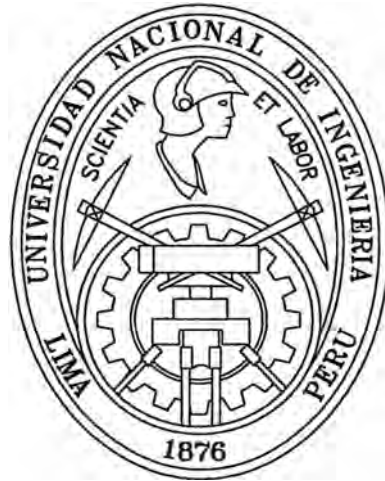


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA**



**PERFIL TECNICO DE LAS OPERACIONES MINERAS
CON LA AMPLIACION DE LA PRODUCCION A 2,000
TCSD EN LA UNIDAD UCHUCCHACUA**

Informe de Ingeniería

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

Rubén Teodosio Quispe Ticse

LIMA - PERU

1999

Dedicatoria

Agradecimiento

**PERFIL TECNICO DE LAS OPERACIONES MINERAS CON LA
AMPLIACION DE LA PRODUCCION A 2,000 TCSD EN LA UNIDAD
UCHUCCHACUA**

CONTENIDO

INTRODUCCION 1

**CAPITULO I
GENERALIDADES**

1.0 UBICACION Y ACCESO 3
1.2 GEOGRAFIA 3
1.3 CLIMA 3

**CAPITULO II
GEOLOGIA**

2.1 TRABAJOS ANTERIORES 4
2.2 ESTRATIGRAFIA Y PETROLOGIA 4
 2.2.1 SEDIMENTARIOS 5
 2.2.2 VOLCANICOS 5
 2.2.3 INTRUSIVOS 5
 2.2.4 CUATERNARIO 6
2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL 6
 2.3.3 FALLAS Y FRACTURAMIENTOS 6
2.4 GEOLOGIA ECONOMICA 7
 2.4.1 AFLORAMIENTOS 8
 2.4.2 MINERALOGIA 8
 2.4.3 TIPOS DE MINERALIZACION 8
2.5 CRITERIOS PARA LA CUBICACION DE MINERAL 10
2.6 PROCEDIMIENTO DEL CALCULO 11
 2.6.1 PROMEDIO DE MUESTREO 11
 2.6.2 CALCULO DE AREAS Y VOLUMENES 11

CAPITULO III

DESCRIPCION DE LAS OPERACIONES MINERAS

3.1	DESCRIPCION DE LA OPERACION ACTUAL	12
3.2	METODOS DE EXPLOTACION	12
3.3	SELECCION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION	13
3.4	DESCRIPCION DEL METODO DEL MINADO	13
3.5	OPERACIONES UNITARIAS	14
3.5.1	PREPARACION	14
3.5.1.1	Galería de transporte	14
3.5.1.2	Chimenea de echaderos - relleno y servicios	14
3.5.1.3	Diseño y construcción de rampas	14
3.5.2	PERFORACIÓN Y VOLADURA	15
3.5.2.1	PERFORACION CON JACK - LEG	16
3.5.2.2	PERFORACION CON STOPPER	19
3.5.2.3	PERFORACION CON UPPER DRILL	20
3.5.2.4	PERFORACION CON JUMBO ELECTRO HIDRAULICO	22
3.5.3	CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL	25
3.5.4	TRANSPORTE	26
3.5.5	RELLENO	27
3.5.6	SOSTENIMIENTO	28
3.6	RESULTADOS OBTENIDOS	29

CAPITULO IV

SERVICIOS AUXILIARES

4.1	VENTILACION	30
4.2	AIRE COMPRIMIDO	30
4.3	DRENAJE	30
4.4	ENERGIA	31

CAPITULO V

PLANEAMIENTO DE LAS OPERACIONES

5.1	RESERVAS	33
5.2	VIDA DEL PROYECTO	34
5.3	PLAN MINA	34
	5.3.1 PLAN DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS	34
	5.3.2 PREPARACIONES	34
5.4	ORGANIZACION DEL PERSONAL EN EL TAJO	39
5.5	PRODUCTIVIDAD DEL PERSONAL DE MINA	40
5.6	PROGRAMA ESTIMADO DE PRODUCCION	41

CAPITULO VI

OPERACIONES METALURGICAS

6.1	PLANTA DE TRATAMIENTO	42
	6.1.1 PLANTA DE LIXIVIACION	43
	6.1.2 PLANTA DE SULFURO DE SODIO	43
	6.1.3 AMPLIACION EN EL PROCESAMIENTO DE MINERAL	44
	6.1.3.1 Acciones Relevantes	44
	6.1.3.2 Instalacion y operacion del molino vertical	45
6.2	RESULTADOS	46

CAPITULO VII

ASPECTOS ECONOMICOS

7.0	GENERALIDADES	48
7.1	MONTO DE INVERSIÓN	48
7.2	COSTOS DE PRODUCCION DE LA UNIDAD	49
7.3	COSTOS DE PRODUCCION MINA	49

CONCLUSIONES

DEDICATORIA

**A mis Padres , en reconocimiento
a su abnegada labor y esfuerzos
que hicieron posible la culminación
de mi profesión.**

**Con profundo amor y cariño a mi
esposa por su ayuda, comprensión y
apoyo moral en la culminación de mi
anhelo deseado.**

AGRADECIMIENTO

Agradezco infinitamente a quienes hicieron posible la culminación de mi profesión:

Al Personal Docente de la Escuela de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería del Perú; por la instrucción teórica, técnica y especializada que ha contribuido a mi formación profesional.

A la Compañía de Minas Buenaventura S.A. por haberme confiado laborar en la Unidad de Producción Uchucchacua participando en diversos trabajos y proyectos.

A los compañeros de trabajo por haber contribuido en el buen desempeño y desarrollo de las mencionadas obras.

A mis Padres, quienes hicieron posible la culminación de mi carrera profesional.

INTRODUCCION

El yacimiento argentífero de Uchucchacua ha producido hasta la fecha, desde el año 1,975, alrededor de 5'000,000 T.C.S. (sobre el Nv. 360) de mineral económicamente explotable, en un desarrollo de las operaciones de 370 metros verticales, todo dentro de la formación calcárea Jumasha, considerando que esta unidad es un metalotecto favorable para la mineralización y calculando que faltan mas o menos 400 metros por desarrollarla en profundidad, hasta su contacto con el Pariatambo, podemos inferir que podríamos encontrar otras 5'000,000 de T.C.S. de mineral explotable asumiendo que las características actuales de las estructuras no se modifiquen considerablemente, esto lógicamente es un razonamiento muy simple, pero que sirve para hacer inferencias en cada una de las zonas de la mina y mas puntualmente en cada una de las vetas, posibilitando un cálculo de recursos hasta niveles geológicamente posibles

Compañía de Minas de Buenaventura S.A., considerando el potencial de Uchucchacua, decidió ampliar su producción de 1,200 TCSD hasta llegar al nivel de 2,000 TCSD, tomando como sustento el notable incremento en sus reservas minerales como resultado de sus trabajos en exploración y desarrollo del yacimiento.

En base a dichos antecedentes es que se ha desarrollado el correspondiente Perfil Técnico con la Ampliación de la Producción, enmarcado dentro del proyecto integral de ampliación.

El objetivo del presente consiste en mostrar los aspectos técnicos que contribuyen a alcanzar la presente producción; para ello ha sido necesario construir la infraestructura minera básica consistente en un pique principal, una rampa de 1,000 metros de longitud para adelantar la apertura de los niveles 240, 180 y 120; echaderos de mineral y desmonte para el movimiento de mineral y material estéril entre los niveles 300 - 120 así como el sistema de bombeo, adicionalmente se mencionan los aspectos principales de la planta concentradora y el suministro eléctrico, que permiten la operación de esta unidad de producción minera.

El aspectos económico es fundamental en cualquier proyecto, por lo que se incluye la inversión alcanzada con la ampliación, así como los costos de operación en las actividades unitarias de producción.

CAPITULO I

GENERALIDADES

Uchucchacua es un yacimiento de plata situado en la sierra central conocido en la época virreynal, evidencia de ello son los numerosos trabajos españoles en las áreas de Nazareno, Mercedes, Huantajalla Casualidad, etc. Yá en el presente siglo la explotación fué continuada por el Sr. Juan Minaya, las minas posteriormente pasaron a manos de los Srs. Jungbluth, quienes continuaron con trabajos a pequeña escala llegando a beneficiar mineral en Uchucpatón y Otuto donde quedan vestigios de antiguos "ingenios". A inicios de 1960, la Cia. de minas Buenaventura inició trabajos de prospección en la zona, siendo las condiciones iniciales difíciles pues no existían la carretera Oyón-Chacua la que fue construida en 1965, prolongándose posteriormente a Yanahuanca. De 1969 a 1973, Buenaventura instaló una planta piloto que en principio trató los minerales de las minas Socorro y Carmen. Los resultados satisfactorios decidieron la instalación de una planta industrial en 1975, la que en la actualidad tiene una capacidad de tratamiento de 2000 T.C. / día.

El interés permanente de la empresa por incrementar las reservas minerales, llevó a la programación de un proyecto de ampliación de la producción, tal es así que en noviembre de 1998 se alcanzó una producción de 2,000 toneladas cortas/día. Sin embargo, las obras de ampliación de la planta concentradora quedaron concluidas mucho antes, lo que permitió efectuar incrementos de producción progresivos desde julio de ese año.

Durante los dos últimos años se ubicó como la segunda mina de plata del Perú y con las ampliaciones efectuadas ha sido la de mayor producción durante los dos primeros meses del presente año.

A la fecha se trabajan las minas de Carmen, Socorro y Casualidad, teniéndose como áreas prospectivas las minas de Jancapata, Anamaray, Lucrecia y Huantajalla.

1.0 UBICACION Y ACCESO

La mina se sitúa en la vertiente occidental de los andes, corresponde al Distrito y Provincia de Oyón del Departamento de Lima. Se ubica alrededor de las siguientes coordenadas:

10° 36' 34" Latitud Sur.

76° 50' 56" Longitud Oeste.

La altura en que se encuentra la mina está entre los 4,300 á 5,000 m.s.n.m.

Se encuentra aproximadamente 180 Kms en línea recta al NE de la ciudad de Lima.

Hay dos vías de acceso, la principal lo constituye en primer término el tramo asfaltado Lima-Huacho de 152 Km y de Huacho-Sayan de 45 Km Posteriormente en tramo afirmado de Sayan - Churin de 62 Km y Churin-Uchucchacua de 63 Km; totalizando 322 Km, otro acceso menos frecuentado es el que une Lima - La Oroya - Cerro de Pasco - Uchucchacua. Ver Lámina N° 1 Plano de ubicación y acceso.

1.2 GEOGRAFIA

La zona muestra en su parte central la divisionaria continental de los Andes angosta y abrupta que llega a los 5,000-5,200 m.s.n.m. Hacia el oeste de este lineamiento se suceden quebradas en "V" y "U" flanqueadas por altos picos, y al este una porción de la planicie altiplánica también disectada por numerosa quebradas y picos sobre los 4,800 m.s.n.m.

La vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados, allí se realiza una incipiente agricultura.

1.3 CLIMA

El clima es frígido y seco entre los meses de abril a diciembre, tornándose lluvioso de enero a marzo pero con temperaturas moderadas, se notan variaciones solamente durante el cambio de estaciones por el aumento y/o disminución de las precipitaciones atmosféricas.



1) Lima-Huacho-Sayan-Churin-Uchucchacua ± 322 Km.
 2) Lima-Oroya-Cerro de Pasco-Uchucchacua ± 340 Km.

Observaciones:
 Copia extraida del mapa
 Político del PERU



COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.
 Unidad Uchucchacua

POR	Ing. R. Quispe T.	ESCALA
DIBUJO	J. Calderón A.	1/2'000,000
REVISADO	Ing. L. Gamarra E.	FECHA
APROBADO	Ing. S. Bejarona R.	Enero-1999

PLANO DE UBICACION Y ACCESO

LAMINA No
1

CAPITULO II

GEOLOGIA

Uchucchacua es un yacimiento del tipo Skarn distal dentro de las calizas Jumasha, como se sabe se conoce como skarn a las rocas metamórficas que rodean un intrusivo ígneo, las mismas que se han formado en contacto con calizas y dolomitas, el enriquecimiento se produce por reemplazamiento en el contacto de varios minerales por nuevos materiales. El término distal se refiere a los fragmentos componentes de las rocas sedimentarias cuya fuente de abastecimiento se encuentra muy distante de la cuenca de sedimentación.

La formación Jumasha es una serie sedimentaria del cretáceo medio, que consta de calizas claras, aflorando en los acantilados de Jumasha de la laguna Punrun, en la provincia de Oyón, donde tiene 800 metros de potencia.

2.1 TRABAJOS ANTERIORES

La geología de Uchucchacua ha sido motivo de muchas observaciones descritas en informes de varios autores. Como geología base de la región se tiene el estudio del Servicio de Geología y Minería (Hoja de Oyón).

A nivel interno, existen numerosos estudios geológicos, destacando algunos, como: Exploración Geofísica en Uchucchacua, de J. Arce. Estudios de controles estructurales, de Bussell-Baxter. Estudios de paragénesis y zoneamiento, de Ch. Alpers. Geología y estratigrafía, de M. Romani. Sin dejar de considerar el aporte de análisis y campo de J.A. Molina. Muchos otros profesionales han contribuido al conocimiento de este importante yacimiento que a la fecha se presenta potencialmente expectante y con muchas posibilidades geo-económicas.

2.2 ESTRATIGRAFIA Y PETROLOGIA

Las rocas predominantes en la columna estratigráfica corresponden a las sedimentarias del cretácico, sobre ellas se tienen a los volcánicos terciarios, e

intruyendo a las anteriores se observan dos tipos de intrusivos. Coronando a la secuencia figuran depósitos aluviales y morrénicos.

