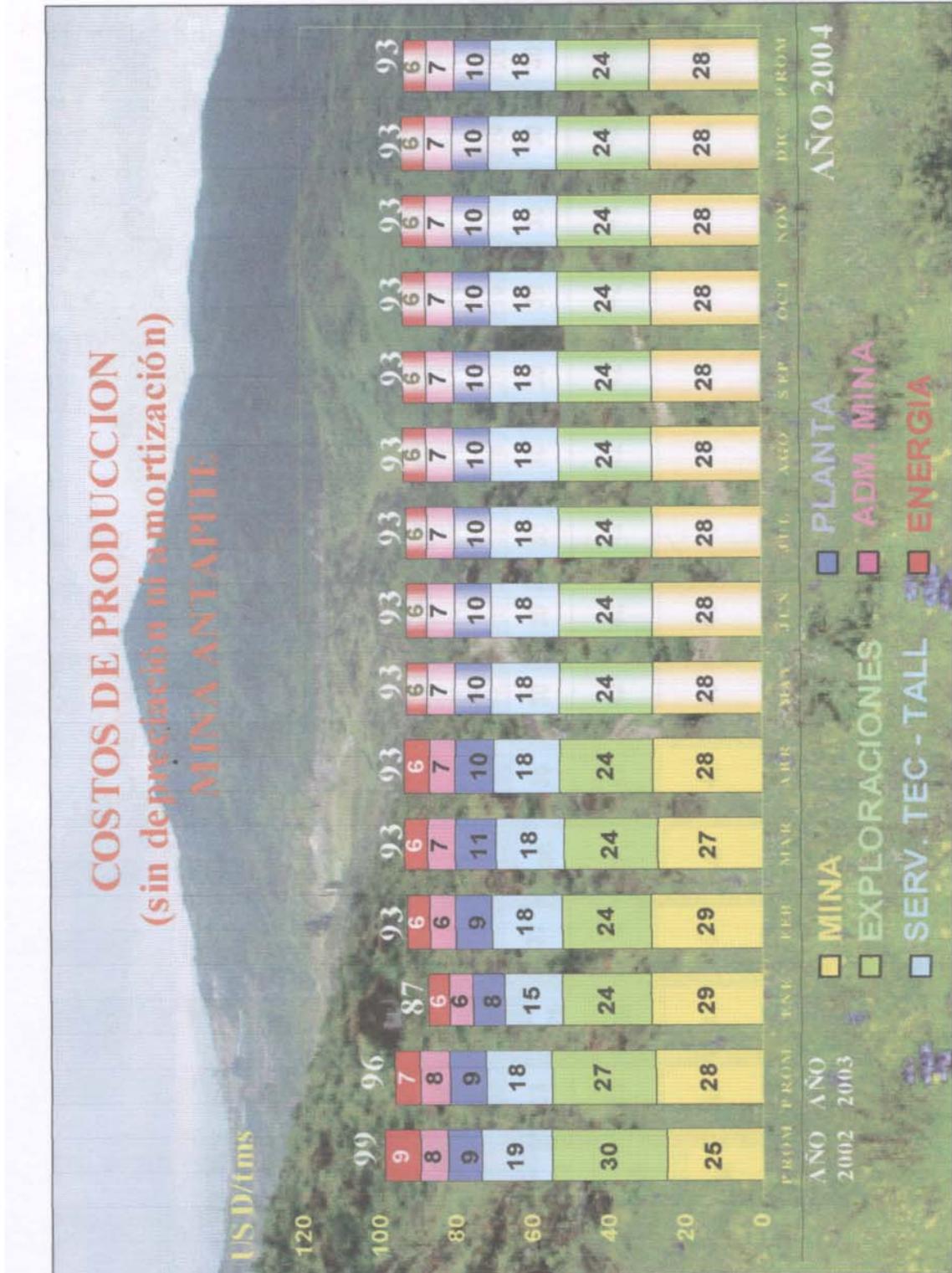
CASH COST PROYECTADO MAYO - DICIEMBRE 2004
MINA ANTATIPE

AÑO 2004										
Descripción	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Promedio	
	\$OzAu	USD	\$OzAu							
COSTO DE OPERACIÓN	202.65	1,570,500	202.65							
Contribución de sub productos	-4.72	-4.72	-4.72	-4.72	-4.72	-4.72	-4.72	-4.72	-36,600	-4.72
Gastos de Ventas	1.72	1.72	1.72	1.72	1.72	1.72	1.72	1.72	13,350	1.72
Maquila y Penalidades										
COSTO DE OPERAC Y VENTAS	199.65	1,547,250	199.65							
- Depreciación y Amortización	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	315,000	40.65
CASH COST	159.00	1,232,250	159.00							
Gastos Administrativos	4.52	4.52	4.52	4.52	4.52	4.52	4.52	4.52	35,000	4.52
Gastos Financieros	9.03	9.03	9.03	9.03	9.03	9.03	9.03	9.03	70,000	9.03
SUB TOTAL	172.55	172.55	172.55	172.55	172.55	172.55	172.55	172.55	1,337,250	172.55
Regalías	26.45	26.45	26.45	26.45	26.45	26.45	26.45	26.45	205,000	26.45
TOTAL EFECTIVO	199.00	1,542,250	199.00							
Depreciación y Amortización	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	40.65	315,000	40.65
COSTO TOTAL	239.65	1,857,250	239.65							
Onzas de Au Producidas	7,750	7,750								

