

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL

**ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA
DE MINAS**



**“COSTOS EN LA CONSTRUCCION DEL PIQUE 500 EN LA U.E.A DE
ANTAPITE - CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A”**

TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. LUIS ALBERTO PELAYO HUAMAN GUERRA

AYACUCHO - PERU

2013

“COSTOS EN LA CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE 500 EN LA U.E.A DE
ANTAPITE – CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.”

RECOMENDADO : 10 DE DICIEMBRE DEL 2013

APROBADO : 26 DE DICIEMBRE DEL 2013




MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
PRESIDENTE



Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
MIEMBRO



Ing. Grover RUBINA SALAZAR
MIEMBRO



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO

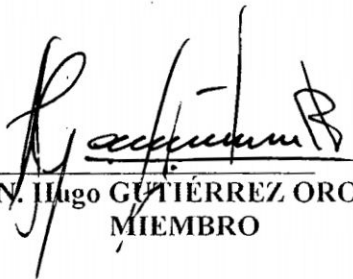


Ing. Jennifer R. PILLACA DE LA CRUZ
SECRETARIA DOCENTE

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 26 de diciembre del 2013, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Luis Alberto Pelayo HUAMÁN GUERRA, con la Tesis Titulado "COSTOS EN LA CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE 500 EN LA U.E.A DE ANTAPITE – CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.", fue calificado con la nota de CATORCE (14) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



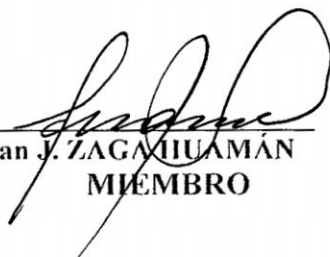
MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
PRESIDENTE



Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
MIEMBRO



Ing. Grover RUBINA SALAZAR
MIEMBRO



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO



Ing. Jennifer R. PILLACA DE LA CRUZ
SECRETARIA DOCENTE

DEDICATORIA

A mis padres, Pelayo Huamán Sicha y Magna Guerra de Huamán como muestra de gratitud, por la invaluable ayuda en mi formación profesional y logro de mis aspiraciones, por todo su amor y confianza , por inculcarme sus valores y sabios consejos en todo momento. A mi hija por ser fuente inagotable de estímulo y superación.

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento al Ing. Mario Hurtado Valdivia (Gerente de Operaciones de la E.C.M. INMICEN S.R.L, al Ing. Wilder Ramos Roque (Residente de la E.C.M. INMICEN S.R.L), Ing. Iván Martín Asorza Romani (Superintendente de Mina CMBSA Unidad Antapite) por sus desinteresados aportes. A mi asesor de tesis el Ing. Hugo Gutiérrez Orosco no solo por el papel tan importante que ha jugado en el desarrollo de la presente tesis sino también por el apoyo y guía en todos los aspectos de mi formación durante estos últimos años. Asimismo al Ing. Oscar Guerrero Broncano (Superintendente de Geología de la Unidad Económica administrativa de Antapite - Cia Minera Buenaventura S.A.A) por toda la información cedida que ha resultado imprescindible para el desarrollo de esta tesis.

INDICE

Dedicatoria	
Agradecimiento	
Introducción	
Resumen	

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1 Ubicación y Acceso	1
1.2 Clima y vegetación	2
1.3 Fisiografía.....	2
1.4 Antecedentes.....	2
1.5 Recursos de la Zona	3
1.5.1. Recursos Naturales	3
1.5.2. Recursos Hídricos	3
1.5.3. Recursos Humanos	3
1.6 Planteamiento del Problema.....	4
1.6.1. Descripción del Problema.....	4
1.6.2. Formulación del Problema.....	5
1.7 Objetivo del Trabajo	5
1.8 Método del Trabajo.....	6

CAPITULO II GEOLOGIA

2.1 Geología Regional.....	7
2.1.1 Estratigrafía	7
2.2 Geología Estructural.....	10

2.3 Geología Local	11
2.3.1 Litología	11
2.4 Geología Económica	11
2.4.1 Génesis y Paragénesis	11
2.4.2 Mineralización	12
2.4.3 Alteraciones	13
2.4.4 Estructuras Mineralizadas	14
2.4.5 Reservas Minerales	19
2.4.5.1 Clasificación de Reservas Minerales	19
2.4.5.1.1 Por la Mineralogía	19
2.4.5.1.2 Por los Valores	20
2.4.5.1.3 Por su Certeza	20
2.4.5.1.3 Por su Accesibilidad	21

CAPITULO III

EXPLORACION MINERA

3.1 Descripción General de la Mina.....	22
3.2 Labores Mineras.....	23
3.2.1 Labores de Exploración	23
3.2.2 Labores de Desarrollo	23
3.2.3 Labores de Operación.....	23
3.3 Método de Corte y Relleno Ascendente	24
3.3.1 Condiciones de Aplicación.....	24
3.3.2 Preparación y Desarrollo	24
3.3.3 Ciclo de Explotación	25

CAPITULO IV
ELECCION Y PARAMETROS DE DISEÑO PARA LA CONSTRUCCION
DEL PIQUE

4.1	Justificación.....	38
4.2	Ubicación.....	39
4.3	Evaluación Geomecánica de la Zona del Pique	39
4.3.1	Características de la Masa Rocosa	39
4.3.2	Clasificación de la Masa Rocosa.....	40
4.3.3	Esfuerzo Alrededor del Pique Vertical.....	41
4.4	Diseño del Pique Vertical.....	41
4.4.1	Sección y Longitud	41
4.4.2	Diseño de los Componentes de Izaje	42
4.5	Construcción del Pique Vertical.....	51
4.5.1	Trabajos Preliminares.....	51
4.5.1.1	Construcción de Chimenea Piloto para Castillo.....	51
4.5.1.2	Construcción de Cruceros	51
4.5.1.3	Construcción de Cámara de Winche	51
4.5.1.4	Construcción del Inclinado.....	52
4.5.1.5	Construcción Chimenea Piloto para Pockets.....	52
4.5.1.6	Construcción de Chimenea Piloto para Ore Pass	53
4.6	Excavación del Pique	53
4.6.1	Perforación y Voladura	53
4.6.2	Limpieza	55
4.6.3	Sostenimiento.....	55
4.6.4	Ventilación.....	55
4.6.5	Bombeo	55
4.7	Costo Unitario de Construcción.....	56
4.8	Evaluación Económica Financiera.....	59
4.8.1	Valor del Mineral.....	59
4.8.2	Valor de la Producción.....	59
4.8.3	Vida de la Mina.....	59

4.8.4 Depreciación.....	59
4.8.5 Costo de Operación y Producción	60
4.8.6 Inversión	60
4.8.7 Cronograma de Inversión	62
4.8.8 Estados Financieros	63
4.8.9 Valor Actual Neto	64
4.8.10 Tasa Interna de Retorno	65
4.8.11 Periodo de Retorno	65
4.9. Discusiones	66
4.8.12 Resultados de la Evaluación Económica Financiera	66
4.8.13 Desarrollo Horizontal	66

CAPITULO V

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

5.1 Inducción SIB.	67
5.2 Objetivos del SIB.	67
5.3 Estructura del SIB.....	69
5.4 Importancia del SIB.	71
5.5 Plan de Manejo Ambiental	72
5.5.1 Medidas de Protección al Medio Ambiente	72
5.5.2 Medidas de Mitigación a los Impactos al Ecosistema	73

Conclusiones.

Recomendaciones.

Referencias bibliográficas.

Anexos.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación, aplicada a la construcción de pique para la explotación de mineral, tiene por finalidad el estudio y análisis de dicha construcción. La minería en su explotación actualmente afronta el incremento constante de los costos y donde los precios de los metales tienen un vaivén conforme a la coyuntura económica. Para disminuir y/o mantener los costos en un nivel razonable se tiene que optimizar las operaciones, es decir haciendo más eficiente y mejorando la tecnología aplicada; sin embargo todo el trabajo se puede ver perturbado cuando la mineralización profundiza y hace que el costo de extracción aumente pudiendo llegar a un límite donde resulta ser antieconómico.

La Mina Antapite tiene un yacimiento que profundiza, por lo que para la extracción del mineral se conoce varios sistemas como rampas y piques vertical e inclinado que para su elección tiene que ser evaluado tanto técnica como económicamente considerando las características de la mina y situación económica de la empresa y la decisión de elegir la mejor alternativa se discute en el presente trabajo de tesis y como resultado es la construcción de pique vertical de sección rectangular.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis, se ha desarrollado con la finalidad de profundizar las operaciones de explotación en la Mina Antapite y el trabajo está dividido en 5 capítulos que se detalla a continuación:

El capítulo I.- Aspectos Generales. Contiene acápite referidos a la ubicación geográfica, accesibilidad de la mina, clima, fisiografía, antecedentes, recursos, etc.

El capítulo II.- Geología, trata de la geología regional, estructural, local y económico, su génesis, mineralización, las reservas minerales que contiene actualmente el yacimiento.

El capítulo III.- Minería: describe el sistema y método de explotación aplicado como es el Corte y Relleno Ascendente indicando los ciclos de explotación, personal y equipos.

El capítulo IV.- Elección y Parámetros de Diseño para la Construcción del Pique: Aquí se considera las dos alternativas de cortar la veta Mery desarrollo horizontal y/o construcción del pique.

El capítulo V.- Seguridad y Medio Ambiente: Hace un estudio del SIB (Sistema Integrado Buenaventura), que engloba los aspectos de seguridad, medio ambiente, calidad y relaciones comunitarias.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESO.

La U.E.A de Antapite, de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A, se ubica en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental, en la parte meridional del distrito de Cordova provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica; (Plano 01), en las cabeceras de los ríos Ica y Grande, entre las cotas 3,000 msnm y 4,100 msnm.

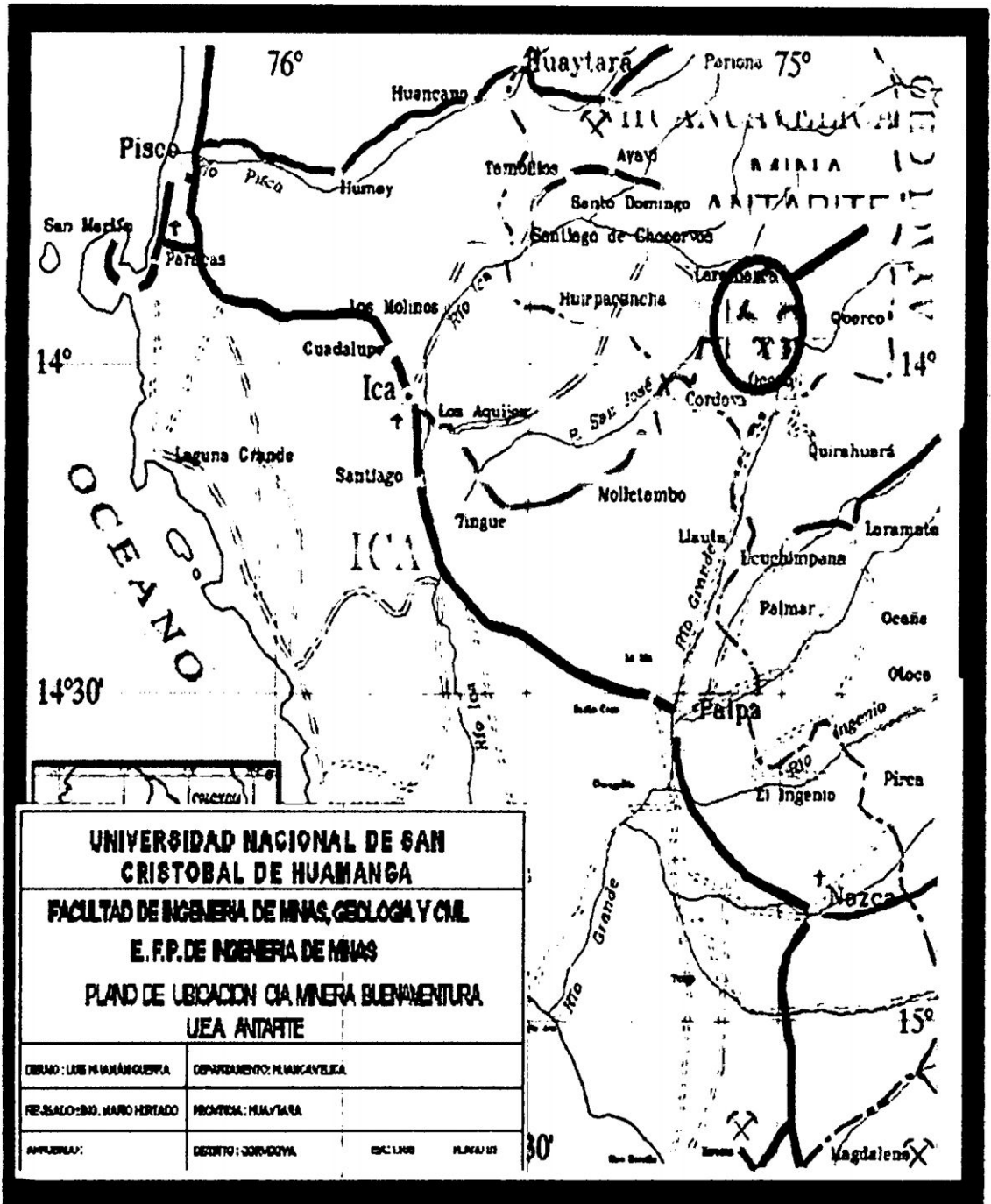
Coordenadas Geográficas: Longitud Oeste: 75° 04'

Latitud Sur: 13° 55'

Coordenadas UTM: N: 7'110,900.00 - 7'116,000.00

E: 35,000.00 - 228,000.00

Es accesible desde la ciudad de Ica (km 307 de la Panamericana Sur), poblado de los Aquijes, de donde parte la vía afirmada hacia Tingue – Córdova – Antapite de 130 km.



1.2. CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima es ligeramente frío en las partes altas como en las localidades de Ocobamba y Laramarca, y templado a cálido en los valles profundos en las localidades de Ocoyo y Tibillo.

Los recursos locales son muy escasos. En la zona de estudio se observa una incipiente agricultura, la misma que aumenta hacia las partes bajas de las cabeceras del Río Grande, localidades de Ocoyo, Tibillos, Ayamarca, Querco. El agua está limitada a filtraciones que discurren principalmente por las quebradas Chilhuacocha, Chocllanca y Suyto, las mismas que son utilizadas a través de canales de riego para la agricultura de la zona.

1.3. FISIOGRAFIA.

Sobre los 3,800 msnm el relieve es de sierra alta, con superficies onduladas y suaves; a menor cota la superficie es más agreste, controlada por la acción erosiva de los ríos juveniles que forman lechos profundos en relación con el levantamiento de los Andes.

La cota más baja es de 1,800 msnm en la localidad de Ocoyo, en el lecho del río Grande y la más alta de 4370 msnm en el punto conocido como señal Cerro Huaranjayoc, al NE.

1.4. ANTECEDENTES.

Los primeros reconocimientos de la zona fueron realizados por BISA (Buenaventura Ingenieros S.A.) en 1994. En 1995 Inversiones

Mineras del Sur S.A. (INMINSUR) a través de un acuerdo con la CIA de Minas Buenaventura S.A.A. inicia las exploraciones con túneles en las Vetas Antapite, Zorro Rojo y Juana Solitaria. En el 2001 INMINSUR inicia la operación de la mina Antapite

La Mina, esta dividida en tres zonas, las cuales son Zona Sur, Zona Norte y Mina Reyna. La veta Zorro Rojo constituye la estructura principal de la Mina Antapite, pues contiene el 75% de las reservas cubicadas, para la explotación de la misma, se hicieron dos piques (Pq.504 y Pq.420)

1.5. RECURSOS DE LA ZONA.

1.5.1 RECURSOS NATURALES.

El principal recurso natural constituye el yacimiento de mineral y que es objeto de la explotación por la Empresa.

1.5.2 RECURSOS HÍDRICOS.

El agua requerido para trabajos mineros y campamentos, incluido las operaciones de la planta concentradora es abastecido por las filtraciones de agua en interior mina.

1.5.3 RECURSOS HUMANOS.

En la zona se cuenta con personal que tiene cierta experiencia en trabajos mineros., por lo que no se tiene problemas con respecto a la mano de obra. El personal técnico es captado de otros lugares, tanto para trabajos de mina y planta concentradora.

1.6. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

1.6.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.

El proyecto de investigación se desarrolla en la U.E.A. Antapite de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., ubicado en el distrito de Cordova, provincia de Huaytara, departamento de Huancavelica. Hago referencia que la U.E.A. Antapite es una mina de oro y plata con método de explotación de corte y relleno ascendente, el cual se adapta a las condiciones geomecánicas del yacimiento.

La U.E.A. Antapite viene atravesando una crisis de reducción de las reservas lo que indica que existe deficiencia en la producción para el cumplimiento de planta.

Actualmente se esta explotando las vetas Zorro Rojo, Katy, Verónica en los Nv. 3190-3130 y 3070 del Pq 420, a unos 2 Km lineales de este Pq se encuentra la veta Mery, dicha veta se trabajo en el Nv. 3240 a partir de la Gal 290 SE hacia arriba y no existiendo profundización hacia los niveles inferiores.

La dificultad que experimenta la U.E.A. Antapite es respecto a su deficiencia en la producción para cumplir el requerimiento de planta, esto básicamente enfocado en el tiempo de ejecución de cruceros proyectado a partir de los niveles 3190-3130 y 3070 del Pq 420 con fines de cortar la veta Mery, que una vez cortado la veta Mery al realizar los trabajos de preparación esto demanda mucho tiempo para la explotación de mineral y a la vez genera alto costo en la ejecución de dichos cruceros conjuntamente con la preparación, por lo que se plantea construir un

pique desde el Cx 379 SW hacia los niveles 3190 y 3130. Una vez cortada la estructura se realizara la preparación y explotación del mineral para satisfacer el requerimiento de planta y reducir los costos de preparación.

El proyecto en si trata de dilucidar con la construcción del pique a partir del Nv. 3240 hacia el Nv. 3130 garantiza el requerimiento de planta reduciendo los costos y en menor tiempo.

1.6.2. FORMULACION DEL PROBLEMA.

PROBLEMA PRINCIPAL

- ¿En qué medida la optimización de costos en la construcción del pique se constituye en la etapa de preparación y explotación de mineral el cual garantice el requerimiento de planta y que estrategias se recomienda para su mejoramiento?