2.2.1 SEDIMENTARIOS

Grupo Goyllarisquizga

Aflora entre la laguna Patón y Chacua, al NW y SE de este centro minero y ocupando algo mas del 50% del área observada; en él se ha diferenciado cinco unidades asignadas al cretaceo inferior.

- 1).- Formación Oyón
- 2).- Formación Chimú. (Ki-chim)
- 3).- Formación Santa. (Ki-sa)
- 4).- Formación Carhuaz. (Ki-ca)
- 5).- Formación Farrat. (Ki-f)

Grupo Machay

- 1) Formación Pariahuanca. (Ki-ph)
- 2) Formación Chulec. (Ki-ch)
- 3) Formación Pariatambo. (Ki-pt)

2.2.2 VOLCANICOS

Volcánicos Calipuy (Ti - Vca)

Se encuentran discordantemente sobre la Formación Casapalpa y es un conjunto de derrames andesíticos y piroclásticos de edad terciaria. Su espesor es de 500 m. y aflora al norte de la zona de Chacua.

2.2.3 INTRUSIVOS

Pórfidos de dacita forman pequeños stocks de hasta 30 metros de diámetro, también se tiene diques y apófisis de dacita distribuidos irregularmente en el flanco occidental del valle, afectando a las calizas Jumasha-Celendin principalmente en las áreas de Carmen, Socorro,

Casualidad y Plomopampa; los intrusivos forman aureolas irregulares de metamorfismo de contacto en las calizas.

2.2.4 CUATERNARIO

Depósitos Morrénicos. (Q -mo)

A cotas mayores de 3,800 m.s.n.m. el área sufrió los efectos de la glaciación pleistocénica, formando valles de "U" en cuyo fondo y laderas se depositaron morrenas que en varios casos representaron el hielo fundido, tal como la laguna Patón.

Depósito Aluviales. (Q -al)

Se encuentran ampliamente extendidos y son de varios tipos como: escombros de ladera, flujos de barro, aluviales de río.

2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

La subducción de la placa oceánica debajo de la placa continental, ha sufrido fases compresivas y distensivas comprendidas en la evolución de los Andes. Características de este fenómeno se evidencia en una serie de detalles estructurales de diversa magnitud, afectando a las rocas sedimentarias de la zona de Uchucchacua.

El aspecto estructural es de suma importancia en Uchucchacua y así lo refiere el siguiente extracto: "La génesis del yacimiento de Uchucchacua está relacionado a una estructura geológica principal de nuestros Andes, dicha estructura ha sido importante canal para la actividad magmática, evidenciada por los cuerpos intrusivos de Raura, Uchucchacua, Chungar, Morococha y otros". Es también evidente que esta actividad magmática ha traído consigo la formación de yacimientos minerales importantes.

2.3.3 FALLAS Y FRACTURAMIENTOS

El área a sido afectada por numerosas fallas en diversas etapas, a nivel regional se observa que las de mayor magnitud son transversales al

plegamiento desplazando en ese sentido, aunque también los movimientos verticales son importantes.

Falla Mancacuta

Pasa por el lado del mismo nombre tiene un movimiento principal dextral, es de rumbo N-45°-E aproximado y de alto ángulo.

Falla Socorro

Del mismo sistema que la anterior, también dextral, se le estima un desplazamiento horizontal de 550 m, está muy relacionada a las fallas Cachipampa y Uchucchacua.

Falla Uchucchacua

Tiene un rumbo casi Norte - Sur y buzamiento de alto ángulo, con movimiento dextral y desplazamiento vertical de casi 500 m, convergiendo en el norte con la falla Mancacuta.

2.4 GEOLOGIA ECONOMICA

Uchucchacua es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), que también fueron canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizadas que finalmente formaron cuerpos de mineral. La presencia de intrusivos ácidos como pequeños stocks y diques, sugieren la posible existencia de concentraciones u ore bodies de mineral del tipo de metasomatismo de contacto, especialmente de zinc.

La mineralización económica comercial es básicamente de plata, como subproducto se extrae zinc, se observa además una amplia gama de minerales de ganga muchos de rara naturaleza. Las estructuras se emplazan en rocas calcáreas del cretácico superior y son de diversa magnitud, asociadas a ellas se encuentran cuerpos de reemplazamiento irregulares y discontinuos. En las zonas de Casualidad y Socorro hay evidencia de skarn mineralizado.

El área mineralizada se encuentra en un perímetro de 4 x 1.5 km y para efectos de operación se le ha dividido en tres zonas Socorro, Carmen y Casualidad; en etapa prospectiva se tiene a Huantajalla, Candelaria y Mercedes.

2.4.1 AFLORAMIENTOS

Generalmente son depresiones en el terreno oscurecidas por oxidación de manganeso y hierro; localizan concentraciones de calcitas; son persistentes y discontinuados con longitudes entre 100 a 1,200 m sus potencias varían desde unos pocos centímetros hasta los 6 m y en tipo rosario, los cuerpos afloran como enjambres de venillas irregulares de calcita.

2.4.2 MINERALOGIA

Es compleja con una rica variedad de minerales tanto de mena como de ganga, entre los que tenemos:

Minerales de Mena

Galena, proustita, argentita, pirargirita, plata nativa, esfalerita, marmatita, jamesonita, polibasita, boulangierita, chalcopirita, covelita, jalpaita, estromeyerita, golfieldita.

Minerales de Ganga

Pirita, alabandita, rodocrocita, calcita, pirrotita, fluorita, psilomelano, pirolusita, johansonita, bustamita, arsenopirita, marcasita magnetita, estibina, cuarzo, oropimente, rejalgar, benavidesita, tefroita y yeso.

2.4.3 TIPOS DE MINERALIZACIÓN

El proceso de mineralización en Uchucchacua fué sumamente complejo, presentándose tres tipos como son

1) Rellenos de Fracturas

Por efecto de movimiento de las fallas regionales, se originó un complejo fracturamiento, estas fracturas son de magnitud distrital (1 a 1.5 Km) estas al ser rellenadas por las soluciones hidrotermales toman la configuración en rosario; el relleno mineralógico es mayormente de sulfuros tales como galena, blenda, pirita, plata roja, alabandita, también calcita y rodocrocita.

2) Reemplazamiento Metasomático

Las calizas del Jumasha Medio como cajas de las fracturas en Chacua, han favorecido el fenómeno de reemplazamiento por sulfuros y silicatos de metales económicos como plata y zinc, formando cuerpos irregulares, con dimensiones entre 30 á 140 m de longitud, alrededor de 300 m de altura y 4 a 30 m de ancho; en profundidad el reemplazamiento es mucho mas irregular (Claudias).

3) Metasomatismo de Contacto

La presencia de intrusivos en el distrito minero determina la existencia de skarn en sus dos tipos, endoskarn y exoskarn mineralizados predominantemente con blenda oscura, chalcopirita galena argentifera de grano grueso.

La mineralización se presenta en :

1) Sistemas de Veta

Entre las fallas Uchucchacua, Cachipampa y Socorro es posible definir tres sistemas de veta

Sistema NW-SE, predomina mayormente en el área de Socorro, pertenecen las vetas Camucha, Lucero, Dora, V-3, Doris, Socorro 1.

Sistema EW, éstas vetas tienen rumbos entre N 80° E a E-W y buzamientos que tienden a ser verticales, sus zonas de oxidación profundizan considerablemente, pasando a veces los 300 m, las vetas de este sistema son: Rosa, Sandra, Rosa 2 , Consuelo, Karla, Silvana, etc.

Sistema NE-SW, las cuales se disponen alrededor de los intrusivos observados en superficie del área de Casualidad, son sinuosos con ramales secundarios, zonas de angostamiento y ensanchamiento; pertenecen: veta Luz, Casualidad 1, 2, Victoria, Claudias.

2) Cuerpos

Se diferencia de los cuerpos de metasomatismo de contacto cuyas características principales son su forma irregular, su relación estrecha a los intrusivos del área, la conformación de skarn con granates,

marmolización y mineralización diseminada de blenda, chalcopirita y galena.

Cuerpos de reemplazamiento metasomático en mina Carmen están relacionados a inflexiones de vetas, se encuentran vecinos o unidos a ellas, de formas irregulares.

Como cuerpos de reemplazamiento metasomático tenemos en la mina Socorro los del sistema Luceros, con caracteres estructurales similares a los de la mina Carmen.

2.5 CRITERIOS PARA LA CUBICACION DE MINERAL

La cubicación se realiza tomando las siguientes consideraciones:

a) Leyes

Se consideran las leyes que figuran en el registro de ensayos, donde el ancho es diluido y la ley de cada muestra es calificada.

b) Ancho mínimo de minado

Para las vetas de las minas que opera Buenaventura, este ancho mínimo es de 0.75 metros.

c) Dilución

Para Uchucchacua el ancho de dilución es de 30 cm (15 cm en cada caja).

d) Leyes Erráticas

Se considera una ley errática en plata cuando su valor está por encima de cuatro veces el promedio aritmético de las dos muestras adyacentes.

e) Separación Mínima de Blocks

Si en un tramo de mineral ocurren 5 muestras (uno cada metro), consecutivas con ensayos debajo de la ley mínima, se procederá a separar el block.

f) Altura de los Blocks

Cuando el mineral a sido desarrollado en una sola dirección, el block estará formado por un rectángulo cuyo lado mayor será igual a la longitud del mineral encontrado, y su lado menor será una proporción del lado mayor.

2.6 PROCEDIMIENTO DE CALCULO

Para obtener la ley de un block de mineral, previamente se corregirán:

a) Leyes altamente erráticas.

b) En caso de haber más de una muestras en un canal y la veta sea muy potente, es necesario eliminar las muestras de leyes bajas del piso o del techo de la veta.

2.6.1 PROMEDIO DE MUESTREO

El promedio de muestreo está considerado para longitudes de mineral con una labor y para blocks de mineral.

2.6.2 CALCULO DE AREAS Y VOLUMENES

El área de los blocks se determina por procedimientos geométricos cuando sus formas son simples, de otro modo se usa el planímetro, los volúmenes se obtienen multiplicando el área por su ancho.

Finalmente, el tonelaje de mineral se cubica multiplicando el volumen por la gravedad específica que para los minerales de Uchucchacua, se considera como 2.8 Ton/m^3 ó 3.0 TCS/ m^3

CAPITULO III

DESCRIPCION DE LAS OPERACIONES MINERAS

3.1 DESCRIPCION DE LA OPERACION ACTUAL

Uchucchacua tiene un minado 100% subterráneo, la unidad minera se subdivide en tres áreas o minas denominadas Mina Carmen, Socorro y Casualidad las cuales están organizadas en 3 zonas (I, II y III) para su mejor supervisión, cada una de ellas aporta con los siguientes porcentajes de la producción total

Zona I = 17 % , Zona II = 50 % , Zona III = 33 %

Las cuales producen las 2,000 TCS /día.

La cota base del nivel principal de extracción está a 4,450 msnm. Actualmente las operaciones se están dirigiendo a los niveles que están debajo del nivel 360 (90 metros debajo del nivel de superficie).

Para lograr producir las 2,000 TCS/día se tuvo que mejorar las operaciones e incrementar la productividad, reducir el costo de operación especialmente en perforación y voladura.

La planta concentradora actualmente tiene una capacidad de producción de 2,000 TCS/ día de mineral de cabeza.

3.2 METODOS DE EXPLOTACION

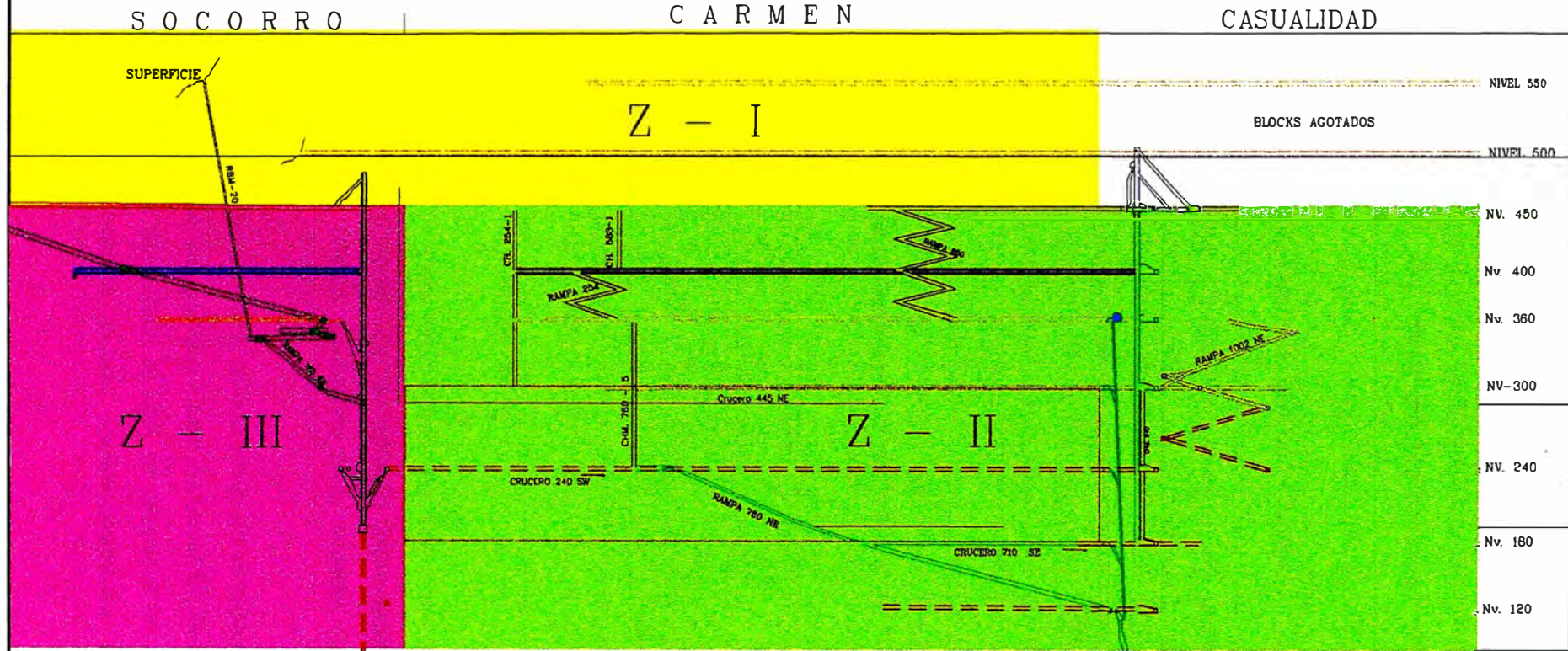
Actualmente los métodos de explotación aplicados son los siguientes :




Corte y relleno ascendente	67 %	40,000 TCS/mes
Shrinkage	18 %	11,000 TCS/mes
Desarrollo y preparaciones	15 %	9,000 TCS/mes
		60,000 TCS/mes

La ley promedio obtenida de enero a abril de 1999 es de 13.27 Oz Ag en cabeza; los detalles son mostrados al final del presente capítulo en el cuadro Nº 3.1.

