

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERIA Y METALURGICA**



**OPTIMIZACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACIÓN MINERA CON
EJECUCIÓN DEL PROYECTO RAMPA PARA
EXPLOTACIÓN DE STOPES. MINA ATACOCHA S.A.A**

Informe de Ingeniería

**Para Optar el Título Profesional de:
INGENIERO DE MINAS**

ADOLFO FLORENTINO QUISPE PEREZ

Promoción: 94 – I

**LIMA – PERÚ
2004**

4.1.1	Corte relleno ascendente mecanizado con relleno hidráulico (Over Cut and Fill)	29
4.1.2	Etapas de perforación y voladura	29
4.1.3	Variedad de consumo de explosivos año 2003	32
4.1.4	Variedad y Consumo de Explosivos y Accesorios	33
4.1.5	Variedad y Consumo de Explosivos y Accesorios y Costo año 2003	34
4.1.6	Limpieza de Mineral	35
4.1.7	Parámetro de Explotación	35
4.1.8	Transporte de Mineral	36
4.1.9	Transferencia de Mineral	36
4.1.10	Infraestructura de la Mina	36
4.2	Servicios Auxiliares	37
4.2.1	Aire Comprimido	37
4.2.2	Ventilación	38
4.2.3	Radios de Agua	40
4.2.4	Relleno Hidráulico	40
4.2.4.1	Objetivo de Relleno	41
4.2.4.2	Procedimientos en el Relleno Hidráulico	43
4.2.4.3	Control	45
4.2.4.4	Responsabilidad	46
4.2.5	Energía Eléctrica	46
V.	EJECUCIÓN DEL PROYECTO RAMPA 020 PARA LA EXPLOTACIÓN DE LOS STOPES 878 Y 879 NV 3780	46
5.1	Mineral Cubicado de los Cuerpos 878 y 879	46
5.2	Estudios Geomecánico	47
5.3	Costos de Ejecución del Proyecto Rampa 020 y stope 878 y 879	52
5.3.1	Características de la Rampa	52
5.3.2	Equipos a utilizar	52
5.3.3	Costos Generales	54

5.3.3.1	Costo Unitario Rampa 020	54
5.3.3.2	Costo Unitario Stopes 878 y 879	56
5.3.3.3	Costo Unitario de Sostenimiento	57
5.3.4	Costos Adicionales	58
5.3.4.1	Costos Sostenimiento Rampa 020	58
5.3.4.2	Costo de preparación de ventanas. Hacia el Stopes	59
5.3.4.2.1	Costo de Ventanas	60
5.3.4.2.2	Costo de Chimenea	60
5.3.4.2.3	Costo de Parrilla	61
5.3.4.2.4	Costo de Tolvas Neumáticas para cada Stopes en el nivel 3780.	61
5.3.4.3	Costo de minado (rotura \$ x m3). De relleno hidráulico, preparaciones accesos a Reaise Bore para ventilaciones, sostenimiento y otros. (mano obra)	62
5.3.4.3.1	Costo de Minado	62
5.3.4.3.2	Costo de relleno Hidráulico	62
5.3.4.3.3	Costo preparaciones accesos y Raice Bore para ventilación y otros.	63
5.3.4.3.4	Costo de Sostenimiento	63
5.3.4.3.5	Costo de limpieza hasta hechadero (Dumper 16 tn)	64
5.3.4.3.6	Costo de Acarreo hasta Drow Pons principal.	64
5.3.5	Resumen General de Costos de Ejecución el Proyecto y Vs. Utilidad par la CIA ATACOCHA	65

5.3.6	Anexos: Estudio y Costos de Herramientas y Materiales y otros.	66
VI.	ASPECTOS DE SEGURIDAD	76
6.1	Conceptos de seguridad que se trabaja en ATACOCHA	76
6.1.1	Qué es NOSA76	76
6.1.2	Qué es HIRA	77
6.1.3	Qué es el peligro	77
6.1.4	Qué es el riesgo	77
6.1.5	Qué es el control	78
6.1.6	Qué es el incidente	78
6.2	Ecología medio ambiente	78
VII.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	81
VIII.	BIBLIOGRAFIA	86

DEDICATORIA

- A : Dios
- A : Mis padres Vicente y Fortunata
- A : Mi hermano Alfredo
- A : Mi esposa Guadalupe y a mis hijos Adolfo, Clara y Carlos por los momentos más difíciles que se supera en la vida.

I. ASPECTOS GENERALES

1.1 Ubicación.- La mina Atacocha se encuentra ubicada en el Departamento de Pasco, a 15 Kilómetros al Norte del Departamento de Cerro de Pasco en los Andes Centrales del Perú entre 3600 y 4300 m.s.n.m. (ver plano ó figura 1)

Su posición geográfica es la siguiente.

Latitud: 10° 35´ 00"- Sur.

Longitud: 76° 14´ 00" – Oeste.

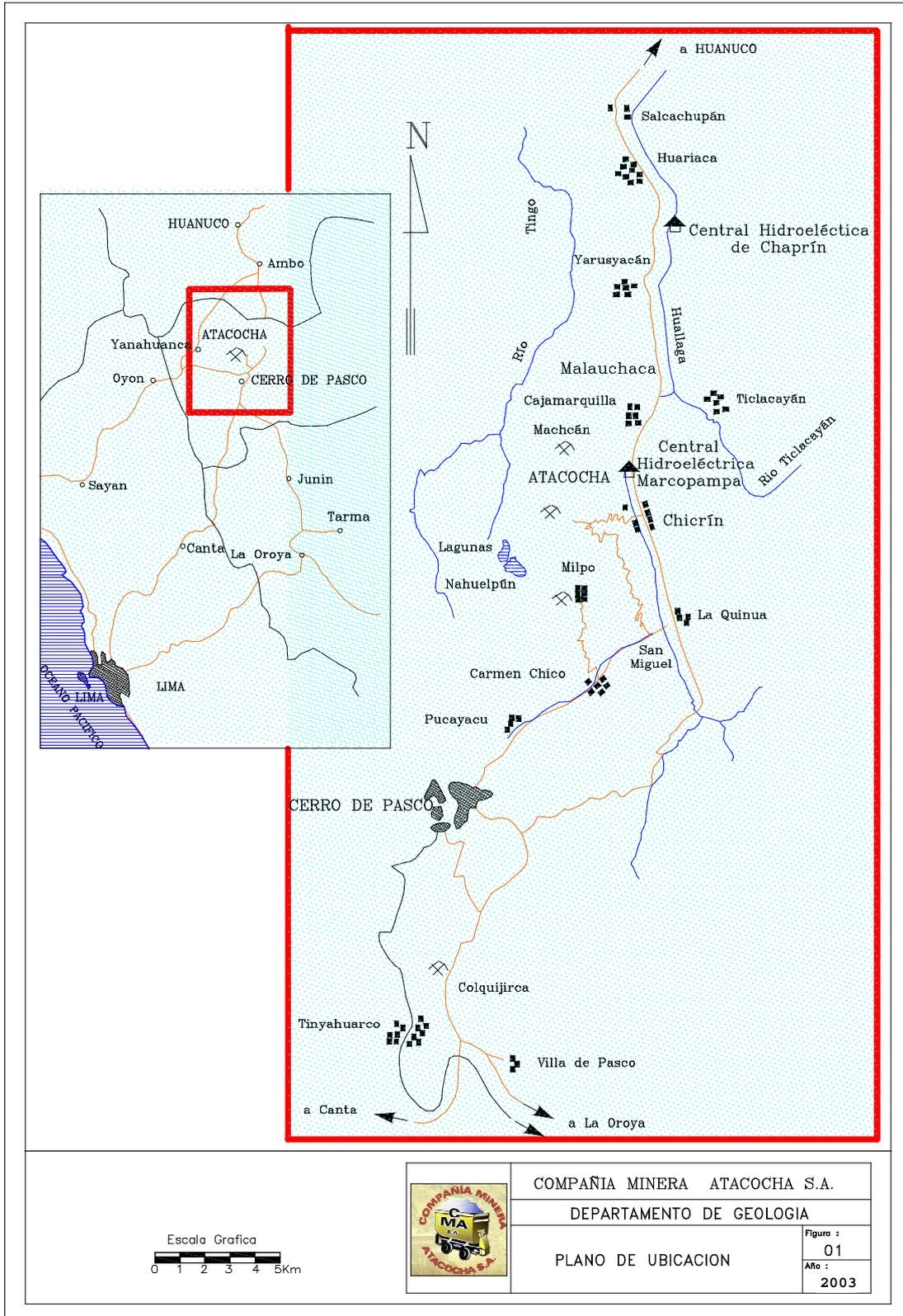
1.2 Accesibilidad.- La planta concentradora de la mina está ubicada en la localidad de Chicrin Km 327 de la Carretera Central con dirección a Huanuco, y se une a Atacocha por una carretera de trocha afirmada con pendiente 15% distante 7.5 Km. De la mina.

Otra carretera parte de la Quinua pasando por la localidad de San Miguel distante 16 Kms. (ver plano 1)

1.3 Topografía.- La topografía de los yacimientos de Atacocha es accidentado. Considerando que el campamento de Atacocha esta a 4,000 m.s.n.m. y los diferentes trabajos mineros se extienden en subterráneos desde el NV 4,000 al NV. 3,320.

1.4 Condiciones Climáticas.- Esta definido por las siguientes estaciones época lluviosa (enero, febrero, marzo), predominando las lluvias, nieve y época seca (resto del año). Atacocha a pesar de estar ubicada a 4,000 m.s.n.m. presenta un clima agradable y favorable a diferencia del clima rudo y frío que presenta Cerro de Pasco.

1.5 Historia.- Atacocha es un yacimiento con mas de 68 años de trabajo; la mineralización del área ha sido conocida desde los tiempos coloniales, se conoce que la explotación inicio a partir de 1910.



La Compañía Minera Atacocha S.A. desde su Constitución en 1936 ha operado en la mina en forma continua hasta su actualidad, habiendo producido hasta el año 2003 un total de 26´402,000 Toneladas de mineral y descubiertas 32´246,000.

II. GEOLOGÍA GENERAL

2.1 GEOLOGIA REGIONAL.- Las rocas más antiguas corresponden al Grupo Mitu del Permo-Triásico; que consiste en una secuencia delgada de sedimento clásticos con un componente importante de lavas alcalinas y peralcalinas piroclásticas. Durante el Mesozoico y cenozoico del ciclo andino, existieron periodos largos de sedimentación, actividad tectónica y magnetismo.

Una relajación del régimen compresional existente en el triásico tardío guió a la trasgresión marina y el desarrollo del triásico al jurásico de la gran Cuenca del Pucara, localizada más o menos en la misma área de la faja Mitu. La morfología de la Cuenca puede haber sido influenciada por fallamiento de bloques sinsedimentarios, coincidente con los lineamientos paleozoicos.

Después del Jurásico medio, la cuenca fue dividida en dos partes, la cuenca occidental peruana y la cuenca oriental peruana, por el levantamiento del Geoanticlinal del Marañón. En la parte Este de la cuenta occidental peruana, fueron depositados los sedimentos clásticos del Grupo Gollarisquizga a lo largo del flanco Oeste del geoanticlinal. Del cretáceo superior al oligoceno fue caracterizado por varios episodios tectónicos compresionales. La orogenia cretáceo tardío-terciario resultó en levantamiento y regresión marina marcando el final de la cuenca del mesozoico. La formación Casapalca de sedimentos continentales, fueron depositados y colectados fuera en la porción oriental distante del Distrito de Atacocha.

Entre el Paleoceno y Mioceno Superior, los magmas calcoalcalinos fueron levantados e instruidos dentro de la Cordillera Occidental. El emplazamiento de plutones, stocks y diques fue controlado en

profundidad por extensos sistemas de fallas con una orientación e inclinación Andina. (Ver plano ó figura 2)

2.2 Geología Local.- En el Distrito de Atacocha predominan afloramientos de rocas clásticas y sedimentarias del Mesozoico, que se han depositado en la gran Cuenca Pucará, igualmente son predominantes los afloramientos de rocas subvolcanicas de edad terciaria definidos en pequeños stocks. (menores de 1 Km²). (Ver plano ó figura 3)

2.2.1 Estratigrafía

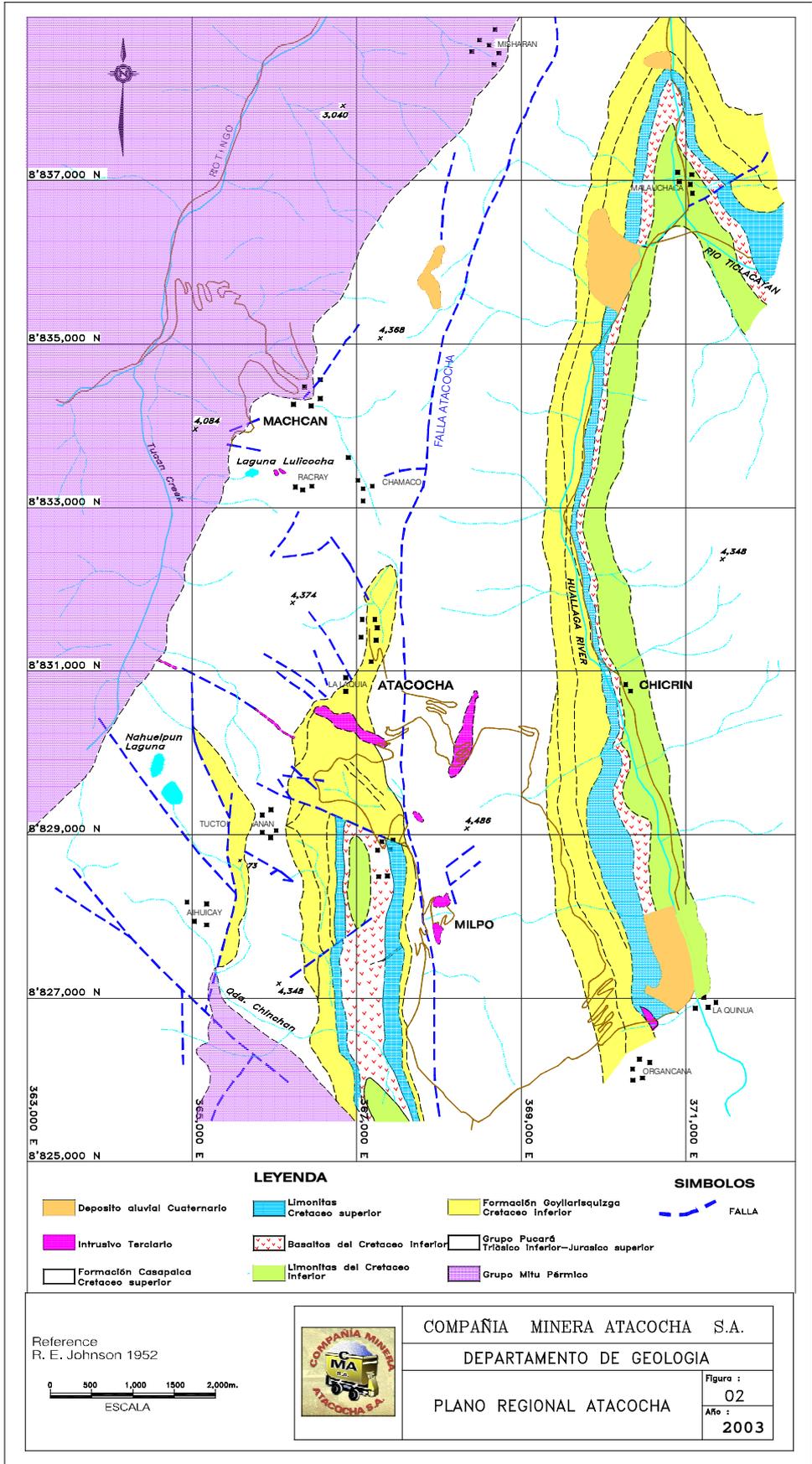
2.2.1.1. Grupo Mitu del Pérmico

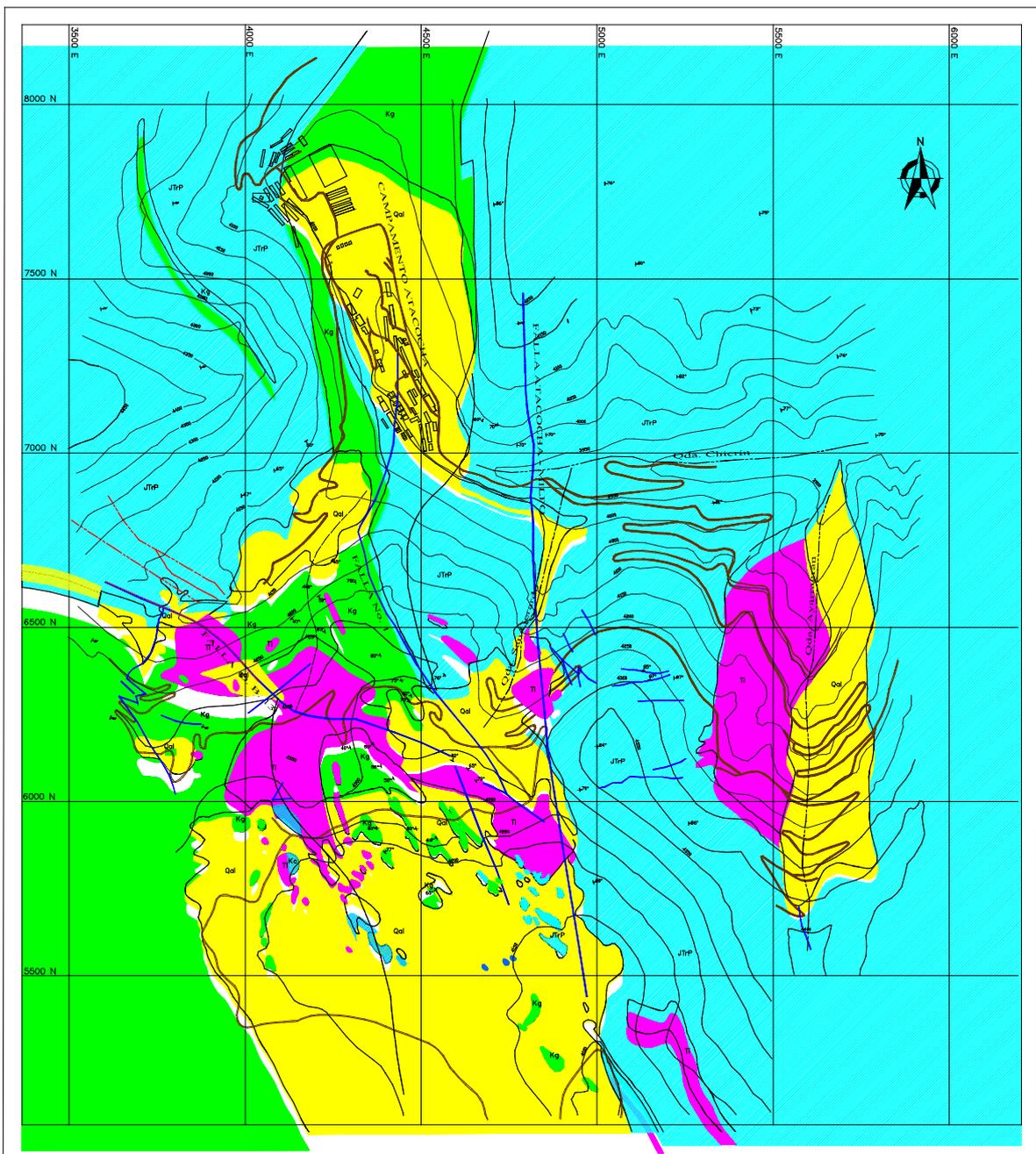
Las unidades más antiguas de los alrededores del área consisten de 00000000000capas rojas continentales y asociados a vulcanoclastos y unidades piroclásticas del Grupo Mitu del Pérmico.

Los afloramientos están limitados a la porción occidental del área de estudio y localmente alberga horizontes mineralizados del depósito de Machcán.

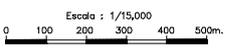
2.2.1.2 Grupo Pucará del Triásico Superior – Jurásico Inferior

Al Oeste de la falla regional de Atacocha, las calizas del Grupo Pucará del Triásico Superior al Jurásico inferior, son ubicadas en el flanco oriental e un amplio complejo anticlinal que se introduce hacia el sur. Al Este de la falla, el Pucará define una secuencia gruesa y monótona igual al del flanco occidental de un gran sinclinal. La formación Condorsinga |no ha sido reconocida en el distrito de Atacocha, sin embargo las formaciones Chambará y Aramachay si están presentes.