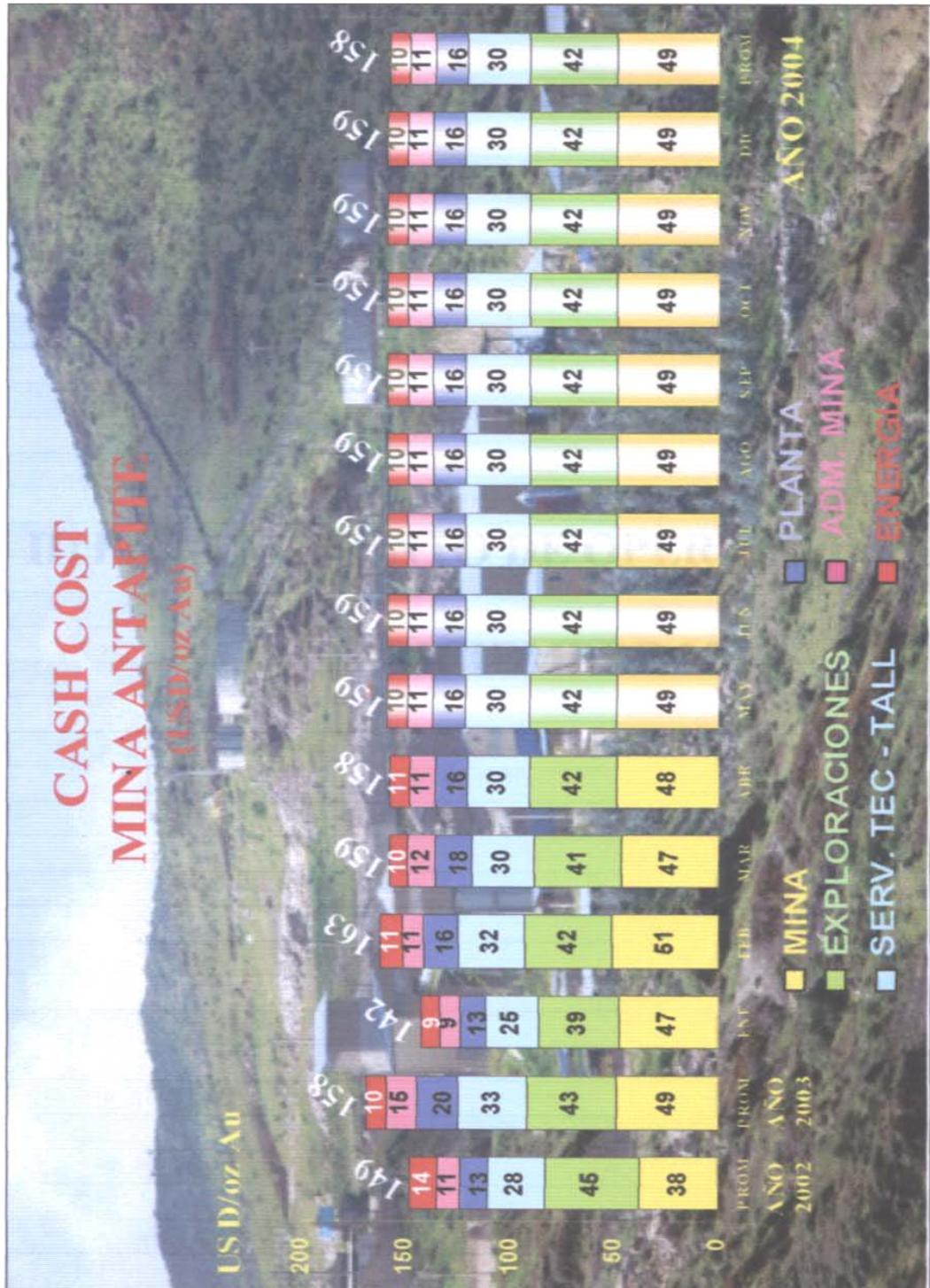
GRÁFICA Nº 01



GRÁFICA Nº 02



GRÁFICA Nº 03



CAPITULO V

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EN TAJEOS Y SU INCIDENCIA EN LOS PARAMETROS DE PRODUCCION-PERFORMANCE

5.1. GENERALIDADES.

En toda producción moderna a nivel mundial, la mejora continua es la base al buen desarrollo protegiendo a las personas que laboran en las mismas y su ambiente de trabajo. Toda empresa actualmente para que su producto sea reconocido, debe contar con un sistema o política de gestión ambiental, solo de esta forma podrán comercializar con sus productos.

En minería metálica el producto que se extrae en ANTAPITE es del orden del ORO y la PLATA, productos de mucha demanda mundial en especial el oro, base de muchas economías mundiales. Para poder extraer este mineral es necesario arrancarlo de la tierra actividad muy peligrosa considerando que esta es minería subterránea y sobre nuestras cabezas existen miles de toneladas de rocas (extrusivas e intrusitas) que por la simple ley de gravedad tienden a venirse abajo, lo que ocasiona un riesgo para los obreros que laboran. Es por eso que un adecuado método de explotación de tajeos, donde el riesgo a un desprendimiento de roca sea minimizado al máximo, en

esta designación es donde los Ingenieros encargados de la explotación ponen a disposición sus conocimientos y experiencia para la elaboración de un método adecuado para explotar los tajeos

El método que se eligió para explotación de la mina fue de Corte y Relleno Ascendente-Convencional por las situaciones descritas en Capitulo III, pero para la extracción del mineral hay que acomodarles algunos sub métodos necesarios para la extracción. Es en este capitulo donde nos dedicaremos a este tema y sus incidencias económicas.

5.2. CONSIDERACIÓN PARA LA EXPLOTACIÓN DE TAJEOS

Considerado que para determinar el método de explotar vetas se debe considerar varios parámetros que nos darán la visión del método a usar.

Para esto se considera lo siguiente:

- Calidad geomecánica de vetas y las cajas.
- Potencia horizontal de veta.
- Ancho de trabajo del equipo de limpieza.
- Ancho mínimo de minado.

5.3. MÉTODOS UTILIZADOS EN LA MINA ANTAPITE

Como mencionado anteriormente el método que se utiliza hasta la actualidad es del método de corte y relleno ascendente con relleno del desmonte que se arranca de las labores de exploración.

Los sub métodos que se utiliza en ANTAPITE son:

- Circados
- Método de realce (vertical).
- Método de breasting (horizontal).

5.4. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO

5.4.1. CIRCADO. Este método tiene la particularidad de ser muy selectivo para los casos de vetas muy angostas e irregulares en potencia y mineralización. Los disparos del corte se realizan con taladros verticales u horizontales dependiendo de la calidad de las cajas básicamente; este método consiste básicamente en disparar solamente veta y luego de limpiar el mineral roto se procede a disparar el material estéril, de esta manera se procede para terminar rellenando con material estéril y así formar el piso para el otro corte.

5.4.2. REALCE. Este método consiste en levantar un corte total a toda la ala del taje como una rebanada horizontal, empleando para esto una perforación vertical con un ligero ángulo para una adecuada salida del mineral al momento del disparo, luego seguimos con su limpieza con rastrillos (winche eléctrico), terminado se procede a rellenar para dar

altura de perforación. La particularidad de este método es que necesita tener las cajas competentes.

5.4.3. BREASTING. Este método consiste en hacer cortes continuos en el tajeo como si fuera una rebanada vertical, esta sería una perforación horizontal debido a la calidad de las cajas que no tienen un buen comportamiento cuando hay espacios vacíos, este método es de limpieza i corte por guardia utilizando cuadros de madera a una distancia de un metro.

De los tres métodos mencionados, profundizaremos más los dos últimos por ser los mas utilizados.

5.5. VARIANTES EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

En la mina ANTAPITE para lograr una mejor producción y eficiencia se realiza evaluaciones permanentes de la calidad de las vetas y las cajas esto se hace con la finalidad de pasar de un método a otro; por ejemplo si estamos trabajando con corte y relleno breasting se puede pasar al método de realce por la competitividad de las cajas que permite utilizar este método. Todo esto dependiendo de las leyes y el comportamiento de las cajas.

5.6. CONTROL DE DILUCIÓN

En la mina ANTAPITE el control de la dilución es uno de los factores mas importantes tratándose de nuestro yacimiento, es así que la dilución se produce por varios factores:

- **SOBRE ROTURA**
 - por sobre perforación
 - exceso de explosivo.

- **CONDICIÓN GEOMECÁNICA**
 - por fracturación de las cajas.

- **MECÁNICA DE LAS CAJAS**
 - por roca alterada
 - caballo de desmonte
 - rumbo y buzamiento de las fisuras
 - filtración de aguas subterráneas

La sobre perforación o picada de las cajas se produce generalmente en vetas sinuosas e irregulares en potencia y mineralización, este factor se puede controlar mediante entrenamiento e instrucción al perforista quien observando el detritus de perforación se pueden detener las mismas cuando los taladros corten estéril.