ORGANIZACION DEL DPTO. DE MINAS ACTUAL

PRODUCCION 2,000 TN/DIA



10,000		ZONA I	JEFE SECCION	Marco Oyanguren
30,000		ZONA II	JEFE SECCION. ASSTE. JEFE SECCION.	Pedro Claros Miguel Farfan
20,000		ZONA III	JEFE SECCION. ASSTE. JEFE SECCION.	J.C. Huarcaya H. Diego Angulo

3.3 SELECCION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION

Si tomamos como ejemplo la selección del método de explotación en los cuerpos mineralizados de acuerdo a las características estructurales y en base a su contribución económica, los resultados obtenidos se muestran en los siguientes cuadros A y B

A.- En base al comportamiento Estructural Nv. 240 - Socorro

CUERPO Y/O VETA	POT. (m)	BUZAMIENTO	FORMA	TIPO DE CAJA	TIPO DE MINERAL	TIPO DE EXPLOTACION
Isela	6.14	70°	Irregular	Caliza fracturada	Reemplazamiento	Corte y Relleno Mecanizado UPD
Lucero	10.4	85°	Irregular	Caliza fracturada	Reemplazamiento	Corte y Relleno Mecanizado UPD
Magaly	3.7	80°	Irregular	Caiza fracturada	Reemplazamiento	Corte y Relleno Convencional c/stoper.

B.- En base a su Contribución Económica / TCS de cabeza

CUERPO Y/O VETA	Oz. Ag.	PRECIO NETO US\$/Oz	RECUP. METALUR. %	DILUCION %	VALOR DE MINERAL US\$/TCS	COSTO MINA US\$/TCS	COSTO DE PROD.	CONTRIBUCION US\$/TCS	METODO FAVORABLE
		4.8				16.8	13.5		
Isela	17.3	3.84	0.68	0.15	38.39	14.52	35.42	2.97	C.R. Mecanizado UPD
Lucero	15.63	3.84	0.68	0.15	34.69	14.52	35.42	0.73	C.R. Mecanizado UPD
Magaly	16.84	3.84	0.68	0.15	35.17	11.51	32.41	2.76	C.R. Convencional Stoper

3.4 DESCRIPCION DEL METODO DEL MINADO

El método de minado corte y relleno ascendente, ha sido elegido considerando el fuerte buzamiento del yacimiento con un mineral relativamente firme y de valores relativamente altos. Hacen ventajoso éste método su flexibilidad y elevado grado de arranque.

Durante la perforación del tajeo se corre un sub nivel de extremo a extremo del cuerpo mineralizado, luego se desquincha hacia los costados hasta llegar a las rocas encajonantes, una vez delimitado el tajo, se preparan las chimeneas de utilización y relleno que deben cubrir estratégicamente todo el área

mineralizada, de igual manera se construyen accesos definitivos por donde se subirán las tuberías de aire y agua.

3.5 OPERACIONES UNITARIAS

Este método de explotación comprende las siguientes fases de minado: Preparación, Voladura, Limpieza y relleno, seguidamente se describen las distintas operaciones unitarias

3.5.1 PREPARACION

3.5.1.1 Galería de transporte

En el nivel 240 se ha preparado el Cx. 240E que comunica al pique 066 del cual se izará hasta el Nv. 450, después se acarrea por el Nv. 450 hasta la planta concentradora. Este recorrido nos permite la extracción del mineral de los tajeos del cuerpo Lucero.

3.5.1.2 Chimenea de echaderos - relleno y servicios

En el tajeo se ha preparado 3 chimeneas para echaderos, una chimenea se hizo con Raise Climber y las dos han sido efectuadas por el método convencional, ambas con una sección de 4' x 6' y una longitud de 120 metros que nos sirve de echadero del mineral, estas chimeneas están ubicadas en la caja piso; a la vez se hicieron tres chimeneas de echadero de relleno, esto nos facilitará para rellenar el tajeo.

Además se harán tres chimeneas para camino e instalación de servicios.

3.5.1.3 Diseño y construcción de rampas

Los tipos de rampas mas comunes son helicoidales, circulares y/o inclinadas, se escoge esta última combinado con la circular por que durante el desarrollo los otros necesariamente se aproximan a los cuerpos. El modelo elegido nos permite prepararla en forma paralela al rumbo del cuerpo y ganar altura rápidamente.

La rampa 500, además de servir de acceso al personal, equipo y materiales a los tajeos, también nos sirve para explorar y desarrollar niveles intermedios.

Se debe tener en cuenta que las rampas inclinadas en forma helicoidal no dan buenos resultados por varios factores como: poca visibilidad del conductor, la poca seguridad y aumento del desgaste de los vehículos.

3.5.2 PERFORACION Y VOLADURA

La perforación de producción en los tajeos puede ser inclinada y horizontal, ambos sistemas tienen sus ventajas y desventajas.

Una ventaja de perforar taladros verticales ascendentes es que se puede perforar sin interrupción grandes secciones del techo y con voladura de mayor fuerza de arranque.

La perforación se efectúa con Upper Drill (UPD) de 2 brazos, con barrenos de 10 pies la malla utilizada es de 1m x 1 m con una inclinación de 70°, para la voladura se utiliza guía seca (convencional, y la columna explosiva con examón que es iniciada con igniter-cord.

PARAMETROS DE PERFORACION

Ancho promedio del tajeo	6.14 m
Longitud de taladro	2.70 m
Ø del taladro	41 mm
Inclinación de taladro	70°
Ejecución de avance	90%
Malla de perforación	1m. x 1 m.
Velocidad de perforación	1.40 pies/min.

Concluida la preparación de taladros con el UPD, enseguida se cargan y disparan de acuerdo a la necesidad de mineral.

En la voladura de tandas utilizamos el fulminante fanel.

A continuación se describen los equipos de perforación que se vienen aplicando en toda la mina, para cumplir con la actual producción

3.5.2. 1PERFORACION CON JACK - LEG

La perforación que se realiza con máquinas jackleg siguiendo el método "Breasting" se aplica en un 60% de toda la unidad, aplicable en cuerpos, se utilizan barrenos de 6 pies con brocas en cruz de 39 mm. La secuencia de actividades en este método consiste primero en armar su cara libre y hacer carga para su piso tomando 3 guardias, en cada guardia se perforan un promedio de 25 taladros con un maestro y su ayudante, los disparos se realizan diariamente con dinamita o Nitrosen que es un agente explosivo, para la acumulación de carga se espera un espacio de 7 guardias; considerando las 3 guardias anteriores, se tiene que este método toma 10 guardias ó 5 días, luego se inicia la extracción del mineral de acuerdo a la necesidad que se tiene.

PARAMETROS DE MINADO CON JACK - LEG

A) PERFORACION

Perforadora	Montabert 23
Consumo de aire	85 - 100 PSI
Longitud de barreno	6 pies
Broca en cruz	38 mm
Angulo de perforación	60°
Malla de perforación	0.5 m x 0.5 m.
Sección (2.2 m x 1.6 m)	3.52 m ²
Densidad de mineral	3 TM / m ³

RESULTADOS

Longitud de perforación real	1.55 m
Eficiencia de perforación	86 %
N° taladros por guardia	25
Tiempo de perforación/tal.	5.2 min.
Metros perf./guardia	38. 75
Velocidad de perforación	0.30 m / min.
Altura de corte	2.5 m.
Volumen de mineral roto	5. 45m ³
Tonelaje de mineral roto/gda	16.35 TM

Tonelaje perforado / tal	0.654 TM / tal.
Voladura secundaria (aprox.)	5%
Perforación específica	0.42 TM / m.

B) VOLADURA

Explosivos y accesorios

Explosivo	Dinamita
Fulminante	N° 6
Guía de seguridad, conectores y mecha rápida	

RESULTADOS

N° cartuchos/taladro	6
N° de fulminantes	25
N° total de conectores	25
Guía de seguridad empleada	53.34 m.
Mecha rápida empleada	9.85 m.
Peso de cartucho	0.118 Kg.
Cantidad de explosivo	17.7 Kg.
Cantidad de explosivo/tal.	0.708 Kg.
Densidad de carga	0.46 Kg / m.

FACTOR DE POTENCIA

Factor de potencia = 17.7 Kg / 16.35 TM

Factor de potencia = 1.08 Kg / TM

PARAMETROS DE MINADO CON JACK - LEG Y NITROSEN

A) PERFORACION

Perforadora	Montabert 23
Consumo de aire	85 - 100 PSI
Longitud de barreno	6 pies
Broca en cruz	35 mm
Angulo de perforación	60°
Malla de perforación	0.6 m x 0.6 m.
Densidad de mineral	3 TM / m ³

RESULTADOS

Longitud de perforación real	: 1.53 m
Eficiencia de perforación	: 85 %
N° taladros por guardia	: 26
Tiempo de perforación/tal.	: 5' 25"
Metros perf./guardia	: 39.78
Velocidad de perforación	: 0.30 m / min.
Altura de corte	: 2.7 m.
Volumen de mineral roto	: 14.32 m ³
Tonelaje de mineral roto/gda	: 42.96 TM
Tonelaje perforado /tal	: 1.65 TM/tal.
Voladura secundaria (aprox.)	: 5%
Perforación específica	: 1.08 TM / m.

B) VOLADURA

Explosivos y accesorios

Agente de voladura	: Examon P
Explosivo	: Dinamita 45% de 1 1/8x7"
Fulminante	: N° 6
Guía de seguridad, conectores y Mecha rápida	

RESULTADOS

N° cartuchos / taladro	: 1
N° de fulminantes	: 2
N° total de conectores	: 2
Guía de seguridad empleada	: 42 m.
Mecha rápida empleada	: 10 m.
Peso de cartucho	: 0.118 Kg.
Cantidad de explosivo (dinamita)	: 2.36 Kg.
Cantidad de Examon	: 25 Kg.
Cantidad total de explosivo	: 27.36 Kg.
Cantidad de explosivo/tal.	: 1.37 Kg.
Densidad de carga	: 0.03 Kg / m.

FACTOR DE POTENCIA

Factor de potencia = 27.36 Kg / 42.96 TM

Factor de potencia : 0.64 Kg / TM

3.5.2.2 PERFORACION CON STOPER

La perforación que se realiza con máquina stoper siguiendo el método "Corte y Relleno ascendente y Shrinkage" se aplica en un 20% de toda la unidad, aplicable mayormente en vetas, se utilizan barrenos de 2, 4, 6 y 8 pies con brocas en cruz de 39 mm, en cada guardia se perforan un promedio de 19 taladros con un solo hombre (perforista), una vez terminada de perforar toda la veta se procede al carguío de taladros con dos hombres, los disparos se realizan diariamente con dinamita, Examon P, faneles, etc. El carguío se realiza con un cargador "Penberty" demandando aproximadamente una guardia (40 taladros), la salida del disparo es en "V" o por tramos.

PARAMETROS DE MINADO CON STOPER

A) PERFORACION

Perforadora	Stoper Montabert
Longitud de barreno	2, 4, 6 y 8 pies
Broca en cruz	38 mm
Angulo de perforación	90°
Malla de perforación	0.6 m x 0.6 m.
Densidad de mineral	3 TM / m ³

RESULTADOS

Longitud de perforación real	2.10 m
Eficiencia de perforación	88 %
N° taladros por guardia	19
Tiempo de perforación/tal.	9' 50"
Metros perf./guardia	39.90
Velocidad de perforación	0.40 m / min.
Altura de corte	2.3 m.
N° de taladros a disparar	40
Sección a volar	25 m ²
Volumen de mineral roto	52.5 m ³
Tonelaje de mineral	157.5 TM

Tonelaje perforado / tal	3.94 TM / tal.
Voladura secundaria (aprox.)	5%
Perforación específica	1.87 TM / m.

B) VOLADURA

Explosivos y accesorios

Agente de voladura	: Examon P
Explosivo	: Dinamita 45% 1.1/8x7"
Fulminante	N° 6
Guía de seguridad, conectores, mecha rápida, fanel rojo y pentacord.	

RESULTADOS

N° de taladros	40
N° cartuchos/taladro	1
N° de fulminantes	2
N° total de conectores	2
Guía de seguridad empleada	1.8 m.
Mecha rápida empleada	1.5 m.
Pentacord empleado	30 m.
N° de faneles	40
Peso de cartucho	0.118 Kg.
Cantidad de explosivo (dinamita)	4.72 Kg.
Cantidad de Examon	75 Kg.
Cantidad total de explosivo	79.72 Kg.
Cantidad de explosivo / tal.	1.99 Kg.
Densidad de carga	2.00 Kg / m.

FACTOR DE POTENCIA

Factor de potencia = 79.72 Kg / 157.5 TM

Factor de potencia : 0.51 Kg / TM

3.5.2.3 PERFORACION CON UPPER DRILL

La perforación que se realiza con máquina stoper siguiendo el método "Corte y relleno ascendente" es aplicable mayormente en cuerpos y

vetas. Actualmente se tiene 2 equipos Upper Drill, la operación la realiza un solo hombre (perforista) alcanzando un performance de 22 tal/gda., aquí también se acumulan taladros de 10 pies, con barrenos integrales.