PROBLEMAS SECUNDARIOS

- ¿De qué manera la optimización de costos en la construcción del pique contribuye en la producción de mineral?
- ¿De qué manera los tiempos de operación en cada proceso durante la construcción del pique coadyuvan en la explotación de mineral y satisfacción de requerimiento de planta?

1.7. OBJETIVO DEL TRABAJO.

a) OBJETIVO GENERAL

Determinar la optimización de costos en la construcción de un pique en la etapa de explotación y el tiempo de ejecución para satisfacer los requerimientos de planta con la producción.

b) OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Construir el pique a un menor costo y menor tiempo posible, para satisfacer el requerimiento de planta.
- Determinar los costos de operación en la construcción de un pique en la etapa de explotación en la producción de mineral.
- Evaluar los tiempos de operación en cada proceso durante la construcción del pique en la explotación de mineral y satisfacción del requerimiento de planta.
- Optar el título profesional de Ingeniero de Minas.

1.8 METODO DEL TRABAJO.

En el desarrollo del presente trabajo de investigación, se ha seguido dos etapas las cuales son :

La primera de campo, consistente en la recopilación de datos relacionados con la operación de minado que actualmente se practica en la Mina Antapite, datos geológicos y topográficos.

La segunda, consistió en el desarrollo y evaluación de estos datos para elaboración de la tesis.

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1. GEOLOGIA REGIONAL.

Más de un millar de metros de potencia de roca volcánica - sedimentaria de probable edad Eoceno – Oligoceno(Cenozoico) afloran en el área de la mina Antapite, ubicadas en discordancia sobre un substrato pre volcánico compuesto por sedimentos mesozoicos en el área de la Veta Carmencita (Sector NW del área de estudio), a una cota de 3,600 m. Las rocas volcánicas reposan en discordancia sobre las unidades del Batolito de la Costa en el área de Ocobamba a una cota de 2,900 msnm.

2.1.1. ESTRATIGRAFIA.

A.- MESOZOICO-CRETACIO

A.1.- FORMACIÓN LABRA.

Con una potencia aproximada de 4 km, posiblemente esta acumulación sea en parte tectónica. Se compone de secuencias con espesores de más de 30 m de ortocuarcitas blancas, alternando con paquetes de

areniscas rojizas de estratificación delgada, de grano fino con intercalación de lutitas grises oscuras con abundantes restos de plantas. Esta secuencia parece contener por lo menos una intercalación volcánica de toba de lapilli propilitizada, además hay varios sill dentro de la secuencia compuesta por microdiorita de más de 100 m de espesor.(Ver fig. 01)

A.2. FORMACIÓN GRAMADAL.

Descompuesta en dos partes; inferior y superior. Consta de unos 300 m de tobas mayormente redepositadas, tobas soldadas, y algunos niveles de calizas mayormente cornubianitizadas, con algunos sill emplazados, denominada Gramadal inferior. La secuencia Gramadal superior tiene unos 80 a 100 m de espesor y se compone de calizas y escasas intercalaciones de areniscas de grano fino hacia el tope.

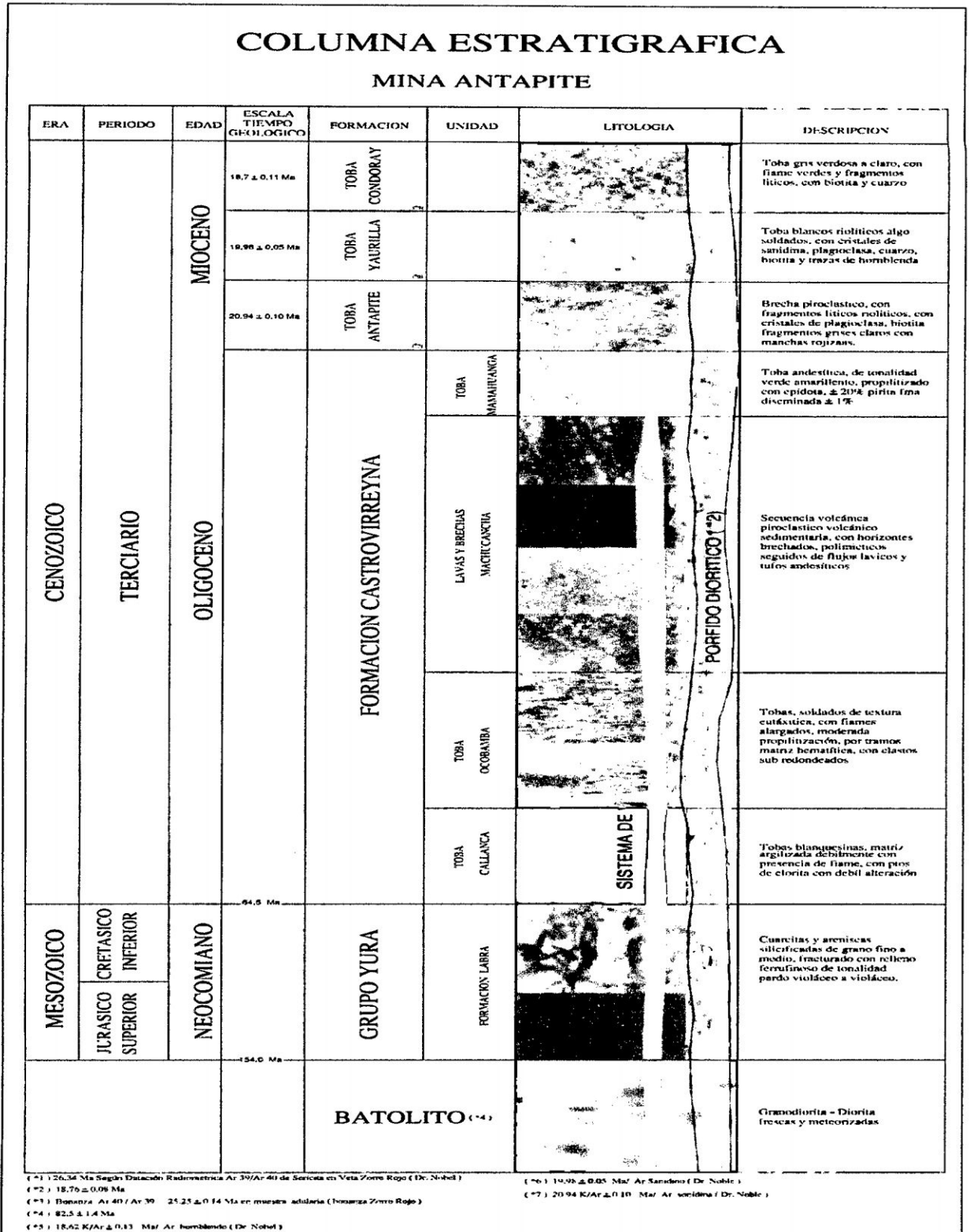
A.3. FORMACIÓN HUALHUANI.

Llamada así tentativamente presenta más de 300 m de areniscas de cuarzo y conglomerados, está presente al SE en donde su base no aflora.

A.4. FORMACIÓN CHACLATACANA.

Tiene más de 300 m de potencia, su parte alta se encuentra cortada por un Stock o por la erosión pre-volcánica terciaria. Está compuesto de material volcano-sedimentario de volcarenitas gris-verdosas de grano medio a grueso con abundante plagioclasa, con

Fig. 01 Columna Estratigráfica-Mina Antapite.



intercalaciones de volcarenitas conglomerádicas y conglomerados de clastos redondeados a subredondeados de hasta más de ½ m, constituido de pórfidos andesíticos diversos.

Esta secuencia en la región de Antapite, se encuentra en una posición estratigráfica análoga a la genuina formación Chaclatacana de Huancavelica, se considera como su posible expresión lateral, al parecer enteramente volcánico sedimentaria.

A.5. FORMACIÓN CHÚLEC.

Compuesta de gruesos bancos de caliza alternados con caliza margosa, tiene un afloramiento restringido.

A.6. BATOLITO DE LA COSTA

Está expuesto en las partes profundas de las quebradas que bajan hacia El Río Grande en el área de Ocobamba - Laramarca - Querco. Las facies más comunes comprenden a tonalitas y granodioritas.

B. TERCIARIA

UNIDADES BASALES

La serie Volcánica - Terciaria, es algo bimodal, variando desde andesitas basálticas a dacitas y tentativamente ha sido dividida en un conjunto basal piroclásticos, conformado por las Tobas Callanca y Ocobamba, ubicadas en el sector centro oriental del área cartografiada, e inmediatamente al este de Ocobamba, dispuestas sobre el batolito. Han sido ubicadas también con la perforación diamantina, en las vetas

Zorro Rojo, Reyna y Soledad Olvidada sobre el área de nuestras operaciones.

La Toba Ocobamba es un depósito compuesto por fragmentos redondeados a subredondeados de las propias tonalitas, así como de granitoides rojos, envueltos en una matriz tufácea rojiza andesíticos en la base, seguido de un espeso paquete de toba soldada rojiza andesíticos con una clara fabrica eutaxítica, completado por tobas rojizas poco o no soldadas.

Por encima de estas secuencias, diversas unidades extrusivas, efusivas, piroclásticas y volcans sedimentarias que pueden ser aproximadamente agrupadas en tres secuencias. Cada secuencia empieza con domos de flujo, coladas de lavas y piroclásticos predominantemente de caída (Unidades Inferior, Intermedia y Superior).

2.2. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

Estructuralmente el área del Proyecto Antapite está controlado por dos sistemas regionales importantes, el primero de rumbo andino, que se manifiesta como un corredor estructural de rumbo N 50°-60°W, con evidencia de movimientos sinestrales y caída gravitacional al sur-oeste, destaca en este sistema la falla Chocllanca – Ocoyo relacionada directamente con la veta principal Zorro Rojo. El segundo sistema es de rumbo transandino representado por las fallas Runahuañuscca y Yaurilla en el área NW del distrito.

Estos dos sistemas delimitan el sector de mayor concentración de focos volcánicos y estarían controlando la mineralización en fracturas

tensionales de las vetas Carmencita, Isabel y Verónica - Cecilia – Lucia, entre otras.

En la zona del Cerro Antapite se tiene que sobre la secuencia Machucancha, reposan lavas intermedias, las cuales son a su vez intruidas por la Toba Antapite, formando un borde de depresión el cual es rellenado por las Tobas y lahares Mamahuanga, finalmente la zona es afectada por un conjunto de stocks andesíticos-dioríticos y diques.

Esta zona sería el área de convergencia de los dos sistemas regionales principales, el WNW-ESE denominado Chocllanca – Ocollo y el SW – NE (Runahuañuscca – Yaurilla). Ver Fig. 02

2.3. GEOLOGIA LOCAL.

2.3.1. LITOLOGÍA.

El yacimiento Epitermal de Baja Sulfuración Antapite, se encuentra hospedada en diversas unidades volcánicas y volcano sedimentarias, tales como lavas, brechas, lahares y tobas, de composición, andesítica, tendiendo a traquita; del oligoceno, los cuales están cortados por pequeños stocks y diques sub-volcánicos.

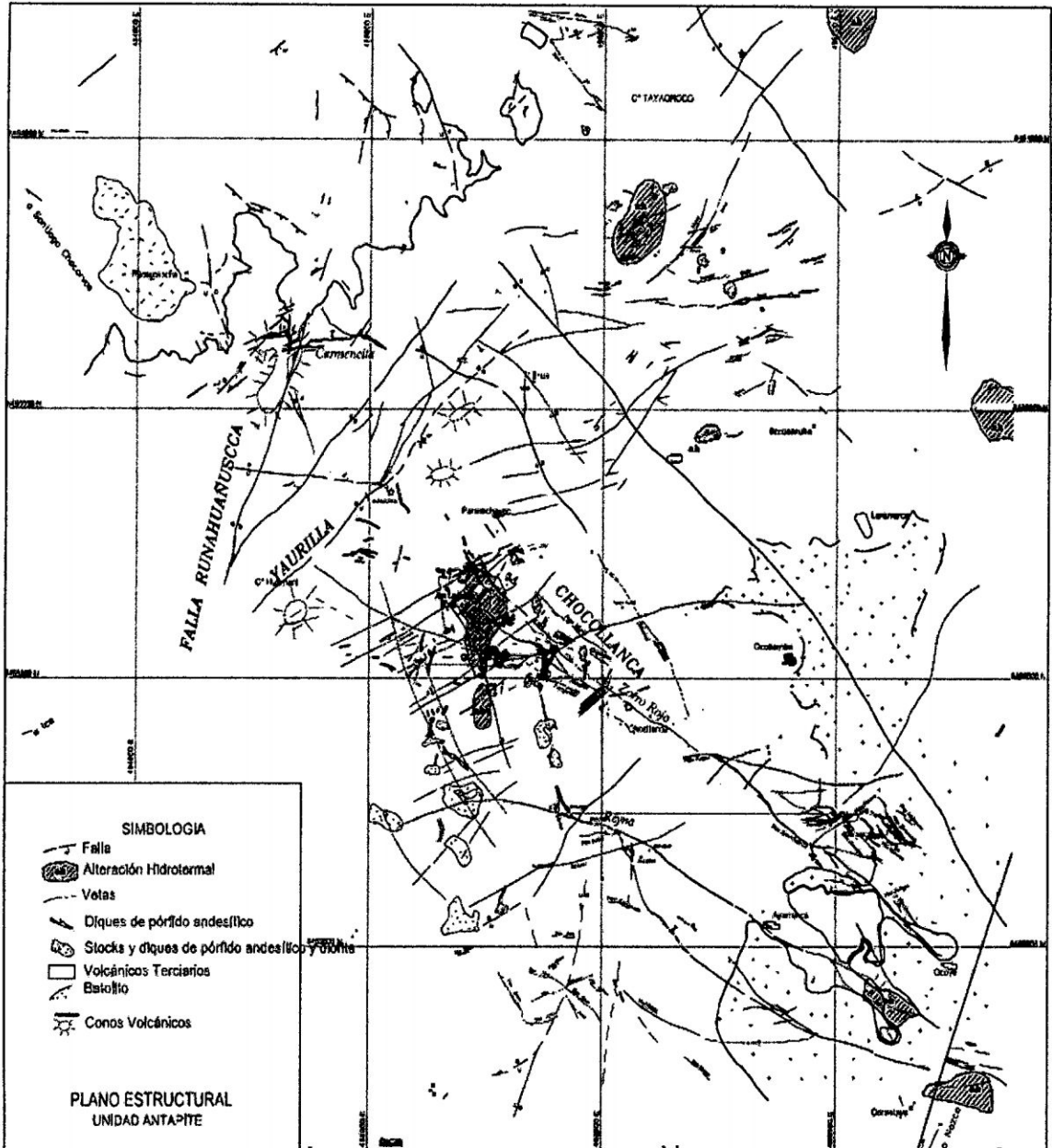
En las quebradas que bajan hacia la quebrada del Río Grande, en los poblados de Ocobamba, Laramarca y Querco, se tiene expuesto el Batolito de la Costa.

2.4 GEOLOGIA ECONOMICA.

2.4.1. GENESIS Y PARAGENESIS.

La mineralización de las vetas de la mina Antapite, es del tipo relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con

Fig. 02 Plano Estructural – Mina Antapite.



cuarzo, adularia, sericita y pirita; la mineralización es aurífera con plata subordinada, el oro se encuentra en estado nativo o como electrum y está relacionada a paragénesis tardías de cuarzos asociados con diversos sulfuros principalmente piritas con trazas de esfalerita, galena, calcopirita y puntos de sulfosales como tetraedrita y bournita.

La mineralización aurífera económica, ocurre en paragénesis tardías de cuarzo gris, calcedónico, blanco y cuarzo hialino; con un cociente de relación de Ag/Au de 1/1 a 1.5/1. Las características mineralógicas, texturales y geoquímicas de las vetas de la Mina Antapite, presentan niveles intermedios a profundos de sistemas epitermales.

2.4.2. MINERALIZACION.

En base a los estudios petromineralógicos se ha podido determinar la mineralogía de la Mina Antapite, el cual está dado por los siguientes minerales de mena y ganga:

Minerales de ganga.- Cuarzo, Sericita, calcita,

Minerales de mena.- Pirita, Arsenopirita, Marcasita, Esfalerita, Calcopirita, Galena, Oro nativo, Electrum, Magnetita, Covelita, Cobres Grises, Digenita.

La mineralogía de las vetas de la Mina Antapite, se caracterizan por presentar diversas generaciones de cuarzo, observándose entre ellos: bandas de cuarzo blanco y amatista y textura reemplazamiento de calcita cortadas por venas tardías de cuarzo hialino, coloforme, calcedónico blancas y grises. El Au, se deposita principalmente en el cuarzo coloforme, hialino blanco y gris.

2.4.3 ALTERACIONES.

La alteración epitermal está restringida generalmente a un halo delgado pegado a las vetas, con la presencia de cuarzo – sericita – adularia, esta última reconocida al microscopio, por tensión y difracción de rayos X. La sericita se presenta como reemplazamiento de feldespatos o adularia, relacionado al cuarzo y rellenando cavidades de la veta. Hacia las cajas frescas se tiene luego una alteración propilítica con la presencia de clorita, epidota, calcita, cuarzo plagioclasas y esmética.

Características del Yacimiento Epitermal de Baja Sulfuración – Mina Antapite

Roca Huésped Rocas volcánicas.

Cota de veta 3,100 – 3500.

Rumbo preferente N 60° - 80° W

Textura de la veta Bandeado, coloforme, criptocristalino

Cuarzo varias generaciones (gris, blanco ahumado, hialino, amatista, Calcedónico)

Alteración de Caja Proximal:

Sericita-adularia-cuarzo-calcita+-clorita.

Distal: clorita-epidota-calcita-esmectita-rodocrosita

Mineralogía de mena Au libre, electrum, cpy, esf, gn, Cgrs, Ag, mc, apy.

Metales Au-Ag, Pb, Zn, Cu, Mn +- (Sb, As, Hg).

Rasgos importantes Sericita >250°C – 300°C T; pH 4 – 6

Edad de la mineralización 26.3 +- 0.21 ma. Sericita (Zorro Rojo).

2.4.4. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

En la zona se presentan varias vetas, siendo las principales:

1.- Veta Zorro Rojo.

Estructura cuyo rumbo promedio es N 58° W, 75° SW de buzamiento, en superficie se tiene reconocido con trincheras y tiene una longitud de afloramiento discontinuo aproximado de 2650 m. Algunos canales reportan valores económicos de Au.

