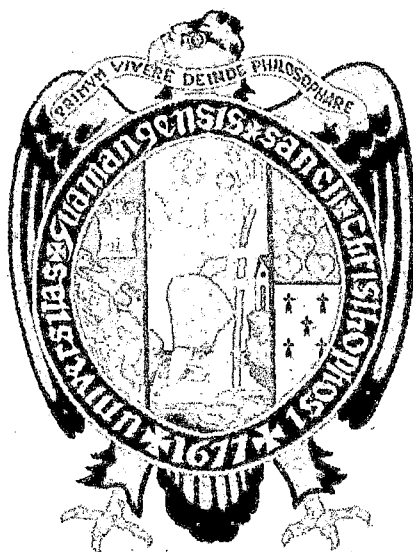


UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS



TESIS

**“ANÁLISIS TÉCNICO - ECONÓMICO DE LA APLICACIÓN DE SUBLEVEL
STOPING EN LA UNIDAD UCHUCCHACUA COMPAÑÍA DE MINAS
BUENAVENTURA S. A. A.”**

**PRESENTADO POR:
MANFREDY HUAMANTINCO VERA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO DE:
INGENIERO DE MINAS**

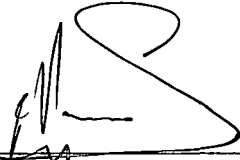
**AYACUCHO – PERU
2015**

tesis
M751
Hua
8.1

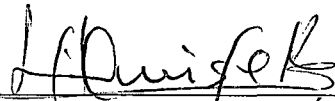
**“PROYECTO ANÁLISIS TÉCNICO – ECONÓMICO DE LA APLICACIÓN DE
SUBLEVEL STOPING EN LA UNIDAD UCHUCCHACUA COMPAÑÍA DE MINAS
BUENAVENTURA S.A.A.”**

RECOMENDADO : 11 DE DICIEMBRE DEL 2015

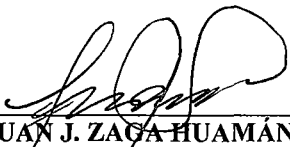
APROBADO : 22 DE DICIEMBRE DEL 2015



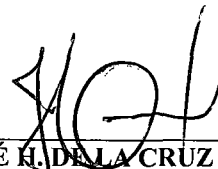
MSc. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)



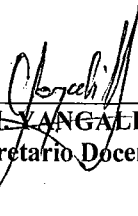
Ing. INDALECIO QUISPE RODRÍGUEZ
(Miembro)



Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)

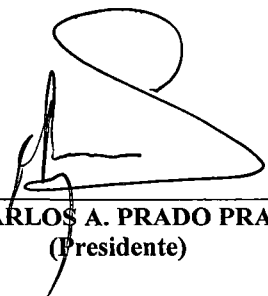


Ing. JOSÉ H. DE LA CRUZ FLORES
(Miembro)

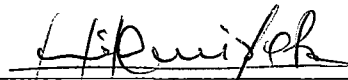


Ing. FLORINDA ANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

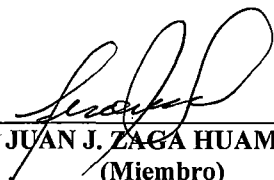
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 22 de diciembre del 2015, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Manfredy HUAMANTINCO VERA, con el Borrador de Tesis Titulado "PROYECTO ANÁLISIS TÉCNICO - ECONÓMICO DE LA APLICACIÓN DE SUBLEVEL STOPING EN LA UNIDAD UCHUCCHACUA COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.", fue calificado con la nota de DIECISÉIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



MSc. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)



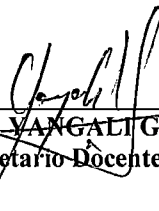
Ing. INDALECIO QUISPE RODRÍGUEZ
(Miembro)



Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)



Ing. JOSÉ H. DE LA CRUZ FLORES
(Miembro)



Ing. FLORO N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

Dedicatoria:

A DIOS, por darme más de lo que merezco.

A mis padres Paulino y Felipa.

Y a mi hijo Joao Manfedy por ser mi razón de vivir.

AGRADECIMIENTO

A los profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de minas de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, por sus sabias enseñanzas y consejos durante mi formación profesional.

A la Compañía de Minas Buenaventura que es una de las principales empresas mineras privadas del país con más de 60 años de vida, me brindó la oportunidad de desenvolverme profesionalmente en su Unidad Uchucchacua.

RESUMEN

Desde el año 2012, la U.P Uchucchacua viene implementando modificaciones y cambios en la gestión de los procesos, buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de sus operaciones y trabajar con estándares aceptables de seguridad. Como parte del plan estratégico y con el objetivo de optimizar los procesos en la mina se decidió iniciar con tajeos pilotos de método de explotación masiva.

Hoy en día, para hacer el cambio de método de explotación, es de suma importancia el monto del capital de inversión requerido; es necesario así mismo ejecutar un proceso de selección del método de explotación mediante un análisis sistemático de parámetros específicos del yacimiento.

Una descripción de la geología estratigráfica, estructural y económica del cuerpo Magaly y la Falla Socorro – tajeo 775, nos ha permitido obtener un dimensionamiento del minado y un análisis económico que sustente la viabilidad operativa del tajeo usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Los estudios y evaluaciones económicas se muestran en el presente trabajo y de su análisis se verificará o descartará la factibilidad del proyecto.

INDICE

	Pagina
Introducción	01
CAPITULO I: GENERALIDADES	01
1.1. Ubicación y acceso	01
1.2. Clima y vegetación	03
1.3. Topografía	03
1.4. Problema principal y secundarios	05
1.5. Objetivos del estudio	05
1.6. Metodología del estudio	06
1.7. Justificación e importancia del estudio	07
CAPITULO II: GEOLOGÍA	08
2.1. Geología Regional	08
2.2. Geología local	12
2.1.1. Geología económica	12
2.1.2. Geología estructural	13
2.1.3. Mineralogía	16
2.1.4. Paragénesis	17
CAPITULO III: GEOMECANICA DE FALLA SOCORRO – CUERPO MAGALY	18
3.1. Características del yacimiento	18
3.2. Zonificación de la macizo rocosa	19
3.3. Influencia y análisis de los esfuerzos en la masa rocosa y mineral	20
CAPITULO IV: ANALISIS TECNICO ECONOMICO PARA EXPLOTAR POR SUBLEVEL STOPING	28
4.1. Evaluación Económica comparativo entre los métodos de Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping	28

4.1.1. Selección del método minado	28
4.1.2. Cálculo de Dilucion	30
4.1.3. Calculo de Reservas minables y Valor de Mineral	31
4.1.4. Ley mínima de corte	34
4.1.5. Rentabilidad Económica según métodos de explotación	36
4.1.5.1. Costo de operación de sublevel stoping	36
4.1.5.2. Costo de operación de corte y relleno ascendente	37
4.1.5.3. Valor presente neto	38
4.1.5.4. Margen de utilidad neta	39
4.2. Infraestructura de diseño de tajeo con Sublevel Stopping	40
4.2.1. Dimensionamiento del tajeo	40
4.2.2. Dimensionamiento de los componentes asociados al minado ...	46
4.2.3. Descripción del tajeo 775 Falla Socorro Cuerpo Magaly	50
4.2.4. Diseño de infraestructura del tajeo	53
4.2.5. Detalle de infraestructura	54
4.3. Operaciones unitarias	56
4.4. Servicios auxiliares	70
CAPITULO V: SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE EN TAJEO POR	
SUBLEVEL STOPING	76
CAPITULO VI: RESULTADOS Y DISCUSIONES	88
6.1. Rentabilidad económica de Sublevel Stopping en tajeo 775	88
6.2. Factibilidad técnica de Sublevel stoping en tajeo 775	89
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	91
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	93
ANEXOS	94