También sabemos que una cantidad excesiva de explosivo dañara las cajas y generara efectos colaterales como sobre fracturamiento y sostenimiento adicional; para esto se debe tener en cuenta la voladura controlada.

Un típico caso de dilución por condición geomecánica es el deslizamiento de cuñas de las cajas.

5.7. CÁLCULO DE LA LEY PROMEDIO

La ley promedio se obtiene así:

$$\text{Ley promedio} = \frac{\sum (\text{long.} \times \text{potencia} \times \text{ley})}{(\text{long.} \times \text{pot.})}$$

5.8. FACTOR DE CORRECCIÓN

Para el caso de leyes se ha hecho la comparación estadística de media y desviación estándar de la población de muestras, reemplazándose los valores realmente erráticos.

5.9. CÁLCULO DE LA LEY DILUIDA

La ley diluida es muy importante cuando tenemos vetas con cajas alteradas mineralizadas o también vetas bien definidas pero con caballos de desmonte.

$$\text{Ley diluida} = \frac{AV}{AL} \times \text{ley}$$

Donde:

AV = ancho de veta

AL = ancho de la labor

Ley = ley de la veta

5.10. CÁLCULO DE PORCENTAJE DE DILUCIÓN

El porcentaje o factor de dilución en la mina ANTAPITE se calcula de siguiente manera:

$$\% \text{ de dilución} = \frac{(1-AV)}{AL} \times 100$$

Donde:

AV = ancho de veta

AL = ancho de la labor

Se debe mencionar que para vetas angostas se debe considerar un ancho de minado de 0.70 m. para poder trabajar sin tanta incomodidad.

CUADRO DE RESUMEN DE OPERACIONES DE ANTAPITE

MES DE JULIO 2004

ITEM	UNIDAD	CANTIDAD
Cabeza tratada	TCS	13,950.00
Ley Au	Oz/TCS	0.51
Ley Ag	Oz/TCS	1.15
Recuperación Au	%	98.70
Recuperación Ag	%	65.40
Onzas Au	Onzas	7,022.01
Onzas Ag	Onzas	10,491.80
Avance en exploraciones	m.	916.00
avance por operación	m.	380.00
Perforación diamantina	m.	859.00

CUADRO DE LEYES EN VETA ZORRO ROJO

NOVIEMBRE 2004

				POT.	LEYES DE MUESTREO		ANCHO	LEYES DILUIDAS	
NIVEL	VETA	LABOR	LONG. (m)	(m)	gr Au/T	gr Ag/T	(m)	gr Au/t	gr Ag/t
3190	Z. Rojo	S/N 220	8.1	0.85	12.534	31	0.85	12.53	31.00
3190	Z. Rojo	TJ 270 NW	7.8	0.85	25.767	35.89	1.05	20.86	29.05
3190	Z. Rojo	TJ 320 NW	14.3	0.45	22.434	25.76	1.4	7.21	8.28
3190	Z. Rojo	TJ 320 SE	14.9	0.45	3.43	9.6	0.7	2.21	6.17
3190	Z. Rojo	TJ 370 NW	3.4	1.3	128.66	76.9	1.3	128.66	76.90
3190	Z. Rojo	S/N 388 SE	11.7	0.85	49.6	34.65	0.85	49.60	34.65
3190	Z. Rojo	S/N 388 NW	18.8	0.8	4.66	5.89	0.85	4.39	5.54
3190	Z. Rojo	GAL 431 NW	30.2	1.05	2.5	3.8	2.2	1.19	1.81
3190	Z. Rojo	TJ 390 SE	4.2	1.05	11.4	15.9	1.45	8.26	11.51
3190	Z. Rojo	TJ 440 SE	4	0.9	4.6	5.9	1.05	3.94	5.06
3190	Z. Rojo	GAL444 NW	30	0.8	2.2	1.9	0.8	2.20	1.90

5.11. MÉTODO DE EXTRACCION REALCE

El método de extracción por realce como ya mencionado anteriormente este debe contar con ciertos parámetros:

- Tener buen desempeño las cajas adyacentes ala veta
- Contar con una altura adecuada para la barrenación
- De preferencia utilizar maquinas stoper

Este método al igual que otros tiene sus ventajas y desventajas que la acompañan entre las cuales las describimos a continuación:

VENTAJAS

- Al dispararse toda el ala, se tiene suficiente cantidad de mineral el cual nos da holgura para preparar la otra ala.
- Se realiza mayor cantidad de cortes de mineral por mes por tanto la producción será mayor.
- La cara frontal permite una perforación selectiva donde los materiales de baja ley pueden ser dejados como relleno en el tajo.
- Cuando se realiza arranque en la mitad del ala, se asegura el disparo de toda el ala teniendo en consideración que la perforación es en retirada y en sentido contrario a partir del arranque.
- Se puede seguir perforando sobre el mineral una determinada cantidad de veces para luego al ir limpiando el mineral progresivamente se puede colocar puntales de seguridad sistemáticamente.

DESVENTAJAS

- En la perforación vertical, la maquina perforadora se deteriora con mayor rapidez porque los detritus mezclados con el agua bajan directamente hacia el equipo y entran a esta por las aberturas que tiene.
- No hay un buen control del techo.
- El perforista y el ayudante corren mas riesgo al estar mas expuestos a la caída de rocas.
- La salud de ellos es mala por el frecuente cantidad de agua que cae al perforar sobre sus cuerpos.
- Si no tiene buena altura de perforación la perforación es deficiente.
- La demora del relleno para la altura de perforación, retrasa la operación.
- Los puntales de seguridad dificultan la maniobrabilidad de la maquina perforadora.

5.12. BARRENACION DEL TAJEO

La barrenación se realiza hacia la corona con taladro inclinados de 75° a 70° y con el; objeto de mantener un techo paralelo, la uniformidad de la profundidad de los taladros de esta manera se lleva para conservar de igual forma el piso de perforación.

El equipo a utilizar para este tipo de perforación de preferencia son las maquinas Stoper CANUN

5.13. TRAZOS DE MALLA DE PERFORACIÓN

El arranque de mineral o desmonte por medio de la voladura , requiere de huecos de perforación bien distribuidos, entonces no solo es necesario entender lo que sucede durante el proceso de la voladura sino que lo mas importante es la determinación del control de los efectos de la voladura, para luego adaptarse a los requerimientos de una operación dada.

En lo que concierne al tipo de malla que utilizamos en realce es mas conocido como pata de pajarito de acuerdo a pruebas hechas y cálculos teóricos. Se llego ala conclusión que el Burden de la malla es de 0.30 m. x 0.30 m.

5.14. ESTÁNDARES DE PRODUCCIÓN EN TAJEO POR REALCE

En la producción de toda actividad minera y/o industrial la estandarización de su producción es muy necesaria.

Para un cuadro comparativo tomaremos los datos obtenidos en tajo 270 NW.