Fue explorada mediante canales sobre afloramiento, espaciados cada 50 m con valores de 0.50 a 18.00 g/t Au, con algunos valores puntuales erráticos, de 58.32 y 67.276 g/t Au, con anchos promedios de 0.50 m a 1.00 m, cuyos valores fueron comprobados por re muestreos con trincheras realizados por INMINSUR y posteriormente explorada con labores y sondajes diamantinos por los años 2000 y 2006, en los niveles 3465; 3415; 3360; 3347; 3340; 3325; 3285; 3240; 3190; 3130; 3070 y 3010, lográndose identificar los clavos mineralizados 1 y 2 al extremo SE, y el clavo 34 en la zona central, explotados todos los blocks de mena y marginal en su mayoría, quedando algunas recuperaciones de puentes y blocks de baja Ley.

La mineralización está compuesta principalmente por cuarzo lechoso, venillas de cuarzo hialino, venillas delgadas de cuarzo amatista y gris, con anchos que varían de 0.40 a 7.00 m, con limonitas y arcillas rellenando cavidades o impregnado en fracturas, el ensamble mineralógico es de tipo relleno de fracturas, con cuarzo adularia, sericita y pirita, con contenido de Au y plata subordinada.

2.- VETA TENTADORA.

Tiene Rumbo promedio de N 55°W e buzamiento de 78°SW con una potencia promedio de 1.20 m. Esta veta aparece a partir del Nv 3190 hacia niveles inferiores, adquiere mayor importancia en los niveles 3070 y 3010, ya que en ellas se encuentra la mejor concentración de oro. Al parecer es una estructura tensional de la Veta Zorro Rojo que continua hacia el SE hasta intersectarse con la Veta Pampeñita 1 Ramal. Se ubica en un área que evidencia fuerte actividad tectónica, por lo que no está claro aún el comportamiento estructural de todas las estructuras involucradas en la zona. La mineralización es de origen hidrotermal de baja sulfuración con ensamble cuarzo- clorita, pirita. La estructura presenta textura de brecha, coliforme, con una matriz de cuarzo y arcillas englobando fragmentos sub angulosos de roca, también existen tramos de venillas con textura crustiforme. La alteración hidrotermal es débil principalmente argílica y propilitico al techo y piso de la veta. Tiene como roca caja la toba brechas y tobas andesíticas.

3.- VETA SOLEDAD OLVIDADA.

Estructura cuyo rumbo promedio es N 31° W, 83° E de buzamiento, en superficie se tiene reconocido con trincheras y tiene una longitud aproximada de 1,500 m. Actualmente solo se tiene blocks de baja ley, la estructura se encuentra emplazada dentro de las tobas de la Formación Machucancho y en tobas de la Formación Ocobamba. El ancho de la estructura varia de 0.50 m hasta 4.00 m. La mineralización es de origen hidrotermal de baja sulfuración con ensamble formado por cuarzo,

sericita, pirita y oro como mena. El oro ocurre en paragénesis con cuarzo gris y cuarzo blanco en estado nativo o como electrum, asociados con sulfuros principalmente pirita. La alteración hidrotermal es débil principalmente argílico y está restringida a la veta con un halo menor a un metro de cuarzo, sericita y calcita. La textura de brecha es la más común, con una matriz de cuarzo y arcillas englobando fragmentos sub angulosos de roca moderadamente propilitizada, también existen tramos con venilleos de cuarzo y relleno de fracturas y tramos de cuarzo masivo con textura crustiforme.

4.- VETA PAMPEÑITA.

Estructura cuyo rumbo promedio es N 60°-70° W, 64° NE de buzamiento, en superficie se tiene reconocido con canales, en una longitud de afloramiento discontinuo aproximado de 350 m a 400 m, de cuarzo blanco lechoso. Sobre esta veta en superficie, se han tomado un total de 10 muestras de canal, espaciadas cada 50 m, con valores que varían entre 0.081 y 1.964 g/t Au y un ancho que varía de 0.15 m a 1.00 m. Fue explorada con labores y sondajes diamantinos por los años 2000 y 2010, en los niveles 3415; 3340; 3325; 3285; 3240; 3190; 3130, lográndose identificar los clavos mineralizados importantes al extremo NW del pique 420. Se han explotado todos los blocks de mena y marginal, quedando algunas recuperaciones de puentes y blocks de baja ley. Hacia el extremo SE, se continua con la exploración de los niveles 3240 y 3130.

La mineralización está compuesta principalmente por bandas de cuarzo de tres generaciones (lechoso, blanco y gris) de textura crustificada, y diseminación de pirita., con anchos que varían de 0.50 m a 2.00 m, con relleno de limonitas y arcillas en la matriz, el ensamble mineralógico es de tipo relleno de fracturas, con cuarzo adularia, sericita y pirita, con contenido de Au.

5.- VETA PUCARUMI.

Estructura cuyo rumbo promedio es N 56° W, 80° E de buzamiento, en superficie se tiene reconocido con trincheras una longitud de 330 m de los cuales 125 m tienen mineral económico.

Actualmente se está desarrollando los niveles 3020 y 3084, en el nivel 3020 los primeros 50 m de la estructura se encuentran emplazados en roca intrusivo granodiorítico. de ahí en adelante la roca caja preferentemente son tobas de la formación Ocobamba. El ancho de la estructura varia de 0.50 m hasta 1.00 m

La mineralización es de origen hidrotermal de baja sulfuración con ensamble formado por cuarzo, pirita, clorita. El oro ocurre en paragénesis con cuarzo gris con intercalación de cuarzo blanco en estado nativo o como electrum, asociados con sulfuros principalmente pirita. La alteración hidrotermal es principalmente propilítica y argílica y está restringida a la veta con un halo de menos de un metro de cuarzo, clorita, sericita y calcita.

6.- VETA MERY.

Estructura cuyo rumbo promedio es N 45° W, 75°-80° NE de buzamiento, en superficie se tiene reconocido con trincheras y tiene una longitud aproximada de 520 m. Las trincheras reportan valores económicos de Au. Esta estructura se desarrollo a partir de una falla que controla a la veta Soledad Olvidada en el extremo norte. El avance acumulado hasta la fecha de las galerías es de 420mts. Sobre estructura con cuarzo de varias generaciones, cuarzo blanco, cuarzo calcedónico, cuarzo gris, craquelado, con fragmentos de roca moderadamente argilizadas, venillas de sericita, y arcillas. La roca caja está representada principalmente por tobas brecha de composición andesítica; ligeramente argilizada, moderadamente propilitizada.

Con el avance realizado se ha podido identificar tramos con mineral económico con leyes de oro que varían de 9gr/tAu a 17.6gr/tAu.

7.- VETA ANTAPITE.

Estructura cuyo rumbo promedio es N 62° W, 71° SW de buzamiento. En superficie se tiene reconocido con canales y trincheras, en una longitud de afloramiento discontinuo aproximado de 1,000 m, compuesto por crestones de cuarzo blanco lechoso, con anchos que van desde 0.40 m a 1.90 m, con bandas intermedias de roca volcánica argilizada que en conjunto dan un ancho total de 10 m. Sobre esta veta en superficie, se han tomado un total de 29 muestras de canales y 60 muestras de trincheras, con valores que varían entre 0.133 y 0.323 g/t Au y con valores de plata de 42.6 g/t Au y 61.4 g/t Ag. Ha sido

explorada con labores y sondajes diamantinos por los años 2000 y 2009, en los niveles 3580; 3525; 3470; 3415; 3340; 3285; 3240; 3190; 3130 y 3070, lográndose identificar los clavos mineralizados importantes al extremo NW del pique 420. Se han explotado en su mayoría todos los blocks de mena y marginal, quedando algunas recuperaciones de puentes y blocks de baja Ley. Actualmente se está trabajando en el Nv. 3285; Gal 260 NW desarrollándose chimeneas sistemáticas para la recuperación de blocks de baja ley.

La mineralización está compuesta principalmente por cuarzo blanco lechoso, cortados por venillas de cuarzo hialino y gris de hasta 5 cm de ancho, con presencia de limonitas relleno de cavidades y fracturas, con diseminación de pirita y concentraciones esporádicas de esfalerita y galena, con contenido de Au.

2.4.5. RESERVAS MINERALES.

2.4.5.1. CLASIFICACIÓN DE LAS RESERVAS MINERALES EN LA U.E A. ANTAPITE.

La clasificación del mineral se hace de acuerdo a los parámetros:

- Por la mineralogía.
- Por los valores.
- Por la certeza.
- Por la accesibilidad.

2.4.5.1.1. POR LA MINERALOGÍA:

El mineral del yacimiento minero de Antapite, se clasifica principalmente como mineral aurífero.

2.4.5.1.2. POR LOS VALORES:

De acuerdo a los valores de los elementos metálicos, el mineral se ha clasificado en: económico, marginal, submarginal y baja ley.

a.- Mineral económico: Es aquel cuyo valor excede el costo de producción y genera utilidad.

A: costos directos.

B: costos indirectos.

C: gastos de venta.

D: gastos de administración.

E: gastos financieros.

F: gastos de depreciación.

b.- Mineral marginal: Es aquel cuyo valor cubre los costos y gastos A,B,C en su totalidad y el 50% de los gastos D,E, F. Este mineral no genera utilidades, pero ayuda a generar efectivo y ofrece mayor divisor para el cálculo de costo total cuando se explota junto con el mineral de mena..

c.- Mineral submarginal: Es aquel mineral cuyo valor solo cubre los gastos A,B,C, bajo las condiciones actuales este mineral no solo sería explotable económicamente, salvo en una variación positiva en los índices económicos y técnicos harían de este mineral marginal o económico. Este mineral no es considerado como reserva, pero agregando una proporción de mineral económico sería explotable.

d.- Mineral baja Ley: Este no se cubica como mineral y se considera aparte.

2.4.5.1.3. POR SU CERTEZA:

Por la seguridad en la continuidad de la mineralización. Los blocks de mineral se clasifican en:

a.- Mineral Probado: Es el block de mineral donde no hay riesgo en la continuidad de la mineralización. Este mineral puede estar expuesto por 1, 2 ó más caras suficientemente muestreadas. El coeficiente de certeza aplicable al tonelaje de mineral será 1.0 y el factor de seguridad para la ley de este mineral será de 95%.

b.- Mineral Probable: Es aquel block de mineral en el que el riesgo de continuidad de la mineralización es mayor que el probado, pero tiene suficientes razones para suponer su continuidad. El coeficiente de certeza al tonelaje es 85%. El factor de seguridad para la ley será de 90 %.

c.- Mineral prospectivo (posible): es el mineral cuyo tonelaje y leyes son estimados por el amplio conocimiento de carácter geológico del yacimiento. El coeficiente de certeza aplicable al tonelaje es de 60%.

d.- Mineral informativo: Es todo aquél mineral del que solo se tiene evidencia de su existencia, no se conoce mayores datos.

2.4.5.1.4. POR SU ACCESIBILIDAD.

Por este concepto, los bloques de mineral se clasifican en accesible, eventualmente accesibles e inaccesibles.

a.- Mineral accesible: Es aquel mineral que está desarrollado mediante labores mineras tales como: galerías, chimeneas, subniveles, etc. o se encuentran en explotación.

b.- Mineral eventualmente accesible: es el mineral que no se encuentra expedito para su preparación y comúnmente se hallan debajo de niveles.

c.- Mineral inaccesible: es aquel mineral que se encuentra rodeados por tajos antiguos, con paredes colapsadas y aislados de la zona actual de explotación.

CAPITULO III

MINERIA

3.1. DESCRIPCION GENERAL DE LA MINA.

La U.E.A Antapite, está dividida en tres zonas, las cuales son Zona Sur, Zona Norte y Mina Reyna. La veta Zorro Rojo constituye la estructura principal de la Mina Antapite, pues contiene el 75% de las reservas cubicadas, para la explotación de la misma, se hicieron dos piques (Pq.504 y Pq.420) y se desarrollaron niveles: NV 3600, NV 3400, NV. 3340, NV. 3285, NV. 3240, NV. 3190, NV.3130, NV. 3070 y el NV. 3010.

El método de explotación es el de corte y relleno ascendente denominado "Over Cut an fiil". El minado de corte y relleno es en forma de tajadas horizontales empezando del fondo del tajo y avanzando hacia el nivel superior. Las vetas se desarrollan en sentido horizontal en galerías las cuales están separadas entre 45,60, 55 metros entre niveles dependiendo de la zona. En sentido vertical se desarrollan chimeneas espaciados cada 50 metros, quedando dividida la veta en bloques. Las chimeneas se proyectan hasta superficie o hasta el nivel superior. Entre dos chimeneas

extremas separadas a 25 m se construyen un buzón camino, buzón triple lo que permite así definir el block a explotar; el piso inicial es un puente de mineral de 1m a 1.5m. Esta Unidad consta de una planta de tratamiento que tiene una capacidad de 600 TM por día pero por la reducción de las reservas se saca solamente 400 TM por día.

3.2. LABORES MINERAS.

Entre las labores mineras con las que cuenta la mina Antapite tenemos:

3.2.1. LABORES DE EXPLORACIÓN.- Es el conjunto de trabajos encaminados a determinar la posición, dimensiones y características mineralógicas del yacimiento. Generalmente estos trabajos están fuera del área de desarrollo o explotación.

Entre las labores tenemos: Galerías, Cruceros y Chimeneas.

3.2.2. LABORES DE DESARROLLO.- Son trabajos que se realizan en estructuras conocidas, con la finalidad de ampliar o comprobar las reservas conocidas, de tal forma que la mena este totalmente disponible para la preparación y su recuento Explotación.

Comprenden: Galerías, Subniveles, Chimeneas. A diferencia con las exploraciones, está en que los desarrollos operan en zonas ya conocidas mediante la exploración.

3.2.3. LABORES DE OPERACIÓN. Son labores tendientes a delimitar el block de explotación y prepararlo a fin de iniciar la explotación del mineral.

Entre estas labores tenemos: Subniveles y Chimeneas.

3.3. METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.

El método de explotación al 100% es corte relleno ascendente convencional, consiste en el corte del mineral en forma de rebanadas horizontales, iniciando de la parte inferior del tajeo hasta la parte superior de esta en avanzada, a partir de la galería se preparan las chimeneas de triple compartimiento y dejando un puente de 3.0 m. se inician los sub niveles de 25 m. de longitud a ambos extremos del tajeo, luego a partir de ello se inicia los cortes de 1.8 m en toda la potencia de la veta y a lo largo de todo el block, llegando a tener una altura de tajeo de 2.80 m.

3.3.1. CONDICIONES DE APLICACIÓN.

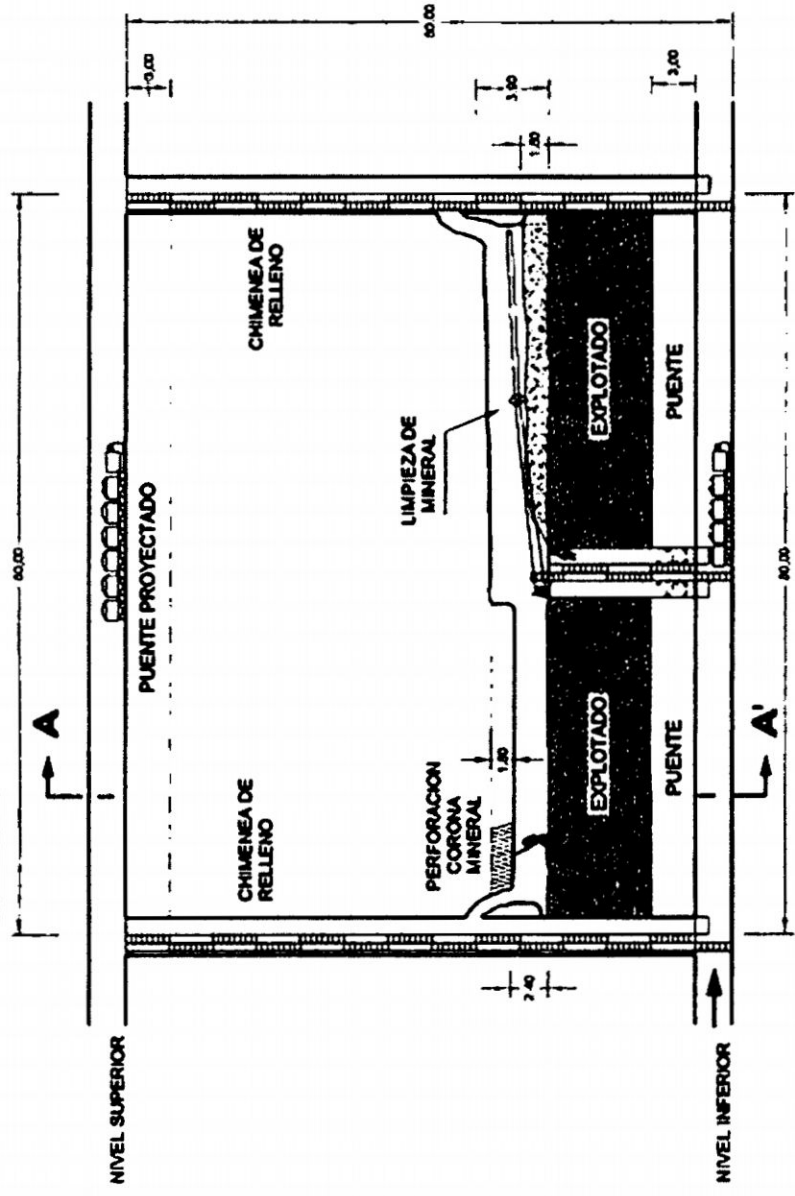
Para realizar el método de CORTE Y RELLENO ascendente convencional, tiene que tener o cumplir con ciertas condiciones como:

- La continuidad de la veta sea irregular
- Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
- Alta ley de mineral
- El buzamiento de la veta sea mayor a 50°
- Disponibilidad del material de relleno

3.3.2. PREPARACION Y DESARROLLO.

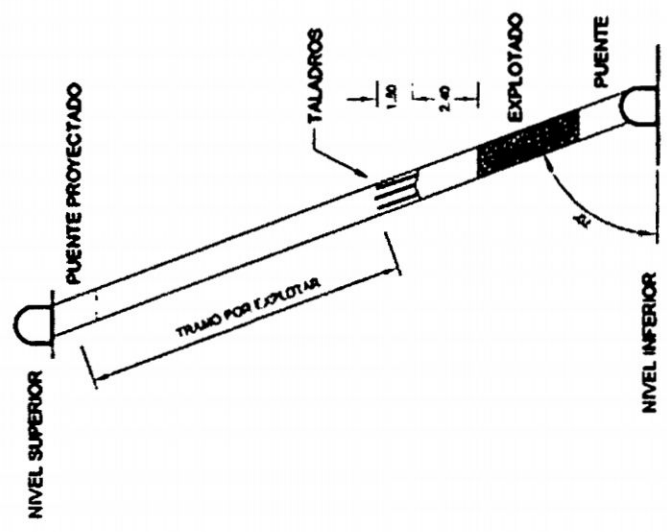
En el desarrollo y preparación de este método de explotación, se realiza el siguiente procedimiento: (Ver Fig. 03)

Fig. 03



SECCION LONGITUDINAL

NOTA : Se delimitaran los blocks con chimeneas estremas cada 50.00 m., al medio se realiza dos tolvos camino, y a los 25.00 m. extremos tolvos simples que servirán para echar relleno.