LEYENDA	
CUATERNARIO	Qal Aluvial, Coluvial
TERCIARIO	Ti Intrusivo-Volcánico
CRETACICO F. MACHAY	Ke Calizas
CRETACICO F. GOYLLARISQUIZGA	Kg Areniscas-cuarcitas-chert
TRIASICO-JURASICO F. PUCARA	JTP Calizas-lutitas



COMPAÑIA MINERA ATACOCCHA S.A.
 DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
 GEOLOGIA LOCAL

Figura : 03
 Año : 2002

2003

En el lado oriental de la falla de Atacocha, se han medido 2,100 m. De caliza que conforman el Grupo Pucará sobreyaciendo a los esquistos, ubicados en el túnel del nivel 3600 que une la mina la mina Atacocha con la planta concentradora de Chicrín. No se ha encontrado ninguna evidencia estratigráfica de repetición, sin embargo se han encontrado dos grandes zonas de falla que fueron interceptadas por el túnel. Las unidades de orientación N y S tienen inclinaciones fuertes (80° - 85°) al Este. La estratigrafía en el lado Este de la falla no se reconoce en el lado Oeste, Johnson (1995), sugirió que las unidades del lado occidental pueden haberse depositado más cerca al margen de la cuenca deposicional y bajo las condiciones más variadas que las del este de la falla. La base de la secuencia descansa con leve discordancia angular sobre las rocas del Grupo Mitu.

Johnson (1995), describe la estratigrafía de la misma Atacocha como la sección inferior de calizas grises estratificadas en bancos gruesos que infrayace a 100 m. De calizas bituminosas de estratificación delgada y bandas de esquistos. Esta secuencia está cubierta por 40 m. de calizas en estratos gruesos y 40 a 80 m. de chert rojo brechado interestratificados con calizas clásicas. La mineralización está restringida y se localiza sobre la unidad de horizontes de estratificación delgada. Las unidades inferiores parecen estériles.

2.2.1.3 Grupo Goyllarisquizga del Cretáceo inferior

Las unidades del Grupo Goyllarisquizga del Cretáceo inferior, afloran en apretado pliegue sinclinal con plunge hacia el sur en el piso de la falla Atacocha. La base de esta

secuencia descansa con leve discordancia sobre las calizas Pucará y consiste de una secuencia de niveles de chert y brecha de chert sobre pizarra oscuras y areniscas de grano fino que contienen fragmentos de madera (Johnson, 1995), estos están sobre areniscas blancas de cuarzo de estratificación cruzada, que comprenden el volumen del grupo. Flujos de basalto son Inter. Estratificados con las capas superiores de arenisca cuarzosas. El Grupo Goyllarisquizga localmente alberga cuerpos mineralizados de alta ley en estructuras de extensión E-W en las partes superiores e la mina Atacocha.

2.2.1.4. Unidades Superiores

Sobreyaciendo concordantemente a los basaltos del Grupo Goyllarisquizga se encuentran las calizas y basaltos de la Formación Machay del Cretáceo Medio.

En el área esta unidad tiene un espesor de 250 m., y consiste de delgadas capas de calizas gris, la secuencia esta interrumpida por 50 m. de espesor de flujos de basalto.

2.2.1.5 Rocas intrusivas

Stocks hipabisales y diques de composición dacítica que intruyen a la secuencia estratigráfica sedimentaria y volcánica del Mesozoico. Pequeños stocks (menores de 1 Km) y diques irregulares asociados afloran fuera de Atacocha (San Gerardo y Santa Bárbara) Un agrupamiento pequeño de afloramientos intrusivos se encuentra en la parte Sureste del área de Machcán, éstos se han interpretado como apófisis de una intrusión profunda.

Johnson (1955), describe las rocas intrusivas como porfidos dacíticos y esta terminología se usa comúnmente en la mina y literatura local. Los stocks en el área consisten de dacita porfirítica. La horblenda es el mineral predominante de la fase máfica primaria en San Gerardo; mientras que la biotita predomina en las de Santa Bárbara. Johnson notó un porcentaje mayor de fenocristales de cuarzo y sanidina en el stock de Santa Bárbara cuando lo comparó con el stock de San Gerardo.

La presencia de inclusiones de dacita microgranular en el stock de San Gerardo y la ocurrencia de diques de lamprofidos llevó a Grunnesch y Grunnesch (1986) a esbozar un modelo de diferenciación magmática con pulsos intrusivos múltiples para la formación del complejo ígneo.

Los stocks están junto a una serie paralela de diques sub-verticales ubicada al Sur del Distrito de Atacocha y conectadas a un stock de mayor tamaño, este agrupamiento esta a lo largo de la traza de la Falla de Atacocha que probablemente actuó como un canal para la emplazamiento de los magmas.

La cronología de las intrusiones y de los eventos de mineralización en el Distrito de Atacocha según edades K-Ar en muestras de stock de Atacocha (Soler y Bonhomme, op. Cit) dan rango entre 25.9 ± 1.5 (separación de plagioclasas) a 29.3 ± 0.5 Ma (roca entera). Dado el grado de alteración del intrusivo de Atacocha y la falta de correspondencia entre las edades de la muestra, estas pueden ser aceptadas como la edad mínima en el mejor de los casos. Soler & Bonhomme (1988) basado en las similitudes de los rasgos petrográficos y químicos de los intrusivos de Milpo y Atacocha asumen una

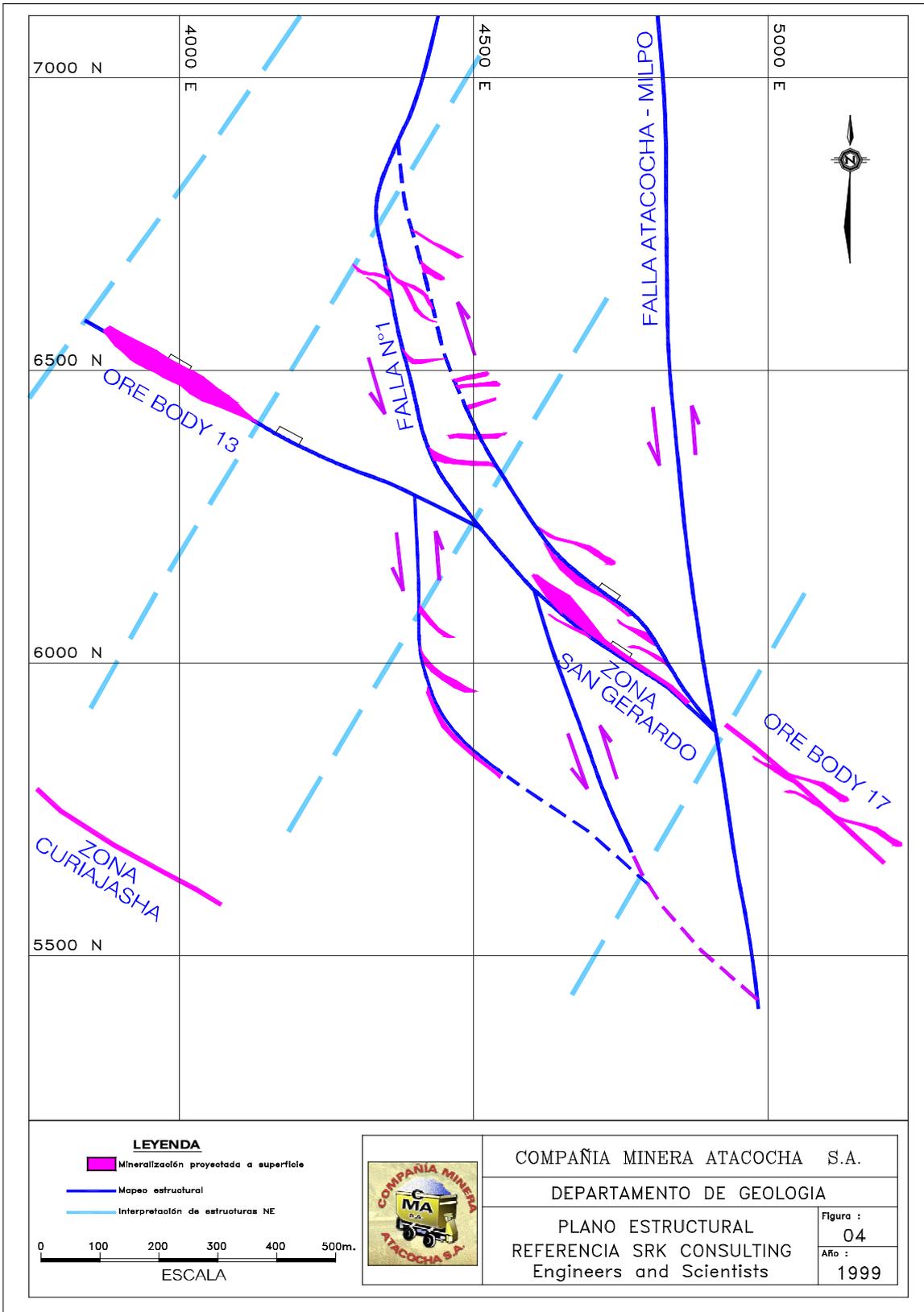
edad de aproximadamente 30 Ma. Para la actividad ígnea en el distrito de Atacocha.

2.3 Geología Estructural

Regionalmente los controles estructurales operan a escalas múltiples y son extremadamente importantes para la localización de cuerpos mineralizados.

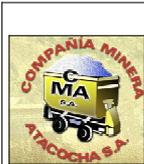
En el Cinturón de Cerro de Pasco existe una correlación regional muy amplia entre la localización de grupos intrusivos relacionados a depósitos de Zn, Pb, y Ag en corredores estructurales de tendencia NE, que interrumpen las tendencias del plegamiento principal de la faja andina. (Ver Plano ó figuras No. 4, 5 y 7)

Las series intrusivas que están asociadas con los depósitos de Zn, Pb y Ag, se localizan en la misma tendencia NE de los corredores, principalmente en sus intersecciones con mayor tendencia del N al NW de las fallas de empuje.



LEYENDA

- Mineralización proyectada a superficie
 - Mapeo estructural
 - Interpretación de estructuras NE
- 0 100 200 300 400 500m.
ESCALA

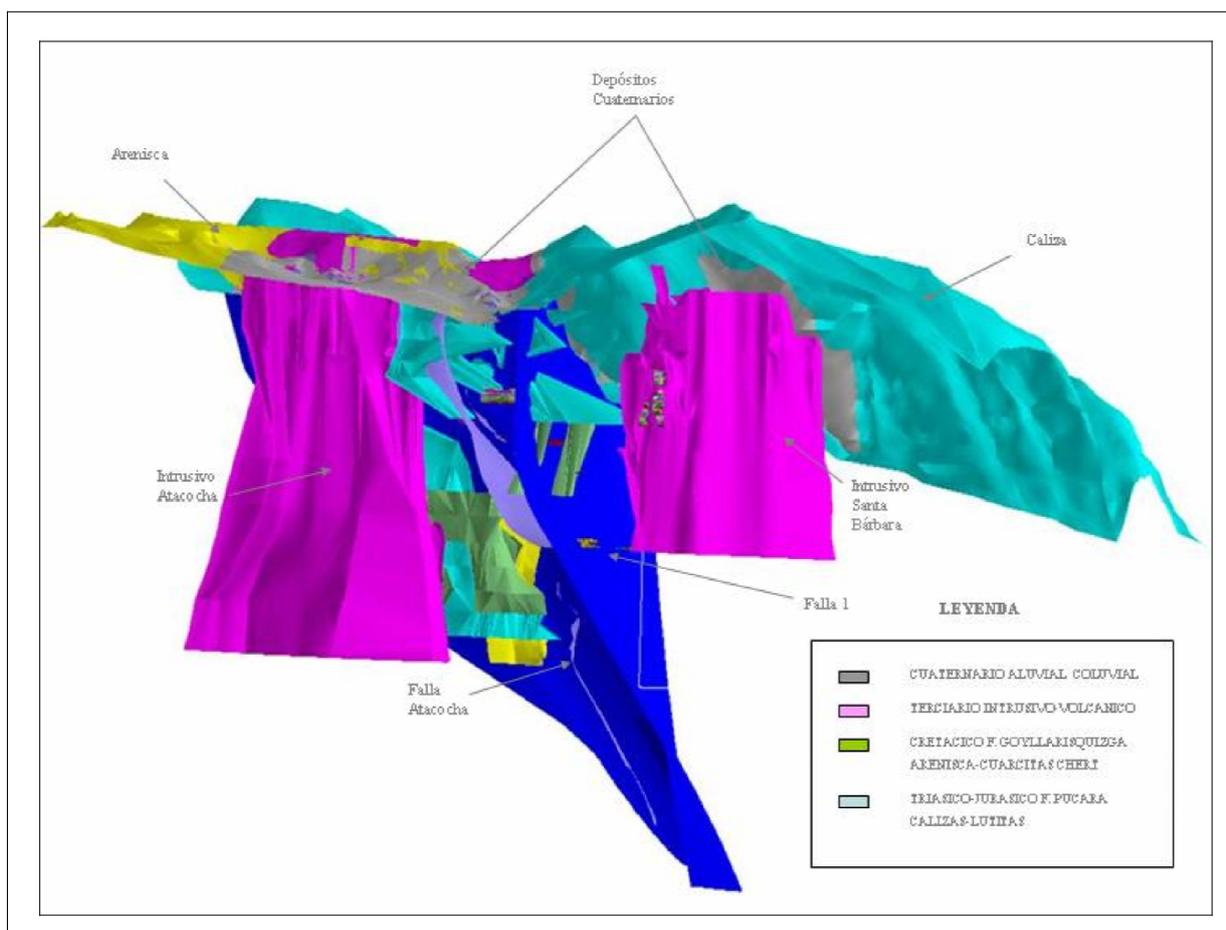
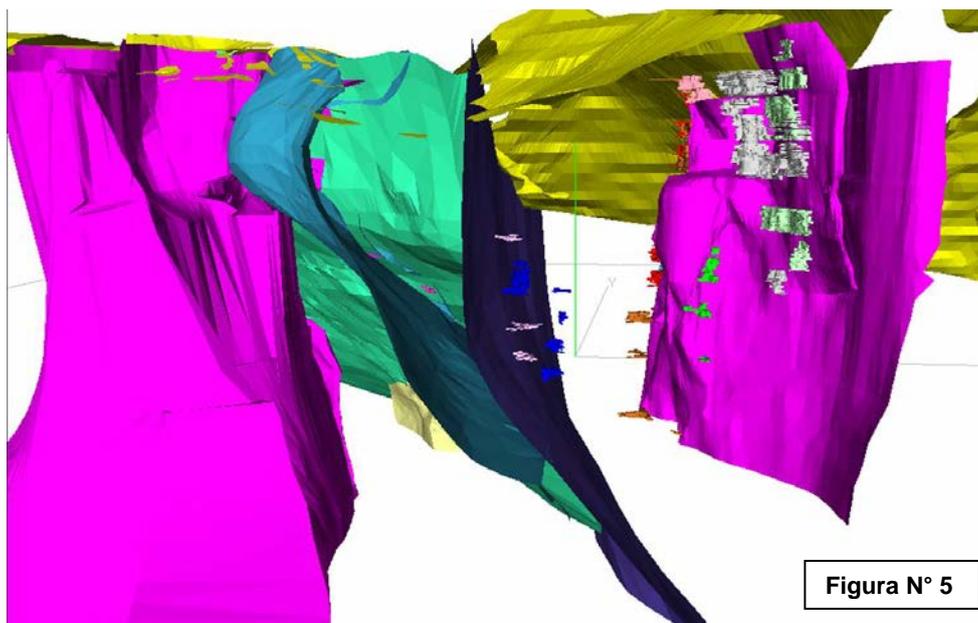


COMPAÑIA MINERA ATACOCHA S.A.

DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA

PLANO ESTRUCTURAL
REFERENCIA SRK CONSULTING
Engineers and Scientists

Figura :	04
Año :	1999



COMPAÑIA MINERA ATACOCHA S.A.
 DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
 MODELO GEOLOGICO
 Figura : 07
 Año : 2003

Localmente en el distrito de Atacocha los estilos estructurales varía a través de la Falla Atacocha-Milpo. En el lado oriental de la falla la estratigrafía se ha plegado en un sinclinal con flancos ligeramente asimétricos introduciéndose al sur. Las capas de las calizas del Pucará en la del miembro occidental están orientadas de N-S y se introducen bruscamente 80° al este. Al oeste de la falla numerosos pliegues pequeños de direcciones e inclinaciones irregulares, están complicados por una serie de fallas de dirección NW. Fg. No. 3

Un sinclinal definido se localiza al pie de la pared de la Falla Atacocha-Milpo. Es asimétrico y empinadamente inclinado y echado al Este. Se introduce suavemente al sur pero sufre una inversión del plunge al sur del Milpo resultando modelos en forma de canoa en las unidades superiores de las calizas (Johnson 1955), registran un pequeño pliegue de arrastre que se formó a lo largo de la Falla Atacocha-Milpo, que al parecer ha localizado cuerpos de mena en los niveles superiores de la mina Atacocha.

Un split paralelo a la Falla Atacocha-Milpo es la Falla N° 1, que es un importante control de mineralización de la mina Atacocha. Una serie de fallas de orientación NW cruzan y desplazan el sinclinal del lado occidental de la Falla de Atacocha-Milpo.

2.3.1. Tipos de Mineral, Alteración y Zoniamiento

Las zonas de Atacocha y Santa Bárbara representan estilos distintos de mineralización.

En Santa Bárbara la mena del Cuerpo consiste en una mineralización de alta temperatura Esfalerita, Calcopirita, dentro de una serie de contactos metasomáticos relativamente simples. La mineralización se desarrolla a lo largo del flanco oriental y occidental del stock de Santa Bárbara. Los cuerpos de la mena se localizan a lo largo del contacto entre el skarn y el mármol dentro

de las calizas; estas zonas de skarn se encuentran controladas por la presencia de varios apófisis de intrusivos alineados al stock principal. La mineralización consiste de esfalerita con calcopirita y en menor proporción galena. Las leyes de Cu y Au van en aumento con la profundización del sistema y de la misma forma los contenidos del bismuto.

La mineralización en Atacocha se divide en zonas consientes en vetas y cuerpos irregulares desarrolladas a lo largo de las estructuras y próximos a las intersecciones estructurales. El control primario en la localización de la mineralización de Atacocha parece ser la intersección entre las fallas de orientación NW (Orebody 13) y el N-S (falla No. 1); además presencia de cuerpos en skarn de gran similitud a los de Santa Bárbara, toda la mineralización se relaciona a la interacción de estas dos estructuras. El depósito de Atacocha puede ser dividido en cinco zonas compuestas alrededor de la mena: Orebody 13 y sus estructuras asociadas, el compósito central de la mena asociados a la Falla N° 1, el Sistema de Vetas de San Gerardo, el Sistema de Vetas Santa Cecilia y el Sistema de Vetas Curiajasha. Fig. No. 4

La mineralogía consiste de galena argentífera, esfalerita, calcopirita, Tenantita y en menor proporción oro en ganga de pirita, cuarzo, calcita, rodocrosita y fluorita. La zonación de mineral se observa en dimensiones verticales y horizontales. Los niveles superiores del sistema son más ricos en Pb y Ag, mientras que el Zn, Cu y Au aumentan en profundidad. Las leyes de Ag son relativamente estables a lo largo del sistema, la plata ocurre en galena argentífera en los niveles superiores y como sulfosales de Ag y tenantita en profundidad.

Se presentan dos tipos de alteraciones. Hidrotermal y metamórfica. Estas se definen en los contactos de los stocks con las rocas sedimentarias circundantes.

El tipo hidrotermal las más importantes son:

La Argilización con presencia de arcillas no diferenciadas del grupo de caolín con cantidades menores de sericita y abundante piritización diseminada y vetillas delgadas; la mineralización es de Pb Ag. Este tipo de alteración es constante en la zona de Atacocha.

La Descarboxilación se encuentra al este del OB 17 la caliza tiene una textura terrosa con muy buena mineralización de Pb, Zn, Ag y Au.

El tipo metamórfico es predominante en la zona de Santa Bárbara, definida por una aureola de contacto que se manifiesta en la silicatación y marmolización de las calizas del Grupo Pucará (Zonas de Skarn) y la transformación parcial de la arenisca en cuarcita.

El Zoneamiento para la mineralización en dirección –E desde el contacto de la dacita está dado por mineral de ley promedio de %Pb: 4.00, Onz/Ag Tm:6:00, pegado hacia la zona de la caliza descarboxilada el mineral presenta una ley promedio de % Pb: 7.50, %Zn: 14.00, Onz. Ag/Tm: 8.00.

2.3.2. Potencia Mineralógica y Exploraciones

Los rasgos geológicos antes descritos y que dieron origen a la ubicación y formación de las diversas estructuras mineralizadas, constituye los elementos básicos del modelo de mineralización.

1. Ocurrencia de Brechas Tectónicas en la Falla Atacocha-Milpo

2. Fracturamiento-fallamiento NW-SE del flanco Oeste del Intrusivo Atacocha.
3. Las irregularidades en el contacto intrusivo-caliza que también pueden ser controladas estructuralmente, está asociado con las zonas de mineralización en Santa Bárbara, flanco Este del Stock de Santa Bárbara.

2.3.3. Brechas Relacionadas a la mineralización

Constituidas por rocas fragmentada heterolíticas que presentan en una zona en forma alineada y estratificada.

Los fragmentos son sub-angulosos a sub-redondeo lo que indica que hubo un movimiento fuerte, por el tamaño de sus clastos se la denominó como una mesobrecha creando las condiciones favorables para la mineralización.

Los resultados de las recientes exploraciones (Estudios Geofísico, Sondajes diamantinos y laboreos preliminares). en las zonas de brechas permitirán incrementar nuestras reservas en aproximadamente diez millones de toneladas con una potencia promedio de 12 m. Y valores promedio de 4% Pb., 7% Zn: 6oz/Tc Ag. Y 0.30 % Cu.