Los disparos se realizan con Examon P, faneles, etc. llegándose a perforar un promedio de 40 a 50 taladros por guardia, el tipo de malla fué probándose en diferentes formas : en "V", trapecio, obteniéndose buenos resultados, para el carguío y disparo se emplean dos hombres.

PARAMETROS DE MINADO CON UPPER - DRILL

A) PERFORACION

N° de perforadoras	2
Longitud de barreno	8 y 10 pies
Angulo de perforación	70°
Malla de perforación	0.8 m x 1.0 m.
Densidad de mineral	3 TM / m ³

RESULTADOS

Longitud de perforación real	2.48 m
Eficiencia de perforación	83 %
N° taladros por guardia	22
Tiempo de perforación/tal.	10' 15"
Metros perf. / guardia	54.56
Velocidad de perforación	0.24 m / min.
Altura de corte	2.0 m.
N° de taladros a disparar	250
Sección a volar	350 m ²
Volumen de mineral roto (teórico)	700 m ³
Volumen de mineral roto (Eff. 80%)	560 m ³
Tonelaje de mineral roto	1680 TM
Tonelaje perforado / tal	6.72 TM / tal.
Voladura secundaria (aprox.)	10%
Perforación específica	2.71 TM / m.

B) VOLADURA

Explosivos y accesorios	
Agente de voladura	Examon P

Explosivo : Dinamita 45% 1 1/8x7"
Fulminante N° 6
Guía de seguridad, conectores, mecha rápida, fanel rojo y pentacord.

RESULTADOS

N° de taladros	250
N° cartuchos/taladro	1
N° de fulminantes/disp.	2
N° total de conectores/disparo	2
Guía de seguridad / disp.	3 m.
Mecha rápida / disp.	1.5 m.
Pentacord empleado	75 m.
Cantidad de fanel	250
Peso de cartucho	0.118 Kg.
Cantidad de explosivo (dinamita)	29.5 Kg.
Cantidad de Examon	425 Kg.
Cantidad total de explosivo	454.5 Kg.
Cantidad de explosivo / tal.	1.82 Kg.
Densidad de carga	0.73 Kg / m.

FACTOR DE POTENCIA

Factor de potencia = 454.5 Kg / 1,680 TM

Factor de potencia : 0.27 Kg / TM

3.5.2.4 PERFORACION CON JUMBO ELECTRO HIDRAULICO

El equipo y accesorios que se usan durante la perforación son: Jumbo Electro Hidráulico marca Tamrock de 1 brazo.

Barra : 14' x 1 pulg (vida útil 7,500 pies perforados).

Broca : Botón R-32 de 45 mm ø (vida útil 1,500 pies perforados).

Perforadoras : Tamrock

Trabaja en tajos aplicando el sistema "Breasting" mediante ataque por rebanadas, donde se corta una franja de mineral con taladros horizontales.

En la última fila de taladros se aplica la técnica del "Smooth Blasting", disparos que dejan los contornos finales arqueados y controla la estabilidad temporal en la corona y en la caja techo, aumenta el sentido de interés de seguridad de los trabajadores.

Para el carguío de taladros se cuenta con una plataforma móvil EIMCO 975 A, que facilita el carguío de 40 a 60 taladros por tanda, para el reforzamiento de las cajas se aplican elementos de estabilización Split Set.

Este equipo también se utiliza para desarrollos.

PARAMETROS DE MINADO CON JUMBO ELECTRO HIDRAULICO

A) PERFORACION

N° de perforadoras	1
Longitud de barreno	13 pies
Broca de botones	45 mm ø
Angulo de perforación	60°
Malla de perforación	0.9 m x 1.0 m.
Densidad de mineral	3 TM / m ³

RESULTADOS

Longitud de perforación real	3.60 m
Eficiencia de perforación	92 %
N° taladros por guardia	80
Tiempo de perforación / tal.	2.8'
Metros perf. / guardia	288
Velocidad de perforación	1.29 m / min.
Altura de corte	3.11 m.
N° de taladros a disparar	280
Sección a volar	475 m ²
Volumen de mineral roto (teórico)	1479.15 m ³
Volumen de mineral roto (Eff. 80%)	1183.3 m ³
Tonelaje de mineral roto	3549.9 TM
Tonelaje perforado /tal	12.68 TM / tal.

Voladura secundaria (aprox.) : 10%
Perforación específica : 12.33 TM / m.

B) VOLADURA

Explosivos y accesorios

Agente de voladura : Examon P
Explosivo : Dinamita 45% 1.1/8x7"
Fulminante : N° 6
Guía de seguridad, conectores, mecha rápida, fanel rojo y pentacord.

RESULTADOS

N° de taladros : 280
N° cartuchos/taladro : 1
N° de fulminantes/disp. : 2
N° total de conectores/disparo : 2
Guía de seguridad / disp. : 3 m.
Mecha rápida / disp. : 1.5 m.
Pentacord empleado : 150 m.
Cantidad de fanel : 280
Peso de cartucho : 0.118 Kg.
Cantidad de explosivo (dinamita) : 33.04 Kg.
Cantidad de Examon : 700 Kg.
Cantidad total de explosivo : 733.04 Kg.
Cantidad de explosivo/tal. : 2.618 Kg.
Densidad de carga : 0.69 Kg / m.

FACTOR DE POTENCIA

Factor de potencia = 733.04 Kg / 3549.96 TM

Factor de potencia : 0.21 Kg / TM

3.5.3 CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL

El acarreo de mineral se realiza con scooptram cuyas capacidades van de 1 a 3½ yd³ dependiendo del tamaño del tajo a los echaderos de mineral.

Como ejemplo mencionamos que en algunos tajeos utilizaremos un scooptram eléctrico de 2.2 yd³, que trabajará en forma continua hasta la culminación de la explotación del cuerpo mineralizado. Se opta por trabajar con equipo LHD eléctrico porque nuestro carguío y transporte de mineral es rutinario, los esquemas de desplazamientos son definidos, permitiéndonos obtener una alta eficiencia de los equipos, máxima productividad y menor costo.

Los equipos LHD eléctricos nos ofrecen las siguientes ventajas: no hay contaminación ambiental, menor ruido, mejor disponibilidad mecánica, y menor consumo de energía.

El rendimiento de un scooptram eléctrico de 2.2 yd³ es el siguiente:

Datos:

Material	: Mineral de Ag , Pb y Zn.
Volumen de cuchara	: 1.84 m ³
Distancia de acarreo	: 70 m
Tiempo de un ciclo del scooptram	: 300 seg
Factor de esponjamiento	: 0.70
Disponibilidad mecánica	: 0.80
Eficiencia de tiempo	: 0.70
Horas por guardia	: 8
Guardia por día	: 2

Cálculos:

Tonelaje / viaje	: 1.84 x 0.85 x 3 x 0.7 = 3.28 ton/viaje
Tiempo neto de operación	: 3,600 x 0.7 x 0.80 = 2,016 seg.

Nº de viajes efectivos/hora : 2,016 / 300 = 6.72 viajes/Hr

Producción efectiva por hora: 6.72 viajes/hr x 3.28 ton/viaje

= 22.04 ton/hr.

EQUIPOS DE ACARREO MINA:

Para cumplir con la producción programada, se cuenta con los siguientes equipos de acarreo :

EQUIPO	MARCA	CANT.	CAPAC.	SISTEMA MOTOR
SCOOP	WAGNER	6	1 yd ³	Eléctrico 40 HP
SCOOP	WAGNER	5	3½ yd ³	Eléctrico 100 HP
SCOOP	WAGNER	3	2.2 yd ³	Eléctrico 60 HP
SCOOP	WAGNER	2	2.8 yd ³	Eléctrico 80 HP
TOTAL		16		

3.5.4 TRANSPORTE

Para el transporte de mineral, desmonte y otros materiales del interior mina a superficie existe la combinación del transporte sobre neumáticos, sobre rieles y a través del Pique Luz y el Pique Master que izan mineral o desmonte.

El transporte de mineral de los tajeos se hará por los ore pass: OP1, OP2 y OP3, se efectuará con una locomotora eléctrica de 8 ton. Con carros mineros de descargues automáticos de 80 pies³ de capacidad.

Por el Nv. -240 hasta el pique 066 y luego por el Nv. - 450 hasta la planta.

La distancia a recorrer será de 800 mts. en el Nv. 240, luego se izará por el Pique 066 una distancia vertical de 240 mts. luego se transportará hasta la planta de 1.8 km por el nivel 450, que constituye el nivel de extracción principal.

El equipo de transporte está conformado por los siguientes equipos

LOCOMOTORAS

EQUIPO	MARCA	CANTIDAD	CAPACIDAD
LOCOMOTORA	CLAYTON	1	10 TM
LOCOMOTORA	CLAYTON	4	8 TM
LOCOMOTORA	CLAYTON	5	5 TM
LOCOMOTORA	GOODMAN	1	15 TM
	TOTAL	11	

CAMIONES DE BAJO PERFIL

EQUIPO	MARCA	CANTIDAD	CAPACIDAD
TELETRAM	TAMROCK 416 DZ	1	12 TM
TELETRAM	TAMROCK 416 DZ	1	12 TM
TELETRAM	EIMCO	1	10 TM
	TOTAL	3	

EQUIPOS DE PERFORACION

EQUIPO	MARCA	CANTIDAD	MODELO
JUMBO 1	TAMROCK	1	MONOMATIC 105H
JUMBO 2	TAMROCK	1	SECOMA MERCURY
JUMBO 3	TAMROCK	1	SECOMA MERCURY
	TOTAL	3	

3.5.5 RELLENO

Todo el desmonte procedente de las labores de avance (exploraciones, desarrollo y operación mina), más el material de canteras en superficie, ingresa por las chimeneas de relleno mediante los siguientes equipos

Tractor Komatsu D-41-D, Payloader Komatsu WA 380-A y volquetes Volvo de 22 TM. Estos abastecen de relleno la zona de mina Carmen y Socorro donde se encuentran los tajeos mas grandes, también se distribuye relleno en la zona baja del nivel 450, a través del convoy de locomotoras Clayton y carros Gramby 80 pies³ que llevan desmonte del Pique Master a las chimeneas de relleno.

El relleno necesario será abastecido de 2 fuentes principales y una opcional que es relleno hidráulico.

La primera provendrá de los frentes de exploraciones del Nv. 100 y Nv. 240 como también de la profundización al Nv. 180.

La segunda fuente considerada consiste de un sistema de relleno abastecido desde superficie mediante relleno detrítico por fill Pass.

La fuente opcional es rellenar con relleno hidráulico (RH); que requiere la instalación de tuberías y con su aplicación llevar un buen ciclo de minado.

Para una producción de 12,000 TCS/día (Mina Socorro), el requerimiento de relleno se muestra en el siguiente cuadro:

**Requerimiento de Fuentes de Relleno
Mina Socorro**

400 tcs/día (12,000 tcs/mes)				
Fuente de relleno	m ³ /mes	Distribución (%)	Costo Unitario	
			US\$/m ³	US\$/TCS
Desarrollo y acceso	7,000	100%	4.33	1.93
TOTAL	7,000	100%	4.33	1.93

3.5.6 SOSTENIMIENTO

Constituye una de las operaciones más importantes en una excavación minera subterránea desde el punto de vista de seguridad y economía, en la mina se cuenta con los siguientes tipos de sostenimiento:

- Madera redonda: cuadros de madera, cribbings, puntales de seguridad, etc.
- Malla electrosoldada

- Pernos de anclaje (split set, pernos de roca, etc.)
- Cerchas de viga tipo "H", riel (arcos de acero)
- Muros de concreto
- Lozas de concreto
- Shotcrete, etc.

3.6 RESULTADOS OBTENIDOS

En el cuadro N° 3.1, se muestran los resultados obtenidos durante el presente año en forma acumulada desde enero hasta abril; de manera similar se presenta la comparación con los resultados obtenidos en 1998 también en forma acumulada de enero a octubre.