LISTA DE LÁMINAS ANEXADAS

- Lamina 1. Ubicación y accesos a la mina Uchucchacua.
- Lamina 2. Columna estratigráfica del área de la U.P.Uchucchacua.
- Lamina 3. Vista en planta de Geología Estructural del área Uchucchacua.
- Lamina 4. Esfuerzos principales Sección 12E. Tj. 775 F. Socorro-Cuerpo Magaly.
- Lamina 5. Factor de seguridad Sección 12E. Tj. 775 F. Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 6. Esfuerzos principales Sección 16E. Tj. 775 F. Socorro-Cuerpo Magaly.
- Lamina 7. Factor de seguridad Sección 16E. Tj. 775 F. Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 8. Esfuerzos principales – caso pilares de 8 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 9. Factor de seguridad. Caso pilares de 8 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 10. Esfuerzos principales – caso pilares de 12 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 11. Factor de seguridad. Caso pilares de 12 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 12. Sección longitudinal del Tajeo 775. Falla Socorro-Cuerpo Magaly.
- Lamina 13. Vista en planta de la Falla Socorro y el Cuerpo Magaly.
- Lamina 14. Modelamiento en GEMCOM Tajeo 775 Falla Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 15: Diseño de Banco
- Lamina 16. Perforación del tajeo 775. Falla Socorro- Cuerpo Magaly
- Lamina 17. Distribución de taladros en el tajeo 775 en sección transversal. Falla Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 18. Distribución de taladros en el tajeo 775 en vista de planta. Falla Socorro- Cuerpo Magaly
- Lamina 19. Distribución de carga explosiva en los taladros del tajeo 775. Falla Socorro- Cuerpo Magaly.

INTRODUCCION

La Unidad de Producción Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A tiene un mineral económico de cabeza con contenidos de plata, plomo y zinc, los cuales son explotados usando el sistema de corte y relleno ascendente con relleno detrítico e hidráulico o shrinkage. Este mineral es procesado en la planta concentradora, obteniéndose concentrados de Plomo-Plata y Zinc-Plata.

La mina Uchucchacua inicio cambios significativos en el método de explotación del mineral buscando: generar mayor volumen roto por disparo con una dilución adecuada, reducir el costo operativo y mejorar el gerenciamiento de la seguridad evitando la exposición del personal en las áreas de los tajeos usando equipos a control remoto. También la ausencia de relleno detrítico e hidráulico en estas zonas se optó por evaluar el cambio de método de minado.

En la búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de sublevel stoping en reemplazo del método corte y relleno ascendente y shrinkages en cuerpos y vetas donde el terreno es favorable y donde el yacimiento de mineral es regular o se tiene información suficiente para realizar un modelamiento adecuado de los cuerpos y/o vetas.

El presente trabajo tiene por objetivo demostrar operativa y económicamente la aplicabilidad y rentabilidad del método de tajeo por subniveles con taladros largos en el cuerpo Magaly - Tajeo 775 de la mina Socorro en la U.P.Uchucchacua.

El desarrollo de este proyecto comprendió la Evaluación Geomecánica y económica del yacimiento que permite elegir el método de minado. Luego, continúa el dimensionamiento del tajo en función a los equipos y la estabilidad del terreno.

Luego, se detalla la infraestructura de diseño necesaria para cumplir el requerimiento diario de producción.

Finalmente, se describirá el análisis financiero y el valor actual neto del proyecto

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESO

La mina Uchucchacua se sitúa en la vertiente occidental de los Andes, correspondiendo al distrito y provincia de Oyón del Departamento de Lima. Se ubica alrededor de las siguientes coordenadas:

- 10° 36' 34" Latitud Sur.
- 76° 59' 56" Longitud Oeste.

La mina se encuentra a una altura entre los 4,300 y 5,000 m.s.n.m.

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

Existen dos vías de acceso hacia la unidad:

1. La principal lo constituye en primer término el tramo asfaltado Lima-Huacho, de 152 Km. Y de Huacho-Sayan de 45 Km. Posteriormente un tramo afirmado de Sayan-Churin de 62 Km. y Churin-Uchucchacua de 63 Kms; totalizando 322 Km.
2. El segundo acceso es el que une Lima-La Oroya-Cerro de Pasco de 320 Km. asfaltado y Cerro de Pasco-Uchucchacua de 70 Km. afirmado, totalizando 390 Km.

En la **Lamina 1** se observa la ubicación y accesos a la mina Uchucchacua.

1.2. CLIMA Y VEGETACIÓN

El clima es frío y seco entre los meses de abril a diciembre, tornándose lluvioso de enero a marzo pero con temperaturas moderadas.

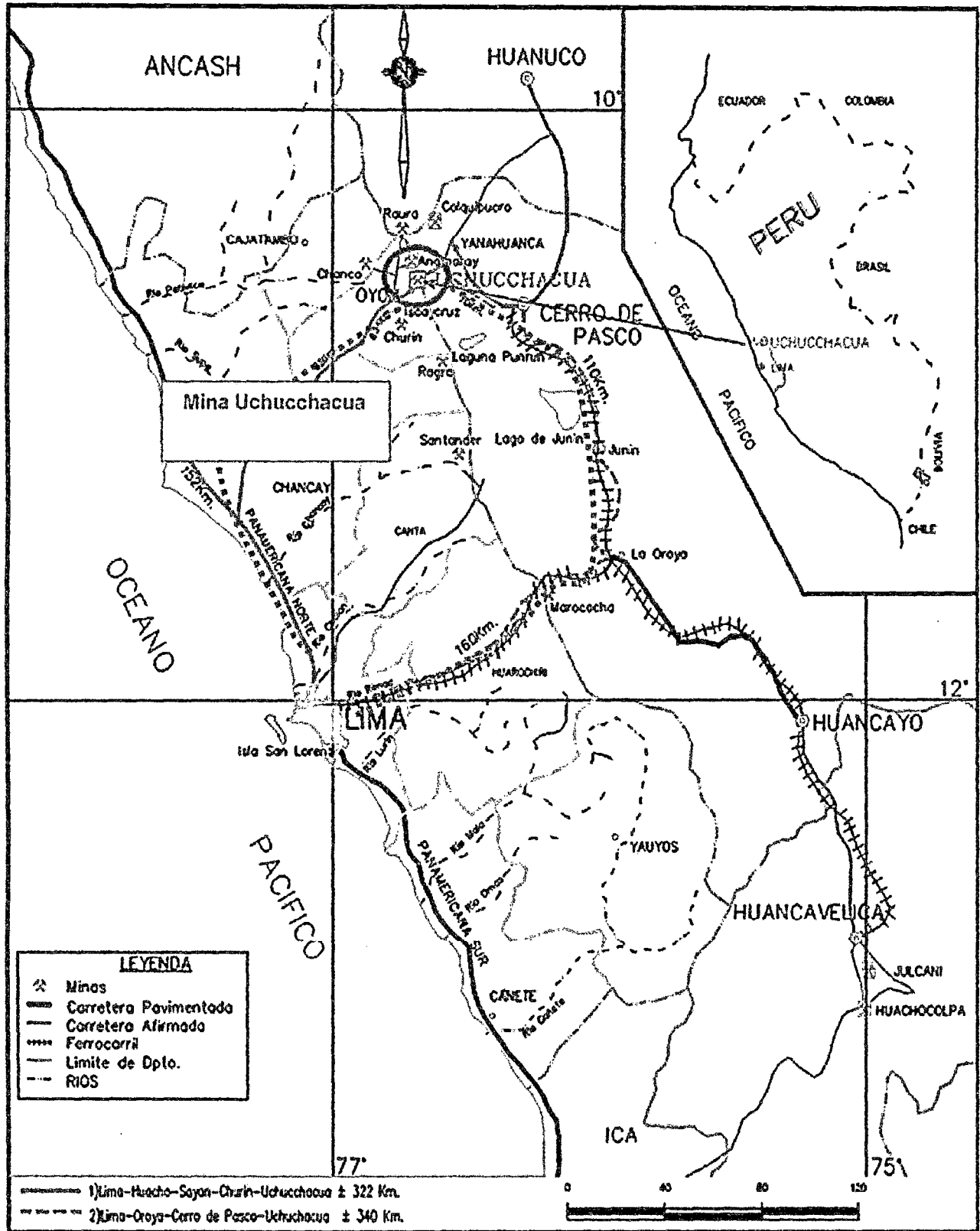
La vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados, allí se realiza una incipiente agricultura. (R6).