SECCION TRANSVERSAL A-A'

ESQUEMA REPRESENTATIVO DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

- Se desarrolla la galería principal de transporte a lo largo del yacimiento en el nivel principal. Ejm en el NV 3130 la galería 144 NW.
- Las chimeneas (tolva camino) están construidos cada 50 m y al centro del tajeo para la explotación
- El sub nivel esta sobre los 3 m de la galería de transportes
- Se construyen las chimeneas auxiliares para ventilación y relleno de abajo hacia arriba.

3.3.3. CICLO DE EXPLOTACION.

Las operaciones unitarias aplicadas en este método de explotación son las siguientes:

A).- PERFORACION – VOLADURA.

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o *blast holes*. Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. En perforación tienen gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad. Esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando ésta se adelgaza (brocas chupadas).

La perforación se realiza mediante el uso de perforadoras manuales tipo jack-leg usando barrenos de 4,6 y 8 pies. La perforación en los tajos se realiza en breasting o en realce.

- **Breasting** es una perforación en forma horizontal, se realiza principalmente cuando las cajas no son competentes, para esto se debe tener una cara libre de breasting de 0.7 m y una altura de rotura de 2.30, el sostenimiento de las cajas se realiza ya sea con cuadros de madera (completos o cojos) o split set
- **Realce:** es una perforación vertical cuando las cajas son competentes, se debe tener una altura de perforación de 2.20m a 2.40m, para una mayor seguridad, se colocan puntales le línea y encima rajas que sirven como guarda cabeza.

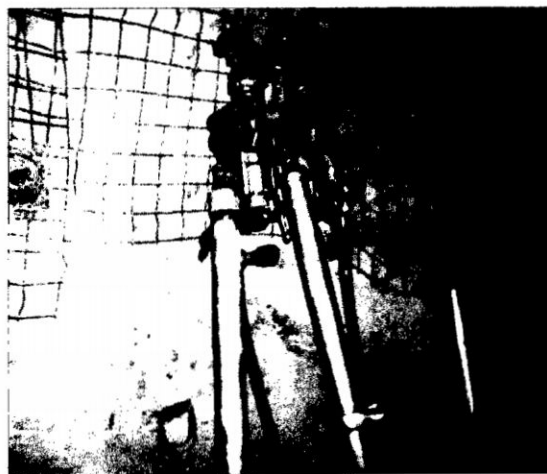


Fig. N° 04 Maquina Perforadora Jack Leg. RNP

VARILLAJE DE PERFORACIÓN: se utilizan barras cónicas de 4, 6, y 8 pies marca Atlascopco.

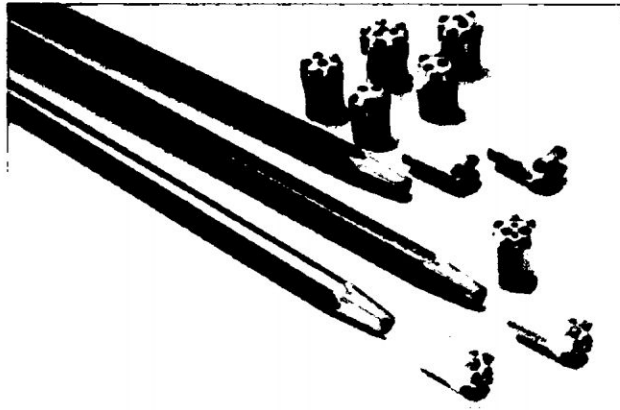


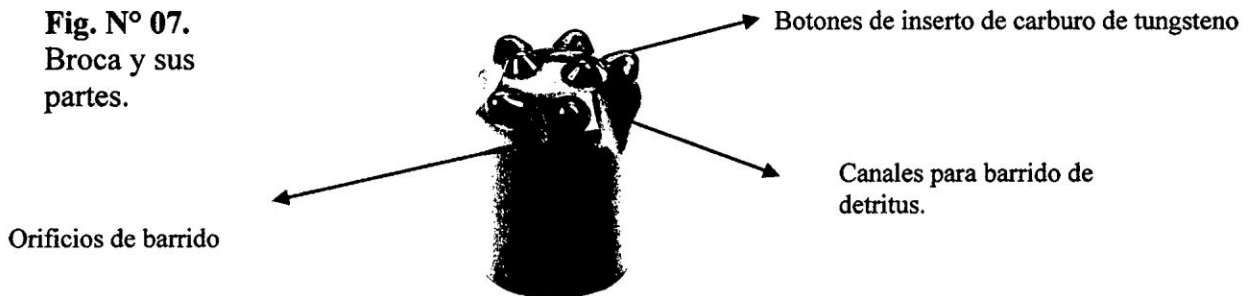
Fig. N° 05.
Barra
cónicas de
4-6 y 8 pies

BROCAS: Se utiliza brocas de botones marca Atlascopco tipo17 con botones balísticos. Una broca de uso general para roca blanda a semidura.



Fig. N° 06.
Broca-Atlas
Copco.

Fig. N° 07.
Broca y sus
partes.



BROCA ESCARIADORA: Es utilizado en los frentes para perforar los taladros de alivio lo utilizan para perforación convencional como en mecanizada, consta de un piloto que es un barreno integral y una boca escariadora.



Fig. 08
Adaptador piloto y boca
escariadora

Equipo de escariado convencional.
Diámetros disponibles 89-127 mm.

TIPOS DE PERFORACIÓN

- **PERFORACIÓN EN FRENTE:** Se realiza de manera convencional. Se realiza con taladros paralelos o taladros en ángulo, atacando directamente al frontón o cara libre frontal con el principio de túnel (banco circular), con un grupo de taladros de arranque que formarán una cavidad inicial, seguida del resto de taladros de rotura distribuidos alrededor del arranque, delimitándose la sección o área del frontón con los taladros periféricos. Sección o área del frontón con los taladros periféricos. La profundidad del avance (longitud de los taladros) está limitada por el ancho de la sección. La denominación de estos taladros es la siguiente.

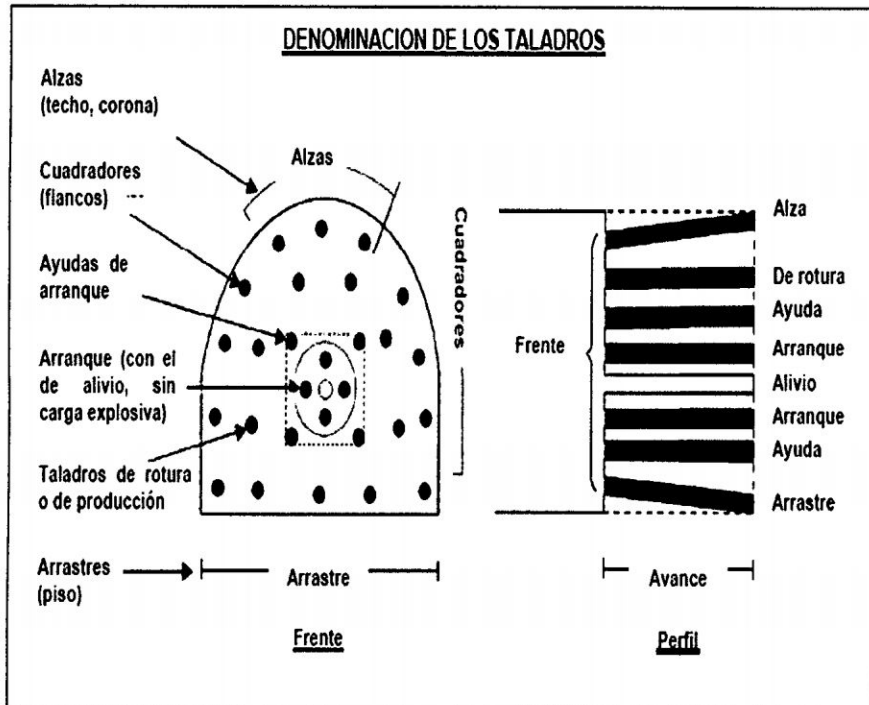


Fig. N° 09.
Denominacion
de los taladros

PERFORACIÓN DE PRODUCCIÓN

- **PERFORACIÓN EN REALCE:** Se da en los tajos de producción son taladros verticales o con una inclinación determinada ($70-80^\circ$) y con una cara libre vertical se puede disparar un gran número de taladros y así aumentar la productividad, se realiza según la condición de la roca la cual por recomendación geomecánica con $RMR > 45$ se realizara este tipo de perforación.



Fig. N° 10.
Perforacion en
Realce.

- **PERFORACIÓN EN BREASTING:** es una perforación horizontal se da en tajeos cuyo tipo de roca según recomendaciones geomecánica tiene un $RMR < 45$ el espaciamiento entre taladros es de 0.8-0.9m con una cara libre horizontal , este tipo de perforación permite un mayor control de estabilidad de la corona ya que se da con un numero reducido de taladros (de 13 a 25) lo cual reduce el impacto de los explosivos, la desventaja es que cuando se dispara se deja el mineral como piso y a veces es difícil recuperarlo

VOLADURA

Dependiendo del tipo de yacimiento y el método de avance bresting o realce de techo se realiza la malla de perforación la cual puede variar de acuerdo a las condiciones del tajeo la voladura se

realiza con cartuchos de dinamita SEMEXA de 45 y 65% con dimensiones de 7/8"x7" y 1 1/8"x7" con accesorios de voladura tipo convencional como el carmex de 7 y 8 pies asimismo mecha rápida para mayor seguridad.

VOLADURA CONTROLADA

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales y también se utiliza cartuchos de 45%.

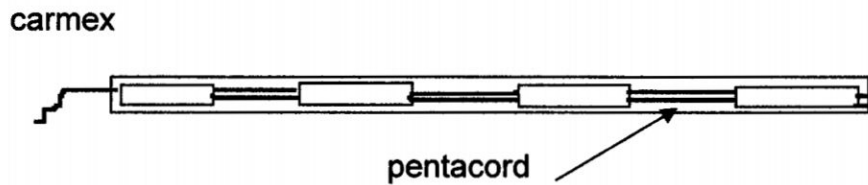


Fig. 11. Caña para voladura controlada

LIMPIEZA: Se realiza con un winche, carretilla.

- El Winche de arrastre se emplea cuando las condiciones del tajeo lo permiten tanto ancho y longitud se emplea en tajos con una potencia mayor a un metro y con longitudes mayores a 20 m. se emplean Winches de hasta 12.5 HP dependiendo del volumen del mineral, y con 2 tambora Winche de Arrastre.

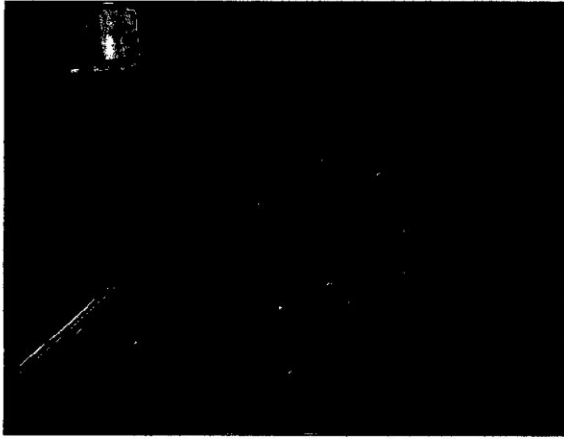


Fig. N° 12.
Winche de
12.5 HP.

La limpieza de frentes se lleva a cabo con palas neumáticas 12 B (EIMCO) con la ayuda de carros mineros U35.

PALA NEUMATICA

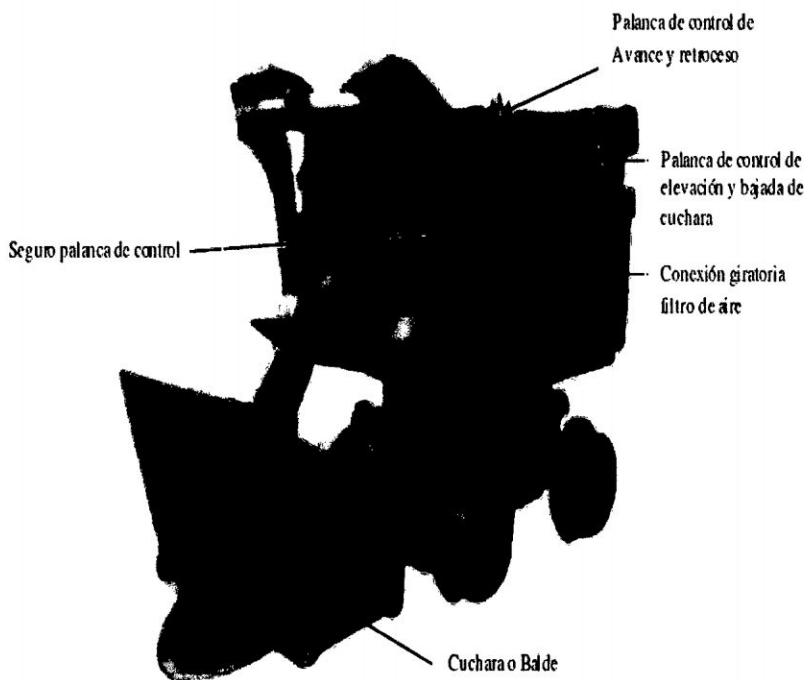


Fig. N° 13.
Pala
Neumatica
EIMCO 12B

SOSTENIMIENTO: En Unidad Antapite el sostenimiento se da según la condiciones geomecánicas del macizo rocoso y la evaluación en base a la tabla geomecánica. (Ver Tabla Fig.15- 16).

a) SPLIT SETS.

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga. Los split sets, conjuntamente con los swellex, representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro. Aunque los dos trabajan con el mismo principio, tienen diferentes mecanismos de sostenimiento.

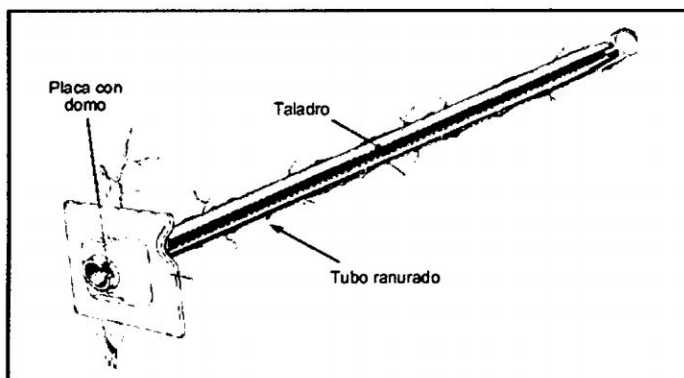


Fig. N° 14.
Split Set y sus partes.

Fig. 15

<p>UNIDAD ANTAPITE DPTO. DE GEOLOGIA AREA DE GEOMECANICA Buena Ventura Unidad Antapite</p>		<p>TIPO DE ROCA Y DETERMINACION EL MINERAL TIPO DE DETERMINACION</p>		<p>TIPO DE SOCA TIPO DE SOCA</p>	
		<p>RESISTENCIA DEL MADERO:</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Resistencia del madero rocoso. ● Orientación de las fracturas. ● Cantidad de fracturas por metro lineal. ● Alteración del madero rocoso / Agua subterránea. 	<p>CAPACIDAD DE CARGA</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Resistencia de 1 a 1,8 Ton/m² ● Resistencia de 2,8 Ton/m² ● Soporta 80 Ton/m² ● Cargas Máximas ● Soporta de 80 a 1200 Kg. mt 		
		<p>MUY RESISTENTE (NO SE ROMPE)</p> <ul style="list-style-type: none"> ● De tres a menos sistemas de fracturamiento muy espaciados entre sí. ● DE 2 a 6 FRACTURAS POR METRO LINEAL. ● Superficie de las discontinuidades muy rugosas e irregulares, cerradas 	<p>Autoseparación, ocasionalmente puntales en lajas.</p>		
1	MUY BUENA	<p>RESISTENTE (se rompe con 3 o más golpes)</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Muy bien armadas, no alterada, bloques cobios, formado por tres sistemas de fracturamiento. ● DE 6 a 12 FRACTURAS POR METRO LINEAL. ● Discontinuidades rugosas, (filas, fracturas) ligeramente alteradas, con manchas de oxidación, ligeramente abiertas. 	<p>Soledamiento elástico con pernos cementados en labores permanentes, Split set con malla electrocortada a 1,20m, y la distancia entre fila de pernos de 0,75m. (los pernos forman un rosario).</p>		
2	BUENA	<p>MODERADAMENTE RESISTENTE (se rompe con 1 o 2 golpes)</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Moderadamente alterada, parcialmente alterada, bloques angulosos, formado por 4 o más sistemas de fracturamiento ● De 12 a 20 fracturas por metro lineal. ● Discontinuidades ligeramente rugosas e lisas, moderadamente alterada, ligeramente abiertas. 	<p>Soledamiento elástico 1,20m x 1,20m, pernos cementados en labores permanentes, Split set con malla electrocortada a 1,5m del piso para labores temporales, los pernos cubren un área de 6 pies, a 1m entre pernos de una misma fila sera de 1,20m, y la distancia entre fila de pernos sera de 0,75m. (los pernos forman un rosario).</p>		
3	REGULAR	<p>BLANDA (Se hienta superficialmente con golpes de picota)</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Muchas fracturas anticruzadas, 2 a mas líneas cajas, fracturamiento parásitos, todas formadas por bloques irregulares. ● MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO LINEAL. ● Superficie pulida o con estrías, muy alterada, relleno compacto o con fragmento de rocas. 	<p>Colocación de split set espaciados a 1,20 m. (cajas y centros) con malla electrocortada.</p>		
4	MALA	<p>MUY BLANDA (Se hienta profundamente con golpes de picota)</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Poco armadas, mas rocosas extremadamente roas, desarmable, con una medida de fragmentos fuertemente desagregable. (se parte) ● 8m R.O.D. 	<p>Perforación en breasting, soledamiento con cuadro de madera a 1,20 m y puntales de seguridad elásticos a 1 m con puntales de caja a caja con guantes de acero, sostenes con pernos split set de 6 pies y malla electrocortada de refuerzo inmediatamente después de cada volebura.</p>		
5	MUY MALA	<p>Superficie pulida (mas sin arugas) y estriada (líneas muy marcadas muy abiertas, (ver fotos de otras labores).</p>	<p>Perforación en breasting, soledamiento con cuadros de madera espaciados a 0,80 m, avencos con marchaventas, buen arriego y anclado.</p>		
		<p>DIMENSIONES MALLA ELECTROBOLDADA</p> <p>Alambre N 8 (4,2 mm). Luz entre alambres de 3" Costado: 3"x3" Distribución de pernos Split Set ó Helicoidales.</p>			

El diámetro de los Split set utilizados es de 45mm, con longitudes de 3 y 5 pies, su utilización depende de las recomendaciones geomecánicas, pueden alcanzar valores de anclaje de 1-1.2 tn por pie de longitud, este elemento de sostenimiento es combinado con la malla electro soldada. Su instalación es simple solo se necesita una máquina perforadora jackleg y un adaptador de Split set para su colocación. Una vez definido el patrón de los pernos, se perforan los taladros, verificándose que sean un poco más largos que los pernos. Luego, se hace pasar la placa a través del tubo ranurado y se coloca el extremo del tubo en la entrada del taladro. Se saca el barreno de la perforadora y se coloca el adaptador , acoplándose éste al otro extremo del tubo. Se acciona la perforadora la cual empuja el tubo hasta pegar la platina contra la roca.