El estudio Geofísico en el flanco Este del intrusivo de Santa Bárbara, ha identificado anomalías bastante favorables para la ocurrencia de mineral con una gran potencia para su exploración. Ver plano 4 y ver planos modelos geológicos planos 5 y 7.

2.4 GEOLOGÍA ECONOMICA: Los depósitos minerales Atacocha son de tres tipos.

- Cuerpos de relleno y reemplazamiento
- Cuerpos metasomáticos y de contacto

- Vetas ó filones.

La mineralización es primaria formada por sulfuros de plomo, Zinc; plata, cobre y sulfosales de plata.

Con presencia de oro y bismuto.

III. RESERVAS DE MINERAL

3.1 Incrementación de Reservas de Mineral. Hasta la fecha se han descubierto 33'902,000 toneladas de mineral mediante 235,980 metros de labores subterráneos de las que se han extraído y beneficiado 26'402,000 toneladas de mineral.

El saldo actual es de 7'500,000 toneladas los resultados de los recientes geofísicos, sondajes diamantinos y laboreos subterráneos preliminares en las zonas de brechas permitirán incrementar nuestras reservas en aproximadamente diez millones de toneladas y para el año 2004 con una potencia promedio de 12metros y leyes promedios de 4%Pb, 7% Zn, 6z/Tc Ag y 0.30%Cu.

RESERVAS DE MINERAL

Año	Reservas de mineral T.M.	Pb%	Zn%	Ag Oz/TM	Au Oz/TM	Cu%	Avance (mts). Exploraciones
1996	4'100,956	3.39	5.59	3.52	0.015	0.26	2430
1997	4'600,000	3.69	6.18	3.28	0.022	0.30	2120
1998	5'280,000	3.22	6.22	3.15	0.024	0.25	1950
1999	5'460,000	3.15	6.15	2.99	0.019	0.20	2960
2001	6'200,300	4.10	5.90	3.20	0.022	0.21	1872
2002	6'200,000	3.22	6.00	4.10	0.030	0.19	2208
2003	7'500,000	4.00	7.00	6.00	0.018	0.30	1853

RESERVA DE MINERAL PARA EL AÑO 2004

Tipo de Mineral	TM	Pb %	Zn %	Ag/Oz Oz/TM	Au/Oz Oz/TM	Cu %	\$
Común	8'220,800	3.62	6.00	4.71	0.016	0.27	52.14
Especial	2'055,200	0.71	6.20	1.14	0.019	0.33	35.40

3.2 Programa de Recuperación de Reserva

Atacocha viene desarrollando desde 2004 un Programa agresivo de exploraciones, desarrollos, para cubicar, asegurando de esta manera la vida de la mina.

En el programa de exploraciones con sondajes esta programado un promedio de 3,000 mts. mensuales y 1,200 mts. en exploraciones y desarrollos incluido chimeneas. A continuación ver tabla 1 el programa para el año 2004.

TABLA N°1

PROGRAMA DE AVANCES 2004

RESUMEN GENERAL

	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total (m)	PRESUPUESTO	Proyección (m)	Proyección
														2.004	2.003	2.003
EXPLORACION	130 m	140 m	140 m	165 m	115 m	80 m	95 m	95 m	70 m	95 m	95 m	70 m	1.290 m	\$ 470.700	1.856 m	\$ 599.796
DESARROLLO	0 m	20 m	80 m	120 m	120 m	120 m	110 m	150 m	110 m	110 m	90 m	80 m	1.110 m	\$ 356.037	1.564 m	\$ 449.669
PREPARACION	265 m	360 m	455 m	680 m	595 m	650 m	700 m	610 m	400 m	480 m	355 m	335 m	5.885 m	\$ 1.968.920	5.817 m	\$ 1.862.189
EXPLOTACION	510 m	495 m	517 m	523 m	524 m	525 m	549 m	553 m	554 m	560 m	556 m	551 m	6.417 m	\$ 1.738.646	6.607 m	\$ 1.329.408
INFRAESTRUCTURA	240 m	315 m	255 m	235 m	215 m	195 m	100 m	120 m	110 m	75 m	60 m	45 m	1.965 m	\$ -	0 m	\$ -
	1.145 m	1.330 m	1.447 m	1.723 m	1.569 m	1.570 m	1.554 m	1.528 m	1.244 m	1.320 m	1.156 m	1.081 m	16.667 m	\$ 4.534.303	15.844 m	\$ 4.241.063

RESUMEN SECCION 3

	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total (m)	PRESUPUESTO	Real Ene-Sept	Proyección
														2.004	2.003	2.003
EXPLORACION	90 m	100 m	75 m	125 m	70 m	50 m	65 m	40 m	40 m	65 m	40 m	40 m	800 m	\$ 285.200	1.281 m	\$ 407.464
DESARROLLO	0 m	20 m	40 m	60 m	60 m	60 m	60 m	50 m	50 m	50 m	30 m	20 m	500 m	\$ 170.229	492 m	\$ 122.016
PREPARACION	110 m	140 m	150 m	310 m	245 m	255 m	295 m	290 m	160 m	190 m	90 m	105 m	2.340 m	\$ 767.019	1.252 m	\$ 328.024
EXPLOTACION	200 m	202 m	211 m	208 m	205 m	202 m	220 m	229 m	233 m	231 m	215 m	210 m	2.566 m	\$ 616.663	2.224 m	\$ 458.144
INFRAESTRUCTURA	0 m	30 m	30 m	50 m	50 m	60 m	30 m	30 m	30 m	25 m	30 m	25 m	390 m	\$ -	-	-
	400 m	492 m	506 m	753 m	630 m	627 m	670 m	639 m	513 m	561 m	405 m	400 m	6.596 m	\$ 1.839.110	5.249 m	\$ 1.315.648

RESUMEN SECCION 2

	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total (m)	PRESUPUESTO	Real Ene-Sept	Proyección
														2.004	2.003	2.003
EXPLORACION	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	\$ -	455 m	\$ 140.492
DESARROLLO	0 m	0 m	40 m	60 m	60 m	60 m	50 m	40 m	0 m	0 m	0 m	0 m	310 m	\$ 97.694	603 m	\$ 165.733
PREPARACION	130 m	195 m	255 m	295 m	300 m	320 m	310 m	275 m	175 m	225 m	200 m	145 m	2.825 m	\$ 966.153	3.845 m	\$ 1.272.805
EXPLOTACION	233 m	218 m	229 m	235 m	238 m	241 m	246 m	241 m	235 m	245 m	257 m	260 m	2.878 m	\$ 893.331	3.420 m	\$ 718.200
INFRAESTRUCTURA	210 m	245 m	195 m	145 m	145 m	135 m	70 m	90 m	80 m	50 m	30 m	20 m	1.415 m	\$ -	-	-
	573 m	658 m	719 m	735 m	743 m	756 m	676 m	646 m	490 m	520 m	487 m	425 m	7.428 m	\$ 1.957.178	8.323 m	\$ 2.297.231

RESUMEN SECCION 4

	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total (m)	PRESUPUESTO	Real Ene-Sept	Proyección
														2.004	2.003	2.003
EXPLORACION	40 m	40 m	65 m	40 m	45 m	30 m	30 m	55 m	30 m	30 m	55 m	30 m	490 m	\$ 185.500	120 m	\$ 51.840
DESARROLLO	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	60 m	60 m	60 m	60 m	60 m	300 m	\$ 88.114	469 m	\$ 161.920
PREPARACION	25 m	25 m	50 m	75 m	50 m	75 m	95 m	45 m	65 m	65 m	65 m	85 m	720 m	\$ 235.749	720 m	\$ 261.360
EXPLOTACION	77 m	75 m	77 m	79 m	81 m	81 m	84 m	84 m	86 m	84 m	84 m	81 m	972 m	\$ 228.653	963 m	\$ 153.064
INFRAESTRUCTURA	30 m	40 m	30 m	40 m	20 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	0 m	160 m	\$ -	-	-
	172 m	180 m	222 m	234 m	196 m	186 m	209 m	244 m	241 m	239 m	264 m	256 m	2.642 m	\$ 738.016	2.272 m	\$ 628.184

IV. MINERIA

4.1 Método de Explotación. En la mina se extrae mineral de Pb, Zn, Oz/Ag, Cu, Au por minado subterráneo con una producción de 3500 toneladas diarias y de donde la planta concentradora tiene una capacidad para 3600 de tratamiento diario y con un concentrado de 500 TMS/diario.

La mina está dividida en 3 secciones y 9 niveles.

- a) **Sección 2:** desde 3660 hasta NV 3840.
- b) **Sección 4:** desde 3660 hasta NV 3840.
- c) **Sección 3:** desde 3300 hasta NV 2540.

De los cuales en la actualidad se explota un promedio por mes 15 stopes mecanizados y 3 stopes mixto con equipo cautivo. Con producción mensual clasificado como mineral común y especial. Ver cuadro o tabla 2 y 3 programado por cada mes del año 2004

TABLA 2

COMPANÍA MINERA ATACOCHA S. A.

RESUMEN POR SECCIONES - AÑO 2004 (OPCION 80-20)

		PARCIALES - AÑO 2004												
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL
SECCION 2	TM	53,000	49,500	52,000	53,500	54,000	54,800	55,800	54,750	53,500	55,750	58,500	59,000	654,100
	Pb	4.65%	4.50%	4.41%	4.29%	4.20%	4.21%	4.23%	4.27%	4.22%	4.24%	4.25%	4.28%	4.31%
	Zn	5.08%	5.04%	5.02%	4.97%	5.00%	4.99%	5.01%	5.08%	4.96%	4.95%	4.92%	4.96%	5.00%
	Ag	5.28 Oz	5.16 Oz	5.10 Oz	5.00 Oz	4.98 Oz	5.01 Oz	5.02 Oz	5.08 Oz	4.96 Oz	4.93 Oz	4.91 Oz	4.90 Oz	5.02 Oz
	Cu	0.23%	0.23%	0.23%	0.22%	0.22%	0.22%	0.22%	0.22%	0.22%	0.22%	0.23%	0.23%	0.22%
	US\$/TM													
SECCION 4	TM	17,500	17,000	17,500	18,000	18,500	18,500	19,000	19,000	19,500	19,000	19,000	18,500	221,000
	Pb	0.82%	0.79%	0.81%	0.78%	0.76%	0.75%	0.73%	0.73%	0.71%	0.72%	0.71%	0.72%	0.75%
	Zn	5.92%	5.95%	5.92%	6.16%	6.14%	6.07%	6.03%	5.95%	5.88%	5.88%	5.88%	5.88%	5.97%
	Ag	0.75 Oz	0.74 Oz	0.75 Oz	0.74 Oz	0.73 Oz	0.73 Oz	0.72 Oz	0.72 Oz	0.71 Oz	0.71 Oz	0.71 Oz	0.72 Oz	0.73 Oz
	Cu	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.29%	0.29%	0.29%	0.30%	0.30%	0.30%	0.29%
	US\$/TM													
SECCION 3	TM	34,000	34,500	35,500	31,300	30,000	29,500	33,700	35,700	36,100	36,200	32,450	31,950	400,900
	Pb	2.14%	2.16%	2.14%	2.24%	2.34%	2.38%	2.27%	2.25%	2.24%	2.16%	1.93%	1.93%	2.18%
	Zn	5.32%	5.36%	5.38%	5.43%	5.52%	5.56%	5.34%	5.42%	5.43%	5.43%	5.32%	5.36%	5.40%
	Ag	4.23 Oz	4.20 Oz	4.18 Oz	4.11 Oz	4.07 Oz	4.06 Oz	4.10 Oz	4.08 Oz	4.03 Oz	3.98 Oz	3.97 Oz	3.99 Oz	4.08 Oz
	Cu	0.44%	0.43%	0.42%	0.37%	0.36%	0.36%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.36%	0.38%	0.38%
	US\$/TM													
		TOTAL - AÑO 2004												
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL
	TM	104,500	101,000	105,000	102,800	102,500	102,800	108,500	109,450	109,100	110,950	109,950	109,450	1,276,000
	Pb	3.19%	3.08%	3.05%	3.05%	3.03%	3.06%	3.01%	2.99%	2.94%	2.96%	2.96%	2.99%	3.02%
	Zn	5.30%	5.30%	5.30%	5.32%	5.36%	5.35%	5.29%	5.34%	5.28%	5.26%	5.20%	5.23%	5.29%
	Ag	4.18 Oz	4.09 Oz	4.06 Oz	3.98 Oz	3.95 Oz	3.97 Oz	3.98 Oz	4.00 Oz	3.89 Oz	3.90 Oz	3.91 Oz	3.93 Oz	3.99 Oz
	Cu	0.31%	0.30%	0.30%	0.28%	0.27%	0.27%	0.27%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%
	US\$/TM													

TABLA 3

RESUMEN POR TIPO DE MINERAL - AÑO 2004 (OPCION 80-20)

PARCIALES - AÑO 2004														
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL
MINERAL COMUN	TM	81,000	78,500	82,500	82,800	82,000	82,300	86,800	87,750	86,900	89,250	88,250	88,250	1,016,300
	Pb	3.91%	3.76%	3.68%	3.61%	3.61%	3.65%	3.58%	3.56%	3.51%	3.51%	3.51%	3.54%	3.62%
	Zn	5.16%	5.16%	5.15%	5.11%	5.16%	5.16%	5.12%	5.20%	5.14%	5.12%	5.04%	5.08%	5.13%
	Ag	4.92 Oz	4.81 Oz	4.77 Oz	4.72 Oz	4.70 Oz	4.73 Oz	4.72 Oz	4.73 Oz	4.63 Oz	4.60 Oz	4.62 Oz	4.62 Oz	4.71 Oz
	Cu	0.27%	0.27%	0.28%	0.28%	0.27%	0.27%	0.26%	0.27%	0.27%	0.27%	0.27%	0.27%	0.27%
	Au	0.016 Oz												
	Bi	0.029%	0.030%	0.030%	0.031%	0.030%	0.030%	0.030%	0.038%	0.041%	0.041%	0.041%	0.041%	0.035%
	USS/TM													
MINERAL ESPECIAL :	TM	23,500	22,500	22,500	20,000	20,500	20,500	21,700	21,700	22,200	21,700	21,700	21,200	259,700
	Pb	0.73%	0.71%	0.73%	0.74%	0.72%	0.72%	0.70%	0.70%	0.68%	0.69%	0.69%	0.70%	0.71%
	Zn	5.78%	5.81%	5.82%	6.17%	6.15%	6.09%	5.97%	5.91%	5.85%	5.85%	5.86%	5.86%	5.92%
	Ag	1.63 Oz	1.56 Oz	1.48 Oz	0.94 Oz	0.93 Oz	0.92 Oz	1.02 Oz	1.01 Oz	1.00 Oz	1.01 Oz	1.03 Oz	1.04 Oz	1.14 Oz
	Cu	0.42%	0.41%	0.39%	0.29%	0.29%	0.31%	0.31%	0.31%	0.32%	0.32%	0.33%	0.31%	0.33%
	Au	0.019 Oz	0.018 Oz	0.019 Oz										
	Bi	0.058%	0.057%	0.055%	0.042%	0.041%	0.041%	0.043%	0.043%	0.043%	0.043%	0.043%	0.044%	0.046%
	USS/TM													
TOTAL - AÑO 2004														
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL
	TM	104,500	101,000	105,000	102,800	102,500	102,800	108,500	109,450	109,100	110,950	109,950	109,450	1,276,000
	Pb	3.19%	3.08%	3.05%	3.05%	3.03%	3.06%	3.01%	2.99%	2.94%	2.96%	2.96%	2.99%	3.02%
	Zn	5.30%	5.30%	5.30%	5.32%	5.36%	5.35%	5.29%	5.34%	5.28%	5.26%	5.20%	5.23%	5.29%
	Ag	4.18 Oz	4.09 Oz	4.06 Oz	3.98 Oz	3.95 Oz	3.97 Oz	3.98 Oz	4.00 Oz	3.89 Oz	3.90 Oz	3.91 Oz	3.93 Oz	3.99 Oz
	Cu	0.31%	0.30%	0.30%	0.28%	0.27%	0.27%	0.27%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%
	Au	0.016 Oz												
	Bi	0.036%	0.036%	0.036%	0.033%	0.032%	0.032%	0.032%	0.039%	0.042%	0.042%	0.042%	0.042%	0.037%
	USS/TM													

Min Comun	78%	78%	79%	81%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	81%	80%
Min Especial	22%	22%	21%	19%	20%	20%	20%	20%	20%	20%	20%	20%	19%	20%
Nro. Stopes	21	21	21	20	20	19	22	21	22	21	21	21	21	21
Produccion de Stopes Cautivos	10,000	10,000	10,000	12,800	15,000	17,000	20,750	20,000	22,500	23,250	23,750	23,250		208,300
Produccion de Stopes Trackless	94,500	91,000	95,000	90,000	87,500	85,800	87,750	89,450	86,600	87,700	86,200	86,200		1,067,700

	Real 2001	Real 2002	PRESUP.2003	Proyección 2003	Proy.2004	Diferencia 2004-2003	
TM	1,053,610	1,158,347	1,200,000	1,220,000	1,276,000	4.6%	% de St. Cautivos
Pb	3.06%	3.44%	3.43%	3.50%	3.02%	-13.6%	% de St. Trackless
Zn	5.79%	5.86%	5.42%	5.80%	5.29%	-8.7%	
Ag	4.58 Oz	5.25 Oz	4.52 Oz	4.55 Oz	3.99 Oz	-12.4%	
Cu	0.37%	0.35%	0.38%	0.35%	0.28%	-19.2%	

Impreso el 01/11/2003 a las 06:40 a.m.

4.1.1 Corte relleno ascendente mecanizado con relleno hidráulico (Over Cut and Fill)

Las labores preparatorias consisten en la construcción o ejecución de una rampa principal de 3.5 x 3 mt; proyectado; chimeneas de ventilación, hechaderos y otros servicios; y de ahí accesos principales con sección de 3.5x3 mts. (ventanas), continuando con rampas negativas 12%, con dirección hacia los cuerpos mineralizados una vez llegado a la zona mineralizada se forma frentes de ataque sub-nivel 3x3 mt. hasta cruzar delimitando todo el cuerpo mineralizado.

Básicamente este método consiste en preparar el cuerpo mineralizado para explotar, tomando un piso en cada corte con un sub-nivel de ataque siguiendo el cuerpo mineralizado desde la rampa principal ascendente se cuadrilla todo el horizonte a partir del sub-nivel de ataque con tajeos de 4 mts de ancho por 5 mts de alto del piso o relleno hidráulico.

La apertura de los stopes es sistematizado a fin de establecer una secuencia de minado que nos permite en todo momento contar con suficientes frentes de labores, a fin de cumplir el estimado de producción.

4.1.2 Etapas de Perforación y Voladura

- En los stopes las etapas de perforación y voladura son de 4 x 3 mt de sección hasta lograr la longitud predeterminada por el contacto mineral y desmonte.
- Luego se abre sub-niveles transversales al anterior para formar un cuadrillado.
- Se corre ventana hacia las Raise Bore para la ventilación.

- Todo esta preparación se determina en el primer piso.
- Siguiendo en forma accedente ya Batido o realizado los accesos principales se forma ya los frentes de explotación en método de perforación en BREASTING; que los sub-niveles del primer piso sirven como salida que se ha rellenado a 1 mts. debajo de la corona del sub-nivel.

Actualmente todo las perforaciones de explotación es de 80% mecanizada y 20% convencionales, las perforaciones mecanizadas se realizan con jumbos electro hidráulicos de un brazo marcas: Atlas Copco Modelo Boomer 281 y Marca Tamrock, Modelo Quasar y Acceda. Todos de 14´de Barra. Y para los sostenimientos y convencionales.

Se utilizan máquinas convencionales tipo Jack Leg con barras de 4´, 6, 8´.

En la actualidad Atacocha cuenta con: 8 Jumbos para todo el nivel de la mina. Tanto para avances y rotura de mineral; ver anexo 01.