1.3. TOPOGRAFÍA

La zona muestra en la parte central del distrito minero de Uchucchacua la divisoria continental de los Andes, angosta y abrupta que llega hasta 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 interceptada por numerosas quebradas y picos sobre los 4,800 m.s.n.m.

Lamina 1. Ubicación y acceso a la mina Uchucchacua



Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

1.4. PROBLEMA PRINCIPAL Y SECUNDARIO

PROBLEMA PRICIPAL

En el denominado Tajeo 775, ubicado en el nivel 4060 en la Zona Socorro, de la Unidad Económica Administrativa Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura, se planeó inicialmente extraer el mineral con el método de minado de uso común en la mayoría de tajos que conforman la mina: el método de Corte y Relleno Ascendente. Sin embargo, la producción planeada no estaba siendo cumplida y se pronosticaba que esta situación no mejoraría. Es por ello que se contempló la alternativa de aplicar el método de minado por Sublevel stoping con el fin de cumplir con la producción programada. Este método posee la ventaja de obtener mayor producción en un menor tiempo.

PROBLEMAS SECUNDARIOS

- El problema actual en la unidad, es el incremento de costo de operación aplicando el método de corte y relleno ascendente, entonces obligan a reducir los costos de explotación mediante el cambio del método de explotación por sublevel stoping.
- Bajos rendimientos en las operaciones, mayor periodo de explotación, aplicados por el método corte y relleno ascendente.

1.5. OBJETIVO DE ESTUDIO

OBJETIVO GENERAL

El objetivo principal es demostrar técnica y económicamente que es mas eficiente, rentable y seguro explotar los tajeos por el método de sublevel stoping que por el método de corte y relleno ascendente.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Cambiar de métodos de explotación a métodos masivos que nos permitirá:

- Tener menores costos de operación.
- Mayor producción.
- Mayor productividad.
- Eficiencia y lo mas importante tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en nuestras operaciones.

HIPOTESIS

Si tenemos las características geológicas, geoestructurales y geomecánicas adecuadas (Vetas o cuerpos verticales o próximos a ellos, la roca encajonante y el mineral son competentes y los límites del yacimiento son regulares) entonces podremos aplicar el método de tajeo por subniveles (taladros largos).

1.6. MÉTODOLOGIA DE ESTUDIO

La metodología de estudio usada comprende 3 etapas:

La primera parte del proyecto consta en la recolección de informaciones topográficas del área en estudio, datos geológicos, geoestructural y geomecánica del yacimiento a explotar.

La segunda parte es la evaluación de la información topográfica, geológica, geoestructural y geomecánica. Durante esta etapa, la información inicial será puesta al servicio de la evaluación del método de explotación de la Falla Socorro y el cuerpo Magaly. Luego, se propondrán los diseños de infraestructura necesarios tanto del B.P. (By Pass), las ventanas y el sostenimiento adecuado, los trabajos de perforación, voladura, acarreo y servicios auxiliares a realizarse durante la etapa de producción del tajo.

La tercera parte es la evaluación financiera del proyecto que comprende el cronograma de trabajo, costo de oportunidad y el valor del presente neto del proyecto de explotación.

1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL ESTUDIO

En vista de la problemática planteada en el apofice 1.4, el problema se identificó antes de iniciarse como proyecto de explotación, habiéndonos planteado diferentes alternativas de explotación, siendo los más convenientes el método actual (CORTE Y RELLENO ASCENDENTE) y el MINADO POR SUBLEVEL STOPING, los cuales serán comparados con parámetros técnicos y económicos para determinar el cambio del método de explotación.

Es por esta razón que se hace necesario la aplicación de tecnología, conocimiento para plantear soluciones técnicas en lo referente al cambio de método de explotación actual y así conseguir estándares y parámetros de trabajo que dan como resultado condiciones óptimas que finalmente repercuten en la reducción de los costos de operación en la aceleración de ciclo de minado aplicando el minado por subniveles con taladros largos en falla socorro – cuerpo Magaly de la unidad Uchucchacua.

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1. GEOLOGIA REGIONAL

“Las rocas predominantes en la columna estratigráfica corresponden a las rocas sedimentarias del cretáceo. Sobre ellas se tiene al volcánico terciario y atravesando a ambas se observan dos tipos de intrusivos. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrénicos”.

La mineralización del cuerpo Magaly se ha emplazado en la formación Jumasha Medio, horizonte favorable para la mineralización de diversas vetas y cuerpos de Uchucchacua.

2.1.1. SEDIMENTARIOS.

a). Grupo Goyllarisquizga.

Integrado por las siguientes unidades: Formación Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat. Constituido por lutitas gris oscuras, areniscas, capas de calizas carbonosas antracíticas, cuarcitas blancas, calizas, lutitas azul grisáceas, areniscas finas y lutitas marrón amarillentas y areniscas blancas con estratificaciones cruzadas . Poseen una potencia promedio de 1670 mts.

b). Grupo Machay.

Integrado por las formaciones Parihuanca, Chulec y Pariatambo, se caracterizan por la presencia de calizas grises, margas, lutitas, lutitas negras carbonosas y calizas bituminosas plegadas. Poseen una potencia total de 300 mts.

c). Formación Jumasha. (Ki-j)

Es una potente secuencia de calizas gris claro en superficie intemperizada y gris oscuro en fractura fresca. Constituye la mayor unidad calcárea del Perú Central. Se le subdivide en tres miembros limitados por bancos finos de calizas margosas beige.

- Jumasha Inferior. (J-i)

Es una alternancia de calizas nodulosas con sílex y calizas margosas que alcanzan los 570 mts. de potencia.

- Jumasha Medio. (J-m)

Calizas grises alternadas con calizas nodulosas y algunos horizontes margosos. Se le estima 485 mts. de potencia. ***Es en esta formación se ha emplazado la mineralización de la Falla Socorro y el cuerpo Magaly.***

- Jumasha Superior. (J-m)

Son calizas de grano fino con una base de esquistos carbonosos, coronados por calizas margosas beige. Se le estima una potencia de 405 mts.