CUADRO N° 3.1

RESULTADOS ENERO - ABRIL 1,999

	DESCRIPCION	PLANEADO A	REALIZADO	% LOGRO	PLANEADO A	REALIZ. A	% LOGRO
		ENE-OCT. 98	ENE-OCT. 98		ENE-ABR.99	ENE - ABR.99	
RESERVAS	TCS Cubic.				AI 31-10-98	AI 31-04-99	
	Ley				2869500	3228860	
	Rad. Cub. TCS/Mt				15.30	15.30	
					73.15	132.24	
PRODUCCION	TCS tratadas	467,500.00	435,781.0	93.2	236,000.00	231,210.0	98.0
	Ley C. OzAg/TCS	13.5	13.56	100.4	13.5	13.27	98.3
	Finos Cab. (Oz)	6,311,250	5,908,776.0	93.6	3,186,000	3,067,116	96.3
	TCS Conc.Común	29,422.4	23,743.0	80.7	12,744.0	11,691.4	91.7
	Ley. Conc.Común	155.0	169.6	109.4	170.0	174.8	102.8
	% Recupr. Común	69.0	68.1	98.7	68.0	66.6	97.9
	Radio Conc. Com.	16.640	18.354	110.3	18.519	19.776	106.8
	TCS Conc. Lix.	17,884.2	14,637.0	81.8	7,737.7	7,835.0	101.3
	Ley Conc. Lix	255.0	275.1	107.9	280.0	261.3	93.3
	Radio Conc. Lix.	1.645	1.622	98.6	1.647	1.492	90.6
	Oz.Recuper. Tot.	5,023,126	4,361,678.0	86.8	2,341,710	2,211,605.0	94.4
	% Recuperación	76.0	73.8	97.1	73.5	72.1	98.1
	Rad. Conc. Total	26.140	29.773	113.9	30.500	29.510	96.8
	TCS Conc. Zinc	9,865.00	6,851.7	69.5	3,244.06	3,148.3	97.0
	Ley Conc. Zinc	40.00	41.7	104.3	41.00	42.0	102.4
	% Recuper. Zinc	62.00	60.9	98.2	60.00	56.9	94.8
Rad. Conc. Zinc	49.628	63.602	128.2	56.944	73.439	129.0	
AVANCE EN METROS	Expl.+ Desarr.	9,000.0	6,795.3	75.5	3,600.0	2,598.8	72.2
	Prep.+ Op. Mina	7,000.0	5,962.8	85.2	2,800.0	2,556.7	91.3
	Total	16,000.0	12,758.1	79.7	6,400.0	5,155.5	80.6
	Perf.Pack Sack	4,000.0	2,549.8	63.7	1,600.0	1,119.6	70.0
	Perf. DDH(m)	5,000.0	5,526.0	110.5	2,000.0	1,300.5	65.0
TAREAS	Tareas Compania	103,600.0	100,028	96.6	30,000.0	28,360	94.5
	Tar.Ctta.Mina-Proy	105,000.0	139,252	132.6	40,200.0	45,211	112.5
	Tareas Ctta. Superf	15,000.0	19,128	127.5	1,800.0	4,417	245.4
	Total Tareas	223,600.0	258,408.0	115.6	72,000.0	77,988.0	108.3
SEGURIDAD	Frecuencia		19.00				
	Severidad		10,820.00				
	Severid. Media		569.47				
GENERACION ELECTRICA	Diesel (Kwh)	100,000	344,987	345.0	40,000	151,537	378.8
	Hidraul. (Kwh)	15,000,000	17,560,480	117.1	6,000,000	9,140,080	152
	EDEGEL(KWH)	25,000,000	15,878,819	63.5	10,000,000	8,106,888	81.1
	Total (Kwh)	40,100,000	33,784,286	84.3	16,040,000	17,398,505	108.5
	Max.deman. (Kwh)	4,800	6,710	139.8	7,000	7,816	111.7
PERSONAL EN OPERACION	Cía. Ejecutivos	39	47	120.5	43	47	109.3
	Cía. Empleados	53	49	92.5	48	48	100.0
	Cía. Obreros	310	307	99.0	300	295	98.3
	Cttas. Mina	307	297	96.7	320	408	127.5
	Cttas. Proyectos	35	188	537.1	35	81	231.4
	Cttas. Sup	15	38	253.3	15	65	433.3
	Total	759	926	122.0	761	944	124.0
COST.OPER.	\$/ T. C. S.	37.12	38.60	-104.0	30.28	32.25	-93.9

CAPITULO IV

SERVICIOS AUXILIARES

4.1 VENTILACION

En la mina Socorro la ventilación no es suficiente en las diferentes labores. En superficie se ubican ventiladores aspirantes de 150 HP, y en interior mina también ventiladores aspirantes de 150, 125, y 90 HP.

En la mina Carmen, la ventilación es forzada, existen 2 ventiladores de 150 HP.

4.2 AIRE COMPRIMIDO

Actualmente las necesidades de aire comprimido en la mina son cubiertas con 5 compresoras que hacen un total instalado de 14,600 CFM, a la salida de estos equipos se encuentran los tanques pulmones de cada uno de ellos y la red principal de tubería para la conducción del aire. A continuación se muestran los equipos de aire comprimido:

EQUIPOS	MARCA	DESCARGA PSI	CAP. NOMINAL CFM	POTENCIA HP
1	SULLAIR K24	110	3,500	700
2	SULLAIR TS-32	120	3,600	700
3	INGERSOLL RAND	110	2,500	500
4	INGERSOLL RAND	110	2,500	500
5 *	INGERSOLL RAND	110	2,500	500
	TOTAL CFM		14,600	2,900

* La compresora Ingersoll Rand de 2,500 CFM está en stand by.

4.3 DRENAJE

Esta mina como se encuentra en profundización, tiene fuerte dependencia de bombeo que proviene de subsuelo, en su mayor parte de la profundización de

la Rampa 760 y las labores de exploraciones y desarrollo del Nv. 120, 180 y 240 Mina Carmen.

Actualmente existen 2 fuentes de sistema de bombeo, la primera por la Rampa 760, y la segunda por el Pique Principal.

Todo el sistema de bombeo se hace hasta el Nv. 450 y desde allí sale a superficie. Nuestro caudal es de aproximadamente 5,548 gal / min.

4.4 ENERGIA

La fuente energética de esta Unidad está constituida por: la hidroeléctrica Patón, que tiene una potencia instalada de 3,464 kW y 3,300 kW de potencia efectiva, y la Central Térmica de Uchucchacua que posee una potencia efectiva de 3,200 kW.

El aumento de la producción está acompañado de un mayor nivel de consumo de energía eléctrica. Para ello, el 1 de setiembre de 1996, la empresa inició la construcción de una línea de transmisión de 138 KV de tensión entre la Central Paragsha II (Cerro de Pasco) y Uchucchacua. La línea fué tendida en una longitud de 47.9 Km sobre 147 torres de estructura metálica.

Es evidente que el abastecimiento por el sistema interconectado ha permitido disminuir los costos de producción, ya que los grupos electrógenos hoy en uso sólo serán empleados en casos de emergencia.

Con la puesta en marcha de la interconexión Central Hidroeléctrica del Mantaro, se alcanza una energía de 10,000 V.

El consumo actual de energía es de :

Mina	2,200 kW
Planta :	2,500 kW
Otros :	1,500 kW
Total	6,200 kW

A continuación, se presentan dos cuadros : el cuadro 4.1 resume el consumo de energía por meses; y el cuadro 4.2 nos muestra el consumo de energía por secciones.

CUADRO N° 4.1

MESES	E N E R G I A			ENERGIA TOTAL (Kw - h)	MAXIMA DEMANDA (Kw - h)	CONSUMO PETROLEO (Glns.)
	HIDRAULICA (Kw -h)	DIESEL (Kw - h)	EDEGEL (Kw - h)			
ENERO	2'114,320	17,467	1,976,307	4,108,094	7,199	2,001
FEBRERO	2'196,110	80,859	1,903,174	4,180,143	7,610	8,111
MARZO	2'507,890	30,079	2,062,399	4,600,368	7,649	2,400
ABRIL	2'321,760	23,132	2,165,008	4,509,900	7,816	2,987
TOTAL	9'140,080	151,537	8,106,888	17,398,505	7,816	15,499

CUADRO N° 4.2

CONSUMO DE ENERGIA POR SECCIONES

	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	TOTAL E - A
Mina	1'695,499	2'025,008	2'030,120	1'924,953	7'675,580
Planta	1,917,519	1,682,110	2,041,813	2,058,727	7,700,169
Oficinas y talleres	52,800	50,800	58,300	49,200	210,600
Domiciliarios	225,000	202,000	224,000	242,000	893,000
Alumb.Público	9,600	9,100	9,400	9,100	37,200
Prov. de Oyón	4,309	3,709	0	0	8,018
Consumo Central	19,500	20,135	20,265	20,064	79,964
Serv. Sub Estación	2,808	2,496	3,712	4,076	13,092
Perd.Transmisión	129,128	131,425	154,093	144,186	558,832
Perd. distribución	52,431	53,360	58,665	57,594	222,050
TOTAL	4'108,094	4'180,143	4'600,368	4'509,900	17'398,398,505

CAPITULO V

PLANEAMIENTO DE LAS OPERACIONES

Para la ampliación a 2,000 TCS/día se han llevado a cabo preparaciones fundamentales en profundidad para lograr la producción deseada, como son el Pique Principal en Mina Carmen con estructuras metálicas de sección circular de 4.40 mt. ϕ y 420 metros de longitud vertical en el que se han instalado dos winches independientes en cabinas subterráneas: una para servicios de 350 HP con capacidad para 30 personas ó 3.5 toneladas y otra para izaje de mineral y desmonte de 500 HP con capacidad de 3.4 toneladas por skip ó 111 TM/hr. Del mismo modo una labor importante es la rampa Fernando 760 que profundiza del nivel 180 al nivel 050, con un total de 3,687 metros y con una sección de 4.00 x 4.00 m, gradiente -12%. A partir de la rampa se ingresó al nivel 240 en Socorro y en Carmen, a partir de la rampa y del pique principal se ha ingresado a los niveles 240, 180 y 120 que corresponde a zonas nuevas previstas para la ampliación.

5.1 RESERVAS

Uno de los factores determinantes para el incremento de la producción, fué la cubicación de reservas que paulatinamente fueron en aumento como se puede observar a modo de recuento.

El inventario de mineral al 30 de abril de 1996 llegaba a 5'756,220 TCS total de recursos, de los cuales 1'590,495 TCS con 15.1 OzAg/TCS en reservas, 1'714,665 TCS con 14.3 OzAg/TCS prospectivos y 2'451,060 TCS con 14.4 OzAg/TCS potenciales de mineral.

A febrero de 1998, los recursos minerales eran de 2'034,165 TCS con 16.5 onzas de plata entre probado más probable, de 1'669,540 TCS con 14.4 ozAg en la categoría de prospectivo y un recurso potencial de 2'344,230 TCS con 15.1 ozAg, representando para esa fecha un yacimiento con 6'047,935 TCS con 15.4 ozAg para la ampliación.

Al 30 de abril de 1999, las reservas probado - probables totalizaron 3'228,860 T.C.S. de mineral, con una ley de 15.3 onzas de plata.

5.2 VIDA DEL PROYECTO

Se estima que sumando las reservas probado - probables el mineral prospectivo y potencial, se llega a un total de 98'000,000 de onzas de plata equivalentes.

Uchucchacua actualmente tiene reservas para los próximos 4 años y medio y con las indicadas para unos 4 años más. Si se considera todo el mineral potencial y prospectivo la mina tendría para más de 12 años de producción, que superan los 10 años que han sido considerados para el proyecto de ampliación a 2,000 TCSD.

5.3 PLAN MINA

5.3.1 PLAN DE EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

Históricamente nuestro radio promedio de toneladas de mineral que se encuentra por cada metro lineal de avance en exploraciones y desarrollo, ha ido variando con el tiempo y el ritmo de producción, así con el radio de cubicación de 57.4 y para ser efectivo los recursos de mineral prospectivo y potencial a reservas probadas (para 9 años de producción), teóricamente se debió realizar 72,756 m de labores de excavación horizontal y / o vertical, sin embargo las labores actuales en profundidad están descubriendo estructuras mineralizadas mas potentes que hacen variar dichas cifras.

Los avances en exploraciones y desarrollo conforme han sido incrementados a partir del segundo semestre de 1,996, desde 790 m/mes hasta 1,200 m/mes; ha permitido estandarizarse en 14,400 m/año a partir de 1,998; actualmente nuestro radio de cubicación es de 132.24 TCS/m cifra referida al acumulado de enero a abril de 1999.

5.3.2 PREPARACIONES

Para definir y preparar los bloques de mineral para su explotación, previamente estamos realizando labores de profundización de la mina, teniendo principalmente las siguientes:

a) PIQUE PRINCIPAL

El pique principal ha sido construido para dar acceso a 5 Niveles de laboreo minero, transporte de personal, izaje del incremento de la producción de mineral, y servicios. Con la técnica empleada se simplificó y modernizó la construcción clásica; los aspectos principales de su desarrollo son mencionados seguidamente:

Pique principal con anillos metálicos Uchucchacua.-

Las expectativas geológicas, las reservas y el potencial de mineral debajo del Nivel 360 son favorables e interesantes; por consiguiente, el nuevo pique permite en profundidad establecer nuevos niveles de exploración y desarrollo con la finalidad de brindar acceso horizontal rápido y eficiente a dichos niveles.

Ubicación del pique.-

El punto de inicio del pique está en el Nivel 450 en el cruce de integración de Minas Carmen y Casualidad; las coordenadas son: E 316,816.7, N 8'825,700.

Las condiciones geomecánicas del terreno son favorables para su construcción y operación. Los taladros de sondaje realizados desde el Nv.360 al Nv.240 en el área del pique demuestran que la roca en general es caliza competente y sin muestras de mineral.

Dimensionamiento y configuración del pique.-

El diámetro del pique es de 4.40 m en la excavación y de 4.00 m útiles en el anillo.

El pique tiene dos compartimientos para izaje de mineral y/o desmonte, un compartimiento para jaula con capacidad para 30 pasajeros, un compartimiento para camino y servicios (tuberías y cables) y otro compartimiento para el contrapeso de la jaula.

Capacidad requerida de izaje.-

La capacidad del winche de los skips permite el izaje de 1,200 toneladas por día (1,000 de mineral y 200 de desmonte) y de hasta 1,800 toneladas de mineral y 200 toneladas de desmonte por día considerando una futura ampliación.

	Operacion	Winche
	12 h/d	18 h/d
Tiempo disponible para izaje (h/d)	12	18
Capacidad de izaje (t/d)	1,200	2,000
(t/h)	100	111
Capacidad de cada skip 3.5 t	3.75	3.75
Ciclos por hora	27	31

Forma de la sección horizontal del pique y material empleado.-

Para decidir sobre la forma de la sección del área horizontal del pique se seleccionó dos alternativas:

Alternativa	Sección	Dimensiones (m)	Espaciamiento	
			m ²	Vertical /Set
1	Rectangular	2.00 x 6.70 Mín.	16.1	2.00 m
		2.30 x 7.00 Máx.		
2	Circular	Diám. 4.00 Mín.	15.2	3.50 m
		Diám. 4.40 Máx.		

La ejecución del pique con compartimientos de acero es de menor costo debido al mayor espaciamiento vertical entre sets: 3.50 m entre pisos con vigas de acero en vez de 2.00 m con puntales de madera.

Analizando netamente los materiales de los compartimientos del pique, en Valor Presente (Cuadro 5.1) tenemos una diferencia de 50% también a favor del acero.

CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE

Excavación.-

El pique tuvo dos etapas de construcción: la primera (200 m) comprende desde las poleas Nv. 500 hasta los bolsillos Nv. 300. La segunda (220 m) llega al Nv. 080, que es la base de los bolsillos-alimentadores de carga a los skips.

La etapa 1 cuenta con accesos en el Nivel 360 (con servicios de extracción y transporte horizontal) y en el Nivel 300 (con servicios en construcción). Desde este último nivel se tendrá una chimenea piloto de 1.5 m de diámetro, conectada al Nv. 450.