PRODUCCIÓN

<i>ITEMS</i>	<i>ACTIVIDAD</i>	<i>TIEMPOS</i>	
		<i>MINUTOS</i>	<i>HORAS</i>
1	Ingreso a a labor en el Nv. 190	20	0.33
2	Chequeo de labor	10	0.17
3	Plan de trabajo y llenado de check list	15	0.25
4	Desate y regado de carga	20	0.33
5	Sostenimiento	150	2.50
6	Colocado de puntal para seguridad	30	0.50
7	Instalación de winche de arrastre	30	0.50
8	Limpieza del mineral	240	4.00
9	Trabajos de transporte y carguio de explosivo	60	1.00
10	Trabajos complementarios		
TIEMPO EFECTIVO TOTAL		535	8.91

CAPÍTULO VI

SERVICIOS AUXILIARES

6.1. GENERALIDADES.

En el caso de servicios auxiliares es muy importante ver el aspecto del ambiente en el cual laboraran los trabajadores principalmente el referente a la ventilación; porque los periodos de reingreso después de haber realizado una voladura son relativamente cortos, por esta razón la fuerza laboral que se emplea en el frente de disparo requiere de una cantidad determinada de aire para poder realizar sus actividades con normalidad.

6.2 ASPECTOS DE VENTILACIÓN Y DRENAJE.

Cuando al área del frente es mayor y profundo requiere gran volumen de aire para cumplir con el reglamento de seguridad e higiene minera, a fin de lograr este objetivo será necesario garantizar una dotación de aire fresco y limpio tanto en el frente de trabajo como en la galería de acceso.

El método más común para cumplir estas funciones es hacer circular aire limpio en forma continúa a través de las labores y regresar el aire

contaminado a la superficie una vez que se haya logrado el objetivo deseado.

El agua será evacuada por vía cuneta en donde esta ubicado al lado derecho de la galería y será utilizado también para regado del desmonte después de disparo con la finalidad que no produzca polvo en el frente y en toda el labor de la galería que se desarrolla.

6.2.1. VENTILACIÓN NATURAL.

La energía que pone en movimiento al aire, es la gradiente térmica que existe entre distintos puntos de circuito de ventilación cuya existencia se puede comprobar fácilmente midiendo la temperatura en diferentes lugares de la galería y observando que el aire fluye en áreas donde la temperatura es mayor (donde hay mayor energía térmica) hacia las áreas de menor temperatura el fenómeno es similar al que ocurre en una chimenea en la que el aire caliente desplaza al aire frío que se encuentra por encima de este límite.

6.2.2. VENTILACIÓN MECÁNICA.

La ventilación mecánica es aquella donde utiliza los ventiladores que son capaces de crear diferencias de presión en la carga y descarga.

Independientemente del tipo de ventilador sus características principales son presión total del ventilador, siendo la diferencia

algebraica que existe entre la presión total media a la salida del ventilador y presión total media a la entrada del mismo.

6.3. TIPOS DE VENTILADORES.

Los ventiladores empleados por la industria minera son de dos tipos como son los centrífugos y axiales:

6.3.1. VENTILADORES CENTRÍFUGOS.- Es una turbo maquina de flujo radial en la que el aire ingresa a un impulsor provisto de aletas y es descargado radialmente a una carcasa en forma de balota (forma de caracol).

6.3.2. VENTILADORES AXIALES.- El aire ingresa a lo largo del eje del rotor y luego de pasar a través de las aletas del impulsor o aletas es cargado en dirección axial.

6.4. ASPECTOS DE SEGURIDAD.

Prioritariamente se toman las siguientes medidas como son:

6.4.1. VENTILACIÓN EN LOS ÁREAS DE TRABAJO.

Facilitar a los trabajadores el aire necesario para la respiración así como diluir los gases tóxicos e inflamables, hasta hacerlos inofensivos, removerlos y rebajar la temperatura de la corriente de aire para garantizar a los equipos mineros, condiciones técnicas y económicamente favorables para el proyecto.

6.4.2. EFECTOS DEL POLVO EN LA GALERÍA.

El polvo de la galería habitualmente esta formado por varios componentes, con existencia de determinados porcentajes de sílice, la aspiración de esta mezcla pulvigena produce la neumoconiosis de los polvos mixtos a la que impropriadamente se denomina silicosis aunque se diferencia de esta por ser menos agresivo, a medida que los porcentajes de sílice aumentan, la neumoconiosis de los polvos mixtos se asemejará a las silicosis.

El volumen de aire necesario de ventilación auxiliar en galerías ciegas, sea soplante aspirante debe proporcionar como mínimo una velocidad constante a lo largo de la galería de 0.25 m/s. para conseguir una adecuada dispersión de las partículas pulvigenas.

6.4.3. AIRE ATMOSFÉRICO EN LA GALERÍA PRINCIPAL.

El aire fresco que se introduce al interior de la galería se compone de:

- 20.94 % en volumen de oxígeno (O₂).
- 78.09 % en volumen de nitrógeno (N₂).
- 0.93 % en volumen de gases nobles (sobre todo argón)
- 0.04 % en volumen de dióxido de carbono (CO₂).

En 1.00 metro cúbico de aire seco a 0°C y 760mm de columna de mercurio pesa 1,293Kg. En el camino a través de la mina en general la composición del aire se modifica poco por proceso de oxidación se

reduce la proporción de oxígeno del aire a un 20 % en volumen aproximadamente y la proporción de dióxido de carbono aumenta.

a) Óxidos de Nitrógeno.

Principalmente se encuentra después de los disparos de la voladura, son el óxido nítrico (NO) y el óxido nítrico (NO₂).

Estos gases son tóxicos, de olor irritante y sabor amargo, son incoloros en pequeñas concentraciones. El NO es un gas inestable, se oxida con el oxígeno del aire y pasa a NO₂ este último toma un color pardo rojizo en altas concentraciones la gravedad específica del NO es de 1,036 y del NO₂ 1.589, el NO₂ se disuelve activamente en el agua.

b) Efectos sobre el Organismo Humano.

Los gases nitrosos son muy peligrosos para la vida una concentración de solo 0.02 % produce envenenamiento y puede provocar la muerte, con la humedad de los pulmones forma los ácidos nítricos y nítrico los corroe la vía respiratorias también ataca las mucosas de los ojos.

Tiene una particularidad muy engañosa y es que sus efectos de intoxicación aparecen después de cierto tiempo, un trabajador que ha respirado por algún tiempo una atmósfera

contaminada con gases nitrosos puede regresar a su casa sin molestias, comer esa tarde, pero morir después de 20 a 30 horas por edema pulmonar y ahogado por el líquido generado en sus pulmones. La concentración máxima admisible según el reglamento de bienestar y higiene minera es de 0.0305 %.

Los efectos tóxicos de los gases nitrosos sobre el organismo humano, según el porcentaje de NO₂ en el aire son los siguientes:

% de NO₂	EFFECTOS
De 0.001 a 0.004	Tóxicos bajo una exposición prolongada.
Con 0.0062	Inmediato irritación de la garganta.
Con 0.01	Causa tos intensa, bronquitis aguda.
De 0.01 a 0.015	Peligroso bajo una exposición de 0.5 a 1 hora.
De 0.02 a 0.7	Fatal bajo una exposición muy corta.