Los afloramientos del Jumasha son los más extendidos en el área, y ha sido posible diferenciarlos dada la ubicación de muchos horizontes fosilíferos guías.

d). Formación Celendin. (Ks-c)

Alternancia de calizas margosas, margas blancas y lutitas calcáreas nodulares de color marrón, que sobreyacen concordantemente al Jumasha. Formado por las siguientes unidades: Celendin Inferior y Superior. Poseen una potencia de 220 mts.

e). Formación Casapalca. (Kti-ca)

Constituido por lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, con ocasionales horizontes lenticulares de calizas grises. Su suavidad y fácil erosión ha permitido la formación de superficies llanas. Posee una potencia promedio de 1,000 mts.

2.1.2. VOLCÁNICOS.

- Volcánicos Calipuy. (Ti-Vca)

Se encuentran discordantemente sobre la Formación Casapalca y es un conjunto de derrames andesíticos y piroclásticos de edad terciaria. Su espesor en promedio es 500 mts.

2.1.3. INTRUSIVOS.

Son pórfidos de dacita que forman pequeños stocks de hasta 30 metros de diámetro. Asimismo, se tiene diques y apófisis de dacita distribuidos irregularmente que afectan a las calizas Jumasha-Celendin. Estos intrusivos forman aureolas irregulares de metamorfismo de contacto en las calizas.

2.1.4. CUATERNARIO.

a). Depósitos Morrénicos. (Q-mo)

Encima de los 3,800 m.s.n.m, el área sufrió los efectos de la glaciación pleistocénica, formando valles en "U", en cuyo fondo y laderas se depositaron morrenas que en muchos casos represaron el hielo fundido. En otras áreas las morrenas cubren las capas rojas; estos depósitos están conformados por un conjunto pobremente clasificado de cantos grandes en matriz de grano grueso a fino generalmente anguloso y estriado.

b). Depósitos Aluviales. (Q-al)

Están ampliamente extendidos y son de varios tipos como: escombros de ladera, flujos de barro, aluviales de río. La naturaleza de estos elementos es la misma de las unidades de roca circundante.

En la **Lámina 2** se observa la columna estratigráfica del yacimiento minero de Uchucchacua, donde se nota la mineralización de todas las estructuras en el Jumasha medio al igual que la Falla Socorro y el cuerpo Magaly.

Lamina 2. Columna estratigráfica del área de la U.P.Uchucchacua

ERA	SIST.	SERIE	PISO	MIL AÑOS	LITOLOGIA	POTENCIA MTS.	FORMACION	CARACTERISTICAS	
	CUATERN.			1				DEPOSITOS ALUVIALES Y MORRENICOS	
CENOZOICO	TERCEARIO	NEOGENO	PLIOCENO	30	V V V V V	500	CALIPUY (VOLCANICOS UCHUCHACUA)	PIROCLASTICOS-DERRAMES ANDESITICOS-INTRUSIVOS PORFIDO-DACITICOS (1) Y RIOLITICOS (2).	
			MIOCENO		V V V V V				
		PALEOGENO	OLIGOCENO	69		1,000	CASAPALCA	LUTITAS, ARENISCAS Y CONGLOMERADOS	
			EOCENO						
			PALEOCENO						
MESOZOICO	CRETACICO	SUPERIOR	DORNONIANO	80		120	CELENDIN SUPERIOR	LUTITAS Y MARGAS	
			CAMPANIANO		100	CELENDIN INFERIOR	CALIZAS MARGOSAS LUTITAS CALCAREAS		
			SANTONIANO		220	JUMASHA SUPERIOR	CALIZAS AFANITICAS		
			COMIACIANO						
		TURONIANO	86		1,460	JUMASHA MEDIO	CALIZAS GRISES ALTERNADAS CON CALIZAS NODULOSAS		
		CENOMANIANO				JUMASHA INFERIOR	CALIZAS, MARGAS Y SILEX ALTERNADOS		
		ALBIANO				50	PARIATAMBO	LUTITA CARBONOSA, CALIZA	
		INFERIOR	APTIANO	95		300	GRUPO MACHAY	CHULEC	MARGAS, LUTITA, CALIZA
			BARREMIANO				50	PARIAHUANCA	CALIZAS MASIVAS
			VALANGINIANO	110		1,670	GRUPO GOYLLARIZQUIZGA	FARRAT	ARENISCAS BLANCAS
								CARHUAZ	ARENISCAS Y LUTITAS
								SANTA	CALIZAS Y LUTITAS
		OYON	400	CHIMU	CUARCITAS				
							OYON	CAPAS CARBONOSAS ARENISCAS Y LUTITAS INTERCALADOS	

Elaboración: Walsh Perú S.A.

2.2. GEOLOGIA LOCAL

2.2.1. GEOLOGÍA ECONÓMICA

Uchucchacua y el área de Socorro es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), las cuales fueron los canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que formaron los cuerpos de mineral.

La mineralización económica del cuerpo Magaly y de la falla Socorro es básicamente de Plata, como subproductos se extraen Zinc y plomo. Asimismo, se observa una amplia gama de minerales de ganga de muy rara naturaleza como es el caso de la alabandita (sulfuro de Manganeso).

En el nivel 060 se cuentan con los blocks 16 y 30 que tienen una reserva geológica de 226 836 TCS con una ley promedio de 19.3 OzAg/TCS, 0.9% Pb y 1.1% Zn.

La potencia del cuerpo Magaly es aproximadamente 8.00 metros y la potencia de la falla Socorro es de 5 metros en promedio, 200 metros de largo y 60 metros de altura para el tajeo que se va a explotar por tajeo por subniveles.

a). Recursos minerales

La Falla Socorro se conoce desde superficie. En el nivel superior se desarrolló, preparo y exploto esta estructura mineralizada. Luego por la información de los sondajes diamantinos se decidió profundizar la Rampa 626 hasta el nivel 060 desarrollando la falla Socorro con silicatos, alabandita y material arcilloso oxidado.

En la **Tabla 1** se detalla los recursos minerales o reservas geológicas presentes en la falla Socorro y el cuerpo Magaly.

Tabla 1. Reservas geológicas de la falla Socorro y el cuerpo Magaly a explotar en el nivel 060 – mayo 2014

Block	TCS	OzAg/TCS	% Pb	% Zn	% Mn	OzAg-Eq	US \$/TM
16	108,005	20.1	1.4	1.4	19.95	22.9	78.00
30	150,750	18.7	0.6	0.8	19.31	20.1	66.90
TOTAL	258,755	19.3	0.9	1.1	19.57	21.3	71.71

Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

b). Afloramiento

La falla Socorro en superficie presenta una longitud de 2500 metros y posee un relleno mineralizante de calcita masiva, bandas de óxidos de Fe, Mn y caliza recristalizada.

2.2.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El movimiento de la placa oceánica debajo de la placa continental, ha producido fases comprensivas y distensivas comprometidas en la evolución de los Andes. Característica 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, 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. Al respecto, conviene anotar que la composición de las rocas intrusivas encontradas en Uchucchacua son de acidez intermedia, similar a la de tantos otros intrusivos relacionados con yacimientos minerales en el Perú”**. En la Lámina 3 se observa la geología estructural principal del área de Uchucchacua.