En base a la chimenea piloto, la excavación para el contorno final del pique se efectuó mediante desquiches, hasta configurar la sección circular de 4.40 m de diámetro. Se utilizó dos perforadoras neumáticas convencionales tipo Stoper, montadas sobre una plataforma metálica.

CUADRO Nº 5.1			
MADERA VS. ACERO			
	MADERA	ACERO	
	(PIQUE	(PIQUE	
	RECTANGULAR)	CIRCULAR)	
COSTO DE INVERSION INICIAL	(US\$)	263,671	142,151
COSTO DE MANTENIMIENTO ANUAL	(US\$)	26,367	7,108
VALOR DE SALVAMENTO	(US\$)	26,367	71,076
VIDA UTIL	(años)	15	60
TASA DE INTERES	(10%)	0.10	0.10
VALOR PRESENTE		528,785	213,288

A fin de evitar una sobrexcaación y asegurar el sostenimiento de las paredes del pique, la perforación de taladros se efectuó mediante una malla de perforación y trazo para “voladura controlada” (smooth blasting).

Se trabajaron en 2 turnos con un total de 20 trabajadores por guardia.

Estructura divisoria de compartimiento

La principal innovación que se ha introducido en la construcción del pique es el uso de estructuras metálicas anilladas “colgantes o flotantes”, en el reemplazo de los tradicionales cuadros de madera o metálicos fijos o empotrados. Estas estructuras que llamaremos anillos o sets, se instalan unas debajo de otras (3.50 m), fijadas por tirantes

verticales y horizontales debidamente dimensionadas en base a una secuencia lógica de cálculos estructurales.

Las plataformas de descanso son de parrilla estándar de 3/4" x 4' x 8', tipo PM-193.

Equipo y accesorios de izaje

Winches de Izaje

Se consideró la instalación de dos winches de izaje cuyos parámetros y resultados se presenta en el cuadro 5.2.

CUADRO N° 5.2 PARAMETROS PARA EL CALCULO DE WINCHES		
	Para producción	Para Personal - Equipo
-N° de compartimiento (4)	2	2
-Máxima longitud de izaje	420	360
-Producción t/d	1,200-2,000	
-Capacidad de skips (t)	3.4	
-N° de skips (en balancín)	2	
-Capacidad Jaula (personas)		30
-Jaula de 2 pisos con contrapeso		1

COSTO DE INVERSION

Analizando la inversión global (infraestructura, etc.) por el lado de costos, se tiene un ahorro de US\$ 360,357 con el pique circular. Esta cifra proviene del siguiente resumen de costos:

COSTOS DE INVERSIÓN GLOBAL:	US\$
- Pique rectangular enmaderado	5'314,727
- Pique circular con acero anillado	4'954,370
Diferencia	360,357

En el cuadro siguiente mostramos una comparación de los costos de inversión por tipo de actividad para los casos de pique con madera y pique con acero anillado.

CUADRO N° 5.3		
RESUMEN DE COSTOS DE INVERSIÓN		
	C. MADERA	C.ACERO
	(US\$)	(US\$)
1. CONSTRUCCIÓN ETAPAS 1 + 2		
a) Pique y castillo subterráneo	1'363,831	1'055,833
b) Labores auxiliares	1'583,671	1'583,671
2. EQUIPO E INSTALACIONES	1'595,000	1'595,000
SUBTOTAL	4'542,501	4'234,504
3. CONTINGENCIAS 12%	545,100	508,140
4. PROYECTOS - ESTUDIOS 5%	227,125	211,725
TOTAL	5'314,727	4'954,370
COSTO GLOBAL / METRO LINEAL PIQUE	12,654	11,796

b) RAMPA 760

Los objetivos son dar acceso y explorar la mina Socorro debajo del Nv. 240 hasta el Nv.120 de la mina Carmen.

c) CRUCERO DE EXTRACCION Nv. 240 MINA SOCORRO

Los objetivos son servir de nivel de transporte de mineral desde los tajos de la Mina Socorro hasta el Pique Luz, también servirá para desarrollar la Veta Luz.

5.4 ORGANIZACIÓN DEL PERSONAL EN EL TAJO

A continuación se presenta un cuadro donde se puede notar la organización de personal en un conjunto de tajos

MINA	NIVEL	LABOR	ACTIVIDAD	PERSONAL	TOTAL
Socorro	240	Tj. 594 -1,2,3	Perforación voladura acarreo	Perforist. 8 Scooper 2	10
Socorro	300	Tj. 596 -1,2,3	Perforación voladura acarreo	Perforist. 8 Scooper 2	10
Socorro	240	Extracción	Motoristas extracción mineral	Motorist 4	4
Socorro	450	Motoristas Relleno	Motoristas relleno	Motorist 4	4
Socorro	240		Supervisor	2	2
TOTAL PERSONAL					30

5.5 PRODUCTIVIDAD DEL PERSONAL DE MINA

El siguiente cuadro nos muestra la productividad alcanzada en las diferentes actividades de producción:

M E S	OCT.	NOV.	DIC.	ENE.	FEB.	MAR.	ABR.
Producción (TCS)	58,000	58,100	59,000	60,430	52,210	60,000	58,870
Personal Cía (tarea)	3727.9	3545.3	3364.0	3309.0	2960.0	3393.0	3285.0
Efic.Producción TCS/Tarea)	15.6	16.4	17.5	18.3	17.6	17.7	17.9
Explor.y Desarr. (mts)	893.1	766.3	623.1	564.7	707.7	691.5	622.9
Cont. Mina (Tarea)	3,664.6	3,605.7	4,955.7	4,699.3	3,336.6	3,800.0	3,712.0
Efic. Exp-Des.(cms./Tarea)	24.4	21.3	12.6	12.2	21.2	18.2	16.8
Prepar.-Op. Mina (mts)	825.6	904.9	806.3	528	665.1	613.5	716.4
Contratas Mina (tarea)	4,263.4	3,580.3	2,658.3	3,520.7	5,477.4	4,500.0	4,575.0
Efic.Prep-Op.M.(cms./Tarea)	19.4	25.3	30.3	15.0	12.1	13.6	15.7
Eficien..Avances.(cms/Tarea)	21.7	23.3	18.8	13.3	15.6	15.7	162.2
Eficienc.Total (TCS/Tar)	5.0	5.4	5.4	5.2	4.4	5.1	5.1

5.6 PROGRAMA ESTIMADO DE PRODUCCIÓN

El incremento de la producción a 2,000 TCSD, ha sido realizado paulatinamente pasando previamente por 1,500 y 1,800 TPD a partir del primer trimestre de 1,998 fechas en que se tenían tajeos preparados para su explotación; de igual forma la ampliación de la Planta Concentradora, la ampliación de los servicios y equipamiento estuvieron listos desde el último mes de 1,997. Con estas premisas se preparó el siguiente Cronograma de Producción para el año 1999 (Cuadro N° 5.4) :

CAPITULO VI

OPERACIONES METALURGICAS

6.1 PLANTA DE TRATAMIENTO

El tratamiento de mineral en esta Unidad Minera se lleva a cabo en la planta de procesamiento, que consta de: Planta de Flotación, Planta de Lixiviación y Planta de Sulfuro de Sodio, instalaciones que permite extraer plata, plomo y zinc, utilizando para tal fin los siguientes procesos metalúrgicos: flotación diferencial para extraer concentrados de plomo-plata y zinc-plata; y lixiviación para disminuir la presencia de alabandita (mineral de manganeso) en los concentrados de plomo - plata.

Uno de los problemas más difíciles en la explotación de Uchucchacua es el tratamiento del mineral de plata, entrampado dentro de la pirita. Su liberación requiere una molienda muy fina. Además, el mineral tiene alto contenido de sulfuro de manganeso, que produce combustión cuando hay presencia de oxígeno.

El problema era mayor cuando se traía el mineral a Lima para ser exportado, debido a la presencia de la mayor cantidad de oxígeno al nivel del mar en relación al bajo nivel existente en la zona de operaciones. El resultado: Los barcos rehusaban transportar el concentrado.

Al principio, la pequeña producción de Uchucchacua permitía mezclar sus recursos con los de otras unidades de Buenaventura, como Julcani y Recuperada. Pero niveles mayores de producción requerían el empleo de otro tipo de metalurgia, optándose por construir una planta de lixiviación en el centro de operaciones .

En la construcción de la planta se utilizaron tanques herméticos, forrados con fibra plástica, para preservar el destructivo efecto corrosivo generado por los gases resultantes del proceso químico. Tales gases tienen que ser eliminados mediante su combinación con hidróxido de sodio, obteniéndose sulfuro de sodio.

6.1.1 PLANTA DE LIXIVIACION

Debido a los altos contenidos de alabandita, en el año 1978 se puso en operación la planta de lixiviación del concentrado “bulk” plomo-plata-manganeso, logrando obtener un concentrado de los primeros con bajo contenido de manganeso, y mayores leyes de plata. En el año 1986 se inició la producción de concentrados de zinc.

La lixiviación ácida en el concentrado bulk de flotación plomo-plata se realiza debido al alto contenido de alabandita (MnS) por ser este un compuesto metálico que produce reacción exotérmica al ser almacenado.

El concentrado bulk de plomo-plata es lixiviado con ácido sulfúrico diluido al 10% en seis reactores de 8' x 11'. El proceso de lixiviación del mineral permite reducir la concentración de manganeso, desde un contenido promedio de 20%, a niveles de 2% a 3%, los cuales son fácilmente manejables. El concentrado que se obtiene después de este proceso tiene las siguientes características: 300 oz de Ag/TC, 25% de Pb y 2.1% de manganeso.

En la planta de lixiviación, además de la obtención del sulfato de calcio (yeso) y sulfato de manganeso, también se obtiene el ácido sulfhídrico.

6.1.2 PLANTA DE SULFURO DE SODIO

Con el propósito de mitigar la presencia del ácido sulfhídrico en el medio ambiente, causado por la reacción del sulfuro de manganeso y el ácido sulfúrico, se hace reaccionar este con el hidróxido de sodio y se obtiene el sulfuro de sodio.

Actualmente el 60% del ácido sulfhídrico producido es empleado para la obtención del sulfuro de sodio, que es usado en diversas industrias, esperándose un aumento en su demanda. El H₂S excedente en su mayor parte es quemado en un incinerador.

6.1.3 AMPLIACION EN EL PROCESAMIENTO DE MINERAL

Al incrementarse la producción de mineral con el aporte de la mina Socorro y de otras zonas, será necesario la ampliación de la capacidad de la planta, para ello las principales acciones a realizar son:

6.1.3.1 Acciones Relevantes

En la operación de fragmentación solamente operará la trituración primaria, las etapas secundaria y terciaria quedaran fuera de operación debido a la instalación de un molino SAG de 15.5 pies x 11' que será utilizado para la molienda, además será complementado con 2 molinos de bolas de 8' x 10' en la molienda secundaria y un nido de 8 ciclones D -10 en la clasificación.

En la concentradora se incrementará la capacidad de los circuitos de molienda, flotación, lixiviación y sulfuro de sodio hasta una capacidad de 2,000 TCSD con una holgura de 15%.

En la flotación se instalarán celdas Outokumpu OK - 8 de 300 pies³ en los circuitos Rougher y Scavenger y celdas de columna 8' x 40' y 5' x 40' para la limpieza de los concentrados Pb-Ag y de Zn respectivamente.

La capacidad del circuito de lixiviación también será ampliado con la instalación de 4 tanques de reacción de 11' x 14' y una celda unitaria OK-20 de 800 pies³ en el circuito de refluotación.

Los cambios más importantes que se llevarán a cabo en el circuito de la planta de beneficio serán los siguientes:

- Después de la etapa de chancado se instalarán dos tolvas "pulmón", con una capacidad total de 3,000 TC, que alimentarán a un molino semiautógeno de 15.5' x 11 pies'. La malla más 10 de la descarga de este molino regresará al molino para ser remolida.
- En la etapa de la flotación "rougher", se incrementarán dos celdas de 300 pies³ a las cuatro que existen actualmente.

- En el caso de la flotación masiva de sulfuros (antes de la flotación de zinc), se instalarán 6 celdas de 300 pies³, en lugar de las 8 de 100 pies³ que operan actualmente.
- En la etapa de la limpieza, tanto en el caso de los concentrados de plomo-plata, como en los de zinc, se instalarán celdas de columna. En el primer caso será una celda de 8' x 40' y en el segundo caso una celda de 5' x 40'.
- En la etapa de lixiviación se instalarán cuatro reactores de 11' x 14', en el circuito plomo-plata.
- Se están estudiando las ventajas que podría tener la lixiviación de los concentrados de zinc, la que ha dado resultados favorables en el laboratorio.

6.1.3.2 INSTALACION Y OPERACION DEL MOLINO VERTICAL

Debido al cambio en la proporción de los minerales explotados en la mina, la recuperación de plata que era de 78.3% en 1988, fue bajando hasta llegar a 70.4 en 1994. Para superar este problema, en diciembre de 1995 se puso en funcionamiento un molino vertical VTM -250 w para la remolienda de las espumas de la flotación en el circuito de zinc, mejorando las recuperaciones de valores de plata y zinc por la mejor liberación.

En consecuencia, actualmente se desarrolla una flotación diferencial obteniendo en primer lugar un concentrado bulk de Pb-Ag-Mn, que viene a ser la cabeza para las operaciones de la planta de lixiviación. Las colas de este primer circuito de flotación se acondicionan para una flotación masiva, enviándose los gruesos de las espumas al molino vertical para remolienda y los finos se acondicionan y forman la cabeza de la flotación de zinc.

El propósito era remoler las espumas de la flotación masiva, para alcanzar una mayor liberación de las partículas valiosas, para luego proceder a la flotación de zinc, con una molienda superior a 80% malla -635 Mesh.

La operación del molino de torre está está auxiliada por una bomba de recirculación y otra de alimentación a los ciclones para la clasificación.