ANEXO 01

2003	CTTA. GREMS CNS						CTTA.MINERA SOL				CTTA. OPERMIN S.A.C.						CTTA CONANDINOS				TOTAL	
	Jumbo Axera D-5 (1) Serie 3167			Jumbo Axera D-5 (2) Serie 3484			Jumbo		Jumbo Rocket Boomer 281 Atlas Copco COOP-1838		Jumbo H126 Atlas Copco		Jumbo H281 Atlas Copco		Jumbo Rocker H281 Atlas Copco		Jumbo Rocker H281 Atlas Copco		Jumbo Boomer H281 Atlas Copco			
	FE	HD	HP	HE	HD	HP	HD	HP	HD	HP	HD	HP	HD	HP	HD	HP	HD	HP	HD	HP	HP	
ENERO	240.4	77.1	160.9	272.5	99.4	200.7		146.2			108.8	204.2	107.5	210.3			130	105.6		141.4	1,169.3	
FEBRERO	156.6	65.0	104.8	250.7	87.0	183.3		100			116.9	210.1	108.6	202.6			164	134.0		128.5	1,063.3	
MARZO	230.5	82.6	165.6	267.6	96.2	191.3		150.6			138.0	250.2	122	218.2			142	152.6		117.8	1,246.3	
ABRIL	225.6	79.5	171.2	271.3	75.2	197.2		170.5			125.8	188.7	125.8	184.9			131	89.8		99.8	1,102.1	
MAYO	124.7	114.7	63.0	387.0	68.5	291.9		86.5			82.0	121.6	112.0	168.1	81.0	137.9		115.9		125.8	1,054.6	
JUNIO	162.8	64.5	116.0	143.5	51.8	108.7							123.9	167.9	145.9	262.3		230.5		167.9	1,250.0	
JULIO	186.8	84.0	134.7	214.9	69.6	164.0							168.8	162.3	157.7	239.8		219.8		167.8	1,346.2	
AGOSTO	211.5	74.9	143.9	249.9	75.2	180.2			98.0	342.1			130.3	175.6	127.9	239.3	107	263.8		34.1	1,333.7	
SEPTIEMBRE	208.8	78.7	147.0	249.9	75.2	180.2				300.6			108	200.2	116	218.5	59	225.0			1,179.3	
OCTUBRE	295.8	90.9	194.4	221.9	84.6	163.2				96.0	288.4			129.8	160.2	129.7	178.3	76	106.3			1,060.4
NOVIEMBRE	208.8	55.6	131.7	204.3	72.1	150.8				100.0	207.1			131.8	190.8	130.0	181.7	76	249.0			1,052.1
DICIEMBRE	284.6	89.5	189.8	338.7	114.8	269.3				111.9	145.6			140.4	203.1	149.9	158.6		190.0			1,093.7
TOTAL	2,586.9	957.0	1,723.0	3,072.2	969.6	2,280.8	0	654	405.9	1776	571.5	974.8	1,508.9	2,244.2	1,038.1	1,616.4	885.0	2,082.1	0.0	983.1	13,951.0	
Hr mes/jum	211.4	79.8	143.6	256.0	80.8	190.1	0	131	101	254	114.3	195.0	125.7	187.0	129.8	202.1	110.6	173.5		122.9	1,162.6	

Promedio horas mes Percusión

170.

4.1.3 Variedad de Consumo de Explosivos Año 2003

ANEXO 04

CONSUMO DE EXPLOSIVOS AÑO 2003

2003	TOTAL STOPES		AVANCES		TOTAL	
	Kg.Dinamita	Kg.Examon	Kg.Dinamita	Kg.Examon	Kg.Dinamita	Kg.Examon
Ene	22,098	15,754	32,727	13,496	54825	29250
Feb	21,942	12,205	29,933	17,496	51875	29700
Mar	27,765	15,224	26,785	17,776	54550	33000
Abr	27,461	13,060	22,839	15,440	50300	28500
May	29656	21236	16,094	19,139	45750	40375
Jun	20,162	21,006	21,963	17,545	42125	38550
Jul	24,364	15,244	23,211	15,006	47575	30250
Ago	22,408	15,248	22,942	18,127	45350	33375
Sep	22,178	13,099	23,122	23,427	45300	36525
Oct	19,688	17,087	29,237	31,064	48925	48150
Nov	17,818	13,973	29,857	27,152	47675	41125
Dic	21,578	15,243	30,647	23,507	52225	38750
TOTAL	277,118	188,378	309,357	239,172	586,475	427,550
PROM/MES	23,093	15,698	25,780	19,931	48,873	35,629
%	59.53%	40.47%	56.40%	43.60%	57.84%	42.16%
%	47.25%	44.06%	52.75%	55.94%		

4.1.4 Variedad y Consumo de Explosivos y Accesorios.

ANEXO 05

	DESCRIPCION	\$/Unid	U/M	TOTAL	US\$	
EXPLOSIVOS	EXADIT 65% x 7/8 x 7"	38.100	Cjas.	637	24,262	
	EXADIT 65% x 1 1/8 x 7"	36.375	Cjas.	182	6,620	
	SEMEXSA 45% x 7/8 x 7"	40.425	Cjas.	162	6,549	
	SEMEXSA 60% x 7/8 x 7"	41.200	Cjas.	2,066	85,119	
	SEMEXSA 60% x 1.1/8 x 7"	39.475	Cjas.	15,406	608,152	
	SEMEXSA 65% x 1.1/2 x 12"	40.800	Cjas.	4,741	193,433	
	SEMEXSA 80% x 1.1/2 x 12"	43.500	Cjas.	225	9,788	
	SEMEXSA 80% x 1.1/8 x 8"	43.500	Cjas.	40	1,740	
	SUPERFAM DOS "O"	9.750	Scs.	119	1,160	
	EXAMON " P "	10.675	Scs.	16,852	179,895	
	EXAMON " V "	10.675	Scs.	250	2,669	
	TOTAL EXPLOSIVOS				1,119,387	71.64%
ACCESORIOS	FULM. CORRIENTE N° 8	0.074	c/u	241,191	17,848	
	FULM. CORRIENTE N° 6	0.074	c/u	32,000	2,368	
	GUIA DE SEGURIDAD	69.158	Cjas.	824	56,962	
	CORDON DETONANTE 3-G	47.250	Rll.	1,130	53,393	
	CORDON DETONANTE 3-P	47.250	Rll.	108	5,103	
	CORDON DETONANTE 5-P	54.000	Rll.	33	1,782	
	CORDON DETONANTE 5-G	43.125	Rll.	28	1,208	
	MECHA RAPIDA	25.092	Rll.	32	803	
	CARMEX 2.10 MTS.	126.000	Cjas.	9	1,138	
	DETON. ENSAMBLADO		Cjas.	12	0	
	TECNEL LP Y MS N° 1 AL 13	0.970	c/u	272,995	264,805	
	FANEL LP Y MS	0.950	c/u	39,180	37,221	
	FANEL ROJO Y BLANCO	1.050	c/u	448	470	
TOTAL ACCESORIOS				443,100	28.36%	
TOTAL GENERAL 2003				1,562,487		

4.1.5 Variedad y Consumo de Explosivos y Accesorios y Costos Año 2003

ANEXO 07

EXPLOSIVOS

STOPES	TM	TOTALES		FACTORES		US\$		FACTORES-EXPLOSIVOS	
		Kg.Din.	Kg.Exa.	Kg Din/TM	Kg Exa/TM	\$ Dinam.	\$ Examon	\$ Din/TM	\$ Exa/TM
878	102,154	18,401	2,699	0.180	0.026	29,055	1,152	0.284	0.011
879	84,580	17,848	3,217	0.211	0.038	28,182	1,374	0.333	0.016
948	157,312	49,615	4,652	0.315	0.030	78,342	1,986	0.498	0.013
985	87,211	27,775	436	0.318	0.005	43,857	186	0.503	0.002
480	88,592	27,209	368	0.307	0.004	42,963	157	0.485	0.002
729	59,939	18,140	3,429	0.303	0.057	28,643	1,464	0.478	0.024
546	71,099	6,718	33,429	0.094	0.470	10,608	14,274	0.149	0.201
24	46,914	16,813	15,844	0.358	0.338	26,548	6,765	0.566	0.144
28	43,998	3,971	21,213	0.090	0.482	6,270	9,058	0.143	0.206
	741,797	186,490	85,287	0.251	0.115	294,468	36,418	0.397	0.049

Kg/TM

ACCESORIOS

STOPES	TOTALES			US\$ - ACCESORIOS		
	Fulm.	Tecnel	Guia	Fulm. \$/u	Tecnel \$/u	Guia \$/pie
878	4,372	13,787	45,127	324	13,401	948
879	3,762	12,503	38,046	278	12,153	799
948	5,956	27,502	52,805	441	26,732	1,109
985	2,672	16,335	19,014	198	15,878	399
480	6,797	13,353	67,876	503	12,979	1,425
729	5,194	8,996	64,460	384	8,744	1,354
546	3,153	9,442	79,072	233	9,178	1,661
24	12,493	2,830	121,150	924	2,751	2,544
28	868	6,468	6,944	64	6,287	146
	45,267	111,216	494,494	3,350	108,102	10,384

TOTALES (Explos. + Acces.)	
US\$	US\$/TM
44,880	0.439
42,786	0.506
108,610	0.690
60,518	0.694
58,028	0.655
40,589	0.677
35,953	0.506
39,533	0.843
21,825	0.496
452,722	0.610

4.1.6 Limpieza de Mineral.- La limpieza del mineral se realiza con Scoops eléctricos de 3.5 yd³, 4.2 yd³, 2.2 yd³ y Diesel de: 4.2 yd³, 3.5 yd³, 2.2 yd³.

4.1.7 Parametro de Explotación

Malla de perforación : 1.00 mt x 1.00 mt

Nº de tableros : 23

Inclinación : horizontal 0°

Ø taladro : 45 m.m

Longitud barra : 14' = 3.60 mt.

Sección de perforación : 4 mt x 3.0 mt.

Arranque para salida : cara libre

Eficiencia productividad : 18 tn/hombre guardia

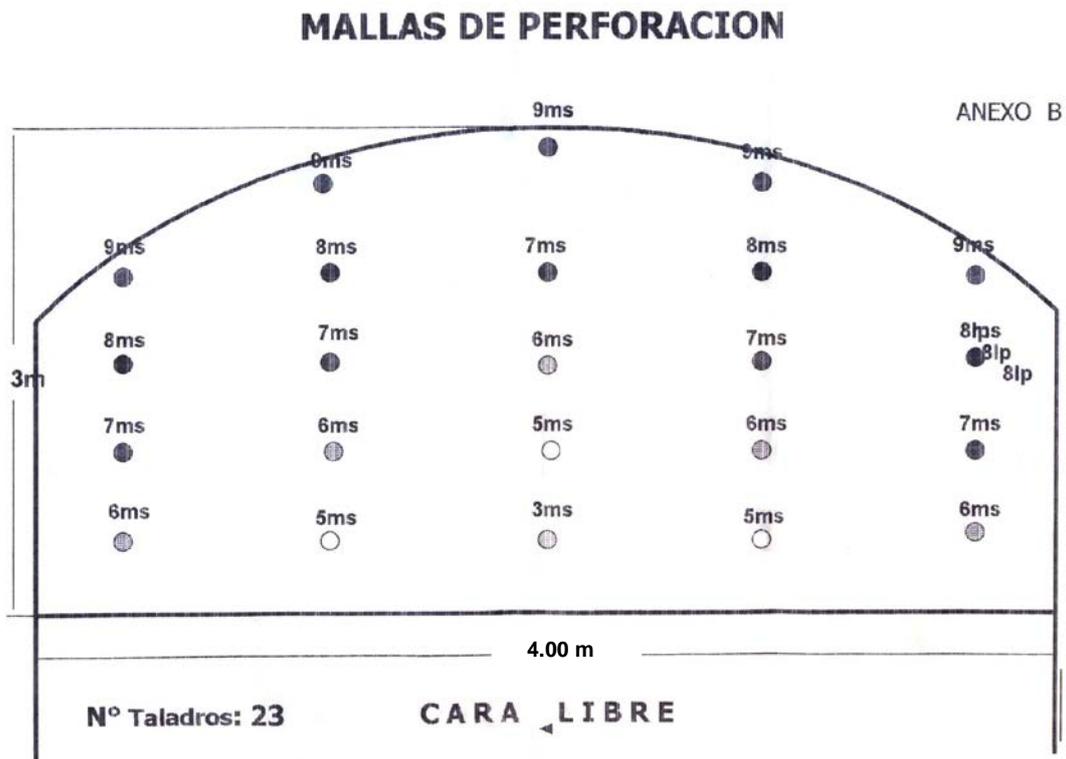
Sostenimiento : malla + split set (temporal)

Consumo de explosivos : 0-21 kg. / tn

Tipo de relleno : relave + agua 1700 gr/cm³

Ventilación : natural y forzada.

Ver figura de Malla de perforación breasting



4.1.8 Transporte de Mineral.- El acarreo del mineral de los stopes a los hechaderos en las diferentes áreas de explotación se realiza con scooptrams eléctricos de 22 y d3, 3-5 y d3 y Scooptrams Diesel e 2.2 y d3, 3.5 y d3, 4.2 y d3; a partir de estos hechaderos con tolvas neumáticas son chuteados y transportados por camiones de bajo perfil. (Dumpers) 16 Tn. hacia los Ore pass principales que están comunicados desde el NV 3600 hasta 3840.

4.1.9 Transferencia de Mineral.- El mineral es recibido en el Nv 3600 nivel principal de extracción; de los diferentes ore pass N° 8, 17 y transferido por varias locomotoras a Trolley de carros mineros de 110 pie³ de capacidad con dirección a la tolva de gruesos de la planta concentradora.

4.1.10 Infraestructura de la Mina.- La infraestructura que presenta toda la compañía es tan grande, que describir cada una de ellas implicaría un tiempo mas prolongado por lo que haremos mención de las más importantes y grandes rasgos.

Para el abastecimiento de aire comprimido se cuenta con 13 compresores eléctricas estacionarias, que en conjunto proporcionan 18,000 pies³/min de aire comprimido, estando ubicado su casa de compresoras en el NV. 4000 de donde se distribuye para toda la mina con tuberías de diferentes diámetros.

Se cuenta con dos centrales hidroeléctricas, la primera ubicado en Marcopampa produciendo 3,500 KW, estando ubicada la segunda en Chaprin y produce un total de 5,300 KW, la diferencia de energía eléctrica para el funcionamiento total de la unidad minera, se tiene comprado ELECTRO ANDES 1,200 km. permitiéndonos así cumplir con la demanda requerida.

El transporte de personal y materiales al interior de la mina se hace en diferentes modalidades.

En la sección 3 se tiene el servicio de un Winche de izaje de dos tamboras de 150 HP., en el pique 533 desde el Nv 4000 a Nv 3540

Para la sección 2, 3 y 4 se cuenta con movilidades tanto compañía y contratas con camiones y camionetas acondicionado para transporte de personal y materiales.

El transporte de mineral en el interior de la mina es realizado con locomotoras eléctricas y trolley de 2,4, 5,5 y 8.0 Ton, contando para zonas alejadas

4.2 Servicios Auxiliares

4.2.1 Aire Comprimido.- Actualmente se cuenta con una casa compresora que cuenta con 8 compresores que genera 18,000 CFM.

Generando una salida de 75-80 P.S.I promedio que se introduce mediante tuberías matriciales de fierro de 6" de \varnothing y en interior mina distribuidos a tubería polietileno de 4" de \varnothing ver tabla.

COMPRESORAS POR NUMEROS		
COMP. N°5-XLE	Durante las 8 horas en PSI 75-80 PSI	Caudal CFM 1000 CFM
COMP. N°6-XLE	75-80 PSI	1000 CFM
COMP. N°7-XLE	75-80 PSI	1500 CFM
COMP. N°8-XLE	75 – 80 PSI	1500 CFM
COMP. N°9-XLE	75 – 80 PSI	1500 CFM
II CENTACS		CAUDAL CFM
CENTAC N°14	Durante 8 horas promedio 80 – 85 – PSI	3.500 CFM
CENTAC N°15	80 – 85 PSI	3500 CFM
COMP. 16	SOLO EMERGENCIAS 90 – 120 : PSI	

4.2.2 Ventilación.- La ventilación en la mina es natural y forzada.

La ventilación sección 2 y 4 el balance de aire es:

**VENTILACION SECCION 2 – 4
SANTA BARBARA
BALANCE DE AIRE**

INGRESO DE AIRE FRESCO:	244,290 C.F.M.
SALIDA DE AIRE VICIADO:	263,200 C.F.M.

COBERTURA: 108%

CARACTERISTICASA DE LOS DOS VENTILADORES

CAUDAL	:	120,000 C.F.M.
PRESION	:	13" DE AGUA
HP	:	250
MARCA	:	AIRTEC

Y chimeneas Raise Bore ejecutadas para la explotación y ventilación es:

CHIMENEAS RAISE BORER EJECUTADOS

AÑO	TOTAL	MT.
2000	1,190	
2001	620	
2002	860	
2003	1,110	
TOTAL	3,780	

AÑO 2003

PREPARACION Y EXPLOTACION:	240 MT.
CHIMENEAS DE VENTILACION:	870 MT.

INVERSION EN LAS CHIMENEAS RAISE BORER

INVERSION PRESUPUESTADA	: U\$ 453,680.00
INVERSION EJECUTADA	: U\$ 438,756.00
SALDO	:U\$ 14,923.50

En las diferentes labores de la mina, es producido por medios naturales, por lo que se cuentan con varias bocaminas conectadas a superficies y en caso de falta de aire natural se ayuda con ventiladores y sus respectivas mangas de ventilación que llevar el aire necesario a las zonas requeridas.

La ventilación de las labores de la mina en los últimos años se ha convertido en una actividad de mucha importancia debido a la profundización, los cuales requieren de una atención constante mantenerlos en condiciones aceptables.

La distribución de aire en el interior de la mina es de acuerdo a las necesidades de cada sección, como veremos a continuación:

Sección-2: el abastecimiento se realiza a través de las bocaminas de los niveles, porque la mayoría de ellos cuenta con comunicación hacia la superficie ingresando un total de 1,400

m³/*min, tan solo se usa ventiladores en zonas horizontales profundas donde el flujo es lento o turbulento.

Sección – 3: El ingreso de aire por 2 niveles, por la bocamina del Nv 3600 un caudal de 900-m³/ y por la bocamina de Nv 3900 con un caudal de 790 m³/min, este último baja a los niveles por el PIQUE 533 hasta el Nv 3655, por ser una zona que cuenta con 02 bocaminas comunicadas a superficie, se requiere de ventiladores eléctricos para llevar el aire a los frentes alejados y a la zona del pique 447 en el Nv 3480 en total cuenta con 07 ventiladores.

Sección – 4: La mayor parte de los niveles, están comunicados a superficie a excepción de los niveles 3840 y 3780 que es ayudado el ingreso necesario de aire por 03 ventiladores eléctricos.

En los demás niveles el abastecimiento de aire fresco, es excelente porque cuenta con chimeneas comunicados a superficie.

4.2.3 Radios de Agua

El agua que es captado tanto para el consumo de los campamentos y zona industrial es depositado en pozas desde las alturas, y llevado a interior mina mediante tuberías de diámetro de 4", sin hacer ningún uso de bombas auxiliares, solo por gravedad propia, para zona 2, e y 4 es almacenado en poza Nv 3780 por la bomba N° 3 y transportado por tubería $\varnothing = 3''$

4.2.4 Relleno Hidráulico: El 40% de relave de la planta concentradora Chicrín, se emplea en el relleno hidráulico de la mina subterránea con un bombeo de 30 mt³/hora a un costo de 2.5\$/mt³ total, y el resto es enviado a los depósitos de Ticlacayan que son almacenados.

4.2.4.1. Objetivo del Relleno

Normar las actividades que conforman la operación de relleno hidráulico de los tajeos, para completar el ciclo del sistema de explotación por corte y relleno ascendente.

1. El sistema de explotación practicado en Mina Atacocha exige un relleno de los espacios vacíos dejados por el extracción del mineral y se usa los relaves clasificados para este fin.
2. El relave se bombea desde la Planta Concentradora y para los niveles superiores se utiliza la Bomba 3 intermedia. Se bombea por medio de tuberías (fierro en líneas principales y polietileno en líneas secundarias) de 4 pulgadas de diámetro.
3. El relave que se utiliza es clasificado mediante ciclones en malla – 325 (12 % en peso).
4. El jefe de Sección programa la fecha de relleno del tajeo en coordinación con el Jefe de Servicios Auxiliares Mina y entrega el área a relleno un día antes de la fecha coordina.
5. El Jefe de Servicios Auxiliares inspecciona al área, que debe contener las marcas del nivel de relleno, los diques (muros) sólidos y con la altura suficiente, taladros para la fijación de la tela, el terreno completamente estable (si es necesario reforzado) y los accesos para el personal, suministros y drenaje debidamente habilitados; entonces ordena la preparación.

6. Durante la preparación el personal del tajeo debe apoyar en el mantenimiento de la estabilidad en los accesos y en el área de relleno. Cuando el tajeo está listo el Encargado de Preparación RH comunica al Jefe de Servicios.
7. Antes de iniciar la propia operación de relleno el área es revisado por el jefe de Servicios o por el Encargado de Relleno, línea – dique – manta, y da la orden de inicio con el personal presente.
8. El personal encargado del relleno son dos: 1 Maestro y 1 Ayudante con el apoyo del Encargado de Relleno y un radio de mano. Los dos permanecen en el tajeo esperando la carga y el supervisor coordina y revisa las líneas (tubería y comunicación).
9. En la Estación de Bomba Mars el Bombero confirma la comunicación y empieza el bombeo de agua antes de la pulpa. El bombeo de agua es por el siguiente tiempo mínimo:
 - Bomba 2 a Bomba 3 : 40 minutos,
 - Bomba 2 a Niv. 3660 : 40 minutos,
 - Bomba 3 a Niv. 3840 : 30 minutos,
 - Bomba 3 a Niv. 3780 : 20 minutos,
 - Bomba 3 a Niv. 3720 : 30 minutos
 - Bomba 1 a Niv. 3660 y 3600 : 40 min.
 - Bomba 1 a Niv. 3540 y 3480 : 30 min.
 - Bomba 1 a Niv. 3420 y 3360 : 40 min.
10. Para contener el drenaje se utiliza una represa al pie del tajeo y canales de madera en el tajeo.