El diámetro del taladro es muy importante para que el split set trabaje de manera correcta debe de ser de 38- 40mm de diámetro, con diámetros mayores corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros menores su colocación sería muy difícil.

b) PAQUETES DE MADERA (woodpacks).

Este tipo de sostenimiento es utilizado en los tajeos de producción cuando se producen fallas de gran tamaño en los techos y este necesita ser soportado, los paquetes actúan como pilares permitiendo el control del techo aumentando la seguridad este elemento de sostenimiento es muy utilizado ya que por la condición del macizo

rocoso y el tamaño de los tajos la roca se fractura originando planchones los cuales constituyen un riesgo alto en la labor, estos paquetes son recuperables por lo que pueden ser reutilizados si su condición lo permite, su capacidad puede llegar a los 90 TN.

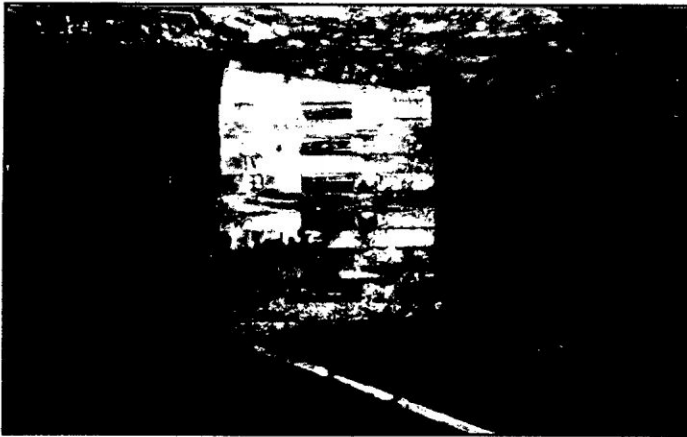


Fig. N° 17.
Woodpacks en
tajeo.

c) CUADROS

Éstos son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos. Si las labores son conducidas en mineral, el enmaderado debe ser más sustancial para mantener la presión y el movimiento de roca en los contornos de la excavación. Los principales tipos de cuadros que usualmente se utilizan son: los cuadros rectos, los cuadros trapezoidales o denominados también cuadros cónicos y los cuadros cojos. Todos estos son elementos unidos entre sí por destajes o por elementos exteriores de unión, formando una estructura de sostenimiento.

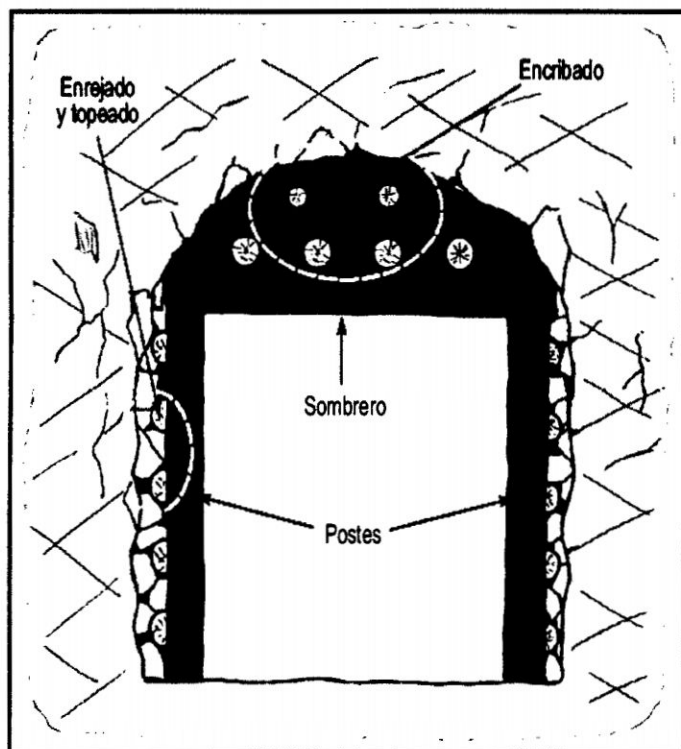


Fig. N° 18.
Cuadro de
Madera.

d) RELLENO

El relleno de los tajeos se hace con relleno detrítico y provenientes de las labores de desarrollo, exploración. también con Hueco de perro.

Relleno de las cajas “huevo de perro”:

Donde no haya chimeneas de relleno se admitirán Hueco de perro, se harán siempre al piso, cuando el ángulo de buzamiento sea mayor de 60° , en caso contrario se harán al techo. El desboque para el hueco de perro debe ser de 3' x 3' y hacia adentro se desquinche ampliando la sección.

e) ACARREO Y TRANSPORTE

Se utilizan locomotoras a batería, Winches de izaje esto en interior mina y en superficie los volquetes.

CAPITULO IV

ELECCION Y PARAMETROS DE DISEÑO PARA LA CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE

4.1. JUSTIFICACION

En base a las importantes reservas de mineral logradas en el 2012 con los sondajes diamantinos efectuados por las empresas “G y G servicios generales SRL” y “ARROYO SONDAJE EIRL” se sugirió la profundización de la mina, debajo del Nv 3240.

La construcción del pique de 110 m. de longitud desde el Nv. 3240 es la única alternativa económica en razón de que la mina se encuentra bastante profunda y las reservas se van agotando en los niveles superiores.

La alternativa de extracción por pique, significa construir el pique 500 del Nv. 3240 al Nv. 3130, instalar locomotoras en cada nivel de producción y su construcción requiere un tiempo de 12 meses.

El proyecto de profundización describe todos los trabajos necesarios y propone el siguiente plan de trabajo:

4.2. UBICACIÓN

El pique 500, se ubicará en el Nv. 3240, en la prolongación del Cx 379 SW a 25 m. de la Galería 290 SE veta Mery. El lugar ha sido elegido por presentar condiciones geomecánicas favorables.

4.3. EVALUACION GEOMECANICA DE LA ZONA DEL PIQUE

4.3.1. Características de la Masa Rocosa

A.- Aspectos Litológicos:

La roca circundante al área del pique está compuesta por granodiorita de grano medio compuesto principalmente por cuarzo, plagioclasa, piroxeno, biotita de color rosado. Esta roca presenta algunas fracturas, sin embargo es compacta.

B.- Estudio de las Características Físicas y Mecánicas del Macizo Rocoso en el área del Pique 500.

B.1 Características Físicas.

Las muestras de las rocas de caja y mineral a fin de conocer las propiedades físicas se sometieron a ensayo de laboratorio cuyo resultado es:

Tabla 01: RESULTADOS ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS

RESULTADOS ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS			
MUESTRA	DENSIDAD	ABSORCION	POROSIDAD
	gr/cm³	%	%
Granodiorita	2.60	1.10	1.30

CARACTERÍSTICAS MECANICAS.

La resistencia de la roca ha sido hallada en laboratorio cuyos resultados son los mostrados a continuación:

Tabla 02 : Resistencia de la Granodiorita.

UBICACIÓN Muestra	Resistencia Compresión Uniaxial σ_c (kg/cm ²)	Resistencia Tracción σ_t (kg/cm ²)
Granodiorita	2,240	179.20

4.3.2. Clasificación de la Masa Rocosa.

Para la evaluación del área donde se construirá el Pique vertical, se ha hecho uso de los sistemas de clasificación geomecánica, cuyos resultados se muestran en el cuadro siguiente:

Tabla 03 : Resultado de la Evaluación Geomecánica.

TRAMO	UBICACIÓN	ROCA	RQD	RMR	Q	TIPO	OBSERVA.
Área Pique	NV 3240	Granodiorita	80	70	20	II	Roca Buena

Por otra parte, también se aplicó el criterio de clasificación geomecánica GSI modificado, correlacionándolo con el índice RMR. La masa rocosa del área de evaluación esta entre F/R a LF/B el tipo de roca resultante es del tipo II, sin embargo es posible encontrar en

profundidad rocas de tipo III de calidad Regular con un GSI de 40, con una calidad de F/MM.

4.3.3. Esfuerzos Alrededor del Pique Vertical.

El esfuerzo máximo vertical a producirse en el fondo del pique está dado por la siguiente fórmula:

$$\sigma_v = \gamma \cdot h$$

Dónde: γ = densidad de la roca, kg/m³

H= altura de la sobre carga, metros

Para nuestro caso $\gamma = 2.60 \text{ m}$. $h = 530 \text{ m}$.

$$\sigma_v = 2,600 \text{ kg/m}^3 \times 530 \text{ m}$$

$$\sigma_v = 137.80 \text{ kg/cm}^2$$

A la profundidad máximo del pique, el esfuerzo horizontal es de 1/3 del esfuerzo vertical, por lo que $\sigma_h = 45.93 \text{ Kg/cm}^2$

El esfuerzo horizontal es el que actúa sobre las paredes del pique

La acción de los esfuerzos en un pique rectangular es:

$$\text{Relacion largo/ancho} = 5.30/1.90 = 2.789$$

4.4 DISEÑO DEL PIQUE VERTICAL

4.4.1. SECCION Y LONGITUD

El pique para la etapa de excavación tendrá una sección rectangular de 5.30 m x 1.90 m y será sostenido con cuadros de madera cuadrada. El pique propuesto tendrá una longitud de 110 m. del Nv. 3240

al Nv. 3130 y además se aumentara en total 13 m. para construir el pocket de carga y la estación de bombeo.

4.4.2. DISEÑO DE LOS COMPONENTES DE IZAJE

WINCHE:

El winche será de dos tamboras, con capacidad suficiente para enrollar cable de 592 m. más una longitud adicional. Poseerá de un sistema de frenado para su control.

MOTOR:

El motor será eléctrico trifásico para un voltaje de 440, que acoplará directamente al winche. Para su operación se dispondrá de una caja de control de velocidades y tablero respectivo

CABLE:

El cable a emplearse para el izaje será de fabricación nacional, marca Boa de 6 x 24, cuyas resistencias se indican en la tabla N°04 y el diámetro se seleccionará conforme al cálculo correspondiente.

POLEA:

La polea que facilitará el movimiento del cable se colocará en el piso y al final del inclinado. Además se colocarán cada 5 metros polines en toda la longitud del inclinado para la protección del cable durante su movimiento.

SKIP:

Para el izaje del mineral se utilizará dos Skips de 1 m³ de capacidad c/u, que operan automáticamente., es decir se cargarán y descargarán automáticamente y en cada viaje deberán izar 1,814Kg .

CALCULO DEL WINCHE DE IZAJE:**a).- Alturas:**

Fondo del Pique a nivel del winche	= 110 m.
Nivel de del winche a poleas	= 15 m.
Altura de seguridad a poleas	= 5.0 m.
Angulo del cable /horizontal	= 45°
Altura de izaje a bolsillos	= 120 m.
Total cable suspendido (L1)	= 120 m.
Distancia real tambor – polea (prom.)	= 46 m.

b).- Cable:

Diámetro nominal	= 3/4 pulgadas
Diámetro del Hilo	= 1 mm.
Tipo	= 6 x 24
Peso Kg por metro	= 1.49 Kg/m.
	= 1 Lb/pie
Resistencia a tracción	= 21,768 Kg.
	= 48,000 Lbs

Tabla 04 : Características de los Cables.

Diámetro (Pulg.)	Peso (Lb/pie)	Peso (Kg/m)	Resistencia (Lb)	Resistencia (Kg)
½	0.40	0.59	16,000	7,256
5/8	0.62	0.92	30,000	13,605
¾	1.00	1.49	48,000	21,768
7/8	1.25	1.86	69,000	31,292
1	1.84	2.74	91,000	41,269
1-1/8	2.33	3.47	121,000	54,874
1-1/4	2.80	4.16	148,000	67,118
1-3/8	3.38	5.03	179,000	81,177
1-1/2	4.02	5.98	212,000	96,142
1-5/8	4.69	6.98	249,000	112,922
1-3/4	5.62	8.36	298,000	135,143
1-7/8	6.18	9.19	331,000	150,109

Factor de Seguridad	Personal	Carga	Max. teórico
Requerido	0	4	5.5
Calculado	0.00	3.95	3.95

c).- Diámetro de Tambora y polea:

Cálculo del diámetro del cable:

Sea el diámetro del cable = ¾"

Peso del cable = 1 Lb/pie

Diámetro polea = 64 Φ cable

$$= 64 \times 0.75 = 48'' = 4 \text{ pies}$$

Diámetro polea = diámetro tambora winche.

Nº de vueltas cable = $393.70 \text{ pies} / 3.1416 \times 4 = 31.33$

Nº de vueltas $\times \Phi$ cable + 10% = $31.33 \times 0.75 + 10\% = 25.82'' = 2.15 \text{ pies}$

Carga de doblado:

$$F_d = \frac{A \cdot E \cdot d}{4}$$

Para cable de $\frac{3}{4} \Rightarrow$ diámetro = $d_w = 0.063d$

$$E \text{ acero} = 12 \times 10^6$$

$$A = 0.38 d^2$$

$$F_d = \frac{0.383 \times (0.75)^2 \times 12 \times 10^6 \times 0.063 \times 0.75}{48} = 2,545 \text{ lbs}$$

Peso cable = $393.70 \text{ pies} \times 1 \text{ lb/pie} = 393.70 \text{ Lbs}$

$$\text{Aceleración cable} = \frac{(1,322 + 4,400) \times 2}{32.2} = 178 \text{ Lbs}$$

Resumen carga:

Peso skip = 1,322 Lbs

Peso mineral = 4,400 Lbs

Peso cable = 394 Lbs

Carga doblado = 2,545 Lbs

Aceleración cable = 178 LBS

8,839 Lbs

Chequeo por factor de seguridad:

$$FS = \frac{48,000 \text{ Lbs}}{8,839 \text{ Lbs}} = 5.43 > 5.00 \text{ el cable elegido es correcto.}$$

CALCULO DE LA POTENCIA DEL MOTOR.

- **Cálculo de la velocidad y aceleración:**

Producción por mes = 12,000 TM

Producción diaria = 400 TM

Producción por guardia = 200 TM

Nº de viajes por hora = $\frac{200 \text{ TM}}{5 \text{ horas} \times 2} = 20 \text{ viajes}$

Tiempo de izamiento de un viaje:

$$T_v = \frac{3,600 \text{ seg} \times 1 \text{ viaje}}{20} = 180 \text{ seg.}$$

• **Cálculo de la velocidad:**

Tiempo de aceleración = 6 seg

Tiempo de desaceleración = 6 seg

Tiempo muerto = 30 seg

$$T_t = T_v - T_m = 180 - 30 \times 2 = 120 \text{ seg.}$$

Tiempo en subir o bajar = $120 \text{ seg} / 2 = 60 \text{ seg.}$

Resumen de tiempos:

Tiempo de aceleración = 6 seg

Tiempo de desaceleración = 6 seg

Tiempo de velocidad uniforme = 48 seg.