Las espumas de la flotación masiva, junto con los gruesos del cajón clasificador, es bombeada a la batería de ciclones, cuya parte fina es el producto final que va a flotación de zinc y la parte gruesa ingresa al molino por la parte superior. Los gruesos del cajón clasificador son reciclados al molino mediante otra bomba por la parte intermedia.

6.2 RESULTADOS

La puesta en operación del molino vertical trajo muchas ventajas en el procesamiento de minerales de Uchucchacua, tales como:

- La tecnología que presenta el molino para desarrollar la molienda fina es simple y de fácil operación, logrando resultados bastante satisfactorios en la liberación de valores al llegar a una granulometría final de 83% malla -635 Mesh.
- La recuperación de la plata en el concentrado de zinc mejoró de 4% a 6.4% y la ley de plata subió de 31.0 Oz/TCS a 47.2 Oz/TCS.
- La recuperación del zinc en el concentrado de zinc subió de 56.0% a 63.2%, manteniendo la calidad en aproximadamente 41.9% de Zn.

El resultado del tratamiento realizado en la planta se resume en el siguiente Balance Metaúrgico (Cuadro N° 6.1)

CUADRO N° 6.1

BALANCE METALURGICO ACUMULADO DE ENERO - MARZO DE 1,999

PRODUCTO	PESO		LEYES				CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	TCS	%	Oz. Ag.	%Pb	% Mn	% Zn	Oz Ag	Pb / TCS	Zn / TCS	% Ag	% Pb	% Zn
Cabeza	172,640.00	100.0	13.10	0.85	10.1	1.00	2,262,125	1,459.57	1,729.32	100.0	100.0	100.0
Conc. Pb - Ag	8,380.87	4.9	180.3	15.31	15.9	6.49	1,510,804	1,282.99	543.62	66.8	87.9	31.4
Relave Pb - Ag	164,259.13	95.1	4.6	0.11	9.8	0.72	751,321	176.58	1,185.70	33.2	12.1	68.6
Conc. Zinc	2,373.06	1.3746	53.6		7.1	41.67	127,130		988.81	5.6		57.2
Relave Final	161,886.07	93.8	3.9			0.12	624,191		196.89	27.6		11.4
Conc. Lixiviado	5,688.77		265.6	22.55	3.5							

R. C. Pb Ag	20.599
R.C. Zn	72.750
R.C. Lixiviación	1.473
R.C. Total	30.348

RECUPERACION Ag TOTAL	72.4	88.6
-----------------------	------	------

CAPITULO VII

ASPECTOS ECONOMICOS

7.0 GENERALIDADES

La inversión en la ejecución de la obra es efectuado en su totalidad por aporte propio es decir por la Cia. de Minas Buenaventura S.A.

7.1 MONTO DE INVERSION

El monto total de inversiones, sin incluir capital de trabajo, fue de aproximadamente de US\$27'500,000 de los cuales el 93% correspondió a gastos directos y el 7% a gastos indirectos

RESUMEN MONTO DE INVERSION :

La inversión realizada para llevar adelante el proyecto es la siguiente :

	US\$
Equipo de Mina	: 6'325,000
Incremento de capacidad	: 2'972,750
Reemplazo de equipo	: 920,000
Labores de acceso	: 5'060,000
Servicios Generales y Obras Cíviles	: 8'800,000
Planta Concentradora	: 3'400,000
TOTAL INVERSION	27'477,750

El rubro equipo de mina comprende la adquisición de equipo minero propiamente para cubrir las necesidades por el incremento de la producción, y el de reemplazo se debe al equipo que ya venía operando con el ritmo de producción anterior.

En el rubro de servicios generales y obras civiles, está incluido US\$6'000,000 en energía.

7.2 COSTOS DE PRODUCCION DE LA UNIDAD

En el siguiente cuadro se muestran los costos de producción promedio mensual acumulado al mes de mayo del presente año:

COSTO DE PRODUCCION US\$ / MES PROMEDIO

MINA	930,630
PLANTA	497,087
ENERGIA	124,534
SERVICIO TECNICO	229,925
ADMINISTRACION	205,329
TOTAL US\$	1'986,875

7.3 COSTOS DE PRODUCCION MINA

Los costos de producción han ido disminuyendo debido básicamente al incremento de la producción. El año 1998 el costo de producción mina promedio fué de 17.3 \$/TCS, actualmente hemos logrado obtener un costo de 15.5 \$/TCS; sin embargo el análisis de nuestras operaciones unitarias que las evaluamos continuamente, nos permite proyectar un costo 13.00 \$/TCS para los próximos meses, dicho costo influiría significativamente en el costo total de producción.

En el siguiente cuadro se muestran los costos de producción promedio mensual acumulado al mes de mayo del presente año:

COSTO DE PRODUCCION MINA US\$ / MES PROMEDIO

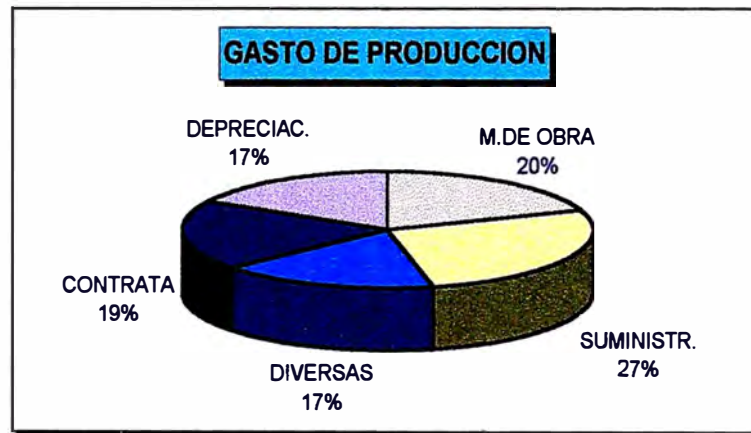
EXPLORACION	175,185
DESARROLLO	13,286
PREPARACION	91,297
EXPLOTACION	255,316
MANT. LABOR	18,596
ADM. SUPERVISION	50,624
S. AUXILIARES	230,392
DEPRECIACION	95,304
TOTAL US\$	930,630

El cuadro N° 7.1 muestra los gastos de producción de toda la unidad tomando como referencia el período acumulado de enero a junio del presente año, el gráfico adjunto, ilustra porcentualmente la distribución de los gastos de producción.

CUADRO N° 7.1

GASTOS DE PRODUCCION (PROMEDIO ACUMULADO : ENERO - JUNIO) - 1999

AREA	M. DE OBRA	SUMINISTR.	DIVERSOS	CONTRATA	DEPRECIAC.	TOTAL
UCHUCCHACUA						
MINA	142,812	235,072	73,857	332,032	201,965	985,738
PLANTA	58,327	230,971	27,165	13,572	106,031	436,067
GENERACION DE ENERGIA	6,747	6,879	108,125	2,095	371	124,216
SERVICIO TECNICO	92,565	48,828	56,204	28,969	1,147	227,713
ADMINISTRACION	92,578	17,432	66,721	4,243	27,832	208,807
TOTAL	393,030	539,182	332,072	380,910	337,346	1,982,541
COSTO US\$/TCS	5.55	7.66	4.85	5.53	4.86	28.44



CONCLUSIONES

- 1.- La operación con los jumbos ha sido factor fundamental para alcanzar las 60,000 TCS de producción mensual.
- 2.- Haciendo los reajustes en perforación y voladura, hemos logrado reducir el costo de mina de 17.3 \$/TM a un costo actual de 15.50 \$/TM; sin embargo tenemos proyectado llegar a 13.00 \$/TM; esto conlleva a un incremento de la productividad de 4 ton/tarea a 20 ton/tarea.
- 3.- Las horas extras han bajado considerablemente, siendo nuestro objetivo su eliminación total, conforme optimicemos nuestras operaciones unitarias.
- 4.- El aplicar la voladura controlada, es muy importante porque nos permite disminuir la carga del explosivo, creando un contorno suave y otorgando seguridad en las labores.
- 5.- Nuestro factor de potencia en tajos ha disminuido de 0.64 a 0.51 Kg/TM, siendo nuestro objetivo llegar a 0.27 Kg/TM.
- 6.- Debido a la velocidad y presión de detonación del explosivo Anfo, la malla de perforación ha sido ampliada de 0.40 m x 0.40, hasta llegar a 1.00 x 0.80 m.
- 7.- Al aumentar el volumen de la producción se logra los siguientes beneficios:
Se reduce el costo de operación de 36.52 US\$ a 29.00 US\$.

ANEXOS

Anexo N°1 : COSTO DE PROPIEDAD OPERACION DE JACK - LEG

Anexo N°2 : COSTO DE PROPIEDAD OPERACION DE STOPPER

Anexo N°3 : COSTO DE PROPIEDAD OPERACION DE UPPER - DRILL

Anexo N°4 : COSTO DE PROPIEDAD OPERACION DEL JUMBO H105D

Anexo N°5 : COSTO DE PROPIEDAD OPERACION DEL JUMBO D4 - E50

CALCULO COSTO DE PROPIEDAD OPERACIÓN DE JACK-LEG

MARCA MODELO TIPO					MONTABERT JACK-LEG T - 23	
Sección I. COSTOS DE ADQUISICIÓN Y AJUSTES:						
1. Precio de Lista Ex-fábrica (Precio FOB).					4,182 US\$	
2. Embarque, Flete, seguro, otros honorarios		3% del FOB			125 "	
3. Precio CIF callao					4,307 "	
4. Derechos de aduana, Impuestos		38% del FOB			1,589 "	
5. Precio de entrega Almacen Lima y/o Mina					5,897 "	
7. Valor neto para depreciación					5,897 "	
Sección II. COSTOS DE PROPIEDAD:						
	hpd	dpw	wpy	hpy	US\$/Hr.	US\$/gdia.
8. Horas netas de operación/año	10	6	52	3,120		
9. Años de depreciación de la Unidad	9.52 años					
Vida útil estimada	29,710 horas					
10. Costo de Inversión Horaria					0.19	0.94
AAI =	55.25%					
II & T =	18.00%					
11. Costo de depreciación horaria					0.20	0.99
12. Costo total de propiedad					0.39	1.93
Sección III. COSTOS DE OPERACIÓN:						
	Horas de operac./ gdia.		5.0 hrs.			
13. Costo de Energía eléctrica (aire comprimido)					0.32	1.58
KW del Motor	3.0 Kw.					
Eficiencia operativa	70%					
Costo de energía eléctrica	0.15 US\$/Kw-hr.					
14. Costo de combustible Diesel No. 2.					0.02	0.12
Motor (equivalente aire comprimido)	4 HP					
Tiempo neto perforación/gdia.	5 hr.					
Consumo de combustible	0.00125 Gal/hr-hp					
	0.05 Gal/hr.					
Costo del combustible	2.33 US\$/gal.					
15. Accesorios de perforación	<u>tals/gdia.</u>	<u>long. tals.</u>	<u>mts perf /gdia.</u>			
	25	1.55	38.9			
	<u>Precio (\$)</u>	<u>Vida út. (m)</u>	<u>Costo/m</u>	<u>Costo/disp.</u>		
Barra de 8'	107	274	0.39	15.16		
Broca en cruz 1/2	13	69	0.19	7.48		
Manguera de 1'	10	200	0.049	1.92		
Manguera de 1/2'	4	200	0.022	0.87		
Aguzadoras	1,600	350,000	0.005	0.18		
Copas de afilado	150	5,000	0.030	1.17	5.35	26.77
16. Mant. preventivo (incluye, lubricantes, M de O.)			25% del item 13		0.08	0.39
17. Costo de reparaciones, basado sobre un % del precio de entrega					0.20	0.99
Factor de reparación	100%					
20. Costo de mano de obra (Operador + ayudante)					5.37	26.85
Salario Básico	22.00 US\$ / gdia.					
Beneficios Sociales	95.27%					
21. Costo total de Operación					11.34	56.70
22. COSTO TOTAL DE PROPIEDAD-OPERACIÓN					11.73	58.63

Estimado en Uchucchacua:
Rendimiento horario prom.
Costo horaio de perforación
Costo de perforación por ton

4.66 TM/hora
11.73 \$/hora
2.52 S/TM

CALCULO COSTO DE PROPIEDAD OPERACIÓN DE STOPER

MARCA MODELO TIPO					MONTABERT STOPER T - 25	
Sección I. COSTOS DE ADQUISICION Y AJUSTES:						
1. Precio de Lista Ex-fábrica (Precio FOB).					4,860	US\$
2. Embarque, Flete, seguro, otros honorarios		3% del FOB			146	"
3. Precio CIF callao					5,006	"
4. Derechos de aduana, Impuestos		38% del FOB			1,847	"
5. Precio de entrega Almacén Lima y/o Mina					6,853	"
7. Valor neto para depreciación					6,853	"
Sección II. COSTOS DE PROPIEDAD:					US\$/Hr.	US\$/gdia.
8. Horas netas de operación/año	hpd	dpw	wpy	hpy		
	10	6	52	3,120		
9. Años de depreciación de la Unidad	9.52 años					
Vida útil estimada	29,710 horas					
10. Costo de Inversión Horaria					0.22	1.09
AAI =	55.25%					
II & T =	18.00%					
11. Costo de depreciación horaria					0.23	1.15
12. Costo total de propiedad					0.45	2.25
Sección III. COSTOS DE OPERACION:						
	Horas de operac./ gdia.		5.0 hrs.			
13. Costo de Energía eléctrica (aire comprimido)					0.32	1.58
KW del Motor	3.0 Kw.					
Eficiencia operativa	70%					
Costo de energía eléctrica	0.15 US\$/Kw-hr.					
14. Costo de combustible Diesel No. 2.					0.02	0.12
Motor (equivalente aire comprimido)	4 HP					
Tiempo neto perforación/gdia.	5 hr.					
Consumo de combustible	0.00125 Gal/hr-hp					
	0.05 Gal/hr.					
Costo del combustible	2.33 US\$/gal.					
15. Accesorios de perforación	<u>tals/gdia.</u>	<u>long. tals.</u>	<u>mts perf /gdia.</u>			
	25	1.55	38.9			
	<u>Precio (\$)</u>	<u>Vida út. (m)</u>	<u>Costo/m</u>	<u>Costo/disp.</u>		
Barra de 8'	107	274	0.39	15.16		
Broca en cruz 1/2	13	69	0.19	7.48		
Manguera de 1'	9.86	200	0.049	1.92		
Manguera de 1/2'	4.47	200	0.022	0.87		
Aguzadoras	1,600	350,000	0.005	0.18		
Copas de afilado	150	5,000	0.030	1.17	5.35	26.77
16. Mant. preventivo (incluye, lubricantes, M de O.)			25% del ítem 13		0.08	0.39
17. Costo de reparaciones, basado sobre un % del precio de entrega					0.23	1.15
Factor de reparación	100%					
20. Costo de mano de obra (Operador + ayudante)					5.37	26.85
Salario Básico	22.00 US\$ / gdia.					
Beneficios Sociales	95.27%					
21. Costo total de Operación					11.37	56.86
22. COSTO TOTAL DE PROPIEDAD-OPERACION					11.82	59.10

Estimado en Uchucchacua:

Rendimiento horario prom.