PLIEGUES O ANTICLINALES

Las fases comprensivas han plegado los sedimentos cretácicos formando el anticlinal de Cachipampa, en una orientación NW-SE e inclinado hacia su flanco occidental. **Adyacente a la ubicación del anticlinal de Cachipampa, se localiza mucha de la mineralización presente en la mina Uchucchacua. Entre ellas, también se ha emplazado el cuerpo Magaly junto a la Falla Socorro.**

FALLAS Y FRACTURAMIENTOS

a). Fallas del área de Socorro

El área ha sido afectada por numerosas fallas en diversas etapas, las de mayor magnitud son transversales al plegamiento. **Tal es el caso de la Falla Socorro que es una falla de gran magnitud y que dio origen al cuerpo Magaly.** Las Fallas mas importantes es Uchucchacua son las fallas: Mancacuta, Socorro, Uchucchacua, Cachipampa y Patón.

b). Fracturamiento del área de Socorro

Tiene una importante relación genética el fracturamiento secundario en el aspecto estructural regional, pero de suma importancia económica, es el que se muestra alrededor de las falla Socorro; muchas son fallas, otras son fisuras tensionales de limitada longitud. Todas ellas en diversa magnitud, han sido afectadas por actividad hidrotermal.

La falla Socorro en superficie presenta una extensa longitud de aproximadamente 2500 metros y posee venillas irregulares de calcita, siempre con oxidaciones de manganeso y fierro. En la Lámina.3 se observa la geología estructural del sistema de la Falla Socorro.

2.2.3. MINERALOGIA

La mineralogía de la falla Socorro y el cuerpo Magaly es compleja, con una rica variedad de minerales tanto de mena como de ganga, entre los que tenemos:

a). Mineral de MENA

Proustita, Pirargirita, Esfalerita, Marmatita, Jamesonita, Chalcopirita.

b). Minerales de Ganga

Pirita, Alabandita, Rodocrosita, Calcita, Estibina, Oropimente, Rejalgar.

2.2.3.1. MINERALIZACION.

a). TIPO DE MINERALIZACION.

La falla Socorro y el cuerpo Magaly presentan una mineralización de relleno de fracturas

Debido a los movimientos de las fallas regionales, se originó un complejo fracturamiento en las unidades rocosas del Jumasha Superior, Medio e Inferior. Posee un ligero desplazamiento relativo en los componentes vertical y horizontal. El relleno mineralógico como se indicó anteriormente es mayormente de sulfuros tales como galena, esfalerita, pirita, platas rojas, alabandita como también, rodocrosita, rodonita y calcita. En menor cantidad presenta silicatos.

2.2.3.2. GUIAS DE MINERALIZACION

a). ESTRUCTURAL

En superficie se reconoció la falla Socorro descrita anteriormente origina a partir del fallamiento regional que origino el fracturamiento y brechamiento de la caliza de la formación Jumasha y permitió la migración y deposición de los minerales. Además, la conjugación de fracturamiento débil con fallas principales o fuertes favoreció la deposición del mineral.

b). MINERALOGICO

La presencia en superficie del relleno de la falla Socorro de calcita masiva con lentes de manganeso y hematita fueron los indicadores de una posible mineralización de la falla. En interior mina, durante la etapa de exploración, se observó la asociación de la galena de grano grueso y fina con la pirita fina la que está asociada a mineralización de plata. La alabandita y magnetita contienen plata en solución sólida; los silicatos de manganeso se encuentran identificados con el reemplazamiento y por consiguiente con los cuerpos de mineral. Asimismo, la calcita siempre se encuentra rodeando a los cuerpos y está en ambas cajas de las estructuras tabulares.

c). LITOLOGICO

Las calizas de la formación Jumasha juegan un rol muy importante como cajas favorables a la mineralización. La exploración definió el emplazamiento de la falla Socorro en dicha formación.

2.2.4. PARAGENESIS

En los cuerpos de reemplazamiento como la falla Socorro y el cuerpo Magaly se sugiere una primera etapa rica en Fe-Mn-Zn con predominancia de sulfuros de Fe, sobre ella precipita un periodo de Mn-Cu, el cobre siempre en cantidades subordinadas. La siguiente etapa marca la asociación Mn-Fe, con abundancia de silicato de Mn; finalmente la mineralización de plata rojas con algo de calcita, estibina y rejalgar tardíos.

CAPITULO III

GEOMECANICA DE FALLA SOCORRO – CUERPO MAGALY

El dimensionamiento geomecánico de la falla Socorro y el cuerpo Magaly - Tj. 775 es el que nos va a permitir determinar el método de minado mas apropiado.

Por otro lado, para que este método este bien diseñado debe tener bien definidos los contornos de la mineralización. De preferencia estos contornos deben ser regulares, a fin de permitir una buena recuperación del mineral y minimizar la dilución.

3.1. CARASTERISTICAS DEL YACIMIENTO

Se ha determinado que la roca encajonante en el tajo 775 es caliza.

CARACTERISTICAS GEOMECANICAS DE LA CALIZA	
Peso específico (g/cm ³)	2,7
Dureza	3
Absorción (%)	90
Resistencia a la compresión simple (kp/cm ²)	
Valores medios	600 - 1400
Rango de valores	500 - 2000
Resistencia a la tracción (kp/cm ²)	40 - 300

3.2. ZONIFICACION DEL MACIZO ROCOSO

BUZAMIENTO DEL BLOCK	Roca encajonante	79° NW
	Mineral	68° SE
RUMBO DELBLOCK	Roca encajonante	N 61° E
	Mineral	N 46° E
POTENCIA DE LA VETA (m)	6	
ALTURA DE BLOCK (m)	60	
Altura medida (m)	53	
Altura indicada (m)	13	
LONGITUD DEL BLOCK (m)	200	

Se establece que entre los Nvs. 4060 y 4120, predomina el siguiente arreglo estructural:

- En la caja techo, predomina un sistema de discontinuidades estructurales de rumbo N61°E y buzamiento 79°NW, asociado a un sistema de fallamiento diferente a la falla Socorro. En este caso, este sistema dominante tiene buzamiento contrario al buzamiento del cuerpo mineralizado, lo cual es una condición desfavorable para la estabilidad de la caja techo.
- En el mineral, predomina un sistema de discontinuidades estructurales de rumbo N46°E y buzamiento 68°SE, asociado a la falla Socorro y a la estructura mineralizada. En este caso, al presentarse este sistema dominante de discontinuidades paralelo a la estructura mineralizada, las condiciones de estabilidad también serán desfavorables respecto a la dirección de avance, independientemente de que esta sea de SW a NE o de NE a SW.
- En la caja piso, se presentan dos sistemas de discontinuidades estructurales, respectivamente con orientaciones: N54°E – 71°NW y N52°E – 70°SE. Tratándose de la caja piso, estos sistemas de discontinuidades no tendrán mayor relevancia en las condiciones de estabilidad de la misma.

- El cuerpo mineralizado reconocido en el Nv. 060, tiene una longitud total de aproximadamente 200 m. En el extremo SW tiene la mayor potencia (hasta 25 m), en la parte central presenta un ensanchamiento (hasta 15 m), y en lado NE tiende a disminuir la potencia, hasta cerrarse en el extremo NE.

En conclusión, se tendrá que tener mucho cuidado con las condiciones de estabilidad del techo y de la caja techo del tajeo, puesto que en este sector se ubica la rampa de acceso (Rampa 626).