6.4.4.EQUIPOS DE PROTECCIÓN RESPIRATORIA.

Este equipo se usan para proteger a los trabajadores de los contaminantes suspendido en el aire y que pueden entrar a los pulmones, alojándose allí o pasando a la sangre, esta protección nunca deberá reemplazar a los sistemas de control existente para

eliminar los riesgos y se usara cuando no es posible la eliminación de contaminantes por cualquier método sea por aislamiento, modificación de procesos o captación en lugar de producción.

Así ya que se trata de equipos que se deberán usar obligatoriamente para la ejecución del presente proyecto también se llega el adecuado a las necesidades y usar el filtro mas conveniente al contaminante de igual manera, del tipo de trabajo que debe realizarse dependerá de la adopción de una mascara, un respirador con suministro de aire o un equipo autónomo donde se recibirán las charlas ocupacionales como quincenalmente y se les solicitaran a las instituciones como Essalud, Universidad para llegar a la optimas condiciones en seguridad humana.

CAPITULO VII

APLICACION DE ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

7.1 PRESENTACION

Cerca del 40% de los accidentes fatales en las minas peruanas son originadas por el desprendimiento de rocas, porcentaje extremadamente elevado, es aquí donde interviene la Geomecánica.

Dadas las innovaciones en geomecánica de los soportes, en las minas del mundo se han reducido al mínimo los accidentes por caída de rocas. En nuestro país la gran minería aplica esta tecnología, dando lugar a índices más bajos de frecuencia y severidad de accidentes que cualquiera de los otros estratos de mediana y pequeña minería.

Lo más resaltante de la geomecánica es acercarse al objetivo cero, lo cual redundaría en el costo de operación.

7.2 CONCEPTOS BÁSICOS DE GEOLOGÍA Y GEOMECÁNICA

7.2.1. GEOLOGÍA

Es la ciencia que estudia la formación de la tierra y todos los procesos que se presentan en ella.

a) **Fallas.** Son superficies de fracturas a lo largo de las cuales han ocurrido movimientos de las rocas ubicadas a ambos lados de estas, las fuerzas que actúan en una falla son:

- gravedad
- tracción
- compresión
- cizalla o corte

En las rocas volcánicas la identificación de las fallas es mas difícil a diferencia de las rocas sedimentarias y metamórficas, su reconocimiento solo es posible observando detenidamente los espejos de falla o planos de fricción, o cuando existen vetas, o filones que señalan su desplazamiento a través del plano de falla.

b) **Plano de falla** Es el plano sobre el cual se ha desplazado uno de los bloques.

c) **Espejo de falla.** Cuando el plano de falla se observa claramente.

d) **Caja techo.** Se denomina así al bloque que este por encima del plano de falla.

e) **Caja piso.** Es el bloque de roca ubicada por debajo del plano de falla.

7.2.2. GEOMECÁNICA

Es el estudio de las propiedades mecánicas de las masas de rocas. Comprende la determinación de las propiedades físicas tales como la resistencia a la compresión, la resistencia a la flexión, a la cizalla, el modulo de elasticidad, etc.

También es significativa la correlación de estas propiedades con otras propias de los minerales constituyentes de las rocas.

7.3 SOSTENIMIENTO SEGÚN EL TIPO DE TERRENO

7.3.1 TERRENO COMPACTO

No requiere sostenimiento sino la formación de una buena bóveda autosostenida y pernos puntuales.

7.3.2 TERRENO FRACTURADO

Exige sólo un sostenimiento ligero, esta clase de terreno es más resistente en dirección perpendicular a las rajaduras o planos de discontinuidad que en dirección paralela a los mismos. Las presiones del techo, exclusivamente se caracterizan a las labores desarrolladas, esta clase de terreno requiere de sostenimiento con pernos “split-set” con malla electro soldada.

7.3.3 TERRENO MOLIDO

Requiere sostenimiento con madera (cuadro), tales terrenos se reforman fácilmente bajo la presión y tienden a compensarla y rellenada los vacíos en él. Este tipo de terreno soporta fuertes presiones del techo, de los hastiales y el piso de la labor.

7.4 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LOS MACIZOS ROCOSOS

Los dos sistemas mas conocidos para la clasificación de rocas son Bieniawski **RMR** (Rock mass rating = clasificación de la masa rocosa)(1973) y Barton **Q** (1974).Sus desarrollos representaron una gran contribución al tema de la clasificacion de los macizos rocosos.

7.4.1 PARAMETROS UTILIZADOS PARA LOS DOS SISTEMAS

- Dureza de la roca.
- RQD (Rock Quality Designation).
- Frecuencia y alteración de las rocas.
- Fuerza en la masa rocosa in situ
- Filtraciones de agua.

7.4.2 ESTIMACIÓN DE CAMPO DE LA RESISTENCIA IN SITU

GRADO	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACION DE CAMPO	Mpa
R1	Roca muy dura	Se requiere varios golpes con el martillo de el geólogo para romper la muestra	100 – 250
R2	Roca dura	Se requiere mas de u n golpe con el martillo	50 – 100
R3	Roca medianamente dura	No se puede desconchar o rayar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme del martillo de geólogo	25 - 50
R4	Roca débil	Puede desconcharse con dificultad con la navaja.	5.0 – 25
R5	Roca muy débil	Desmenuzable, bajo golpes firmes con la punta del martillo del geólogo puede desconcharse con una navaja fácilmente	1.0 – 5.0

7.5 CLASES DE SOPORTE

7.5.1 SOPORTES PERMANENTES

Se utilizará en labores como, ventanas y/o cruceros, galerías, chimeneas de ventilación, subestaciones eléctricas, complejos de bombeo principales, etc. El sostenimiento esta conformado por:

- Cuadros de Madera.
- Pernos con malla electro soldada.

7.5.2 SOPORTES TEMPORALES

Se utilizan en labores como tajeos, sub-niveles, estocadas.

El soporte esta conformado por pernos, pernos con malla, cuadros de madera, puntales de seguridad, entre otros.

7.6 TIPOS DE SOPORTE

7.6.1 PERNOS DE ANCLAJE PARA ROCA

Las características del anclaje dependen de los siguientes factores principales:

- Condiciones físico–mecánicas de la roca en la zona de acuífero y de apoyo.
- Tipos de dispositivo de anclaje y valor de sus distintos parámetros.
- Formas y medias del elemento de apoyo (platinas).
- Funciones elásticas y resistentes de la barra del perno.

Actualmente en la unidad se utilizan un tipos de perno de anclaje para roca, el “split–set”, son de fricción en los cuales trabaja la resistencia a las cargas de tensionamiento que es por fuerzas friccionantes al contacto entre la roca y el perno.

7.6.2 ELEMENTOS DEL PERNO

Todos los pernos constan de los siguientes elementos el tubo de acero y platina metálica. En el cuadro se muestran los datos técnicos del perno utilizado.