11. El soporte de los tubos de relleno se pone cada tres (03) metros en las vías de acceso y cada dos (02) metros en el interior del tajeo (a la altura suficiente que no sea cubierto por el relleno).
12. La operación de relleno tiene prioridad en el ciclo de minado.

4.2.4.2 Procedimientos En El Relleno Hidraulico

1. El ciclo del método de explotación permite rellenar en 2 o más etapas cada tajeo. Cada etapa debe realizarse en un solo tiempo, sólo se paralizará por un disparo urgente en el tajeo (voladura que no puede ser postergado y para lo cuál deben evacuar todo el personal del tajeo) y evitar a toda costa los desniveles o gradines manteniendo el alza de explotación horizontal.
2. En la llegada al tajeo se utiliza una manguera flexible para lograr un mayor impulso y mejor distribución de la carga en toda la extensión.
3. En Planta concentradora monitorean la clasificación de relavs y reportan diariamente el porcentaje e relave por cada malla. La máxima cantidad de lama permitida es 14 % en peso (malla – 325).
4. Para una operación fluida de relleno se mantiene una clasificación constante y abastecimiento previo de las dos tolvas de acumulación de las Bombas MARS.
5. Cuando el tajeo tiene un vacío de 200 m² como mínimo, el Jefe de Sección puede programarlo para

relleno dentro de la semana. No está permitido rellenar áreas menores.

6. Antes de entregar el tajeo (área determinada) para relleno, los supervisores de producción completan la limpieza de mineral, refuerzan la estabilidad donde es necesario (recomendado en el plano geomecánico) perforan los tardos para fijar la tela (espaciados 50 cm. Y de 2,50 a 4,00 m. Distanciados del dique), levantan el dique de contención y la represa de drenaje.
7. el dique de contención se prepara en la zona mejor estabilizada con las siguientes indicaciones.
 - El lugar es la zona más competente o debe tener refuerzos de sostenimiento y preferentemente en la zona más angosta.
 - Para el dique se utiliza desmonte bastante menudo (menor de 6 pulgadas).
 - Antes de iniciar el levantamiento del dique se excava a lo ancho del lugar en cuatro (04) metros de espesor (espesor de la base del dique) por 50 cm. De profundidad. La altura debe ser 30 cm. Mayor que el nivel del relleno y debe dejar una luz de 1,20 m. (mínimo) a la corona.
 - Los taladros para fijar la tela deben tener 6 pulgadas de profundidad, 0 12" si el terreno es suave.
 - Si no se cuenta con desmonte se levantará un dique con mineral con el firme compromiso de recuperarlo al final del relleno. Las cortinas de madera se usarán

sólo con autorización del Jefe de Servicios Auxiliares, quién dará las indicaciones precisas para hacerlo.

8. Para el drenaje y en el caso de caminos verticales se usará cuadros de madera con enrejado leve y reforzado con malla electro – soldada; a cambio de la malla se puede enrejar con tablas de 2” x 8” espaciadas 2”. En caso de drenaje se cubre con tela POLIFEL
9. La preparación de la línea flex-con consiste en acercar la comunicación a 100 metros de tajeo.
10. al pedir al bombeo de agua se comunica cada 10 minutos. Si se deteriora la comunicación por radio se realiza cada 20 minutos. Si se deteriora la comunicación a la media hora se reinicia el bombeo de agua para dar por terminado el relleno.
11. el relleno se inicia en la cortina de drenaje hasta alcanzar 1,2 metros de altura y luego e continúa hacia el otro extremo. En el movimiento de la manguera deben maniobrar Maestro y Ayudante.
12. Durante el relleno sólo trabajan los rellandotes y deben verificar la estabilidad del tajeo en todo momento y evitar que se pierdan las herramientas utilizadas (barretillas, escaleras, etc.)

4.2.4.3 Control

- Prueba de malla en el UNDER FLOW cada 15 minutos.
- Comunicación permanente entre el tajeo y la Bomba MARS.

- Revisión del área preparada por el jefe de Servicios Auxiliares.

4.2.4.4 Responsabilidad

- Trabajadores encargados del relleno y del bombeo.
- Supervisores de Guardia antes del inicio. Jefe de Servicios Auxiliares durante el relleno.

4.2.5 Energía Eléctrica

Atacocha, en la actualidad cuenta con dos centrales hidroeléctricas, la primera ubicado en Marcopampa produciendo 3500 kw, el segundo ubicado en Chaprin y produce 5300 kw, la diferencia de energía eléctrica se compra a Electro Andes 1200 kw, permitiéndonos así cumplir con la demanda requerida.

De las cuales son distribuidos de la siguiente:

Mina 55%
 Planta concentradora..... 30%
 Campamentos 15%

V. EJECUCIÓN DEL PROYECTO RAMPA 020 PARA LA EXPLOTACIÓN DE LOS STOPES 878 Y 879 NV 3780

5.1 Mineral Cubicado de los Cuerpos 878 Y 879

NIVEL	STOPE	TONELADAS MINERAL CUBICADO	% Pb	%Zn	%Cu	Oz/TNag	US\$ VALOR MINERAL
3780	878	280,000	5.80	8.46	0.44	6.20	58.53
3780	879	184,000	10.64	6.41	0.31	5.20	54.51

Stope 878: Alto contenido de Zn , Cu , Ag

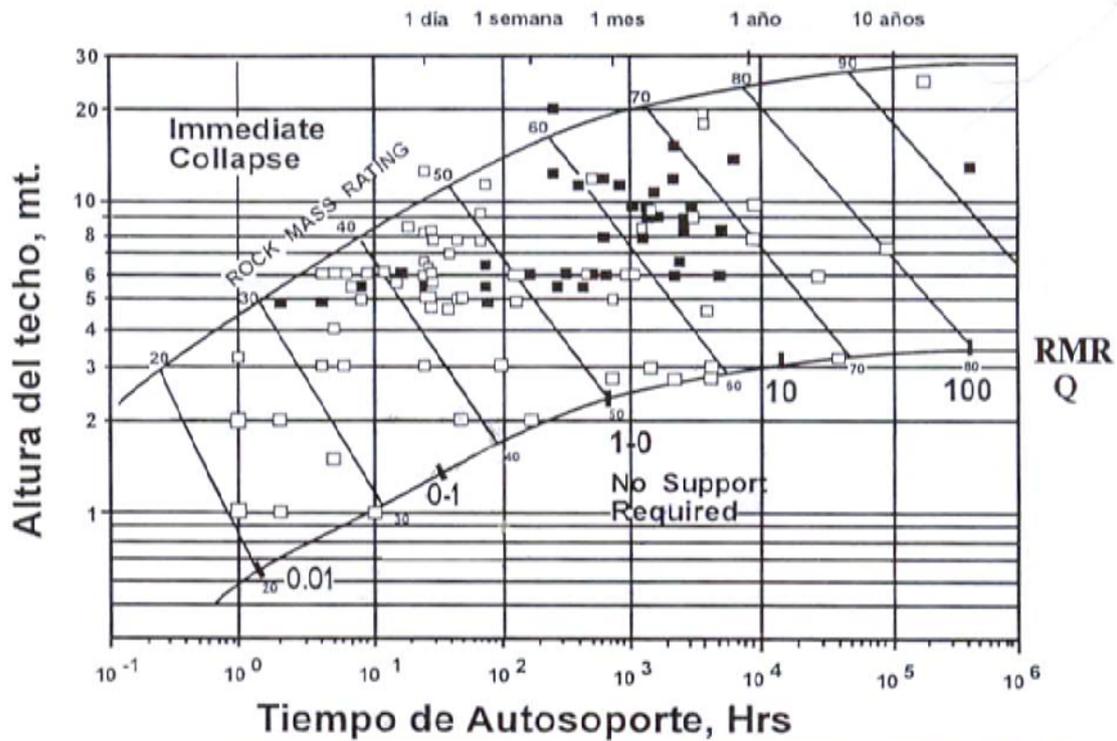
Stope 879 : Alto contenido de Pb

En el momento de su explotación serán reguladores de leyes y incrementara la producción en 22,000 Tn mensuales con 25% que hasta la fecha es de 80,000 TN/MES. Incrementado a fines de año 2003 en 101,000 Tn. Todo a nivel de la mina Atacocha.

5.2 ESTUDIOS GEOMECÁNICO: El yacimiento de Atacocha ubicado en el Distrito Minero de Atacocha, consiste en cuerpos y vetas mineralizados emplazados en afloramientos del Grupo Pucará con minerales de plomo, zinc, plata, cobre.

Para el estudio geomecánicos se tiene un departamento exclusivo para el estudio general y hacer las evaluaciones del tipo de terreno y recomendar y crear el plano geomecánico orientando directamente al personal y capacitándole para colocar el tipo de sostenimiento que requiere el terreno apoyándose de la tabla geomecánica. Ver plano muestreado y tabla geomecánico de Stopes 878 y 879.

TABLA PARA CALCULAR EL TIEMPO DE AUTOSOPORTE



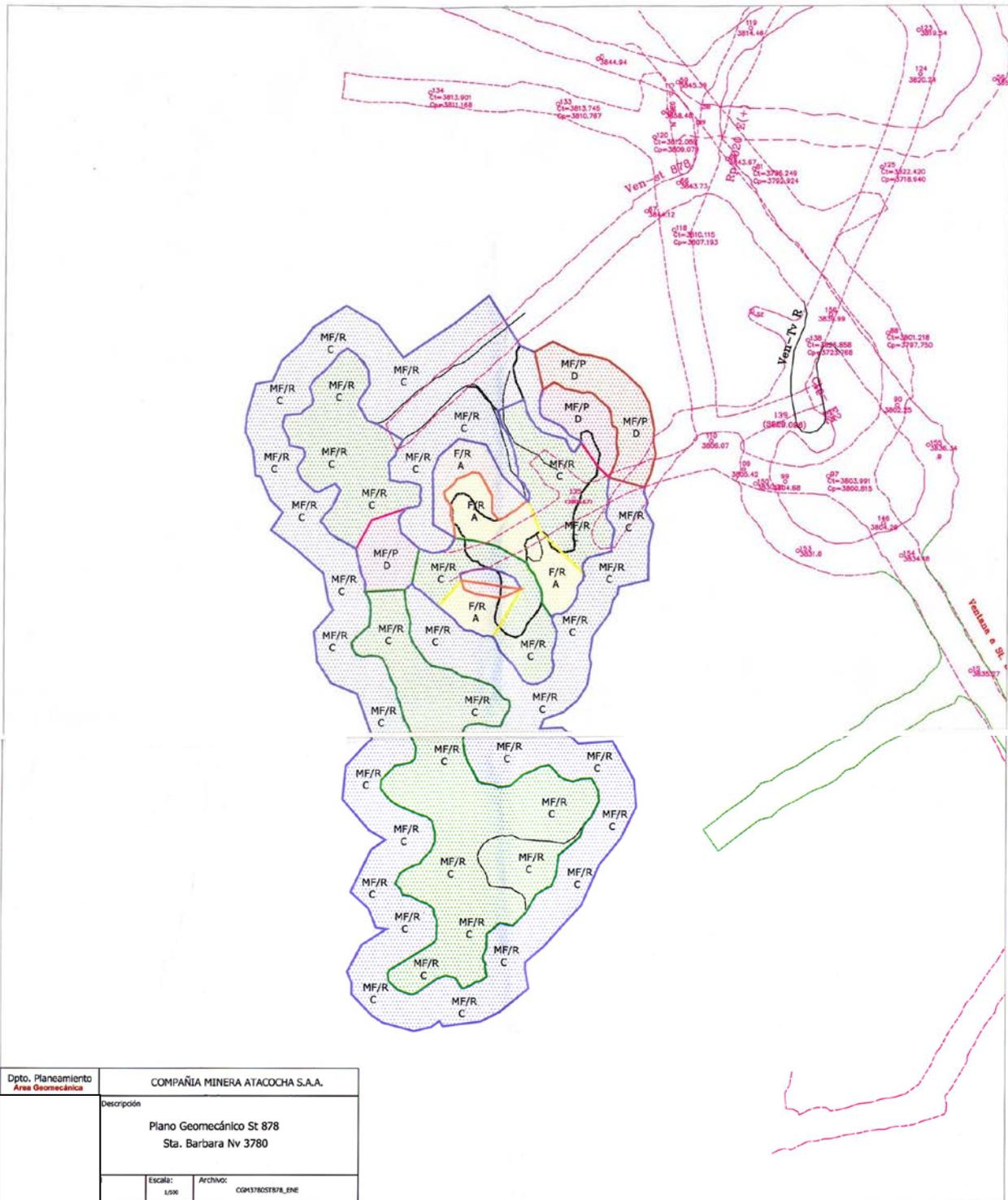
SOSTENIMIENTO DE TAJEOS SEGUN INDICE GSI MODIFICADO.		CONDICION SUPER. DE FRAC.													
ZONA MINERALIZADA ABERTURAS DE MAS DE 12 MT. PERNO OCASIONAL O SISTEMATICO PERNO SISTEMATICO (1.25 x 1.25 m.) ABERTURAS DE 9 A 12 MT. SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL PERNO SISTEMATICO (1.5 x 1.5 m.) PERNO SISTEMATICO (1.25 x 1.25 m.) MALLA OCASIONAL ABERTURAS DE 6 A 9 MT. SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL PERNO SIST. ANTICO (2.5 x 2.5 m.) PERNO SISTEMATICO (1.5 x 1.5 m.) MALLA OCASIONAL SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.25x1.25) O PERNO SIST.1.2x1.2 m. + MALLA SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.5x1.5) O PERNO SIST. 1.5x1.2 m. + MALLA SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.5x1.5) O PERNO SIST. 1.2x1.2 m. + MALLA ABERTURAS MENORES DE 6 MT. SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL PERNO SISTEMATICO (2.5 x 2.5 m.) PERNO SISTEMATICO (1.75 x 1.75 m.) MALLA OCASIONAL SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.25x1.25) O PERNO SIST.1.2x1.2 m. + MALLA SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.5x1.5) O PERNO SIST. 1.2x1.2 m. + MALLA CUADROS DE MADERA O ABANCONO	ZONA DE CAJAS ABERTURAS DE MAS DE 12 MT. SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL PERNO SISTEMATICO (2.5 x 2.5 m.) ABERTURAS DE 9 A 12 MT. SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL PERNO SISTEMATICO (2.5 x 2.5 m.) PERNO SISTEMATICO (1.75 x 1.75 m.) MALLA OCASIONAL ABERTURAS DE 6 A 9 MT. SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL PERNO SISTEMATICO (2.5 x 2.5 m.) PERNO SISTEMATICO (2.5 x 2.5 m.) MALLA OCASIONAL PERNO SIST (1.5 x 1.5 m.) MAS MALLA SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.25x1.25) O PERNO SIST. 1.2x1.2 m. + MALLA ABERTURAS MENORES DE 6 MT. SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL PERNO SISTEMATICO (2.5 x 2.5 m.) PERNO SISTEMATICO (2.5 x 2.5 m.) MALLA OCASIONAL PERNO SIST (1.5 x 1.5 m.) MAS MALLA SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.25x1.25) O PERNO SIST. 1.2x1.2 m. + MALLA SHOT 1" CERREA+PERNO SIST.(1.5x1.5) O PERNO SIST. 1.2x1.2 m. + MALLA CUADROS DE MADERA O ABANCONO	BUENA (MUY RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE PICOTA)	A FIB	B MFB	C MFC	D MFD	E MFE	F MFF							
		REGULAR (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (SE ROMPE CON DOS O DOS GOLPES DE PICOTA)	A FR	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF	BUENA (MUY RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE PICOTA)	A FRB	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF
		POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA) (DISCONTINUIDADES LIGERAS, MODERADAMENTE ABIECTAS)	A FR	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF	POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA) (DISCONTINUIDADES LIGERAS, MODERADAMENTE ABIECTAS)	A FR	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF
		MUY POBRE (BLANDA MUY ALTERADA) (SE ROMPE CON UN GOLPE DE PICOTA)	A FR	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF	MUY POBRE (BLANDA MUY ALTERADA) (SE ROMPE CON UN GOLPE DE PICOTA)	A FR	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF
		CONFRAGMENTOS DE ROCA (RESACA) (SE DISGREGA EN FRAGMENTOS CON GOLPE DE PIEDRA)	A FR	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF	CONFRAGMENTOS DE ROCA (RESACA) (SE DISGREGA EN FRAGMENTOS CON GOLPE DE PIEDRA)	A FR	B FRB	C FRS	D FRD	E FRE	F FRF

ESTRUCTURA

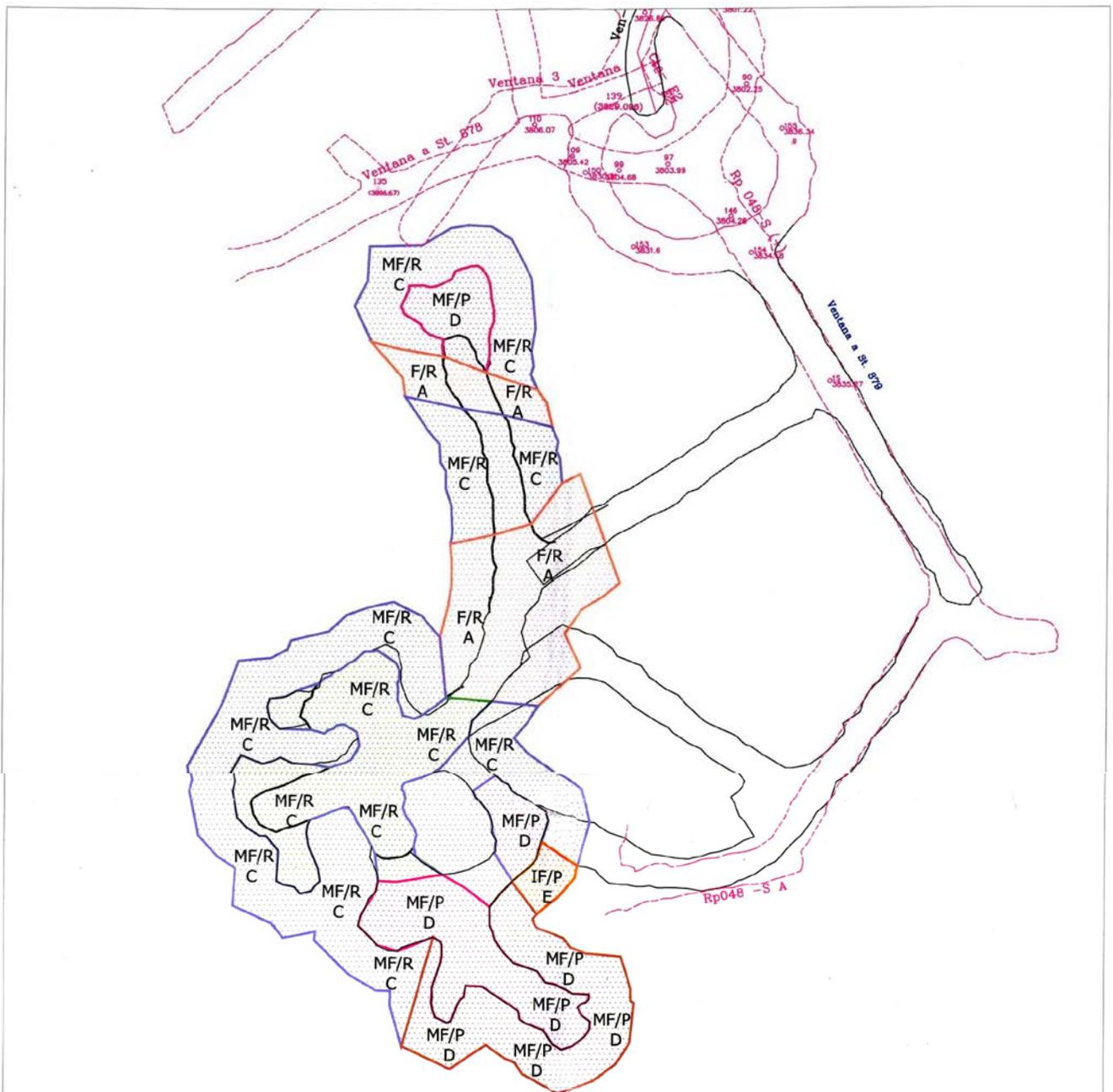
MODERADAMENTE FRACTURADA
 MUY DIF. TRABADA NO DISTURBADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50-75) (R 12 FRACTURAS POR METRO)
 FALLAS AISLADAS ESPACIADAS MAS DE 5 m.

MUY FRACTURADA
 MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50)
 (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)
 FALLAS ESPACIADAS ENTRE 30 Y 50 m.

PLENAMENTE FRACTURADA
 PLENAMENTE FRACTURADO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0-25)
 (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)
 FALLAS FRECUENTES.