3.3. INFLUENCIA Y ANALISIS DE LOS ESFUERZOS EN LA MASA ROCOSA Y MINERAL

Con los resultados de la valoración del macizo rocoso (RMR) que se muestra en los cuadros tanto de roca encajonante y mineral se resume en la **tabla 2**, Se adjunta en el **anexos 1 y 2** la cartilla geomecánica según estándar de U.P. Uchucchacua.

Las **láminas 4, 5, 6 y 7** se muestran los resultados del análisis de esfuerzos realizados en las secciones. Las figuras presentadas muestran la influencia que podrían tener los esfuerzos en la rampa 626. En una etapa del avance del minado, cuando quede abierta y vacía la excavación entre los Nvs. 060 y 120, habrá esfuerzos más altos en los contornos de la rampa, obligando a tener que utilizar un buen sostenimiento de esta excavación.

El análisis realizado, también demostró que los esfuerzos no tendrán influencia negativa en las labores de preparación (by pass y ventanas) ubicadas en la caja techo. Se ha estimado que el esfuerzo vertical inducido máximo en este área será de aproximadamente 33 MPa y el esfuerzo horizontal inducido máximo será de 9 MPa.



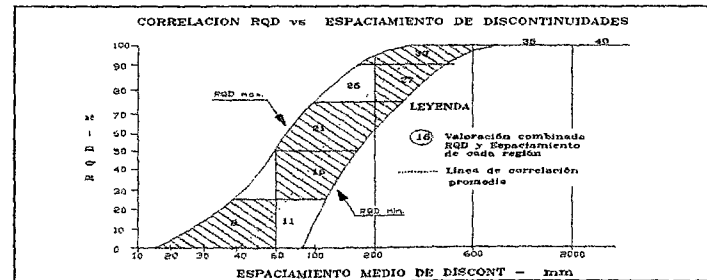
U.C.H.-GEOL-482 MAPEO GEOMECANICO
 CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A
 U.P. UCHUCCHAGUA

LUGAR: _____
 NIVEL: _____
 LABOR: _____

Nº	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) - MINERAL																									
	ESTACION	RUMBO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES					VALORACION														
TIPO DE ROCA		FRECUENCIA FRACTURA			VALOR ESTIMADO										1	12														
A	%	B	%	C	%	N° Fract. / ml.	R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (3)	<10 (1)																	
Fn		85 SW								RCD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (9)	<25 (3)	2	13													
ESTRUC.		ORIENTACION			RELLENO		ESPACIAMIENTO (m)					CONDICION					3	8												
		RUMBO, DIR. BUZAM.			TIPO		ESPESOR (mm)		COMENTARIOS			ABERTURA					4A	2												
												DE RUGOSIDAD					4B	5												
												JUNTAS					4C	5												
												ALTERACION					4E	3												
												AGUA SUBTERRANEA					5	10												
															VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1a 5) =		60													
															CORRECCIONES		=													
															VALOR CORREGIDO RMR		=													
															CLASE DE MACIZO ROCOSO															
															RMR		30-61		60-81		80-91		90-100		100-120					
																	III REGULAR		IV MALA											
																	51-60		41-60		31-40		21-30							
															DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		REGULAR(A)		REGULAR(B)		MALA(A)		MALA(B)		V MUY MALA	

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Desmenuzable con golpes firmes con la punta de martillo de galego se desmenuza con una cuchilla	10 - 50
R2	Se desmenuza con dificultad con cuchilla. Muestras poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desmenuza con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe equisitas de la muestra con el martillo	> 250

DIRECCION PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL		DIRECCION PARALELA AL EJE DEL TUNEL				BUZAMIENTO
EXCAVACION HACIA EL TUNEL	EXCAVACION CONTRA EL TUNEL	EXCAVACION CONTRA EL TUNEL		EXCAVACION HACIA EL TUNEL		0°-20°
						CUALQUIER DIRECCION
BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	
0	-2	-5	-20	-12	-5	-5
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Cz	Caliza
Cu	Caliza
Cx	Caliza
Min	Mineral
Ar	Arcilla

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	Dilatacion
Pn	Falla
Qt	Contacto
E	Estrato
MP	Micro Falla

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

Tabla 2. Propiedades de la roca, masa rocosa y relleno del Tajeo 775

	RMR	TIPO DE ROCA	CALIDAD DE ROA
Roca Encajonante	54	R - 3 - A	Regular "A"
Mineral	48	R - 3 - B	Regular "B"

Propiedad	Mineral	Cajas	Relleno
RMR de Bieniawski 1989	48	54	-
Resistencia compresiva r.i. - MPa	90	110	-
Constante "m _i " r.i.	12	10	-
Módulo de deformación m.r. - Mpa	8,900	12,600	100
Relación de Poisson m.r.	0.25	0.25	-
Constante "m" m.r.	1.8734	1.9342	-
Constante "s" m.r.	0.00309	0.006029	-
Angulo de fricción "phi"	-	-	32°