DATOS TÉCNICOS IMPORTANTES

Características	Split-set
Tipos de acero	
Diámetro (mm)	38,00
Grosor diámetro original (mm.)	39 × 2
Diámetro de taladro (mm.)	34 – 37
Diámetro optimo de taladro (mm.)	33 – 36
Rendimiento de acero (TM)	9
Máxima carga de acero (TM)	11
Máximo deformación axial	15

El diámetro, dirección, longitud de las perforaciones para los empernados, el método de perforación y limpieza, etc., deberán ser adecuados para asegurar la correcta posición y anclaje de los pernos.

Los pernos “split-set” se instalarán con sus respectivas platinas metálicas y en buen estado, previa inspección pudiendo agregarse las plantillas de madera cuando el sostenimiento lo requiera o lo indique el supervisor el cual ira en contacto con la roca a soportar en toda la superficie.

El refuerzo usando pernos para roca será instalado según indicaciones del supervisor para cumplir con las condiciones que se encuentran en la zona, tales modificaciones podrán incluir el sitio de colocación, distancias longitudinales y transversales de pernos, y variaciones en sus accesorios.

7.6.3 PERNOS SPLIT-SET

Es un tubo partido de 1 1/2" (38 mm) con ranura de 1/2" en toda su longitud. En un lado el perno lleva un anillo soldado cuya finalidad es sujetar la platina metálica contra la roca.

PROCEDIMIENTO DE INSTALACIÓN

- Se debe realizar la perforación del taladro con el barreno de diámetro adecuado, siendo importante esto, pues en la mayoría de los fracasos los taladros perforados quedan demasiado pequeños o amplios.

ACCIONES CORRECTIVAS

- La perforación debe tener como objetivo, atravesar los estratos.
- Idealmente, la longitud de perforación debe ejecutarse perpendicular a los estratos, horizontales y verticales.
- No debe perforarse en forma paralela a los estratos.

7.6.4 SOPORTE CON MALLA ELECTRO SOLDADA

La malla se utilizará donde sea necesario para evitar la caída de los trozos pequeños de roca del techo de la labor o donde puede ocurrir desintegración de la superficie de la roca.

La roca se reforzará con una malla de acero protectora con alambre Nº 12, que tenga un ancho de malla de 7,5 cm. La malla será fijada en la roca mediante pernos y se colocará un perno por cada 1,5 m² de malla.

7.6.4.1 INSTALACIÓN DE LA MALLA DE REFUERZO

- En las labores temporales la sujeción se realiza con la instalación de pernos pueden “split-set” en cuadrículas, cuya densidad estará en función del grado de debilidad de la zona a reforzar.
- En las labores permanentes la sujeción se realizará con pernos de anclaje en cuadrículas de 1,0 a 1,2 m de espaciamiento.

7.6.4.2 PROCEDIMIENTOS DE INSTALACIÓN

- Se marcará la ubicación de los pernos a instalar.
- Perforar taladros para la instalación de los pernos.
- La instalación de la malla se iniciará preferentemente desde el límite inferior de la zona a reforzar, y con la orientación de la extensión más larga de la malla en dirección de la zona a enmallar.
- Luego se instalarán los pernos en los taladros para posteriormente con la siguiente fila de pernos hacia arriba.
- La instalación se continuará ordenadamente de un lado hacia el otro.

7.6.5 SOPORTE CON MADERA (CUADROS Y CRIBING)

a. Sostenimiento en labores horizontales

El sostenimiento en las labores horizontales se realiza principalmente de acuerdo las secciones de labores:

En secciones de 8'x 8' y 7'x 8' se emplean principalmente:

1. Cuadros de madera,
2. Cuadros de madera reforzados
3. Cuadro cojo,

Los elementos auxiliares de sostenimiento (con cuadros de madera) son:

1. Bloques o “blocks”
2. Cuñas.
3. Encribado o “emparrillados”.
4. Enrajados y entablados
5. Longarina.

b. Sostenimiento en labores verticales

En este tipo de labores se utiliza el tipo de sostenimiento con “cribing”, y al igual que las labores horizontales, se viene establecer una clasificación según los elementos de sostenimiento empleados de acuerdo al terreno y se considerando los siguientes tipos:

1. Puntales (cuando el terreno es competente, se ejecuta fuera de la estructura o veta)
2. Cuadro de madera (en caso especiales)
3. “Cribing” (cuando el terreno es malo, es ejecutado dentro de estructura.

c) Característica de los puntales

Son los elementos más simples y de uso más frecuente en el sostenimiento de labores horizontales, verticales y inclinadas, lográndose reducir las condiciones inseguras y minimizar costos.

Generalmente se emplean puntales de:

- 4"× 6"× 10' para rajado, encostillado y encribado.
- 6'× 8'× 10' para el sostenimiento de chimeneas ("cribing").
- 8'× 10'× 10' para cuadros de madera.

d) Características de la madera

El eucalipto es la madera más utilizada en las minas.

En las condiciones normales de temperatura y humedad relativa (20°C y 80% de humedad relativa), el contenido de agua es aproximadamente del 20% , se considera madera seca aquella que tiene menos de 20% de agua y madera húmeda aquella que tiene más de lo indicado.

Las propiedades físicas son las siguientes:

- Contenido de humedad verde o saturado : 11,10 %
- Contenido de humedad seca al aire : 12,00 %
- Densidad verde (m³/cm³) : 1,66
- Densidad seca al aire (g./cm³) : 0,73
- Densidad básica (g./cm³) : 0,65

DATOS GEOMECANICOS DEL TERRENO

TIPO DE ROCA						FRECUENCIA FRACTURA N° Fract. / ml.	GSI
A	%	B	%				
volc. muy alterada	90	veta	10			14	MF/M
TIPO ESTRUC.	ORIENTACION			ESPACIAMIENTO (metros)	RELLENO		COMENTARIOS
	RUMBO, AZIMUT	BUZAMIENTO	DIR. BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR	
F	N83°W	77°SW	N187°	-	Arg., Cac	5 mm	H.I. 1
D	N54°W	80°SW	N216°	0.06 - 0.2	cac.	< 0.1 mm	H.I. 7
D	N14°E	81°NW	N284°	0.06 - 0.2	cac.	< 0.1 mm	H.I. 6
D	N39°W	86°SE	N129°	0.06 - 0.2	cac.	< 0.1 mm	H.I. 4
D	N32°W	30°NE	N58°	0.06 - 0.2	cac.	< 0.1 mm	H.I. 4

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

PARAMETRO		RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO							VALORAC.		
RESIST. COMPRE. UNIAXIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	x	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	7		
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)		25-50 (8)	x	<25 (3)	2	8	
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (8)	x	< 0.06 (5)	3	8	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)		10-20 m (1)		> 20 m (0)	x	4A	0
	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	x	1 - 5 mm (1)		> 5 mm (0)		4B	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	x	Lisa (1)		Espejo de falla (0)		4C	3
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)		Suave < 5 mm (1)	x	Suave > 5 mm (0)		4D	1
	ALTERACION	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2)	x	Descompuesta (0)		4E	2
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	x	Goteo (4)		Flujo (0)	5	7	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =									40		
CLASE DE MACIZO ROCOSO											
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	IV					
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA						