Tiempo de velocidad constante:

$$T_c = (x - (T_a + T_d) / 2)$$

$$T_c = (60 - (6 + 6) / 2) = 54 \text{ seg}$$

Nº de vueltas de la tambora = 31.33

Velocidad angular = $31.33 / 54 = 0.58 \text{ RPS}$

Nº de vueltas realizadas por la tambora durante:

$$\text{Aceleración} = V T_a / 2 = 0.58 \times 6 / 2 = 1.74$$

$$\text{Velocidad uniforme} = V T_s = 0.58 \times 48 = 27.84$$

$$\text{Desaceleración} = V T_a / 2 = 0.58 \times 6 / 2 = 1.74$$

Longitud del cable enrollando durante:

$$\text{N}^\circ \text{ de vueltas} \times D \times \pi$$

Aceleración $1.74 \times 4' \times 3.1416 = 21.86 \text{ pies}$

Veloc. Uniforme $27.84 \times 4' \times 3.1416 = 349.85 \text{ pies}$

Desaceleración $1.74 \times 4' \times 3.1416 = 21.86 \text{ pies}$

Calculo de momentos:

Peso estático: Subiendo = Peso Skip + peso Mineral

$$= 1,322 + 4,400 = 5,722 \text{ Lbs}$$

Momento producido por la carga subiendo:

Nº vueltas

0 $5,722 \text{ Lbs} \times 2 \text{ piés} = 11,444 \text{ Lb-pie}$

1.74 $5,722 \text{ Lbs} \times 2 \text{ pies} = 11,444 \text{ lb-pie}$

27.84 $5,722 \text{ Lbs} \times 2 \text{ piés} = 11,444 \text{ Lb-pie}$

29.53 $5,722 \text{ Lbs} \times 2 \text{ pies} = 11,444 \text{ lb-pie}$

Momento producido por la cable subiendo:

Nº vueltas

0 $393.70 \text{ pies} \times 1 \text{ Lb/pie} \times 2 \text{ piés} = 787.40 \text{ Lb-pie}$

1.74 $371.84 \text{ pies} \times 1 \text{ Lb/pie} \times 2 \text{ piés} = 743.68 \text{ lb-pie}$

27.84 $21.86 \text{ pies} \times 1 \text{ Lb/pie} \times 2 \text{ piés} = 43.73 \text{ lb-pie}$

29.53 $0 \text{ pies} \times 1 \text{ Lb/pie} \times 2 \text{ pies} = 0 \text{ lb-pie}$

Total de momentos subiendo:

Nº de vueltas	0	1.74	27.84	29.53
Carga	11,444	11,444	11,444	11,444
Cable	787	744	44	0
Total	12,444	12,188	11,488	11,444

MOMENTO DE FRICCIÓN:

$$\text{Momento máximo} = \frac{\text{Mto. Mayor} + \text{Mto mínimo}}{2 \times \text{eff.}}$$

$$= \frac{12,444 + 11,444}{2 \times 0.80} = 14,930$$

$$\text{Momento promedio} = (12,444 + 11,444)/2 = 11,944$$

$$\begin{aligned} \text{Momento de fricción} &= \text{Mto. Máx.} - \text{Mto. Prom.} \\ &= 14,930 - 11,944 = 2,986 \text{ Lb-pie} \end{aligned}$$

Momento de aceleración y desaceleración:

$$\text{Skip} = 1,322 \text{ Lbs}$$

$$\text{Mineral} = 4,400$$

$$\text{Cable} = 394$$

$$\text{Tambora + polea} = 2,300$$

$$\text{Caja, ejes} = \underline{584}$$

$$9,000 \text{ Lbs}$$

Velocidad:

$$V = \text{rps} \times \text{Pi} \times D$$

$$= 0.58 \times 3.1416 \times 4 = 7.29 \text{ pies / seg.}$$

Aceleración:

$$A = V/Ta = 7.29/6 = 1.22 \text{ pies/seg}^2$$

Fuerza de aceleración $F_a = W/g \times a$

$$= 9,000/32.2 \times 1.22$$

$$= 335.40 \text{ Lbs.}$$

Momento de aceleración $\Rightarrow M_a = F_a \times R$

$$= 335.40 \text{ Lbs} \times 2$$

$$= 670.8 \text{ lb-pie}$$

HP torque = $2 \cdot \pi \cdot \text{rps} \cdot M/550$

$$= 2 \times 3.1416 \times 0.58 \times M/550 = 0.0066M$$

Sumatoria de momentos:

		A	B	C	D
	0	1.74	1.74	27.84	22.84
Momento neto	12,444	12,188	12,188	11,488	11,444
Momento fricción	2,986	2,986	2,986	2,986	2,986
Mto. Accl. y desacel.	671	671	0	0	- 671
Mto. Total	16,101	15,845	15,174	14,474	13,759
Tiempo	0	6	6	54	54
HP	106.27	104.58	100.15	95.53	90.81

Capacidad del motor:

$$\text{rms HP} = \frac{106.27 + 95.53}{2} = 100.90$$

2

Potencia necesaria para acelerar y retardar el motor en 1 seg.

$$100.90 \times 1.60 = 161.44 \text{ HP}$$

Potencia necesaria para acelerar y desacelerar considerando el tiempo de 6 segundos = $161.44/6 = 26.91$ HP

Potencia en los puntos A y D será:

$$A = 104.58 + 26.91 = 131.49$$

$$D = 90.81 + 26.91 = 117.72$$

$$\text{RMS HP} = \left[\frac{A^2 \cdot T_a + \frac{B^2 + C^2 + BC \cdot T_s}{3} + D^2 \cdot T_r}{K T_a + T_s + K T_r + K T_o} \right]^{0.5}$$

$$= \left[\frac{131.49^2 \times 6 + \frac{100.15^2 + 95.53^2 + 100.15 \times 95.53 \times 27.84}{3} + 117.72^2 \times 6}{0.5 \times 6 + 27.84 + 0.5 \times 6 + 0.5 \times 30} \right]^{0.5}$$

$$= \frac{103,737.72 + \frac{10,030 + 9,125.98 + 266,354.45}{3} + 83,147.99}{3 + 27.84 + 3 + 15}$$

$$\left[\frac{103,737.72 + 95,170.14 + 83,147.99}{48.84} \right] = \sqrt{5775.10} = 75.99$$

$$\text{HP} = 76$$

$$\text{HP} = 80 \text{ (comercial)}$$

4.5. CONSTRUCCION DEL PIQUE VERTICAL

4.5.1 TRABAJOS PRELIMINARES

4.5.1.1. CONSTRUCCION DE CHIMENEA PILOTO PARA CASTILLO

En la construcción del castillo se tiene que correr primero una chimenea piloto de sección 1.20 x 1.60, de manera vertical hasta la altura de la cámara de poleas a una distancia de 41.56 m. por encima del Nv 3240.

Posteriormente se realizara el ensanche en forma descendente, comenzando de la parte superior hasta llegar al pie del castillo.

4.5.1.2. CONSTRUCCION DE CRUCEROS.

Como trabajos preliminares, se programa una serie de cruceros tanto en el Nv. 3240, con la finalidad de acortar las distancias y accesos hacia el pique rectangular, estos son:

CX 379 SW de sección 2.40x2.40	= 74.89 m.
CX 283 SE de sección 2,40x2,40	= 51.02 m.
VN 293 SE de sección 2.40x2.40	= 37.61 m
VN 298 SE de sección 2.40x2.40	= 40.22 m

4.5.1.3 CONSTRUCCION CAMARA DE WINCHE.

Para la preparación de esta cámara, se correrá primero el Cx 283SE con una longitud de 51.02 m de sección 2.40 x 2.40 m. , para luego empezar con el ensanche de la cámara hasta completar una sección de 12 m. de largo, 10 m. de ancho y una altura de 5 m. removiendo un total de 600 m³ de material roto.

El sostenimiento de las paredes de la cámara se realizara con pernos helicoidales de 6 y 7 ft respectivamente, malla electro soldada y revestimiento con cemento lanzado tipo shotcrete con un espesor de 7 cm.(Ver Plano N° 02)

4.5.1.4. CONSTRUCCION DEL INCLINADO

El inclinado tendrá un longitud de 49.34 m. desde la cámara de winche hasta la cámara de poleas con una inclinación de 45° y una sección de 3m x 4m. , esto implica una remoción de 592.08 m³ de desmonte.

El sostenimiento de las paredes del inclinado será con Split set sistemático y revestimiento con concreto lanzado tipo shotcrete con un espesor de 5 cm.

4.5.1.5. CONSTRUCCION DE CHIMENEA PILOTO PARA POCKETS.

Se construirán 02 chimeneas piloto en forma ascendente de sección 1.20 x 2.40 m. de dos compartimientos con una longitud de 22 m., hasta llegar a la intersección entre la cámara de volteo y el pique vertical en el Nv. 3240 respectivamente y finalmente se efectuara el ensanche respectivo de los pockets de mineral y desmonte en forma descendente con la finalidad de almacenarlo provisionalmente y descargarlo en los carros mineros quienes lo extraerán hasta la tolva que esta en superficie.

En el Nv 3240 se construirán pockets 01 y 02 con una capacidad de 1000 TM cada uno, para recepcionar el mineral y/o desmonte

procedente de los niveles inferiores, almacenarlo provisionalmente y descargarlo en los carros mineros.

4.5.1.6. CONSTRUCCION DE CHIMENEA PILOTO PARA ORE PASS Y WASTE PASS.

En el Nv. 3130 se construirán el ore pass y waste pass una vez que se haya concluido con la profundización ciega del pique. Dicho ore pass y waste pass tendrá una distancia de 58.87 m y una sección de 2.50 x 3.0 m. esto con la finalidad de almacenar provisionalmente desmonte y/o mineral y descargarlo en los baldes para izarlo hasta el nivel 3240.

Estos echaderos tendrán una capacidad de almacenamiento de 1324.56 TM., de donde se removerá un total del 451.53 m³ de material roto.

4.6. EXCAVACION DEL PIQUE

4.6.1. PERFORACION Y VOLADURA.

Comprende la perforación en cuña o en "V", donde se perforara 60 taladros usando barrenos de 4, 6 y 8 pies con diámetro de 41 mm. (Ver plano N°03.

El explosivo a emplearse será dinamita semexa de 65% de 1 1/8" x 8, como accesorio el Mininel, cordón detonante 3P, carmex y mecha rápida.

❖ **Hallando Área de la Sección del Pique.**

$$A = 5.30 \times 1.90 \times 0.90$$

$$A = 9.063 \text{ m}^2.$$

❖ **Hallando Volumen Roto Esponjado.**

$$V = \text{Área} \times \text{longitud de avance/disparo} \times 30\%$$

$$V = 9.063 \times 1.50 \times 1.30$$

$$V = 17.67 \text{ m}^3$$

❖ **HALLANDO TONELAJE ROTO / DISPARO:**

$$T = \text{Volumen esponjado} \times \text{p.e desmante}$$

$$T = 17.67 \text{ m}^3 \times 2.6 \text{ TM/m}^3$$

$$T = 45.92 \text{ TM}$$

❖ **TOTAL DE EXPLOSIVO UTILIZADO :**

$$Te = \text{N}^\circ \text{ cartuchos} \times \text{peso de cada cartucho}$$

$$Te = 290 \times 0.123 \text{ Kg}$$

$$Te = 35.67 \text{ Kg} / \text{disparo}$$

❖ **Hallando Factor de Carga:**

$$F_c = \text{Te/Volumen Roto}$$

$$F_c = 35.67 \text{ Kg} / 17.67 \text{ m}^3 \quad F_c = 2.02 \text{ Kg/m}^3$$

$$F_c = 23.78 \text{ kg/ml.}$$

❖ **Hallando Factor de Potencia.**

$$F_p = \text{Te/Toneale Roto}$$

$$F_p = 35.67 \text{ Kg} / 45.92 \text{ TM} \quad F_p = 0.78 \text{ Kg/TM.}$$

4.6.2. LIMPIEZA

La limpieza de los escombros producto de la voladura será extraído en forma manual e izado mediante balde instalado provisionalmente.

4.6.3. SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento del pique se realizara conforme a diseño mediante cuadros de madera, que comprende:

Longarinas de 8" x 8" x 18'	02 unidades
Cabezales de 8" x 8" x 7'	02 unidades
Divisores de 8" x 8" x 6'	02 unidades
Postes de 8" X 8" X 6'	08 unidades
Topes de 8" X 8" X 1'	08 unidades

Altura del cuadro de luz a luz =1.50 m.

Ver plano de sostenimiento N° 04 y N°05

4.6.4. VENTILACION.

La ventilación del pique se efectuara mediante un sistema forzado donde se capatare el aire en el Nv. 3240, de donde mediante ventiladora de 30000 CFM y mangas de 18" de diámetro se suministrara el aire hasta la zona de trabajo. El aire viciado retornara por el mismo pique a la parte superior.

4.6.5. BOMBEO.

En el pique el agua a producirse será principalmente producto de la perforación así como también por la presencia de filtraciones. Esta agua se bombeara mediante bombas neumáticas, de 10 HP hasta los lugares

de acumulación de donde mediante electrobomba se enviara hasta el Nv 3240, donde se tiene instalado una estación de bombeo.

4.7. COSTO UNITARIO DE CONSTRUCCION.

Los costos unitarios de construcción del pique vertical 500 se detallan en la siguiente tabla :

COSTOS DE PROFUNDIZACION CIEGA EN PIQUE VERTICAL

PARAMETROS

Labor	:	PQ 500
Seccion	:	5.30 x 1.90 m
Metodo de voladura	:	En Cuñas
N° Taladros	:	60
Avance/Disparo	:	1.50 m
Limpieza	:	A pulso con balde.

Tabla 06 : Costo de Profundización PQ 500.

1.-MANO DE OBRA

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	C. PARCIAL	SUBTOTAL
-------------	-------	-------	------	-------	------------	----------

1.1 PERFORACION

Maestro Piquero	Tarea	3	53.2	1	159.6	
Ayudante de Piquero	Tarea	3	50.7	1	152.1	
Bombero	Tarea	1	50.7	1	50.7	
Bodeguero	Tarea	1	50.7	1	50.7	
		8			413.1	
Leyes Sociales				97.89	404.38	
Asignacion Familiar				75	10	827.48

1.2 LIMPIEZA

Winchero	Tarea	1	55	2	110	
Volteador	Tarea	1	50	2	100	
Llenadores	Tarea	4	50	2	400	
Bombero	Tarea	1	50	2	100	
		7			710	
Leyes Sociales				97.89	695.02	
Asignacion Familiar				75	17.5	1422.52

1.3 SUPERVISION

Ing. Residente	Sueldo	1	7050	3	705	
Ing. Jefe de Gdia	Sueldo	1	4950	3	495	
Ing. Seguridad	Sueldo	1	6000	3	600	
Ing. Medio Ambiente	Sueldo	1	3850	3	385	
Administrador	Sueldo	1	3300	3	330	
Psicologa	Sueldo	1	3300	3	330	
Asistente Social	Sueldo	1	2850	3	285	
Capataz	Sueldo	1	1800	3	180	
		8			3310	
Leyes Sociales				62.93	2082.98	
Asignacion Familiar				75	30	5422.98

TOTAL MANO DE OBRA**7672.99****2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	C. PARCIAL	SUBTOTAL
Personal Obrero	Und	15	10.98		164.7	
Personal Empleado	Und	8	10.98		87.84	

TOTAL IMPLEMENTO DE SEGURIDAD**252.54**

3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	C. PARCIAL	SUBTOTAL
Maquina Perforadora	Pies Perf.	360	0.31		111.6	
Barrenos	Pies Perf.	360	0.24		86.4	
Manguera de 1"	m.	60	6.36		381.6	
Manguera de 1/2"	m.	60	3.11		186.6	
Aceite de Perforacion	Gln.	0.5	12.23		6.115	
Herramientas de Bodega			6.45	3	19.35	
					791.665	791.665

4.-EXPLOSIVOS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U.	GDIAS	C. PARCIAL	SUBTOTAL
Carmex	Pzas	2	0.36		0.72	
Mininel	Pzas	60	4.14		248.4	
Dinamita	Unid.	360	0.51		183.6	
Cordon Detonante	pies	60	0.49		29.4	
Mecha Rapida	pies	10	0.26		2.6	
					464.72	464.72

TOTAL COSTO DIRECTO	9181.91
----------------------------	----------------

COSTOS INDIRECTOS

5.-UTILIDAD DEL CONTRATISTA	15%				1377.29
COSTO POR DISPARO DE PROFUNDIZACION CIEGA					10559.20
COSTO POR METRO DE PROFUNDIZACION CIEGA S/.					7039.46
COSTO POR METRO DE PROFUNDIZACION CIEGA EN US \$					2514.09

4.8. EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA.

4.8.1. VALOR DEL MINERAL.

De acuerdo a las leyes resultados de la cubicación de reservas, las cotizaciones, recuperación metalúrgica y contrato de venta del mineral, el valor del mineral de cabeza es de 366.09 \$/TM.

4.8.2. VALOR DE LA PRODUCCION.

La producción de mineral de cabeza es de 9000 TMS/mes cuyo valor es de 366.09 \$/TM. Por lo que el valor de producción anual resulta:

$$\text{Produccion Anual} = 108\ 000\ \text{TM} \times 366.09\ \$/\text{TM} = 39537720.$$

4.8.3. VIDA DE LA MINA.

Las reservas de mineral cubicadas hasta diciembre del 2012 entre probado y probable, ascienden a 338 550 TM. con 10.79 gr.Au/TM. Se programa trabajar a un ritmo de producción de 9000 TM/mes (108 000 TM/año) por lo tanto la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida de la mina} = \frac{338\ 550\ \text{TM}}{108\ 000\ \text{TM}} = 3.13 = 3\ \text{años}.$$

$$108\ 000\ \text{TM}$$

4.8.4. DEPRECIACION.

La Compañía Minera Buenaventura S.A.A. en base a los activos que posee ha fijado una depreciación de 4.5 \$/TM. En consecuencia la depreciación anual resulta:

$$D = 4.5\ \$/\text{TM} \times 338\ 550\ \text{TM} = \$\ 1\ 523\ 475.$$

4.8.5. COSTO DE OPERACIÓN Y PRODUCCION.

El costo de operación y producción en la mina Antapite, está dado por los siguientes rubros:

ITEM	US \$/TM
Costo de exploración	9.20
Costo de desarrollo y preparación	12.50
Costo de explotación	45.00
Costo directos mina	17.10
Costo tratamiento de mineral	24.20
Costos directos planta concentradora	15.50
Costos administrativos	12.20
Gastos de venta	<u>7.40</u>
Total	US \$/TM 143.1

4.8.6. INVERSIONES.

El costo de inversión a realizarse tanto en la construcción y equipamiento del pique vertical PQ 500, resulta en US \$ 2' 189,293.80 cuyo detalle se ve en la tabla 07.

Tabla 07 : Costo de Inversión Construcción y Equipamiento PQ 500

1.- COSTO DE LABORES DE INFRAESTRUCTURA

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
CRUCEROS 2.4 x 2.4 m.	m.	125.91	499.65	62910.93
VENTANAS 2.4 x 2.4 m.	m.	77.83	499.65	38887.76
CAMARA DE WINCHE	m3	600	35.46	21276.00
INCLINADO PARA CABLE A LA POLEA	m.	49.34	481.16	23740.43
POCKET 1	m.	22	481.16	10585.52
POCKET 2	m.	22	481.16	10585.52
ORE PASS	m.	58.87	481.16	28325.89
WASTE PASS	m.	58.87	481.16	28325.89
CHIM. PILOTO	m.	37	451.71	16713.27
LOZA DE CONCRETO	m3	43.2	60	2592.00
				243943.21

2.- COSTO DE PROFUNDIZACION PIQUE CIEGO

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
PROFUNDIZACION DE PIQUE CIEGO	m.	123	7039.46	865854.1686

3.- COSTO DE CABLE PARA IZAJE

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
ALTURA DEL PIQUE AMPLIADO	m.	530	106.4	56392

4.- COSTO DE WINCHE DE IZAJE

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
COSTO DE WINCHE DE IZAJE	Unidad	1	3640000	3640000
COSTO DE POLEA	Unidad	1	140000	140000
				3780000

5.- COSTO DE SKIPS

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
COSTO DE SKIP 1	Unidad	1	56000	56000
COSTO DE SKIP 2	Unidad	1	56000	56000
				112000

6.- COSTO DE INSTALACION

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
COSTO DE INSTALACION DE LA WINCHA	Unidad	1	168000	168000
COSTO DE OBRAS CIVILES	Unidad	1	84000	84000
				252000

REQUERIMIENTO DE MADERA DE PINO

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	PIES CUADRADOS
LONGARINAS 8"x8"x18'	Unidad	2	192
CABEZALES 8"x8"x7'	Unidad	2	74.67
DIVISORES 8"x8"x6'	Unidad	2	64
POSTES 8"x8"x6'	Unidad	8	768
TOPES 8"x8"x1'	Unidad	8	42.67
REQUERIMIENTO Pies2/CUADRO (1.70)			1141.33
REQUERIMIENTO Pies2/CUADRO (1.00)			671.37

7.- COSTO DE ENMADERADO EN PIQUE RECTANGULAR

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
COSTO DE MADERA	Pie2	82578.82	6.88	568142.31

8.- GASTOS DE CONTIGENCIAS.