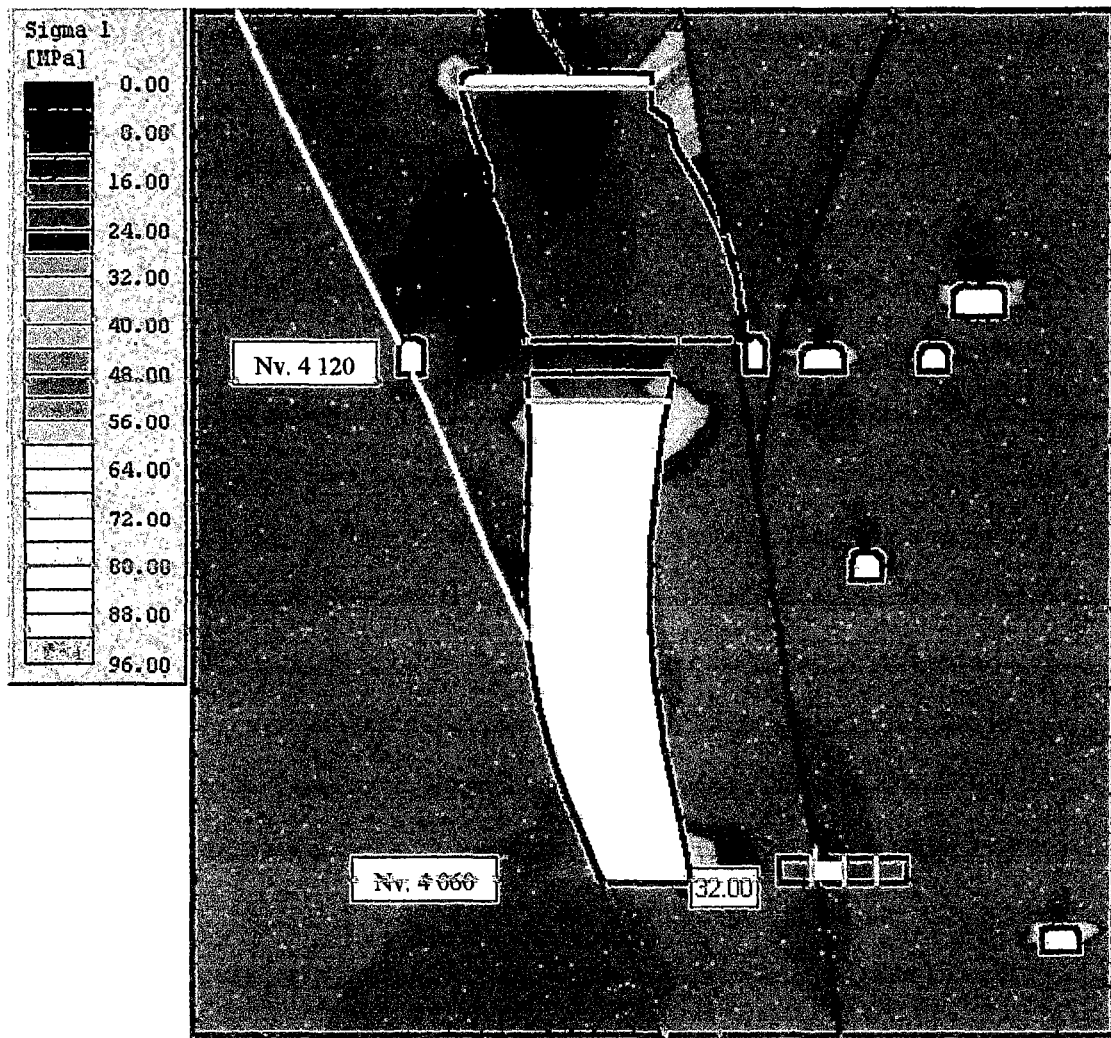
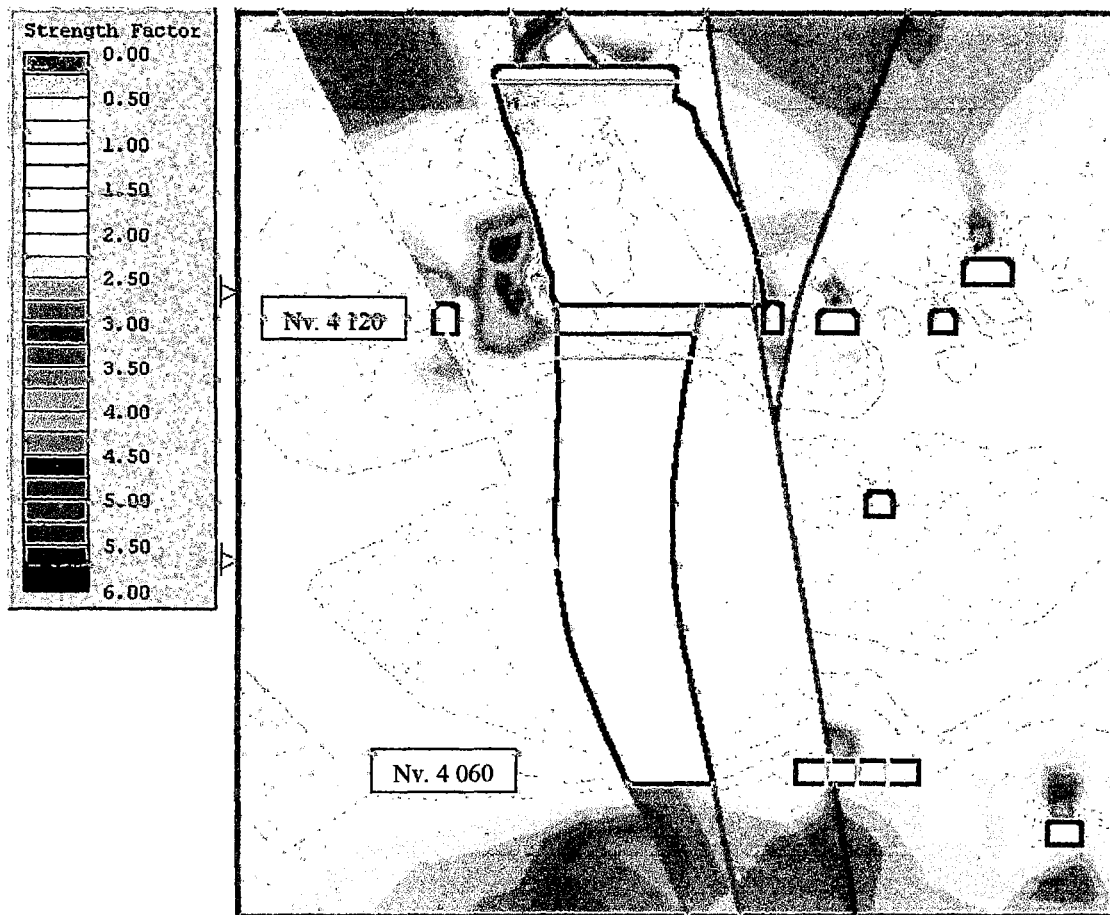


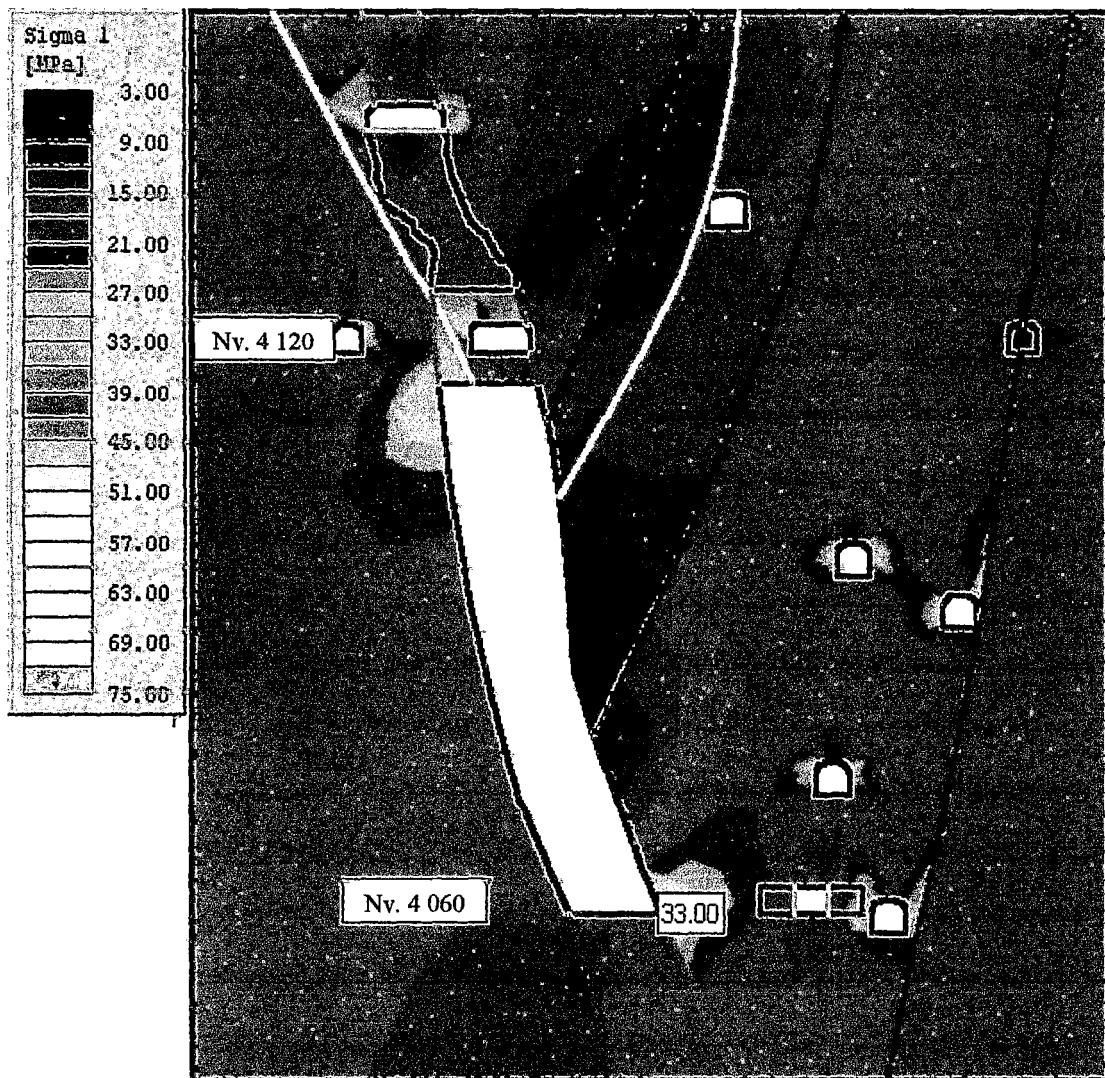
Lámina 4. Esfuerzos principales Sección 12E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775 falla Socorro cuerpo Magaly