	INDICES GEOMECANICOS			SOSTENIMIENTO		TIEMPO DE AUTOSOORTE		ABERTURAS MAXIMAS		
	Q	RMJR	NRMR	RECOMENDACION	ACTUAL	CON SOSTENIMIENTO	SIN SOSTENIMIENTO	ANCHO (mts)	ALTO (mts)	
MINERAL	MF/P D	0.8	35	27	SH 2" C/Fibra + Perno Sist. a 1.75 m.	Perno Sist. a 1.2 m. + malla	1 mes	12 horas	4.0	5.0
	MF/R C	2	50	43	Perno Sist. a 1.75 m. malla ocasional	Perno Sist. a 1.75 m. malla ocasional	2 meses	1 semana	5.0	5.0
	F/R A	6.5	61	52	Sin soporte o perno ocasional	Sin soporte o perno ocasional	1 año	4 meses	5.0	5.0
CAJAS	MF/P D	0.4	35	27	Perno Sist. a 1.5 m. + malla	Perno Sist. a 1.5 m. + malla	1 mes	12 horas	4.0	5.0
	MF/R C	2.0	50	43	Perno Sist. a 2.25 m. malla ocasional	Perno Sist. a 2.25 m. malla ocasional	2 meses	1 semana	5.0	5.0
	F/R A	6.5	61	52	Sin soporte o perno ocasional	Sin soporte o perno ocasional	1 año	4 meses	5.0	5.0



Dpto. Planeamiento Área Geomecánica	COMPAÑIA MINERA ATACOCHA S.A.A.	
Descripción	Plano Geomecánico St 879 Sta. Barbara Nv 3780	
Escala:	1/500	Archivo: CGM3780ST879_DIC

	INDICES GEOMECHANICOS			SOSTENIMIENTO		TIEMPO DE AUTOSOPORTE		ABERTURAS MAXIMAS		
	q	RMR	MRMR	RECOMENDACION	ACTUAL	CON SOSTENIMIENTO	SIN SOSTENIMIENTO	ANCHO (mts)	ALTO (mts)	
MINERAL		0.1	25	21	SH 3" C/Fibra + Perno Sist. a 1m.	Perno Sist. a 0.8 m. + malla	3 semanas	12 horas	4.0	4.0
		0.9	43	39	SH 2" C/Fibra + Perno Sist. a 2m.	Perno Sist. a 1.20 m. + malla	1 mes	1 día	5.0	5.0
		2.3	51	44	Perno Sistemático a 1.75 x 1.75 m. malla ocasional	Perno Sistemático a 1.75 x 1.75 m. malla ocasional	1.5 meses	1 semana	5.0	5.0
CAJAS		0.1	25	21	SH 3" C/Fibra + Perno Sist. a 1m.	Perno Sist. a 0.80 m. + malla	3 semanas	12 horas	4.0	4.0
		0.9	43	39	Perno Sist. a 1.5 m + malla	Perno Sist. a 1.5 m + malla	1 mes	1 día	5.0	5.0
		2.3	51	44	Perno Sistemático a 2.25 x 2.25 m. malla ocasional	Perno Sistemático a 2.25 x 2.25 m. malla ocasional	1.5 meses	1 semana	5.0	5.0
		6.5	61	52	Sin soporte o perno ocasional	Sin soporte o perno ocasional	1 año	4 meses	5.0	5.0

5.3 Costos de Ejecución del Proyecto Rampa 020; y Stope 878 y 879

5.3.1 Características de la Rampa. La Rampa tendrá en ejecución 455 MTS lineales desde su inicio hasta su culminación Nv. 3780 a 3840 con una pendiente de 12% positivo.

5.3.2 Equipos a utilizar

- Jumbo electrohidráulico, marca Atlas Copco modelo: Rocket Boomer 281; motor eléctrico : 63 kw, Diesel 80 HP.
- Scoop eléctrico : Marca Tamrock capacidad : 3.5 y d3 motor 60kw
- Camión de bajo perfil (dumper), capacidad de 16 Tn. Marca Tamrock.

Para el cálculo del costo unitario se toma datos de campo y datos de proyecto.

Sección de la rampa: 3.5 mt. x 3 mt

Avance promedio por disparo: 3.50 m.

Densidad del desmonte roto: .2.80 tn/mt³

Volumen roto: 36.75 mt³

Nº de taladros perforados: 37

Mts perforados por guardia: 145.7 metros

Tiempo de perforación: 3.14 horas

Tiempo de desplazamiento: 0.85 horas

Metros perforados por hora: 4.8 mt/hrs.

Tiempo de limpieza por disparo: 2.5 horas

Tiempo de acarreo: 3.5 horas

Terreno (roca) : Semi duro.

Datos tomados de campo: Vida de aceros y otros, ver tablas de anexo 2 y 3

Cronometrador, Muestreador: Adolfo Quispe Perez

ANEXO 02

	ROCA MEDIA m	ROCA DURA m
Broca	700	350
Carra	5000	4000
Shank	7000	5000
Coupling	4000	3000
Rimador 4"	1500	1300
Adaptador R32	1500	1300

ANEXO 03

Vel perforación	Avance	Vel Rimado	Avance	Traslado pluma seg
Tal/min	m.	Tal/min	m.	Seg
2.16	3.8	6.00	3.80	45
3.50	3.8	8.00	3.80	45

5.3.3 COSTOS GENERALES

5.3.3.1 COSTO UNITARIO RAMPA 020

PARAMETROS

LABOR:	Rampa (+) 020	TIEMPO DE PERFORACION:	3.14 Horas
SECCION:	3.5 x 3 mt.	COSTO POR HORA JUMBO:	80 \$/Hr.
EQUIPO PERFORACION:	Jumbo Hidráulico	COSTO POR HORA SCOOP:	60\$/ Hr.
EQUIPO LIMPIEZA:	Scoop. 3.54d3	COSTO POR HORA DUMPER:	50\$/Hr.
EQUIPO ACARREO:	Dumper 16TN	TIEMPO DE LIMPIEZA:	2.50 Hr.
ROCA:	Dura	TIEMPO DE ACARREO:	3 Hr.
LONTIGUD PERFORACION:	13'		
N° TALADROS:	37		
AVANCE/DISPARO:	3.50 mt/disp.		
TIPO DE CAMBIO:	3.5 S. / \$		
EXPLOSIVO:	Contorno Dinamita		
	Resto Examon		

1.- MANO DE OBRA

DESCRIPCION	FACTOR	PU US\$	SUBTOTAL US\$/Disparo	US \$/mt.
Jumbero	0.75	13.71	10.29	
Ayudante Jumbero	0.75	8.57	6.43	
Operador Scoop	0.60	11.43	6.86	
Parrillero	0.60	10.52	6.34	
Operador Dumper	0.60	9.44	7.08	
Cargador Frente	0.75	9.71	7.29	
Ayudante Cargador	1.00	8.57	8.57	
Bodeguero	0.50	8.00	4.00	
Lamparero Tubero	0.50	8.00	4.00	
Capataz	0.50	13.71	6.86	
JefeGuardia	0.50	36.19	18.10	
Ing. Residente	0.25	57.14	14.29	
SUB TOTAL			100.11	
Ley Sociales			69.06	
TOTAL MANO DE OBRA			169.17	48.32

2.- EQUIPOS

DESCRIPCION	PU\$	Vida Util mt.	US\$ UNI Vida Util	FACTOR	Hrs.	US\$ mt.
Costo Equipo Jumbo	80		80		3.14	71.77
Costo Equipo Scoop 3.5yd3	60		60		2.50	42.85
Costo Equipo Dumper 16TM	50		50		3.00	42.85
Brocas 45 mm.	49	350	0.14		137.42	5.49
Rimador 3.5"	215	1,300	0.17		14.85	0.72
Adaptador R-32	75	1,300	0.06		14.85	0.25
Barra 14"	169	400	0.04		137.42	1.57
Shank Adapter	116	5,000	0.02		137.42	0.78
Copla	29.5	3,000	0.01		137.42	0.39
Herramientas y/otros	1500	30,000	0.05		137.42	1.96
TOTAL EQUIPOS						168.63

3.- COSTO IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

DESCRIPCION	FACTOR	S./UNID.	PU US\$/unid.	US\$/ disparo	AVANCE mt	US\$/mt
Jumbero	0.75	3.48	0.99		0.75	0.21
Ayudante Jumbero	0.75	3.48	0.99		0.75	0.21
Operador Scoop.	0.6	3.68	1.05		0.63	0.18
Operador Dumper	0.6	3.68	1.05		0.63	0.18
Parrillero	0.6	3.68	1.05		0.63	0.18
Cargador Taladro	0.75	2.49	0.71		0.53	0.15
Ayudante Cargador	0.1	2.49	0.71		0.71	0.20
Bodeguero	0.5	2.49	0.71		0.36	0.10
Lamparero-Tubero	0.5	3.48	0.99		0.50	0.14

Supervisión	1.25	2.49	0.71	0.89	3.5	0.25
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						1.80

NOTA: Costo total de Implementos de Uso de un Trabajador

Ejemplo de Jumbero como: protector, tapa oídos, mameluco, porta lámpara, lámpara, botas, guantes de cuero y respirador. ES" S/.3.48/ UNID POR CADA PERFORACION.

4.- COSTO SERVICIOS

DESCRIPCION	US \$/unid.	FACTOR	HRS.	US \$/mt.
Ingeniero Seguridad	57.14		0.26	4.25
Movilidad de Personal y Supervisión	10		4	11.42
Chofer	10.27		0.5	1.46
TOTAL SERVICIOS				17.13

SUBTOTAL= 1 + 2 + 3 + 4		235.88
GASTOS GENERALES	10%	23.59
UTILIDAD	15%	35.38

SUBTOTAL US \$/mt 294.85

5.- COSTO EXPLOSIVOS

DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU US \$/unid.	SUB-TOTAL US \$/disparo	AVANCE	US \$/mt.
Tecnel	33	unid.	0.97	32.01	3.5	9.14
Fulminante N°8	2	unid.	0.07	0.14	3.5	0.04
Guía de seguridad	5.70	mt.	0.07	0.40	3.5	0.11
Dinamita 65% 1 1/8 x 7"	27.75	kg.	1.71	47.45	3.5	13.55
Pentacord 3P	30	mt.	0.11	3.30	3.5	0.94
Examon	100	kg.	0.43	43.00	3.5	12.28
Caña	25	unid.	0.04	1.00	3.5	0.28
Taco Arcilla	20	unid.	0.02	0.40	3.5	0.11
TOTAL EXPLOSIVOS						36.45
TOTAL GENERAL=	294.85 + 36.45 = \$ 331.30/mt					

GRAN TOTAL = US \$/mt. = 331.30
S/mt = 1159.55

5.3.3.2 COSTO UNITARIO STOPES 878, 879

PARAMETROS:

Labor	Explotación Stopes Mineral	
Equipo	Jumbo Contrata.	
Area de Banco	14.00	m2
Roca	Dura	
Long. De Perf.	13.00	pies
Malla de Perf.	0.80 x 0.80	
N° Taladros/disparo	27.00	
Avance/disparo	3.60	
m3 volados/disparo	50.40	
Tipo de cambio	3.50	S/.
Explosivo	Examon	

1.- MANO DE OBRA

Factor	Descripción	PU US \$	SubTotal US\$/m3	US\$/m3
0.50	Jumbero	13.71	0.14	
0.50	Ayudante	8.57	0.09	
0.50	Operador Scoop	11.43	0.11	
0.50	Parrillero	10.57	0.10	
0.30	Cargulo Taladros	9.71	0.06	
0.30	Ayudante	8	0.05	
0.30	Capataz	13.71	0.08	
0.30	Jefe de Guardia	36.19	0.22	
0.15	Ing. Residente	51.14	0.17	
3.35	SubTotal		1.02	
	Leyes Sociales		0.69	
	Total Mano de Obra		1.71	1.71

2.- EQUIPOS

Descripción	PU US \$	Vida Util m	US\$/unid Vida Util	Factor	m3	US\$/m3
Costo Equipo Jumbo	80.00			1.76	50.40	2.79
Costo Equipo Scoop 3.5yd3	60.00		0.00	4.16	50.40	4.95
Costo Equipo Camión 16 TM	50.00		0.00	0.04	50.40	0.04
Brocas 45 mm	49.00	350.00	0.14	102.60	50.40	0.29
Barra 14.0	169.00	4000.00	0.04	102.60	50.40	0.09
Shank Adapter	118.00	5000.00	0.02	102.60	50.40	0.05
Copla	29.50	3000.00	0.01	102.60	50.40	0.02
Herramientas/Otros	1500.00	30000.00	0.05	102.60	50.40	0.10
Total Equipos						8.33

3.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Cantidad	PU US\$/unid	Factor	m3	US\$/m3
0.50 Jumbero	3.48	0.99	0.50	50.40	0.01
0.50 Ayudante	3.48	0.99	0.50	50.40	0.01
0.50 Operador Scoop + Dumper	3.68	1.05	0.53	50.40	0.01
0.50 Parrillero	3.68	1.05	0.53	50.40	0.01
0.30 Cargulo Taladros	2.49	0.71	0.21	50.40	0.00
0.30 Ayudante	2.49	0.71	0.21	50.40	0.00
0.30 Bodeguero	2.49	0.71	0.21	50.40	0.00
0.30 Lamparero-Tubero	3.48	0.99	0.30	50.40	0.01
0.75 Supervisión	2.49	0.71	0.53	50.40	0.01
3.95 Total Implementos de Seguridad					0.06

4.- SERVICIOS

Descripción	US\$/unid	Factor	m3	US\$/m3
Seguridad				0.17
Movilidad de Personal				0.71
Total Servicios				0.88
SUBTOTAL				10.98
GASTOS GENERALES		10%		1.098
UTILIDAD		15%		1.647
SUBTOTAL	US\$/m3			13.73

5.- EXPLOSIVOS

Descripción	Cantidad	Unidad	PU US\$/unid	Factor	m3	US\$/m3
Tecnel	27.00	unid	0.97	26.23	50.40	0.52
N°8	2.00	unid	0.07	0.15	50.40	0.00
Guíade seguridad	4.80	m.	0.07	0.31	50.40	0.01
Examen	81.60	Kg.	0.43	34.84	50.40	0.69
Dinamita 65% 1 1/2x12"	22.55	Kg.	1.71	38.64	50.40	0.77
Pentacord 3P	60.00	m.	0.11	6.30	50.40	0.13
Total Explosivos						2.12
TOTAL			US\$/m3			15.83
			S/./m3			55.42

5.3.3.3 COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO

N° Split Set (taladros) 18
 Profundidad taladro pies 7.50

1.-MANO DE OBRA

Descripción	Cantidad	Unidad	P.U. S/	SubTota S/	B.S.	Total	Total S/ c.u.
Maestro	1.00	tareas	34.00	34.00	26.41	60.41	3.36
Ayudante	1.00	tareas	30.00	30.00	23.31	53.31	2.96
Caporal	0.12	tareas	48.00	5.76	4.47	10.23	0.57
Ingeniero	0.12	tareas	126.67	15.20	8.66	23.86	1.33
Total Mano de Obra							8.22

2.-PERFORACIÓN

Barrenos							
B-4	72.00	pies	0.223	16.07			0.89
B-6	36.00	pies	0.249	8.98			0.50
B-8	27.00	pies	0.276	7.44			0.41
Perforadora	135.00	pies	0.294	39.69			2.21
Adaptador	135.00	pies	0.042	5.67			0.32
Mangueras y accesorios	135.00	pies	0.019	2.50			0.14
Aguzado	135.00	pies	0.048	6.48			0.36
Aceite de Perforación	0.23	galon	11.080	2.55			0.14
Total Perforación							4.97

3.- MISCELANEOS

Implementos de protección							
Operador	2.00	tareas	4.845	9.69			0.54
Supervisión	0.24	tareas	2.494	0.60			0.03
Herramientas	1.00		2.370	2.37			0.13
Total Miscelaneos							0.70

SUBTOTAL

13.88

GASTOS GENERALES
 UTILIDAD

10%
 10%

1.39
 1.39

SUBTOTAL US\$/m

16.66

Precio Material (Split Set 7')

18.94
 0.00
 0.00

Malla Electrosoldada 1.00 1.00

6.58

TOTAL S/ / unidad

42.17

\$ TONELADA

0.97

\$/mt²

12

5.3.4 Costo Adicionales

5.3.4.1 Costos Sostenimiento Rampa 020

El costo de sostenimientos adicionales se calcula con promedio según el estudio geomecánicos y mapeos geomecánicos y según las fallas transversales en todo el desarrollo de la rampa a colocarse el tipo de sostenimiento que se recomienda en casos puntuales.

- Tipo de sostenimiento: En contacto con fallas split set de 7' + malla electro soldada.
- Longitud de la rampa: 455 mts.
- En 5 puntos de 8 mts. de longitud a colocarse en todo el tramo de la rampa por cruce con fallas.
- El resto presenta terreno semi duro, con sostenimiento puntuales aproximado 200 mts. De longitud a colocarse en todo el tramo de los 455 mts. De la rampa.
- La diferencia sin sostenimiento se recomienda con soporte autosostenido por ser tercero duro tipo III.

$$\text{Costo malla + split set} = \$/\text{m}^2 = 12\$/\text{mt}^2$$

$$\$/\text{tn} = 0.97$$

$$\text{Total área a sostener} = 5 \times 8 = 40 \text{ mts. Longitud.}$$

$$\text{Ancho sección: } 4 \text{ mts. Ancho}$$

$$\text{Costo} = 40 \times 4 \times 12 = \$1920$$

$$\text{N}^\circ \text{ disparos} = \underline{40 \text{ mts}} = 11 \text{ disparos.}$$

3.80 mts.

$$\$/\text{disparos} = \frac{880}{11} = 80 \$/\text{disparo}$$

$$\$/\text{metro} = \frac{80}{4} = 21 \$/\text{metro}$$

Costo Split Set Puntuales : = $\$/\text{Unidad} = 10\$/\text{UNID}$

Total \$ de Split set colocados en 280 mts.

Por cada 1.80 mts hay 5 split set.

$$\frac{280 \text{ mts}}{1.80 \text{ mts}} = 156 \text{ veces}$$

1.80 mts

$$156 \times 5 \text{ split set} \times 10\$/\text{unidad} = \$7800$$

$$\text{Total sostenimiento rampa: } 1920 + 7800 = \$9720$$

Nº disparos: $\frac{280 \text{ mts}}{3.8} = 74 \text{ bisp.}$

$$\$/\text{disparos} = \frac{1560}{74} = 21\$/\text{disparos}$$

$$\$/\text{metro} = \frac{21}{3.8} = 6.\$/\text{metro}$$

$$\text{Total costo sostenimiento} = (6.3.8.1 + 6.3.8.2) =$$

$$\$/\text{disparo} = 101$$

$$\$/\text{metro} = 27$$

5.3.4.2 Costo de Preparación de Ventanas. Hacia el Stopes

Cada rampa se correrá un promedio aproximado de 80 mts. 12% negativo que se batirá hasta dar cuatro cortes el stopes en su totalidad se correrá cuatro ventanas por

5.3.4.2.3 Costo de Parrillas:

Características:

Sección: 2.50 mt x 1.80 mt.

Riel : 30 lbs.

Cuartones 8" x 8", solera : 04

Total = 08 parrillas para 2 stopes.

Costo \$/parrilla = 70

+ mano obra

Total = 8 x 70 = 560\$

5.3.4.2.4 COSTO DE TOLVAS NEUMÁTICAS PARA CADA STOPES EN EL NIVEL 3780.

Características de la tolva

Ancho de tolva: 1.50 mt.

Radio de Gino: 70°

Compuerta y = Metálicos.

Aceros

Construcción General

Parantes ó postes : vigas en el H. de fierro

Trabajo : Neumático

Costo por tolva : \$5,000

Mas mano de obra

Total = 2 tolvas x 5,000 = \$ 10,000

Otros costos imprevistos 5% = \$500

TOTAL = \$10,500

Imprevistos se refiere a perforaciones para patillas y desquinces.

5.3.4.3 Costos de minado (rotura \$ x m3), de relleno hidráulico, preparaciones accesos a reaise bore para ventilaciones, sostenimiento y otros. (mano obra)

5.3.4.3.1 Costo de Minado

Labor	Mineral cubicado toneladas	30% de costigo dilución	Total /tn)	Leyes:				Valor mineral \$
				Pb %	Zn %	oz/tn- ag %	cu	
Stop 878	280,000	84,000	196,000	5.80	8.46	6.20	0.44	54.51
Stope 879	184,000	55,200	128,800	10.64	6.51	5.20	0.31	48.78
TOTAL =	464,000	139,200	324,800					56,50

Costo \$/mt3 = \$15.83; peso específico mineral
= 3.2 tn/mt3

280,000 tn <> 87,500 mt3

\$/mt3 = 87,500 x 15.83 = \$1'385,125

184,000 <> 57,500 mt3

\$/mt3 = 57,500 x 15.83 = \$910,225

Costo total rotura = 1'385,125 + 910,225 =
\$2'295,350

5.3.4.3.2 Costo de relleno hidráulico

Costo de relleno será un aproximado de mt3 a
explotarse y m3 rellenarse.

Costo \$/mt3 = 2.30

Relleno

Costo : (87,500 + 57,500)mt3 x 2.3 \$/mt3 =
\$333,500

Costo imprevisto como (cortinas, telas porosas, canales de drenaje y otros, fugas).

5% = \$16,675

Gran total = \$350,175

5.3.4.3.3 COSTO PREPARACIONES ACCESOS A RAICE BORE PARA VENTILACIÓN Y OTROS.

Se correrá del mismo stopes hacia las RAICE BORE que sirven de ventilación de 10 mt cada uno por corte y se conciera en el proyecto un 3% del costo de explotación o rotura por conciderarse dentro del Stopes y se hara en forma de batido y el costo se paga como desquinche.