GRADO	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN DE CAMPO	RANGO APROX. Mpa
R1	Roca muy dura	Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	> 250
R2	Roca dura	Se requieren mas de un golpe con martillo de geólogo para romper la muestra.	100 - 250
R3	Roca mediamente dura	No se puede rayar o desconchar con la navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme del martillo de geólogo.	50-100
R4	Roca débil	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se pueden hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con la punta del martillo de geólogo.	25-50
R5	Roca muy débil	Desmenuzable bajo golpes firmes con la punta del martillo de geólogo, pueden desconcharse con una navaja.	< 25

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

And	Andesita
Bx	Brecha andesítica
Tf	Tufo andesítico
Dom	Domos
Min	Mineral

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D	DIACLASA
F	FALLA
Ct	CONTACTO
S-est	SEUDO-ESTRATOS
Vn	VENILLA
Gt	GRIETAS

GRADO	INDICE DE ALTERACION	DESCRIPCION
I	SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás ligera decoloración sobre superficies de discontinuidades principales.
II	LIGERO	La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III	MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV	MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V	DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO

Ox	OXIDO	Bx	BRECHA
Mi	MINERAL	Si	SILICE
Cal	CALCITA	Se	SERIICITA
Pnz	PANIZO	Ca	CARBONATO
Arc	ARCILLA		

ABREVIATURAS DE ESPACIAMIENTO

1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

CAPÍTULO VIII

SEGURIDAD

8.1. PRESENTACIÓN

Una forma de medir la eficiencia de las organizaciones es por medio de su Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional.

Es por este motivo, que cada día las empresas que buscan la excelencia en sus operaciones, tratan de adaptarse e implementar algún sistema de mejoramiento continuo y control de los incidentes en el trabajo, a fin de garantizar el cuidado de la integridad física de su personal y de su infraestructura.

Consideramos que los Sistemas de Gestión es parte de la política de seguridad de la empresa, donde todos son los involucrados comenzando de la alta dirección en el desarrollo y puesta en práctica de los sistemas, haciendo que éstos sean más efectivos.

El objetivo final es tener un sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional efectivo y de fácil aplicación, que se verá respaldado por un incremento en la producción y la actitud positiva de los trabajadores.

La necesidad fundamental de implementar un sistema de seguridad es de mejorar los índices de frecuencia y severidad dentro de los límites mínimos, y de igual forma brindar al trabajador y familiares un lugar de trabajo seguro y saludable mediante el control adecuado, entrenamiento y preparación con un programa de capacitación permanente, para elevar su eficiencia y productividad.

La mina Antepite en estos últimos años a implementado en su sistema de seguridad el SISTEMA DE SEGURIDAD NOSA el mismo que consta de 5 Secciones y 72 elementos.

8.2. LA MISIÓN QUE UNA EMPRESA DEBE LLEGAR:

- Continuar con “Cero accidentes fatales”.
- Mejorar nuestros índices de frecuencia y severidad.
- Incrementar sustancialmente la “modificación de conducta y la conciencia individual hacia la Seguridad” de los trabajadores a todo nivel.
- Lograr niveles eficientes en “Trabajo de Equipo”.
- Complementar adecuadamente nuestros programas de capacitación para lograr resultados efectivos y mejora de eficiencias.
- Crear una mentalidad y conciencia proactiva en los trabajadores.

8.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS DE SEGURIDAD

8.3.1. INCIDENTE

Es la desviación de una norma aceptable, lo que constituye un peligro.

8.3.2. ACCIDENTE

Evento el cual produce daño físico a las personas o propiedad.

8.3.3. PELIGRO

Es todo aquello que puede causar daño físico, a las persona, propiedad, proceso o medio ambiente.

8.3.4. RIESGO

Es la probabilidad de una pérdida ocasionada por la exposición al peligro.

8.3.5. SEGURIDAD

Es el estado en el que los riesgos son considerados aceptables.

8.3.6. CONTROL DEL PELIGRO

Es la técnica que se aplica para reducir la posibilidad de un accidente, durante la exposición a un peligro. Los controles de peligros involucran invariablemente tanto el diseño del equipo como los métodos empleados en su uso.

8.3.7. PÉRDIDAS

Es la valoración económica y no-económica de todos los distintos efectos (físicos, psicológicos, legales, funcionales, ambientales, etc.), debido a *derroches, defectos y daños*. Estas pérdidas podrían agruparse en: humanas, económicas, imagen y prestigio, competitividad, clientes y mercados, entre otras.

8.3.8. DEFECTOS

Son las no conformidades con los estándares establecidos para los productos, sean bienes o servicios.

8.3.9. INCIDENTE DE PRODUCTIVIDAD

Acontecimiento no deseado e insuficientemente controlado, que resulta en pérdidas por algún tipo de *derroche* que afecta la optimización del uso de los recursos.

8.4. CAUSAS DE LOS ACCIDENTES

8.4.1. FACTORES HUMANOS

El fortalecimiento de los valores relacionados con la seguridad se logra cuando existe correspondencia entre las actitudes y la conducta responsable. La conducta debe guardar armonía con el riesgo a fin de evitar accidentes.

Si bien resulta fácil en términos razonables el control del riesgo circunstancial y las demandas del sistema, no se puede decir lo mismo en cuanto a las acciones que se derivan de los errores u omisiones humanas y otros factores:

- Apatía
- Complacencia
- Hostilidad
- Impaciencia
- Impulsividad
- Impunidad
- Invulnerabilidad
- Negligencia
- Exceso de confianza
- Rebeldía
- Imprudencia

8.4.2. EFECTOS DE LA FATIGA

Se ha constatado el rendimiento, la cantidad de desperdicios, la calidad del trabajo, el tiempo perdido (improductivo) y los errores cometidos. Cuando hay facilidades en el trabajo se obtiene un aumento de la productividad. La producción no es una medida directa de la fatiga, ya que existe otros factores que participan activamente, como las relaciones sociales y el clima psicológico de trabajo.

Los efectos sobre el trabajador son los accidentes, la morbilidad, la mortalidad y la migración de la mano de obra.

8.4.3. CULTURA DE SEGURIDAD

Los accidentes de trabajo se pueden evitar en base a la capacitación y liderazgo, es decir formando una Cultura de Seguridad a nivel general.

La falta de interés por la seguridad a todo nivel se explica porque no se ha desarrollado ese valor personal, lo cual se manifiesta en una actitud apática, indiferente. La Cultura de Seguridad de las organizaciones permite explicar esta falta de compromiso con la gestión preventiva, manifestándose en la falta de interés, en el escaso valor que se le asigna a la seguridad.

8.4.3.1. MANIFESTACIONES DE LA CULTURA:

- El accidente se percibe como un acontecimiento lejano a nosotros.
- Resistencia e indiferencia para asumir las responsabilidades en prevención de riesgos.
- Algunos tienen una explicación fatalista de los accidentes: MALA SUERTE, ESTABA PEDIDO, etc.
- Se reciben los EPP como beneficios, que cómo elementos de protección de seguridad.
- Cuando ocurre un accidente existe la tendencia a buscar culpables.