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
CONTIGENCIAS DE COSTOS VARIABLES	Unidad	15.00%	1677939.69	251690.95

COSTO TOTAL DEL PIQUE	6130022.64
------------------------------	-------------------

COSTO TOTAL DEL PIQUE (U.S \$)	2189293.80
---------------------------------------	-------------------

ALTURA DEL PIQUE (m)	123.00
-----------------------------	---------------

COSTO DEL PIQUE POR METRO (U.S \$)	49837.58
---	-----------------

4.8.7. CRONOGRAMA DE INVERSIONES.

La construcción del pique se considera un tiempo total de 12 meses.

Tabla 08 : Cronograma de Inversiones

DESCRIPCION	MESES												TOTAL US \$
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Costo Labores de Infraestructura	29041	29041	29041										87122.57636
Costo de Profundizacion Pique				51539	51539	51539	51539	51539	51539				309233.6317
Costo Enmaderado del Pique				33818	33818	33818	33818	33818	33818				202907.9664
Adquisicion equipos de Izaje									705070	705070			1410140
Instalacion Equipos e Infraestructura										45000	45000		90000
Contingencias (15%)												89890	89889.62616
													2189293.801

4.8.8. ESTADOS FINANCIEROS.

A fin de poder realizar la evaluación económica del proyecto de profundización del pique vertical PQ 500, se ha elaborado los estados de ganancias y perdidas como también el flujo de fondos, los cuales se detallan en la tabla 09.

Tabla 09 : Cuadro de Ganancias y Perdidas.

CUADRO DE GANANCIAS Y PERDIDAS				
AÑO	0	1	2	TOTAL
Produccion de mineral		108,000	108,000	216,000
Valor de la produccion		39,537,720	39,537,720	79,075,440
Costo de produccion		15,454,800	15,454,800	30,909,600
UTILIDAD BRUTA		24,082,920	24,082,920	48,165,840
Depreciacion de activos		486,000	486,000	972,000
Reinversion (10%)		2,408,292	2,408,292	4,816,584
Utilidad antes de impuesto		21,188,628	21,188,628	42,377,256
Impuestos (30%)		6,356,588	6,356,588	12,713,177
UTILIDAD NETA		14,832,040	14,832,040	29,664,079

FLUJO DE FONDOS				
FUENTES:				
UTILIDAD NETA		14,832,040	14,832,040	29,664,079
Depreciacion		486,000	486,000	972,000
Reinversion (10%)		2,408,292	2,408,292	4,816,584
TOTAL FUENTES		17,726,332	17,726,332	35,452,663

USOS:				
		01 AÑO	02 AÑO	
Pago deuda		1,094,647	1,094,647	2,189,294
Interes (25% anual)		547,323	273,662	820,985
Inversion	- 2,189,294			
Total usos		1,641,970	1,368,309	3,010,279
FLUJO NETO	- 2,189,294	16,084,361	16,358,023	32,442,384

4.8.9. VALOR ACTUAL NETO (VAN).

Para hallar el valor actual del proyecto, se ha tomado los flujos netos de la tabla 09 y considerando una tasa de actualización del 25%, el calculo del VP es como sigue:

Tabla 10 : Valor Actual Neto.

TRIMESTRE	FLUJO NETO	FACTOR ACTUALIZACION	FLUJO ACTUALIZADO
0	2,189,294	1	2,189,293.80
1	16,084,361	0.80000	12,867,489.00
2	16,358,023	0.64000	10,469,134.70
		VAN	21,147,329.90

Como el VAN > 1 se ejecuta el proyecto

4.8.10. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

Para el cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR) se empleó la fórmula de series, cuyo desarrollo es el siguiente:

$$TIR = \frac{2'189,294}{(1+R)^0} + \frac{16'084,361}{(1+R)^1} + \frac{16'358,023}{(1+R)^2}$$

Dando valores a R y hasta que la expresión sea igual a cero, se obtiene una tasa interna de retorno TIR = 725 % por lo que el proyecto es de alta rentabilidad.

4.8.11. PERIODO DE RETORNO.**Tabla 11 : Periodo de Retorno.**

TRIMESTRE	FLUJO	FLUJO ACUMULADO
1	16,084,361	16,084,361
FLUJO MENSUAL AÑO 1	16084361/12	1,340,363
MESES NECESARIOS	2189294.021/1,340	1.63
		1 mes + 19 días

4.9. DISCUSIONES.

4.9.1. RESULTADOS DE LA EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA.

El monto a invertirse en la construcción del pique vertical PQ 500 es bastante menor a las utilidades a generarse como producto de la venta de concentrados que la explotación de mineral generara dentro del tiempo que la construcción demorara.

La rentabilidad de la inversión es de 725 % y el tiempo de recuperación del capital es de 1 meses y 19 días, indicadores económicos que justifican la profundización porque permitirá explotar las reservas de mineral cubicadas debajo del Nv. 3240 al Nv 3130.

4.9.2. CONSIDERANDO EL DESARROLLO HORIZONTAL

Para este caso se considera realizar labores horizontales desde el PQ 420 hasta cortar la veta Mery, esto en los niveles 3240, 3190 y 3130.

Cortar la estructura Mery implica realizar un avance de 2300 m. por nivel esto hace un total de 6900 m., con un avance mensual de 90 m.

se cortara la estructura Mery en 25 meses y 15 días.

Tabla 12: Costo Desarrollo Horizontal.

DESCRIPCION	UNID.	CANT.	P.U. (S./m.)	C. PARCIAL (S./m.)
CRUCEROS 2.4 x 2.4 m.	m.	6900	950	6555000
Costo total desarrollo horizontal (US \$)				2341071.43

CAPITULO V

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

5.1. INDUCCIÓN SIB.

La Alta Gerencia de Cía. de Minas Buenaventura S.A.A. Diseña e implementa el SIB, (Sistema Integrado Buenaventura) en las Unidades Mineras y Proyectos de Exploración. El SIB se basa en la gestión de los procesos de calidad y cumple un objetivo estratégico de la empresa.

5.2. OBJETIVOS DEL SISTEMA INTEGRADO BUENAVENTURA (SIB)

- ❖ Integrar los aspectos de Seguridad, Salud, Medio Ambiente, Calidad y Relaciones Comunitarias. (SISTEMA SIB).
- ❖ Utilizar las herramientas del SIB para planificar las actividades de la Empresa incorporando los criterios para la:
 - ❖ Prevención de accidentes, control de impactos ambientales y sociales.
 - ❖ Mejora continua de los procesos.

- ❖ Ser una herramienta base de Gestión de la Empresa que sea certificada bajo las Normas ISO 14001, OHSAS 18001 e ISO 9001.
- ❖ Facilitar al personal el cumplimiento de la Visión, Misión, Política, Código de Conducta y Ética, y Valores de la Empresa al ejecutar toda actividad que se le encargue.
- ❖ Definir procedimientos y estándares corporativos y OPERACIONALES para la administración de los elementos del Sistema SIB.

El SIB es muy importante ya que nos da una visión global de la organización, optimiza los tiempos y utiliza los mejores recursos. El Sistema Integrado de Buenaventura SIB – U.E.A. Antapite, está conformado por tres Sistemas de Gestión, los cuales cumplen los requisitos de las Normas Internacionales.

- Sistema de Gestión de Seguridad & Salud Ocupacional
OHSAS 18001
- Sistema de Gestión Medio Ambiental
ISO 14001
- Sistema de Gestión de la Calidad ISO 9001.

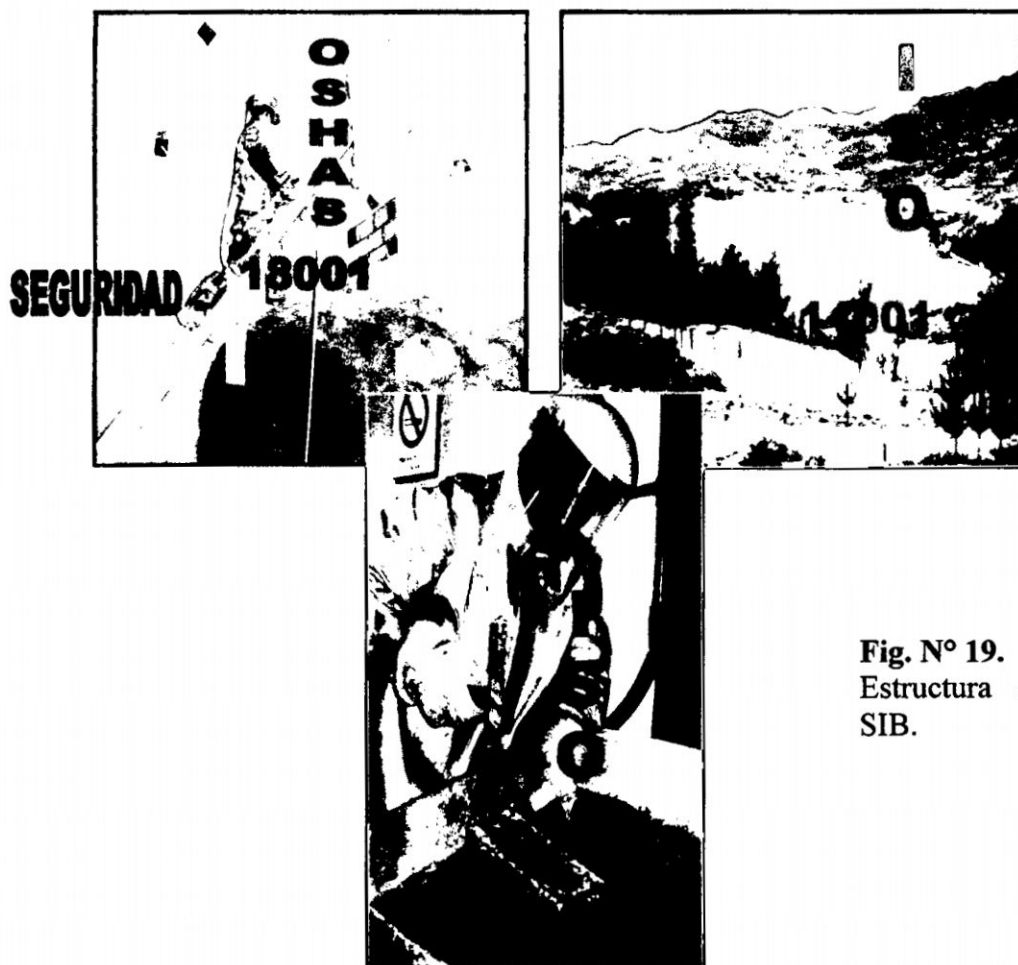


Fig. N° 19.
Estructura del
SIB.

5.3. ESTRUCTURA DEL SIB

El SIB, Es un sistema de gestión que integra todos los sistemas y procesos en una estructura completa permitiéndole trabajar como una sola Unidad con los mismos objetivos.

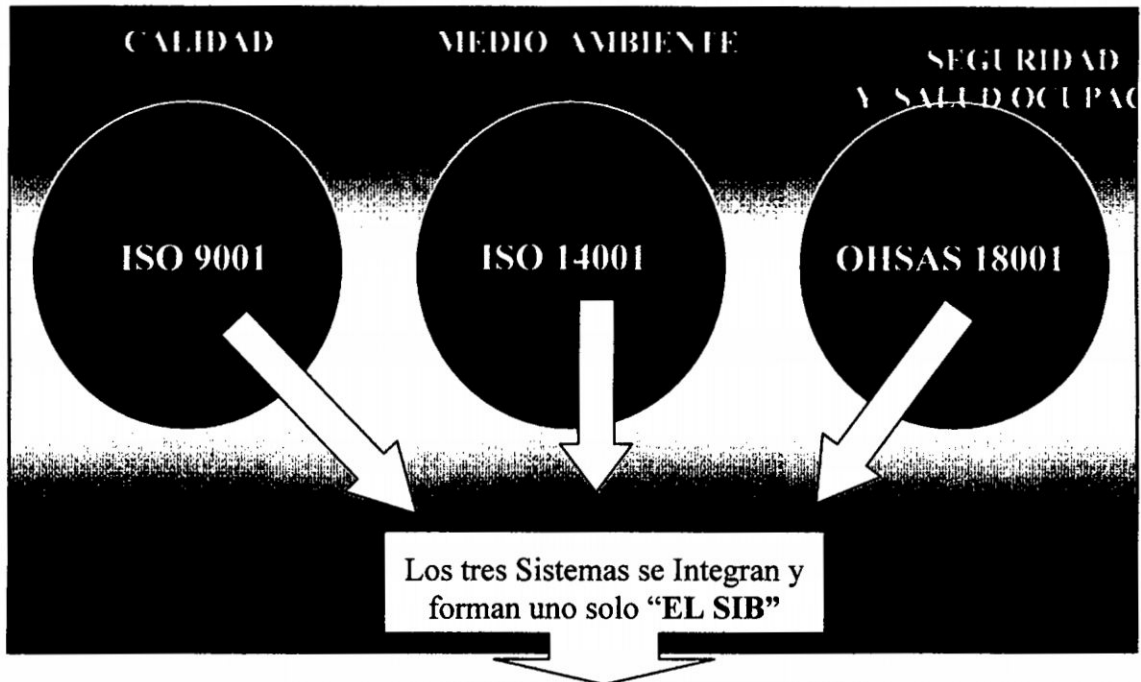


Fig. N° 20.
Estructura del SIB.

Se basa en el Ciclo de Mejora Continua, y para el caso de nuestra unidad tiene tres partes:

- I. PLANIFICACION
- II. IMPLEMENTACION
- III. EVALUACION DEL DESEMPEÑO Y MEJORA

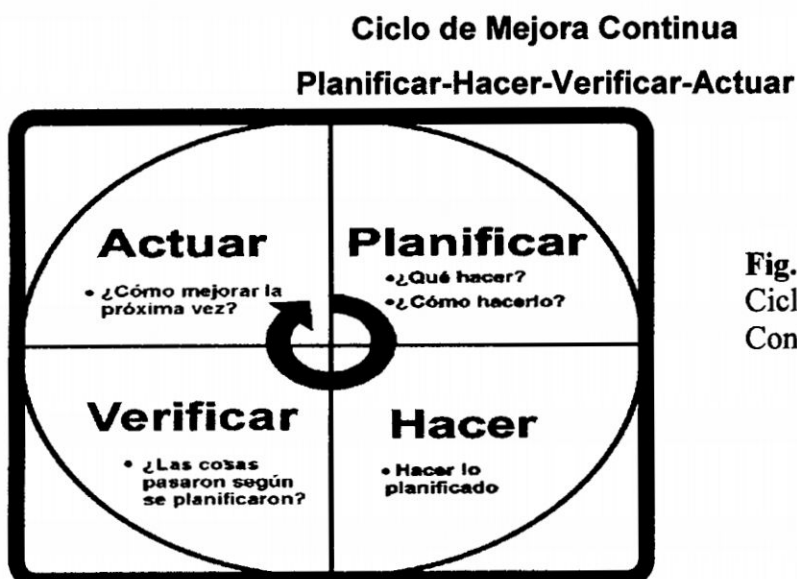


Fig. N° 21.
Ciclo de Mejora Continua.

Los trabajadores contribuimos con el mantenimiento del SIB como por ejemplo.

- Cumpliendo los estándares y procedimientos.
- Asistiendo a las capacitaciones.
- Reportando incidentes.
- Cumpliendo con las normas de seguridad y medio ambiente.

5.4. IMPORTANCIA DEL SIB

Nos otorga ventajas claves; por ejemplo nos ayuda a:

- Optimizar tiempos, evitando la duplicidad de esfuerzos.
- Utilizar mejor los recursos, optimizando los costos, minimizando los reprocesos, mejorando la eficiencia.
- Reducir el tiempo de respuesta
- Estandarizar las actividades, reduciendo los trabajos administrativos.
- Participación de toda la organización, utilizando el mismo marco organizativo, identificando objetivos comunes.
- Refuerza la cultura de calidad total.
- Fomenta la Prevención incidentes-accidentes,
- Mejora la imagen de la empresa, proporcionando una ventaja competitiva.
- Evitando repeticiones en formación y comunicación.
- Tener una visión global de la organización.
- Aumenta la percepción y satisfacción de las partes Interesadas.

EN TAL CASO COMPARANDO.

Estas disciplinas se pueden gestionar de manera independiente, en cuyo caso:

- Existen 3 manuales, 3 conjuntos de procedimientos y, si es el caso, 3 conjuntos de instrucciones.

- La implantación se hace de forma secuencial (3 periodos de implantación) y atendiendo a prioridades.
- Se aíslan conceptos

En el caso de una gestión integrada:

- Existe un único manual de gestión. Los procedimientos e instrucciones generales no se duplican y, habitualmente, se elaboran por separado los procedimientos e instrucciones específicas de cada uno de los sistemas.
- La implantación es simultánea, por lo que el periodo de implantación total es más corto que si se implantaran los sistemas por separado.
- Se distribuyen esfuerzos y el sistema en su conjunto se diseña e implanta más rápido.
- Requiere una cuidadosa implantación

5.5. PLAN DE MANEJO AMBIENTAL.

**5.5.1. MEDIDAS DE PROTECCIÓN AL MEDIO AMBIENTE EN EL
ÁREA CIRCUNDANTE A NUESTRAS OPERACIONES
MINERAS.**

Entre las medidas de protección podemos mencionar lo siguiente:

- 1.- Programa de monitoreo de aire.
- 2.- Programa de monitoreo de efluentes y cuerpos receptores.
- 3.- Manejo de residuos domésticos, industriales y peligrosos.
- 4.- Manejo de aceites, grasas y combustibles

- 5.- Presa de relaves de huinchulla (para el almacenamiento de relaves y agua).
- 6.- Convenio firmado entre cbsaa y pronamachcs para la ejecución de un programa forestal.