$2'295,350 \times 3\% = \$68,900$

5.3.4.3.4 COSTO DE SOSTENIMIENTO.

El costo de sostenimiento es elevado a razón de que para cada corte en los stopes se realizara todo el área en su conjunto con sostenimiento malla + split set, según estudio y recomendación y uso de la tabla geomecánica (Ver plano y tabla geomecánicos anterior) por ser zona mineralizada bastante suelto.

Promedio por corte A

Minarse

Costo Stope = \$/tn = 0.97 <> 12 \$/mt²

Split set + malla

Mas mano obra

Costo stope 878 + 879
= 464,000 TM x 0.97 \$/TM = \$450,080

Costo imprevistos y otros 2% = \$9,000
Gran total \$459,080

5.3.4.3.5 Costo de limpieza hasta hechadero (Dumper 16 tn).

Costo de limpieza hasta hechadero equipo
limpieza Sccop eléctrico 3.5 y d3

Ciclo de limpieza : 8.50 minutos

Rendimiento : 50 tn/hr

Costo equipo incluido mano de obra : \$60 x
hr.

Costo total a moverse : 60\$/hr x 1 hr/50 tn. X
464,000 TN.

Costo total de limpieza \$556,800

5.3.4.3.6 Costo de acarreo hasta Drow pons principal.

Equipo : Dumper 16 tn.

Ciclo de transporte : 20 minutos

Rendimiento: $\frac{16 \times 60}{20}$ tn/hora = 48 tn/hs

20

Costo \$/Hr = \$52/Hr

Incluido mano de obra

Costo total de transporte = 52 \$/nr x $\frac{1 \text{ hr}}{48 \text{ TN}}$ x
464,000 TN

Costo : \$502,666

5.3.5 Resumen General de Costos de Ejecución del Proyecto Y Vs. Utilidad para la CIA ATACOCHA

ELABORACIÓN	SECCIÓN	CANTIDAD	PRECIO \$	TOTAL \$	OBSERVACIONES
Rampa 020 integración de Nv: 3780 a Nv: 3840	3.5 mt x 3 mt	455 mt	331.30	150,741.5	
Sostenimiento en rampa 020				9,720.00	
Ventanas	3 mt x 3 mt	640 mt	316 + 20%(316)	242,688	8 ventanas cada uno 80 mtc, incluido imprevistos
Chimeneas (Hechadero)	1.5 mt x 1.5 mt	90 mt	123 + 3%(123)	11,402	2 hechaderos + imprevistos.
Parrilla	2.5 mt x 1.80 mt	08	70.00	560	8 parrillas para 2 stopes
Tolva neumática	1.50 mt x 0.90 mt	02	5000 + 5%(5,000)	10,500	2 tolva neumatica Nv 3780 + 5% de imprevistos
Minado (Rotura mt3)		145,000 TM	15.83	2'295,350	
Relleno (R/H)		145,000	2.3 + 5%(2.3)	350,175	Se incluye 5% de

					imprevistos
Preparación acceso a Raice Bore ventilación				68,900	Se calcula 3% de imprevistos
Costo sostenimiento en stope		464,000 TM	0.97 + 2%(0.97)	459,080	
Limpieza hasta hechadero		464,000 TM	1.2	556,800	
Acarreo hasta Drow Poins		464,000 TM	1.08	502,666	
TOTAL				4'658,582	

Costo Mineral: 464,000 TM X 30% Dilución = 139,200

464,000 z 139,200 = 324,800 TM

Costo Mineral: 324,800 TM X 56.50 \$/TM = \$18'351,200

5.3.6 ANEXOS: Estudio y Costos de Herramientas y Materiales y otros.

PERFORACION

DATOS CARACTERISTICOS TOMADOS EN CAMPO
 CRONOMETRADOR: ADOLFO QUISPE PEREZ
 MUESTRERO

Longitud de Perforación 13.00 pies
 3.70 mt.

Tiempo de perforación (hr)	Sección	Dura	Media	Dura (min)	Media (min)	Vol m3	Ancho	Alto	Avance	Long Perf (pies)
		4.0 x 3.5	3.53	2.85	5.40	3.46	49.00	4.0	3.5	3.50
	3.5 x 3.5	3.34	2.69	5.46	3.52	42.88	3.5	3.5	3.50	13
	3.0 x 3.5	3.14	2.52	5.52	3.58	36.75	3.0	3.5	3.50	13
	3.0 x 3.0	2.71	2.16	5.29	3.41	29.70	3.0	3.0	3.30	12
	2.4 x 2.7	2.40	1.85	5.43	3.54	21.38	2.4	2.7	3.30	12
	2.4 x 2.4	2.21	1.70	5.52	3.64	19.01	2.4	2.4	3.30	12

No. Taladros	Sección	Dura	Media
		4.0 x 3.5	45
	3.5 x 3.5	42	40
	3.0 x 3.5	39	37
	3.0 x 3.0	37	35
	2.4 x 2.7	32	29
	2.4 x 2.4	29	26

Metros Perforados x disparo (mt)	Sección	Dura	Media
		4.0 x 3.5	166.50
	3.5 x 3.5	155.40	148.00
	3.0 x 3.5	144.30	136.90
	3.0 x 3.0	129.50	122.50
	2.4 x 2.7	112.00	101.50
	2.4 x 2.4	101.50	91.00

	t.perf/tal	t.perf.rimado	T.PER	T.T.	TOTAL
DURA	3.00	7.00			
	2.25	0.47	2.72	0.82	3.53
	2.10	0.47	2.57	0.77	3.34
	1.95	0.47	2.42	0.73	3.14
	1.75	0.33	2.08	0.62	2.71
	1.51	0.33	1.84	0.55	2.40
	1.37	0.33	1.70	0.51	2.21
MEDIA	2.50	6.00			
	1.79	0.40	2.19	0.66	2.85
	1.67	0.40	2.07	0.62	2.69
	1.54	0.40	1.94	0.58	2.52
	1.38	0.28	1.66	0.50	2.16
	1.14	0.28	1.43	0.43	1.85
	1.02	0.28	1.31	0.39	1.70
SUBNIVEL					
	Sección	Dura	Media		
N° Taladro	2.4 x 2.7	31.00	28.00	2.34	1.80
	3.0 x 3.0	36.00	34.00	2.64	2.11
	3.5 x 3.0	38.00	36.00	3.08	2.47

No. Taladros sin cargar	Sección	Dura	Media
		4.0 x 3.5	4.00
	3.5 x 3.5	4.00	4.00
	3.0 x 3.5	4.00	4.00
	3.0 x 3.0	3.00	3.00
	2.4 x 2.7	3.00	3.00
	2.4 x 2.4	3.00	3.00

Metros Perforados sin cargar x disparo (mt)	Sección	Dura	Media
		4.0 x 3.5	14.80
	3.5 x 3.5	14.80	14.80
	3.0 x 3.5	14.80	14.80
	3.0 x 3.0	10.50	10.50
	2.4 x 2.7	10.50	10.50
	2.4 x 2.4	10.50	10.50

Metros de Perforación	Sección	Dura	Media
		2.4 x 2.7	108.50
	3.0 x 3.0	126.00	119.00
	3.5 x 3.0	40.60	133.20

N° taladros sin cargar	Sección	Dura	Media
		2.4 x 2.7	3.00
	3.0 x 3.0	3.00	3.00
	3.5 x 3.0	4.00	4.00

ROTURA	Long. Perf.	3.8
Tipo de Roca	Dura	Media
Banco	4.00	4.00
	3.50	3.50
Area (m2)	14.00	14.00
Avance/disparo (m).	3.60	3.60
Volumen (m3)	50.40	50.40
Malla de perforación Mineral	0.80x0.80	1.00x0.80
No. Taladros	27	23
Tiempo de perforación (hr)	1.76	1.25
Malla de perforación-Desmonte	1.00x0.80	1.10 x 1.10
No. Taladros	23.00	20.00
Tiempo de perforación (hr)	1.50	1.08

Metros de Perforación sin cargar	Sección	Dura	Media
		2.4 x 2.7	10.50
	3.0 x 3.0	10.50	10.50
	3.5 x 3.0	14.80	14.80

	t.perf/tal	t.perf.rimado	T.PER	T.T.	TOTAL
DURA	3.00	7.00			
	1.35		1.35	0.41	1.76
	1.15		1.15	0.35	1.50
MEDIA	2.50	6.00			
	0.96	0.00	0.96	0.29	1.25
	0.83	0.00	0.83	0.25	1.08

PRODUCCION DE LOS EQUIPOS DE ACARREO

SCOOP
4.2 YD3

					PARA FRENTE (50 metros de acarreo del scoop)									
1. DATOS GENERALES					Ancho	Alto	Avance	M3	M3	Lamp.	Hr.	Hr.	Hr.	
Capacidad del cucharón	C	M3	3.21	3.21					Esponjado		Oper.	Trasl.	Total	
Factor de carguio	f		0.85	0.85	4.00	3.50	3.50	49.00	71.05	26.04	4.01	0.65	4.66	279.35
Carga útil por viaje					3.50	3.50	3.50	42.88	62.17	22.78	3.51	0.65	4.16	249.31
L= Cx f x d	L	M3	2.73	2.73	3.00	3.50	3.50	36.75	53.29	19.53	3.00	0.65	3.65	219.26
					3.00	3.00	3.30	29.70	43.07	15.78	2.43	0.65	3.08	184.58
Tiempo de Carguio	t	MIN	1.00	1.00	2.40	2.70	3.30	21.38	31.01	11.36	1.75	0.65	2.40	143.89
Tiempo de Transporte Lleno			3.00	1.60	2.40	2.40	3.30	19.01	27.56	10.10	1.55	0.65	2.20	132.24
Tiempo de transporte Vacío			2.90	1.55										
					PARA SUS NIVELES (100 metros de acarreo del scoop)									
1. DATOS GENERALES					Ancho	Alto	Avance	M3	M3	Lamp.	Hr.	Hr.	Hr.	
Tiempo de Descarga			0.33	0.33					Esponjado		Oper.	Trasl.	Total	
Demoras			2.00	2.00										
Ciclo total			9.23	6.48	3.50	3.50	3.50	42.88	62.17	22.78	2.46	0.65	3.11	186.57
Dist. de Acarreo (One Way)	D	MT	150	80	3.00	3.50	3.50	36.75	53.29	19.53	2.11	0.65	2.76	165.49
Velocidad promedio	s	m/min.	50.85	50.85	3.00	3.00	3.30	29.70	43.07	15.78	1.70	0.65	2.35	141.22
		KM/Hr	3.05	3.05	2.40	2.70	3.30	21.38	31.01	11.36	1.24	0.65	1.88	112.60
		M3/Hr	17.74	25.28	2.40	2.40	3.30	19.01	27.56	10.10	1.09	0.65	1.74	104.42

Para 1000m con 3.33 Km/hr

M3/hora \$/hora S./M3-KM
4.00 60 52.50

PRODUCCION DE LOS EQUIPOS DE TRANSPORTE

DUMPER
EJC 416D

1. DATOS GENERALES			
Capacidad de tolva	C	M3	8.18
Factor de carguio	f		0.85
Carga útil por viaje			
L= Cx f x d	L	M3	6.95
Tiempo de carguio	t	MIN	4.20
Tiempo de Transporte Lleno			9.50
Tiempo de transporte Vacío			9.00
Tiempo de Descarga			0.50
Demoras			0.50
Ciclo total			23.70
Dist. de Acarreo (One Way)	D	MT	700
Velocidad promedio	s	m/min.	75.68
		KM/Hr	4.54
		M3/Hr	17.60

Ancho	Alto	Avance	M3	M3	Lamp.	Hr.	Hr.	Hr.	
				Esponjado		Oper.	Trasl.	Total	
4.00	3.50	3.50	49.00	71.05	13.02	5.14	0.50	5.64	282.14
3.50	3.50	3.50	42.88	62.17	11.39	4.50	0.50	5.00	250.00
3.00	3.50	3.50	36.75	50.29	9.76	3.86	0.50	4.36	217.86
3.00	3.00	3.50	31.50	45.68	7.89	3.12	0.50	3.62	180.86
2.40	2.70	3.50	22.68	32.89	5.68	2.24	0.50	2.74	137.22
2.40	2.40	3.50	20.16	29.23	5.05	2.00	0.50	2.50	124.75

Para 1000m con 5.11 Km/hr

M3/hora \$/hora S./M3-KM
10.56 50 16.67

Rendimiento

Cantidad / Unid

SHOTCRETE	Precio \$	Unidades
Cemento	3.874	Bolsa
Arena	15.7	m3
Acelerante	4.8	Gln.
Fibra de Acero	1.3	Kg.

Aliva CMASA	4	\$ / . / Hr
Aliva CONAN	12	\$ / . / Hr

CALCULO DE MALLAS ELECTROSOLDADA

Area de malla	60 m2
Area a utilizar	54 m2
Espaciamiento de Pernos	1.00 1.00
Area de Influencia	1 m2
Split Set por Malla	54 unidades

65	65	55	40	
2" Sin Fibra	2" Con Fibra	3"30 Kg Fib	4"40 Kg Fibra	Unidad
0.692	0.692	1.040	1.380	Kg. / m2
0.077	0.077	0.120	0.150	m3/m2
0.346	0.346	0.520	0.690	gln/m2
0.000	2.310	3.210	5.710	Kg. / m2

COSTO DE ACEROS Y VIDA UTIL
 COSTO DE EQUIPO DE PROTECCION Y VIDA UTIL

ACERO DE PERFORACION				
MATERIAL	SOLES	DOLARES	VIDA UTIL mt	
			Dura	Media
Brocas 45 mm	171.50	49.00	350	600
Rimador 4.0	752.50	215.00	1.300	1.500
Adaptador R32	262.50	75.00	1.300	1.500
Barra 14.0	591.50	169.00	4.000	5.000
Shank Adapter	413.00	118.00	5.000	7.000
Copla	103.25	29.50	3.000	4.000
Herramientas/Otros	5250.00	1500.00	30.000	30.000

EQUIPOS DE PROTECCION

	Precio S/.	Vida util	S/. / día										
Carcuchos P-100 (2 unidades)	18.90	10	1.890	15	1.260	10	1.890	30	0.630	30	0.630	30	0.630
Casco tipo jockey-MSA	43.75	720	0.061	720	0.061	720	0.061	720	0.061	720	0.061	720	0.061
Tafilete	26.25	360	0.073	360	0.073	360	0.073	360	0.073	360	0.073	360	0.073
Botas de jebe-Sekur (f.azul)	44.04	150	0.294	150	0.294	120	0.367	120	0.367	120	0.367	120	0.367
Saco de jebe-Sekur	26.18					60	0.436						
Pantalón de jebe-Sekur	25.52					60	0.425						
Guantes de jebe	13.76			30	0.459	60	0.229	60	0.229				
Mameluco Polystel	75.00	80	0.417	180	0.417	180	0.417	180	0.417	180	0.417	180	0.417
Guante de cuero	10.33	30	0.344			30	0.344			30	0.344	30	0.344
Correa Portalampara de nylon	36.01	720	0.050	720	0.050	720	0.050	720	0.050	720	0.050	720	0.050
Respirador de polvo-Survivai	26.25	180	0.146	180	0.146	180	0.146	180	0.146	180	0.146	180	0.146
Lentes buton	33.56	90	0.373	90	0.373	90	0.373	90	0.373	90	0.373	90	0.373
Tapon de oido Sure Fit	2.98	90	0.033			90	0.033	90	0.033	90	0.033	90	0.033
Orejeras MSA	63.00			180	0.350								
			3.681		3.483		4.844		2.379		2.494		2.494

Operadores
 sccop
 dumper
 comberos

Operador
 Jumbo
 Servicios
 Tuberos

Jack Leg
 Ayud. Perf.

Motoristas
 Ayud. Motoristas

Supervisión
 Capataes
 Cargadores

Bodegueros

COSTO DE BARRENO EN S/. PIE PERF.

Longitud de barreno	Precio S/.	Tipo Roca	Dura	Media	Suave
			700	800	900
B - 4	178.50	51	0.255	0.223	0.198
B - 6	199.50	57	0.285	0.249	0.222
B - 8	220.50	63	0.315	0.276	0.245
Adaptador Fe . He	87.60	5000		0.02	
Adaptador Split Set	210.00	5000		0.04	
COSTO DE MAQUINAS PERFORADORAS EN S/ / PIE PERF.					

Valor del Equipo sin I.G.V.	Dolares	4,200
	Soles	14,700
Depreciación	pies	80,000
Costo depreciación	S/ / pie perf.	0.184
Reparac. Y Mantto.		60%
Costo reparac. Y mantto.	S/ / pie perf.	0.110
TOTAL	S/ / pie perf.	0.294

COSTO DE MANGUERAS DE PERFORACION Y ACCESORIOS

	Precio S/	Cantidad	Duración: pies	Costo S/ / pies perf.
Mangueras de jebe de 1" mt	8.58	50	40,000	0.0107
Manguera de jebe de 1/2"mt	4.20	50	40,000	0.0053
02 Conexiones de 1" c/u	12.00	2	40,000	0.0006
02 Conexiones de 1/2" c/u	8.00	2	40,000	0.0004
Gamarrilla	15.00	1	10,000	0.0015
				0.0185

SCO
OP.SCO

COSTO DE AGUZADO DE BARRENOS

- Valor de la aguzadora	Dolares	3,000
	Soles	10,500
Depreciación	mes	36
	pies mes	4,000
Costo depreciación	S/ / pie perf.	0.007
Reparac. Y Mantto.		40%
Costo reparac. Y mantto.	S/ / pie perf.	0.003
Total aguzadora	S/ / pie perf.	0.01
- Valor de la piedra esmeril	Soles	123
	Afiladas	25
	pies/afilada	130
Costo depreciación	S/ / pie perf.	0.038
TOTAL aguzadora + piedra	S/ / pie perf.	0.048

COSTO DE HERRAMIENTAS MENORES

	Precio \$/.	Duración:disparos	Costo \$/ / disparo
Llave Stilson de 14"	52.54	200	0.263
02 Llaves tilson de	86.94	200	0.435
Lampas	17.01	50	0.340
Pico	18.82	100	0.188
Comba de 12 libras	32.89	200	0.164
Cucharillas	12	100	0.120
Sacabarrenos	15	100	0.150
Atacador	4	10	0.400
Punzón cebador	2	200	0.010
02 Barretilas	30	100	0.300
			2.370

LABOR	SECCION	No. TALADROS		ROCA MEDIA			ROCA DURA			ROCA DURA		ROCA MEDIA		MECHA RAPIDA	Pentacord	
				KG / MT			KG / MT			Taladros		Taladros				
				Solo		Examon	Solo		Examon	sin cargar	cargados	sin cargar	cargados			
				Dinamita	Dinamita	Examon	Dinamita	Dinamita	Examon							
Gal. ó Cx	3.50	3.50	49	45	16.51	3.05	38.00	20.34	3.24	50.40	3	46	3	43	14	17
Gal. ó Cx	3.00	3.50	46	42	15.33	2.90	35.00	9.02	3.10	46.80	3	43	3	40	12	17
Subnivel	3.00	3.00	42	38	13.76	2.70	31.00	17.25	2.90	42.00	3	39	3	36	9	15
Subnivel	2.40	2.70	40	36	12.97	2.60	29.00	16.36	2.80	39.60	3	37	3	34	9	15
Subnivel	2.40	2.40	36	32	11.40	2.41	25.00	14.59	2.60	34.80	3	33	3	30	9	9
Subnivel	2.10	2.40	33	29	10.22	2.26	22.00	13.27	2.46	31.20	3	30	3	27	9	9
Chimenea	1.50	1.50	22	18	5.90			8.40			3	19	3	16	9	9

PRECIOS UTILIZADOS EN LOS CALCULOS DE COSTOS UNITARIOS

12-Feb-04

Tipo de cambio

3.5

C/U	SHANK ADAPTEP	413.00
C/U	ADAPTADOR R32	262.50
C/U	BROCAS 45MM	171.50
C/U	BROCA RIMADORA DE 12 X 4"	752.50
C/U	BARRA 12.0	551.25
C/U	COPLA	103.25
C/U	BARRA R38-R32X14/ATLAS COPCO	591.50
C/U	BARRENO 1200 X 40MM X 7'8" (4')/ATLAS COPCO	179.50
C/U	BARRENO 1800 X 39 MM X (6')/ATLAS COPCO	199.50
C/U	BARRENO 2400 X 38 MM X 7/8" (8')/ATLAS COPCO	220.50
GLN	ACEITE TORCULA 150 SHELL	11.08
C/U	ADAPTADOR DE SPLIT SET	210.00
MTS	MANGUERA DE JEBE DE 1"	8.56
MTS	MANGUERA DE JEBE DE ½" – REFORZADA	4.20
C/U	LLAVE STILSON DE 18"	68.57
PZ	LLAVE STILSON DE 14"	35.67
C/U	COMBA DE ACERO DE 12 LBS	30.45
C/U	LAMPA TIPO CUCHARA MINERO	15.75
PZ	PICO MIENRO	17.43
KGS	SEMEXSA 45% X 7/8" X 7"	5.94
KGS	SEMEXSA 60% X 1.1/8" X 7"	5.80
KGS	SEMEXSA 60% X 7/8" X 7"	6.06
KGS	SEMEXSA 65% X 1.1/2" X 12"	6.00
KGS	SEMEXSA 80% X 1.1/2" X 12"	6.39
KGS	EXAMON "P"	1.49
C/U	FANEL BALNCO DE 1/2 MILISEGUNDO N° 14	3.40
C/U	FANEL ROJO DE M/S DE 4 MTS. NO.1	3.40
C/U	FULMINANTE SIMPLE N° 8	0.26
METRO	CORDON DETONANTE 3G	0.37
PIE	GUIA DE SEGURIDAD	0.07
C/U	UNIDADES DE CARMEX DE 2.1 M	1.47

C/U	DETONADOR ENSAMBLADO 7 PIES/EXSA	1.51
C/U	DETONADOR ENSAMBLADO 9 PIES/EXSA	1.68
METRO	MECHA RAPIDA/EXSA	0.88
C/U	CARTUCHO PARA POLVO RESPIRADOR SURVIVAR 105005	9.45
PZ	CASCO TIPO JOKEY MSA	43.75
C/U	TAFILETE PARA CASCO	26.25
PAR	BOTA JEBE SEKUR FORRO AZUL N° 39	40.04
C/U	SACOS DE JEBE CASACA DE JEBE	26.18
C/U	PANTALONES DE JEBE	25.52
PAR	GUANTES DE PVC DE 10. ½ MULTIPLUS	13.76
PZ	MAMELUCOS POLYSTEEL	75.00
PAR	GUANTES DE CUERO AMARILLO CORTAS	10.33
C/U	Correa de nylon portalámpara con anillo/SEKUR	36.01
PZ	RESPIRADOR DE DOS ORIFICIOS PARA POLVO SURVIVAR 3000SEKUR	26.25
C/U	LENTES BUTTON/Segur	33.56
PAR	TAPON DE OIDO SF-30 26 DB	2.98
PAR	OREJERAS MSA	63.00
C/U	SPLIT SET 7´COMPLETO CON PLANCHAS DE	18.94
C/U	SPLIT SET 5´COMPLETO CON PLANCHAS DE	16.10
C/U	PERNO FO. CORRUGADO DE 7´X ¾	12.43
C/U	PERNO FO. HELICOIDAL DE 19mm X2. 10 METROS	13.69
CJA	CEMBOLT (CEMENTO EN CARTUCHOS 50 POR CAJA)	38.50
CJA	RESINA PARA PERNOS DE FIERRO CORRUGADO (35 POR CAJA)	89.43
ROLLO	MALLA ELECTROSOLDADA DE 3X3 X 2.4X25m	355.18
BOLSA	CEMENTO TIPO I	13.56

VI. ASPECTOS SE SEGURIDAD

Actualmente Cía Minera Atacocha trabaja con el sistema de Seguridad NOSA desde hace 2 años, con los conceptos claros de peligro y riesgo ahora el buen trabajador no está buscando condiciones inseguras ó actos inseguros para corregir.