4.66 TM/hora

Costo horaio de perforación

11.82 S/hora

Costo de perforación por ton

2.54 S/TM

CALCULO COSTO DE PROPIEDAD OPERACIÓN DE UPPER DRILL

MARCA MODELO TIPO					ATLAS COPCO UPPER DRILL MAQ.COP 89D	
Sección I. COSTOS DE ADQUISICIÓN Y AJUSTES:						
1. Precio de Lista Ex-fábrica (Precio FOB).					49,645 US\$	
2. Embarque, Flete, seguro, otros honorarios	3% del FOB				1,489 "	
3. Precio CIF callao					51,135 "	
4. Derechos de aduana, Impuestos	38% del FOB				18,865 "	
5. Precio de entrega Almacén Lima y/o Mina					70,000 "	
6. Costo de Neumáticos	92 US\$/unid.	3 Unids.			276 "	
7. Valor neto para depreciación					69,724 "	
Sección II. COSTOS DE PROPIEDAD:					US\$/Hr.	US\$/gdia.
8. Horas netas de operación/año	hpd	dpw	wpy	hpy		
	10	6	52	3,120		
9. Años de depreciación de la Unidad	9.52 años					
Vida útil estimada	29,710 horas					
10. Costo de Inversión Horaria					2.22	11.11
AAI =	55.25%					
II & T =	18.00%					
11. Costo de depreciación horaria					2.35	11.73
12. Costo total de propiedad					4.57	22.85
Sección III. COSTOS DE OPERACIÓN:						
			Horas de operac./gdia.	5.0 hrs.		
13. Costo de Energía eléctrica (aire comprimido)					0.79	3.94
KW del Motor	7.5 Kw.					
Eficiencia operativa	70%					
Costo de energía eléctrica	0.15 US\$/Kw-hr.					
14. Costo de combustible Diesel No. 2.						
Motor (equivalente aire comprimido)	10 HP				0.09	0.47
Tiempo neto perforación/gdia.	5 hr.					
Consumo de combustible	0.002 Gal/hr-hp					
	0.20 Gal/hr.					
Costo del combustible	2.33 US\$/gal.					
15. Accesorios de perforación						
	2952					
	<u>tals/gdia.</u>	<u>long. tals.</u>	<u>mts perf /gdia.</u>			
	22	2.59	57.0			
	<u>Precio (\$)</u>	<u>Vida út. (m)</u>	<u>Costo/m</u>	<u>Costo/disp.</u>		
Barreno de 8'	94	274	0.34	19.63		
Barreno de 10'	104	274	0.38	21.56		
Manguera de 1'	592	656	0.902	51.42		
Manguera de 2'	806	656	1.229	70.08		
Aguzadoras	1,600	350,000	0.005	0.26		
Copas de afilado	150	5,000	0.030	1.71	32.93	164.65
16. Mant. preventivo (incluye, lubricantes, M de O.)	25% del item 13				0.20	0.98
17. Costo de reparaciones, basado sobre un % del precio de entrega					2.36	11.78
Factor de reparación	100%					
18. Costo de neumáticos					0.08	0.39
Vida útil sin recapado	3,500 hours.					
19. Costo de reparación de neumáticos	15% del item 18				0.01	0.06
20. Costo de mano de obra (Operador + ayudante)						
Salario Básico	22.00 US\$ / gdia.				5.37	26.85
Beneficios Sociales	95.27%					
21. Costo total de Operación					41.83	209.13
22. COSTO TOTAL DE PROPIEDAD-OPERACION					46.39	231.97

Estimado en Uchucchacua:

Rendimiento horario prom.

Costo horaio de perforación

Costo de perforación por ton

21.20 T/M/hora

46.39 S/hora

2.19 S/TM

CIA. MINAS BUENAVENTURA S.A.A.
UNIDAD UCHUCCHACUA

CALCULO DEL COSTO DE PROPIEDAD OPERACIÓN DEL JUMBO H105D

MARCA MODELO TIPO					TAMROCK MONOMATIC H105D	
Sección I. COSTOS DE ADQUISICIÓN Y AJUSTES:						
1. Precio de Lista Ex-fábrica (Precio FOB).					274.757	US\$
2. Embarque, Flete, seguro, otros honorarios		3% del FOB			8,243	"
3. Precio CIF callao					283.000	"
4. Derechos de aduana, Impuestos		38% del FOB			104.408	"
5. Precio de entrega Almacén Lima y/o Mina					387.407	"
6. Costo de Neumáticos	900 US\$/unid.		4 Unids.		3.600	"
7. Valor neto para depreciación					383.807	"
Sección II. COSTOS DE PROPIEDAD:					US\$/Hr.	US\$/disp.
8. Horas netas de operación/año	hpd	dpw	wpy	hpy		
	15	7	50	5.250		
9. Años de depreciación de la Unidad		3.52 años				
Vida útil estimada (Tabla 2)		18.500 horas				
10. Costo de Inversión Horaria					8.45	21.12
AAI =		64.19%				
II & T =		18.00%				
11. Costo de depreciación horaria					20.75	51.87
12. Costo total de propiedad					29.19	72.98
Sección III. COSTOS DE OPERACIÓN:						
		Horas de operac./ disp.		2.5 hrs.		
13. Costo de Energía eléctrica					5.78	14.44
KW del Motor		55 Kw.				
Eficiencia operativa		70%				
Costo de energía eléctrica		0.15 US\$/Kw-hr.				
14. Costo de combustible Diesel No. 2.					8.55	21.37
Model Motor Deutz F6L912W		90 HP				
Tiempo de funcionamiento/gdia.		2 hr.				
Consumo de combustible		0.0755 Gal/hr-hp				
		13.59 Gal/hr.				
Costo del combustible		1.57 US\$/gal.				
15. Fluido hidráulico		2.30 gals/disp.			9.20	23.00
		10.00 US\$/Gal.				
16. Costo del cable de operación (Operation cable) + 15% de reparación.					0.39	0.99
Diametro del Cable		0.75 pulgs.				
Longitud del cable		120 m				
Costo Unitario		15 US\$/m				
Vida útil		5,250 hr				
17. Accesorios de perforación		<u>tals/disp.</u>	<u>long. tals.</u>	<u>mts perf /disp.</u>		
		42	3.66	153.72		
	<u>Precio (\$)</u>	<u>Vida út. (m)</u>	<u>Costo/m</u>	<u>Costo/disp.</u>		
Barra de 14'	200	2,500	0.08	12.30		
Broca de botones	85	500	0.17	26.13		
Shank adapter	200	2,500	0.08	12.30		
Coupling	50	2,500	0.02	3.07		
Reaming bit, button	80	500	0.16	0.59		
Pilot adapter	145	2,000	0.0725	0.27		
Aguzadoras	1,600	350,000	0.0046	0.70		
Coplas de afilado	150	5,000	0.03	4.61	23.99	59.97
18. Mant. preventivo (incluye petróleo, lubricantes, filtros, M de O.)				25% del item 13	1.44	3.61
19. Costo de reparaciones, basado sobre un % del precio de entrega					20.94	52.35
Factor de reparación		100%				
20. Costo de neumáticos					1.03	2.57
Vida útil sin recapado (tabla 1)		3,500 hours.				
21. Costo de reparación de neumáticos		15% del item 19			0.15	0.39
22. Costo de mano de obra (Operador + ayudante)					6.40	15.99
Salario Básico	26.21	US\$ / gdia.				
Beneficios Sociales	95.27%					
23. Costo total de Operación					77.87	194.67
24. COSTO TOTAL DE PROPIEDAD-OPERACION					107.06	267.66

Avance x disparo 3.5 m Costo / metro de avance 76.5 US\$/m.l.
 horas de operación / frente 2.5 hrs
 No. de taladros / frente 45
 Barrenado efectivo / tal 12
 Pies perforados / hora 216 pp/hr.

Costo por pie perf. = 0.496 US\$/pp

CALCULO DEL COSTO DE PROPIEDAD OPERACIÓN DEL JUMBO D4 - E50

MARCA MODELO TIPO					TAMROCK MERCURY COMBY D4 - E50	
Sección I. COSTOS DE ADQUISICIÓN Y AJUSTES:						
1. Precio de Lista Ex-fábrica (Precio FOB).					314.610	US\$
2. Embarque, Flete, seguro, otros honorarios	3%	del FOB			9.438	"
3. Precio CIF callao					324.048	"
4. Derechos de aduana, Impuestos	38%	del FOB			119.552	"
5. Precio de entrega Almacén Lima y/o Mina					443.600	"
6. Costo de Neumáticos 900 US\$/unid.	4	Unids.			3.600	"
7. Valor neto para depreciación					440.000	"
Sección II. COSTOS DE PROPIEDAD:						
	hpd	dpw	wpy	hpy	US\$/Hr.	US\$/gdia.
8. Horas netas de operación/año	15	6	52	4.680		
9. Años de depreciación de la Unidad	3.95 años					
Vida útil estimada	18,500 horas					
10. Costo de Inversión Horaria					10.60	53.01
AAI =	62.65%					
II & T =	18.00%					
11. Costo de depreciación horaria					23.78	118.92
12. Costo total de propiedad					34.39	171.93
Sección III. COSTOS DE OPERACIÓN:						
	Horas de operac./gdia.		5 hrs.			
13. Costo de Energía eléctrica					4.73	23.63
KW del Motor	45 Kw.					
Eficiencia operativa	70%					
Costo de energía eléctrica	0.15 US\$/Kw-hr.					
14. Costo de combustible Diesel No. 2.					10.55	52.77
Model Motor Deutz F6L912W	60 HP					
Tiempo neto perforación/gdia.	5 hr.					
Consumo de combustible	0.0755 Gal/hr-hp					
	22.65 Gal/hr.					
Costo del combustible	2.33 US\$/gal.					
15. Costo del cable de operación (Operation cable) + 15% de reparación.					0.39	1.97
Diametro del Cable	1.26 pulgs.					
Longitud del cable	120 m					
Costo Unitario	15 US\$/m					
Vida útil	5,250 hr					
16. Accesorios de perforación	<u>tals/gdia.</u>	<u>long. tals.</u>	<u>mts perf /gdia.</u>			
	45	3.66	164.7			
	<u>Precio (\$)</u>	<u>Vida út. (m)</u>	<u>Costo/m</u>	<u>Costo/disp.</u>		
Barra de 14'	200	2,500	0.08	13.18		
Broca de botones	85	500	0.17	28.00		
Shank adapter	200	2,500	0.08	13.18		
Coupling	50	2,500	0.02	3.29		
Reaming bit, button	80	500	0.16	0.59		
Pilot adapter	145	2,000	0.0725	0.27		
Aguzadoras	1,600	350,000	0.0046	0.75		
Coplas de afilado	150	5,000	0.03	4.94	12.84	64.19
17. Mant. preventivo (incluye petroleo, lubricantes, filtros, M de O.)			25%	del item 13	1.18	5.91
18. Costo de reparaciones, basado sobre un % del precio de entrega					23.98	119.89
Factor de reparación	100%					
19. Costo de neumáticos					1.03	5.14
Vida útil sin recapado	3,500 hours.					
20. Costo de reparación de neumáticos	15%	del item 19			0.15	0.77
21. Costo de mano de obra (Operador + ayudante)						
Salario Básico	22.00 US\$ /gdia.				5.37	26.85
Beneficios Sociales	95.27%					
22. Costo total de Operación					60.22	301.12
23. COSTO TOTAL DE PROPIEDAD-OPERACIÓN					94.61	473.05

Estimado en Uchucchacua:

Rendimiento horario prom.

83.53 T/M/hora

Costo horaio de perforación

94.61 \$/hora

Costo de perforación por ton

1.13 S/TM

BIBLIOGRAFIA

1. Arce, José (Set. 1969) Exploración Geofísica en Uchucchacua.
2. Arenas, Mario (Abril - 1966) Exploración en las zonas de marmol, Socorro Uchucchacua. (Julio - 1969) Estratigrafía y depositos minerales de Uchucchacua.
3. Cobing, Garagay J (1971) Geología del Cuadrángulo de Oyón S. de G. y M.
4. Mayta Oscar (Abril 1986) Exploraciones en el prospecto Huantajalla.
5. Molina, José (Julio 1975) Programa de exploraciones en las minas Carmen y Casualidad.
6. Petersen Ulrich (Jun. 1980). Secciones Longitudinales Contorneadas Cocientes Metálicos.
7. Romani Maurice (1982) Geología de la Región Minera Uchucchacua.
8. Valdez, Gualberto (Marz. 1977) Selecciones Longitudinales contornadas en Uchucchacua.
9. Wilson, J Informe Geológico del área de Uchucchacua.
10. Rodriguez, Juan Informe "Geología de Uchucchacua para programas de Exploración con Tunel y Diamond Drill".
11. Bejarano, Segundo "Ampliación de la Producción de 1,200 a 2,000 TCSD en la Mina Uchucchacua. Primer Congreso Nacional de Minería - Cajamarca (Agosto 1996).