- Reacción tardía para corregir condiciones subestándar detectadas e informar oportunamente.

Todo esto retroalimenta la falta de compromiso y credibilidad en todos los miembros, creando un círculo vicioso de pasividad cultural.

8.5. SISTEMA NOSA

El sistema integrado NOSA fortalece a nuestro sistema de seguridad implantado por la Compañía INMINSUR, esto permitirá un mejor análisis y conocimientos de los incidentes, de esta manera podremos adoptar medidas contra accidentes, enfermedades ocupacionales, daños a la propiedad y al medio ambiente.

Para poder llevar a la cúspide de este proyecto, tenemos que mantener un firme compromiso entre Compañía y las Empresas Especializadas todos en común acuerdo, el resultado de esta integración se ve en las estadísticas de accidentes.

A nivel mundial las empresas competitivas han optado por una corriente ideológica de “MEJORA CONTINUA”, en el cual, a las empresas se las categoriza según el grado de importancia que le dan al medio ambiente; es decir que tanto produce una empresa sin producir mucho impacto ambiental.

La información alcanzada por sistema integrado NOSA, alcanza 5 secciones y 72 elemento, el cual con unión con las Empresas Especializadas se tiene la fuerte convicción de poder alcanzar dicho objetivo, ya que no sería solo logro de la Compañía si no también de nosotros como Empresa Especializada JHISAC, pues tenemos el derecho de vivir en un ambiente limpio y sano.

8.5.1 SISTEMA INTEGRADO NOSA

La palabra sistema se define como formas de trabajo (organización, metodología y pautas), conjunto de personas y medios técnicos que bajo determinadas condiciones ambientales, actúan sobre el proceso de trabajo para llevar a cabo una actividad laboral determinada con un objetivo pre-establecido.

El sistema integrado NOSA ayuda a la gestión empresarial formando un todo a partir de varios elementos que trabajan en un principio de forma aislada, independiente una de otra.

En un sistema integrado, la dirección, la supervisión y todos en general deben estar orientados hacia un mismo fin la de evitar incidentes, accidentes, enfermedades ocupacionales, impactos ambientales dañinos, etc. Todo esto debe ser analizado y hacer llegar al trabajador una

conclusión “NADA REALIZAREMOS SIN CONSIDERAR LOS RIESGOS QUE PUEDAN AFECTARNOS.”

EL SISTEMA INTEGRADO NOSA consta de 5 secciones y 72 elementos:

- a) Instalación y su mantenimiento
- b) Protección mecánica, eléctrica y Personal
- c) Gerenciamiento de riesgos de incendios y otras emergencias.
- d) Investigación y registro de Incidentes.
- e) Administración Organizacional.

CONCLUSIONES

1. Los cálculos realizados referentes a los estándares de operación, se refieren a labores modelo (piloto), donde se hicieron la toma de datos ajustados totalmente en gran medida a la realidad de toda la operación, de esta manera se justifica que tenga que aplicarse a las demás labores por igual.
2. En el cálculo de costos de producción, las variables independientes provienen del cálculo de estándares de operación, de manera el cálculo de costos para otras labores de avance o producción, solo tendrán que cambiarse las variables independientes de mayor incidencia como por ejemplo la geometría de la labor, el tipo de roca, entre otros aspectos.
3. En la actualidad se esta implementándose el departamento de Geomecánica que nos permitirá dar mayor seguridad de autosostenimiento y por consiguiente bajar los costos de sostenimiento; aplicando correctamente la clasificación del tipo de roca se tendrá que hacer el sostenimiento adecuado.
4. La producción no constituye necesariamente un indicador confiable de la actividad, puesto que se puede incrementar a expensas del rendimiento del personal, del consumo de materiales y de las reservas minerales.

5. Los resultados económicos obtenidos a final de mes, no permiten por si solos evaluar correctamente la productividad, pues las condiciones de explotación y el valor del contenido metálico son tan variables que podrían originar que una operación descuidada lograra una buena rentabilidad, mientras que una operación mejor atendida podría tener una rentabilidad menor, pero con una óptima productividad.

RECOMENDACIONES

1. Adecuar plataformas de perforación a los tajos en breasting para tener un adecuado ciclo de minado, es decir, limpieza, sostenimiento, perforación y voladura para mejorar la eficiencia del minado.
2. se debe de implementar una (guarda) malla protectora delante del winche de arrastre en los tajos por que al momento de jalar el mineral o relleno, puede ocasionar accidente con esta guarda se evitara cualquier contingencia no deseada.
3. Evaluar la posibilidad de implementar una tornamesa para el winche de arrastre que sea versátil en los tajos, para facilitar en la maniobrabilidad para dar mayor velocidad la limpieza y el relleno y por ende la productividad al tener que eliminar el otro winche y maximizar la operación del equipo
4. Probar la perforación de taladros con brocas (en cruz, y/o botones acopladas a barras cónicas, pues este tipo de terreno tiene en la veta una roca bastante abrasiva, la broca tiene mayor rapidez de corte y por ende mayor velocidad de penetración así también bajar los costos operativos

5. La visibilidad en interior mina es un factor determinante en la operación; la implementación de reflectores ayudaría muchísimo en este aspecto especialmente en tajos.
6. Implementar moto sierra neumática para los trabajos de madera, especialmente en el armado de cuadros.
7. La implementación de winches de izajes neumáticos en chimeneas y tajos, donde se utiliza bastante madera incrementará la productividad de la operación.
8. Implementar protectores de la cabeza, cuyo tafilete cuenta con ratchet de ajuste tipo perilla, así como con carrileras o barbiquejos de ajuste a la cabeza, pues con los protectores actuales el trabajador corre el riesgo de que se le desprenda en cierto tipo de actividades.
9. Es necesario una mayor capacitación al personal sobre técnicas de motivación, cambio de actitud, liderazgo, entre otros aspectos; para de esta manera incrementar su autoestima, conciencia y la generación de valores personales.
10. realizar mensualmente concursos de los trabajadores más seguros y eficientes, en la premisión correspondiente, de tal manera que se fomente la motivación hacia el trabajo.
11. Implementar el uso de cinta Band-dit para las conexiones de mangueras de agua y aire, de esta forma eliminar el uso de alambre en cualquier conexión de mangueras.

BIBLIOGRAFÍA

1. C. Angeles, W. Amaya y D. Noble, 2002 – Geología del Área de la Mina Antapite. Informe Interno.
2. Vidal C.E. & Valdivia J, 2000 – Antapite un Proyecto Minero con vetas Auríferas de Alta Ley en Huancavelica.
3. Sirvas E. & Condori A, 2000, Mina Antapite, Memorándum Interno.
4. Saez J, 2000, Estudio al Microscopio de 11 muestras de la veta Zorro Rojo, Proyecto Antapite.
5. Miranda M, 2001, Mineralogía de Veta y Alteraciones Relacionados a Zonas Auríferas Mina Antapite. Informe Interno.
6. D.C. Noble, 2002. Age of Mineralization at Mina Antapite. Memorandum Interno.