Ahora el trabajador sabe que trabaja con determinados peligros y tiene que controlarlos; todo trabajador conoce su responsabilidad y sabe que cualquier actividad tiene sus riesgos y tiene que controlarlos.

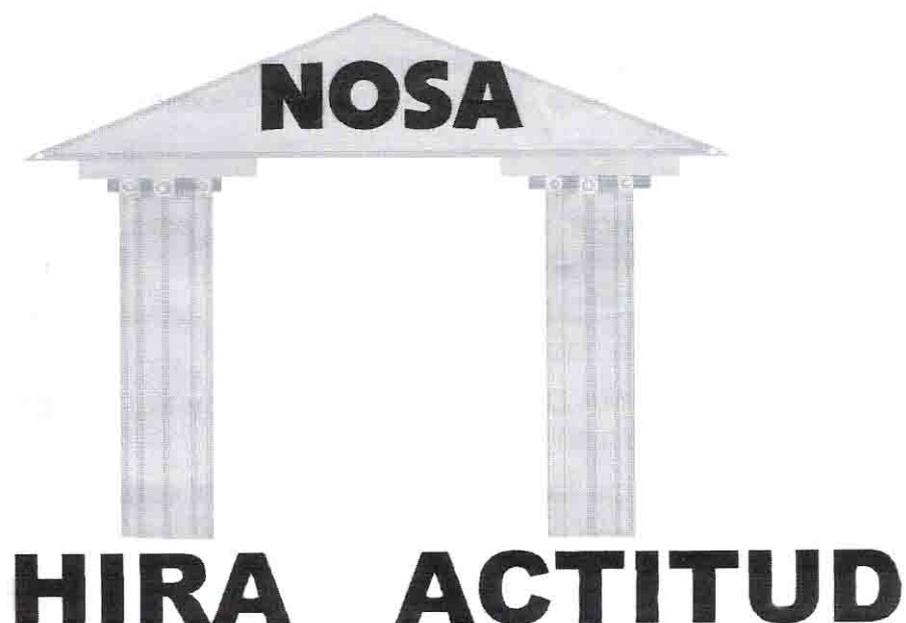
6.1 Conceptos de seguridad que se trabaja en Atacocha.

6.1.1 Que Es NOSA

Es un Sistema de Gestión de Riesgos que se basa en la IDENTIFICACIÓN CONTROL DE LOS PELIGROS Y RIESGOS.

NOSA trabaja integradamente en Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Calidad (SSMAC).

El otro pilar del mismo NOSA es la Actitud de la persona. Si el trabajador no quiere cambiar ningún sistema de gestión de riesgos (de seguridad) lo va hacer mejorar.



El cambio de actitud es básico para lograr el desarrollo de la persona, el deseo de superación de la persona es fundamental para el progreso de su familia, cuando el trabajador logra el progreso de su familia entonces seguirá desarrollándose y hace progresar a su empresa.

6.1.2 Qué Es HIRA

Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos.

Son las iniciales de las 4 palabras de arriba que en nuestro idioma es: **IPER**

6.1.3 Qué Es Peligro

Es cualquier elemento o situación que tiene la posibilidad de causar daño.

Cualquier elemento como una herramienta (barretilla, llave de rueda, palanca, etc.), material (madera, malla, reactivo químico, aceite, etc.), máquina (vehículo, scooptram, chancadora, torno, etc.), objetos del medio ambiente en que se trabaja (roca, polvo, olor, relave, agua, ruido, personas, animales, microbios, etc.) fuente de energía (electricidad explosivo, combustible, etc.)

Cualquier situación como el frío, calor, el miedo, el acoso, la intimidación, la amenaza, el estar distraído, etc.

Cualquiera de esos peligros puede hacer daño a las personas, a la propiedad, al medio ambiente o al proceso productivo que somos **LOS BLANCOS**.

6.1.4 Qué Es El Riesgo

Es la posibilidad de que ese peligro cause el daño que pueda causar.

La herramienta nos puede golpear o cortar, el equipo nos puede atropellar o puede voltearse, el vehículo se puede cuentear y lastimar a los pasajeros, la roca nos puede caer encima o a las

instalaciones, la electricidad nos puede causar un infarto o puede causar un incendio, etc.

6.1.5 Qué Es El Control

Es la manera que manejamos el peligro y el riesgo para que éstos no causen el daño que pueden causar. Usamos los controles para evitar que se produzcan los incidentes.

Hay muchos tipos de controles como:

EL ESTANDAR para hacer una galería, poner una tubería, hacer una carretera, poner un paño de malla, para chancar el mineral, depositar los relaves, bombear el agua o el relave, etc.

Un PROCEDIMIENTO para manejar una herramienta, para echar el reactivo al tanque, para pasar el costado de un camión, para ingresar a su lugar de trabajo, para coordinar con el maestro, etc.

Un PERMISO DE TRABAJO para realizar una actividad de alto riesgo o que no está estandarizada y se hace muy rara vez.

El uso del SISTEMA DE BLOQUEO (lock out y tag out) para hacer una reparación eléctrica o en una manga de ventilación.

El BLOQUEO de las llantas de una camioneta al estacionarla.

EL MANTENIMIENTO que se hace regularmente a los equipos.

LA INVESTIGACIÓN de los incidentes para que no se repitan.

LA CAPACITACIÓN de los trabajadores para que realicen sus tareas de la mejor manera. Etc.

6.1.6 Qué Es El Incidente

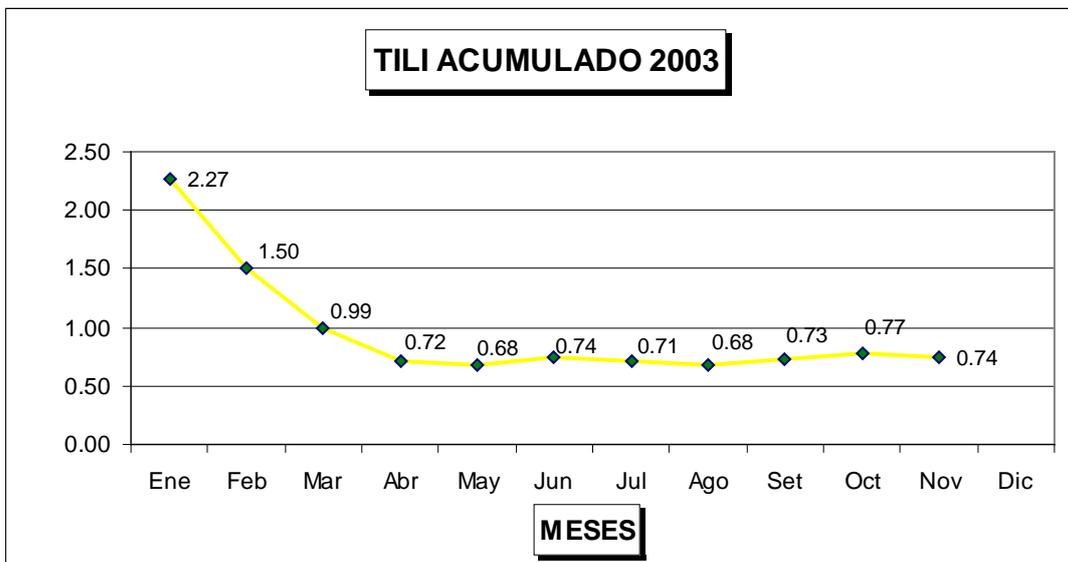
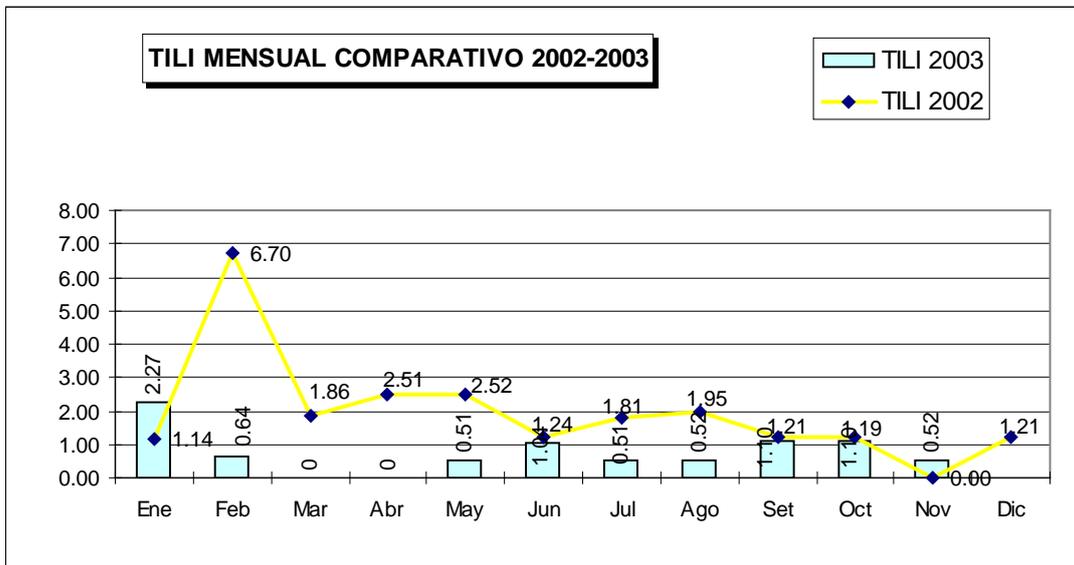
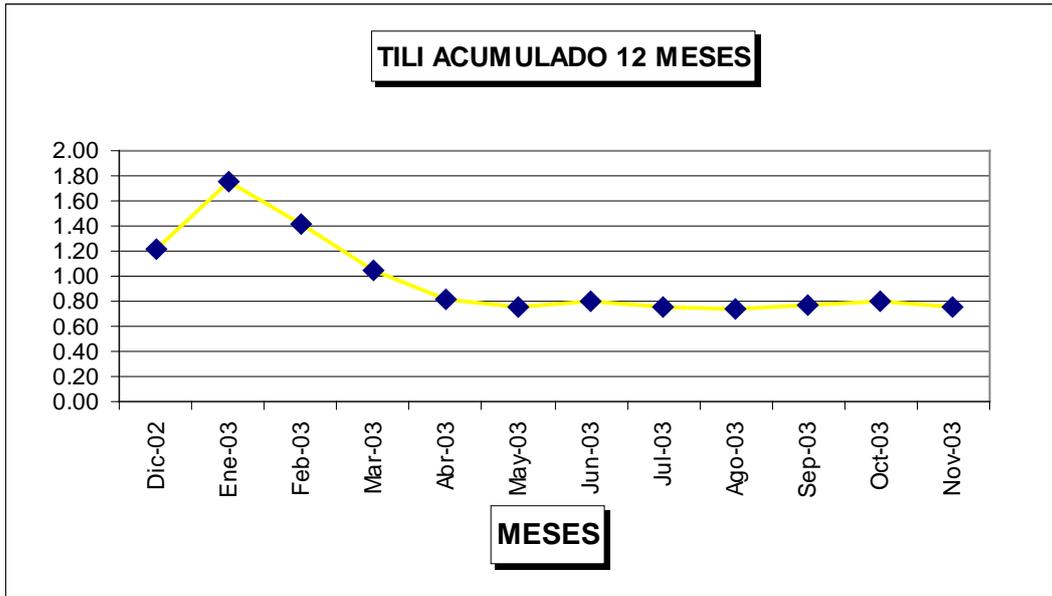
Es un suceso no deseado que puede causar daño a las personas a los equipos o instalaciones, al medio ambiente, al proceso productivo o también puede que no cause daño.

6.2 Ecología Medio Ambiente

Cía, de Minas Atacocha S.A.A., como parte de la gestión ambiental en sus diferentes unidades de producción, continúa

realizando diversos trabajos en cumplimiento del Programa de Adecuación Ambiental (PAMA), estabilización de los depósitos de relaves y apoyo sostenible a las comunidades, para asegurar un desarrollo minero real y económico.

Asimismo, es objetivo de sus programas de seguridad alcanzar una mejora constante en la prevención de riesgos, por lo que orienta sus acciones a lograr una cultura de seguridad. para ello, continúa con la capacitación del personal, afirmando su compromiso de mantener una conducta, así como seguir procedimientos seguros de trabajo. La gerencia ha decidido extender la aplicación del sistema de seguridad de 5 Estrellas de NOSA a la unidad de Atacocha. Para su implementación se ha incluido personal capacitado, contratistas y subsidiarios con el propósito de establecer este mismo sistema en todas sus operaciones.



VII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Con la explotación de los stopes 878 y 879 vamos incrementar el tonelaje mensual en un 25% de 464,000 TM con leyes de 8.20 de pb 7.50 zn, 5 oz/TM Ag; 0.20 Cu.
- Además con la ejecución de la rampa aparte que va servir para la explotación para 878, 879 servirá para el futuro integrar otros stopes y servirá para el transporte de equipos y servicios.
Y rápido mecanización.
- El 89% de la producción es mediante trackless y el 20% es convencional y algunos con equipos cautivos esto a corto plazo es aumentar la eficiencia y reducción de los costos de operación producción.
- Con el sistema de seguridad NOSA, el personal en general esta tomando conciencia y cambio de actitud.
- El rendimiento de Hora de percusión/mes de los jumbos es de 170.horas/mes no siendo el óptimo. (Anexo 01), debido a la falta de áreas de trabajo programadas en la planificación mensual de rotura y avances.
- No hay frentes de perforación al inicio de guardia, existe deficiencia en el ciclo de minado, los scoops y dumpers no están siendo distribuidos correctamente a primera hora para la limpieza de los frentes de avance.
- Los jumbos pierden tiempo en ir a un frente debido a la coordinación en el cambio de guardia por parte de los ingenieros y supervisores.
- Caída de tensión para el normal funcionamiento del jumbo.

- La perforación con máquinas neumáticas jackleg es deficiente en las labores alejadas ya que la presión de trabajo no supera las 60 psi.
- La altura de corte no es uniforme, debido a una mala perforación y a la deficiencia en el relleno.
- Se cuenta con información completa del rendimiento de los accesorios de perforación, el abastecimiento e estos aceros es normal. Se calcula los rendimientos promedios con la escasa información (Anexo 02).
- Se tiene controles sobre la velocidad de perforación de los Jumbos. Se toma algunas velocidades en roca media y dura. (Anexo 03)
- La información sobre la cantidad de pies perforados/mes con los jumbos y máquinas Jack Leg no es confiable.
- No se tiene los costos de perforación por metro de avance y metro cúbico en los stopes.
- El personal de jumberos están siendo calificado y capacitado por el departamento de entrenamiento.
- La fragmentación el material volado no es el mas óptimo, por la excesiva cantidad de bancos después de la voladura, principalmente en los stopes de roca dura.
- Aún se emplea mecha de seguridad con fulminante corriente como accesorio de voladura en frentes de trabajo.
- No se sopletea los taladros antes del carguío.
- Muchos tiros cortados, fallados, soplados, etc. En las diferentes labores de la mina.

- La voladura controlada de techo se esta empleando en la mayoría de las labores, faltando implementar dicho control en los hastiales.
- Hay variedad de explosivos de acuerdo al diámetro y potencia, se está usando correctamente, debido a la experiencia de los cargadores.
- No se cuenta con equipo apropiado (scissor) para el carguío en la parte alta de los frentes, se esta efectuando con escalera dificultando la operación.
- En el año 2003 el consumo de Examen fue de 44% en explotación y 56% en avance. El consumo de Dinamita fue de 47.25% en explotación y 52.75% en avances. (Anexo 04)
- En el año 2003 se gastó el 71.64% en Explosivos y el 28.36% en Accesorios de Voladura. (Anexo 05)
- Se tiene el factor de carga en los stopes mecanizados (Anexo 07), el factor carga en las labores de avance se ha determinado, un calculo aproximado en la Empresa especializada Andinos es:

Sección 3.5 x 3.5	36kg/m	Examen
Sección 3.5 x 3.5	33kg/m	Dinamita

- Se debe de formar un equipo de cargadores en todas las empresas especializadas, quienes deben de ser capacitados constantemente con el apoyo de EXSA Capacitación y Productividad.
- Se debe crear estándares de perforación donde se indique el uso de guidores para mantener el paralelismo de los taladros, el pintado de malla, apoyo de los ayudantes para guiar el jumbero en mantener dicho paralelismo, etc.

- Se debe crear estándares de voladura donde se indique el sopleteo de los taladros, preparación de la dinamita, desate de la labor antes de cargar, etc.
- Establecer el uso de “Detonador ensamblado” en las labores donde se chispee las guías de uno en uno.
- Los parámetros de rendimientos que se manejan actualmente no son válidos debido a que la producción por labores que maneja la mina está en función a los reportes de los operadores de los equipos y esto no debe ser así, el área de Planeamiento con el apoyo de Topografía es la responsable de dar esta información en base a las cubicaciones que realiza.
- Es necesaria la compra de equipo “**scissor**” para el carguío de las partes altas del breasting al haberse aumentado la altura de corte en los stopes.
- Se debe contar únicamente con 2 polvorines en interior mina, uno en la parta alta y otro en la parte baja que cumplan con las especificaciones técnicas del Reglamento de Seguridad Minera.
- Las empresas especializadas deben contar con **técnicos en perforación y voladura** para que puedan capacitar a su personal en lo referente a mallas, paralelismo, burden, espaciamiento, etc; quien será responsable de implementar las mejoras en la perforación y voladura.
- Se debe penalizar al contratista cuando no haga voladura controlada en los techos y los hastiales; en las labores que se ejecuta el control se nota claramente la ventaja de esto.
- Cada Empresa Especializada debe de contar un estándar de malla de perforación para sus labores respectivas y una base de datos para el control de perforación y voladura.

- Bajar el costo al 10% (9,400 \$/mes) de sostenimiento con split set debido a una mejora en la voladura controlada de techos y hastiales. Reducir el número de incidentes por caída de roca en los techos y hastiales.
- Con el cambio de uso de Dinamita a Examen se ahorraría 30 \$/m EN AVANCES Y 0.5 \$/M3.
- Diseñar y elaborar mas Raíce Borer para mejorar la ventilación.
- Mejorando los estándares de perforación y voladura serviría como base para un nuevo calculo de precios unitarios reales.

VIII. BIBLIOGRAFIA

1. Manual practico de voladura EXSA S.A. 4ta. Edición.
2. revista Minería Edición Setiembre 2003. I.I.M.P.
3. IV Simposición nacional de perforación y voladura de rocas Lima 1997. UNI.
4. Proyecto e incremento de reservas en Cía. Minera ATACOCHA S.A.A. 1993. Dpto. de Geología.