5.5.2.MEDIDAS DE MITIGACIÓN DE LOS IMPACTOS AL ECOSISTEMA DEL LUGAR.

- 1.- Control de sólidos en suspensión de agua de bocaminas.
- 2.- Planes de cierre desarrollados en la unidad antapite.
- 3.- Plan de contingencias para sustancias tóxicas y/o peligrosas.
- 4.-Control de la emisión de polvo y partículas mediante regado de carreteras.

CONCLUSIONES

1. El mineral económico está constituido por oro nativo, Magnetita, Covelita, Esfalerita. La ganga lo conforman Cuarzo y la Sericita.
2. Las reservas minerales cubicadas al 31 de diciembre del 2012 dieron un total de 338 550 TM. con 10.79 gr.Au/TM.
3. Dentro de las alternativas de profundización en la mina Antapite se optó por el pique vertical por ser económica y técnicamente ventajosa, dada las características de la mina.
4. De acuerdo al diseño, el pique estará ubicado en el Nv. 3240 y llegara hasta el Nv. 3130 teniendo una longitud de 50-60 m. entre niveles y será de sección rectangular.
5. Para el izaje se dispondrá de dos skips cada una de 2000 kg de capacidad, utilizando cable de $\frac{3}{4}$ " de diámetro y el motor de 100 HP de potencia.

6. La estación del pique en el Nv. 3240 implica la construcción de una chimenea piloto convencional de 1.20x 1.60 m. y luego se ensanchara a una sección de 1.90x5.30 m. mediante desquinche.

7. El tiempo de ejecución del PQ 500 está contemplado en 12 meses.

8. La inversión requerida para la construcción del pique es de US \$ 2'189,293.80.

9. La inversión requerida para la construcción de los cruceros para cortar la veta Mery es de 2'341,071.43.

10. Según la evaluación económica financiera, el proyecto de construcción tiene un VAN de \$ 21'147,329.90. un TIR de 725% y un periodo de pago de 1mes y 19 días, por lo que el proyecto de ejecución del PQ 500 se justifica económicamente como técnicamente.

RECOMENDACIONES

1. La construcción del pique por ser un trabajo de alto riesgo debe contar con su respectivo PETAR y PETS, los cuales deben ser cumplidos estrictamente y así evitar accidentes.
2. La construcción del pique debe realizarse de acuerdo al cronograma de actividades, a fin de cumplir con el programa de construcción.
3. Para la construcción del pique debe contratarse empresa contratista especializada en este tipo de trabajo a fin de garantizar dicha construcción.
4. En los tramos del pique, que presenten inestabilidad la roca, esta deberá ser reforzada con malla, pernos y/o concreto según sea el caso.

5. En la voladura del pique, se debe tener especial cuidado en la secuencia de los disparos de los taladros a fin de evitar posibles daños en la roca adyacente y evitar la sobreexcavación.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. Buenaventura S.A.A. Calculo de Reservas de la Mina Antapite. Reporte interno Dpto. de Geología Diciembre 2012.
2. Hoek and Brow. Excavaciones Subterráneas en Roca. Editorial Mc Graw Hill. New York 1990.
3. Harmon James H. Sistemas de Izaje en Minería. Libro de la AIME 1998.
4. Prolansa. Cables para Izaje en Minería y Obras Civiles. Lima 2005.
5. Catalogo. Handbook de Cables y Winches de Izaje. Armco Steel Corporation USA 2000.
6. López Jimeno C. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Editorial Graficas Arias S.A. 2003.
7. Clemente Ignacio T. Análisis de Costos de Operación en Minería Subterránea y Evaluación de Proyectos Mineros.

Editorial Graficas Industrial E.I.R.L. 2009.

8. Huamán Montes J. Formulación y Evaluación Económica y Financiera de los Proyectos de Inversión.

ANEXO

FOTO N°01: ACOPIO DE MADERA.

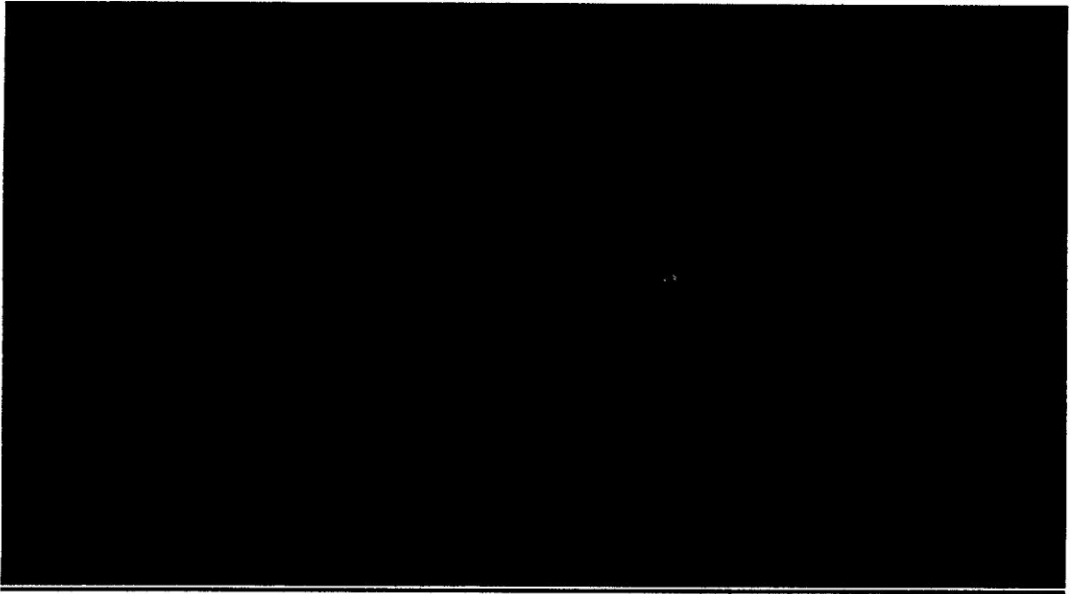


FOTO N°02: SELECCIÓN DE ELEMENTOS.

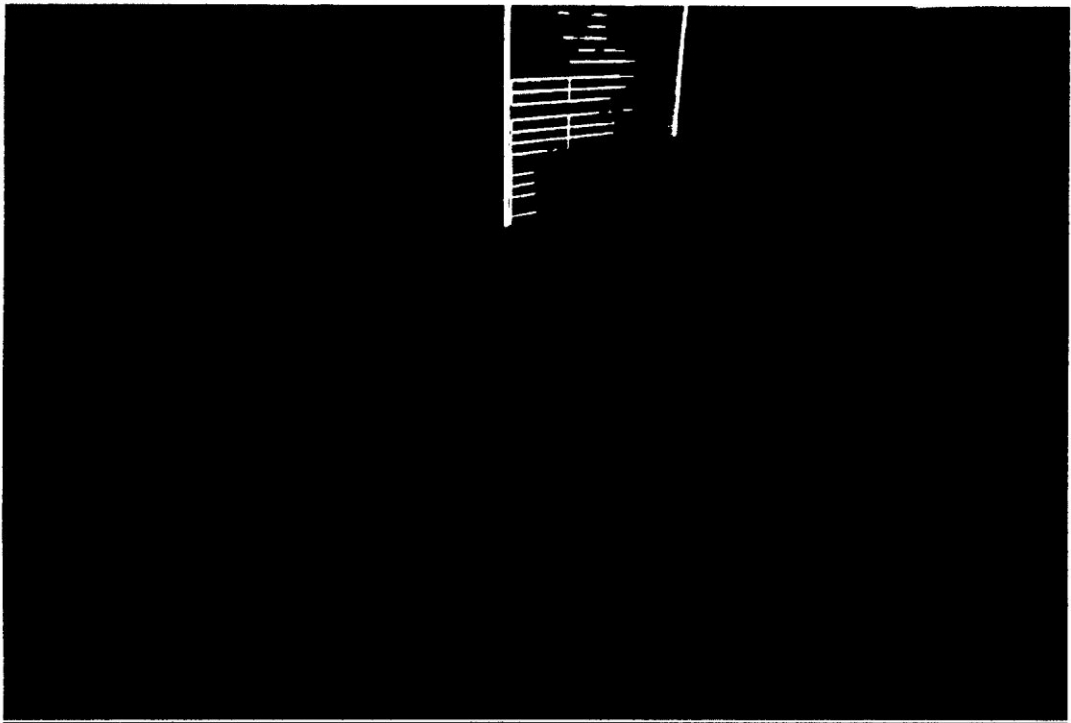


FOTO N°03: DESTAJE PARA LAS GUIAS FLOTANTES.



FOTO N° 04: WINCHE DE 24 HP



FOTO N° 05: BALDE PARA LA LIMPIEZA DE CARGA.



FOTO N° 06: TEMPLADORES.

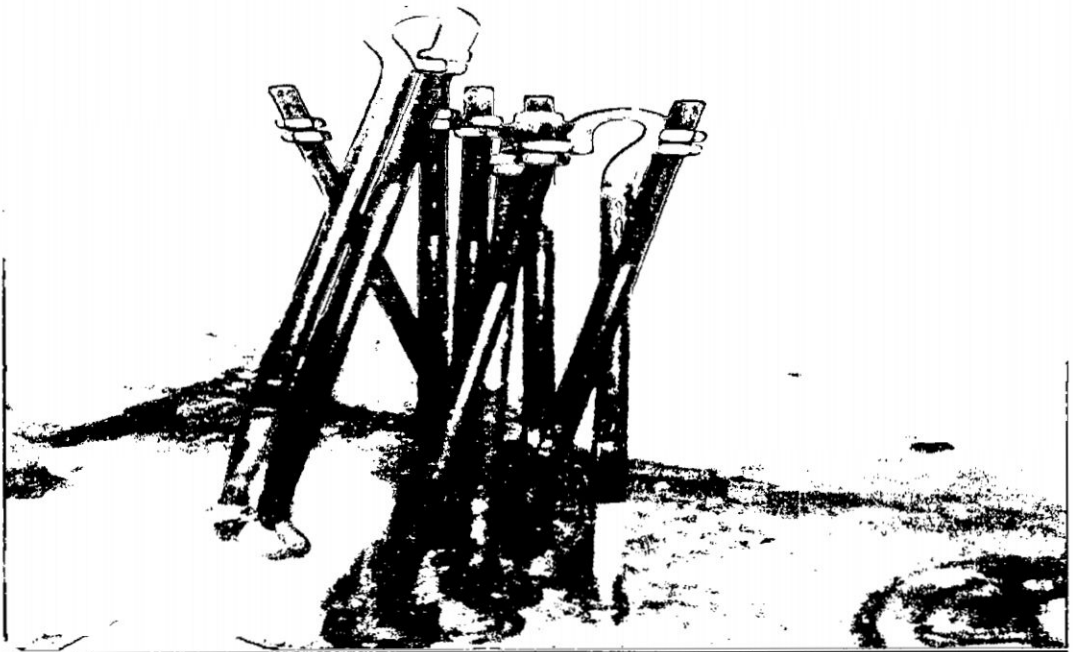


FOTO N° 07: SKIP

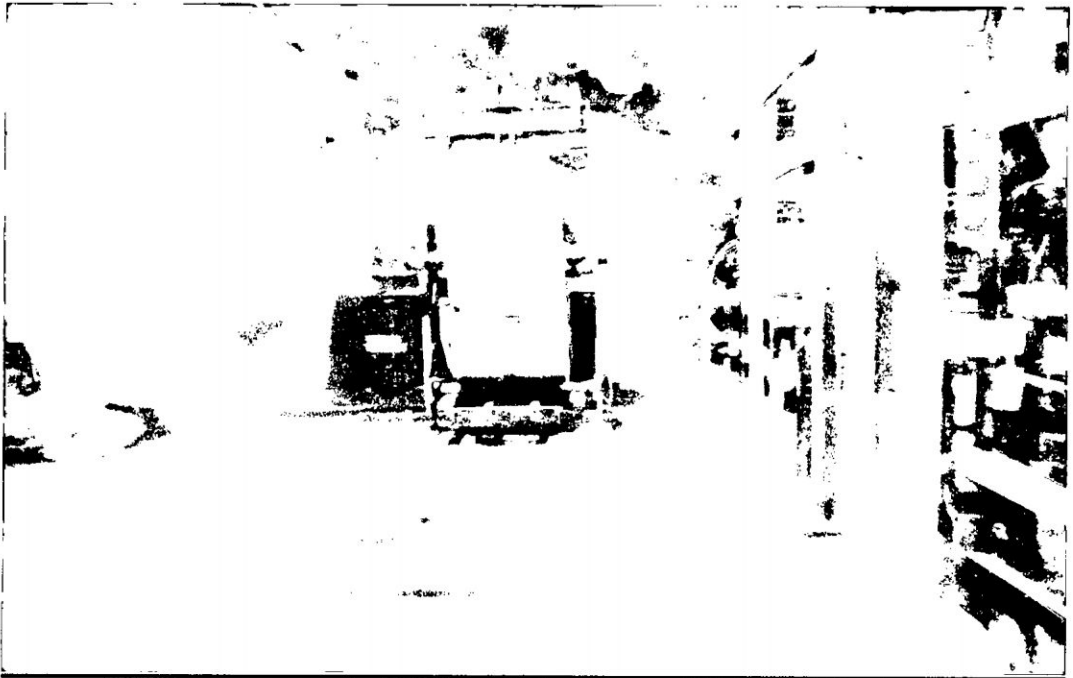


FOTO N° 08: ESTACION DEL PIQUE.

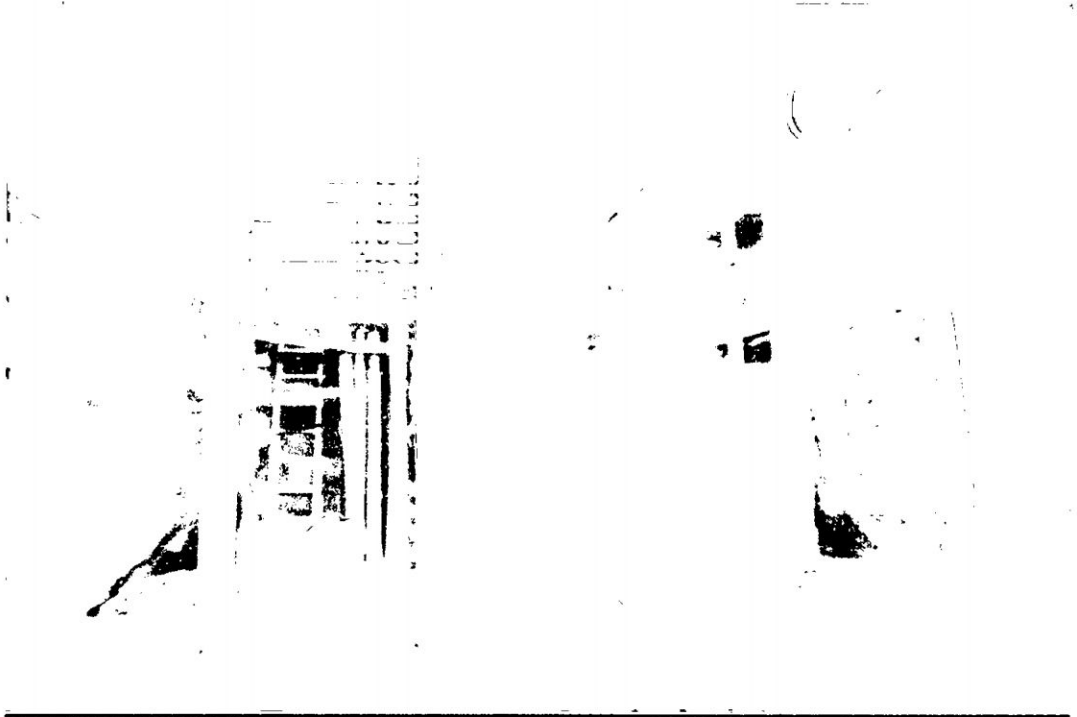


FOTO N° 09: CAMARA DE WINCHE.

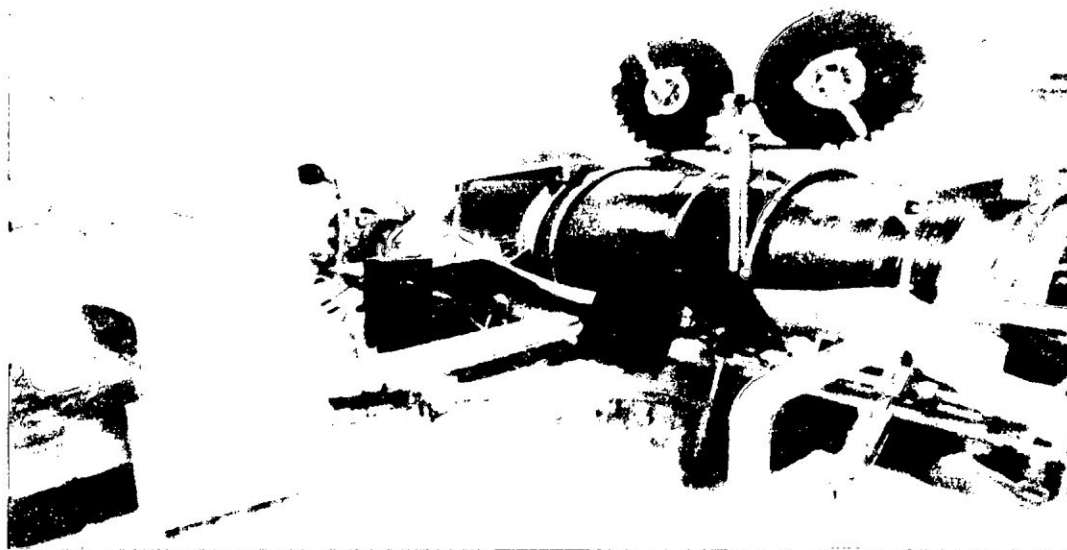


FOTO N° 10: CUADRO DE ESTACION EN NIVEL PRINCIPAL.