En la lámina 4 se aprecia que a medida que existan labores mas cercanas al tajo 775 habrá mayor concentración de esfuerzos por lo que los valores del esfuerzo principal mayor (sigma 1), se incrementaran (hasta los 32 Mpa a mas), como se aprecia en el nivel inferior y superior del tajeo.



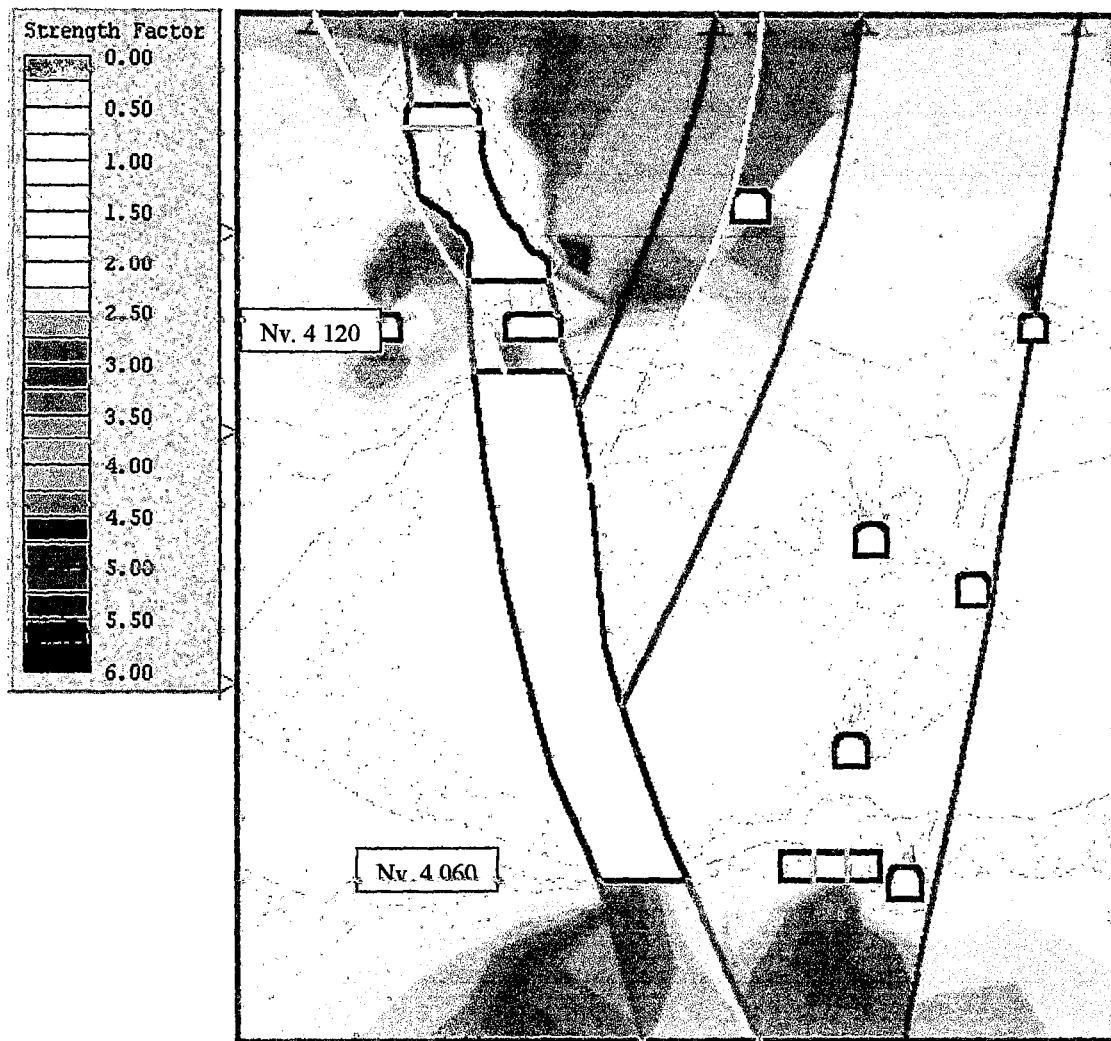
Lamina 5. Factor de seguridad Sección 12E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775 falla Socorro-cuerpo Magaly.

Lamina 5 (La sobre-excavación generada por los taladros largos, expone un Área considerable a la caja techo la cual por su buzamiento semi-vertical y por la presencia de la falla socorro paralela al cuerpo mineralizado generan valores de factor de seguridad mayores a la unidad (seguro).



Lamina 6. Esfuerzos principales Sección 16E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775 falla Socorro-cuerpo Magaly.

Lamina 6: (Similar a la sección 12E, se aprecia que a medida que existan labores cercanas al tajeo 775, habrá mayor concentración de esfuerzos por lo que los valores del esfuerzo principal mayor (sigma 1), se incrementaran (bordeando los 33 Mpa), como se aprecia en el nivel inferior (labores cercanas como by Pass, ventanas, etc.) y en el nivel superior del tajeo (puente de comunicación con el tajeo del nivel superior).



**Lamina 7. Factor de seguridad Sección 16E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775
falla Socorro-cuerpo Magaly**

Lamina 7: Similar a la sección 12E, la sobre-excavación generada por los taladros largos, expone un Área considerable a la caja techo la cual por su buzamiento semi-vertical y peor aún por la presencia del sistema de fallamiento perpendicular que intersectan esta caja techo del cuerpo mineralizado generan valores de factor de seguridad mayores a la Unidad (seguro). (R7)

CAPITULO IV
ANALISIS TECNICO ECONÓMICO PARA EXPLOTAR POR SUBLEVEL STOPING

4.1. EVALUACIÓN ECONÓMICA COMPARATIVO ENTRE LOS METODOS DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE Y SUBLEVEL STOPING

4.1.1. SELECCIÓN DEL METODO MINADO

Para determinar los dos posibles métodos de explotación subterránea a usar primero analizaremos los costos directos relativos según métodos de minado subterráneo y luego la selección del método en función de la geometría de la veta y las condiciones geomecánicas presentes.

En la **tabla 3** de comparación de costos directos relativos según métodos de minado subterráneo se nota que el corte y relleno mecanizado es 246.15% mas costoso que usar tajeo por subniveles (4.5 contra 1.3).

Tabla 3. Costos directos relativos según métodos de explotación

Comparación de costos directos relativos según métodos de minado subterráneo	
METODO DE MINADO SUBTERRANEO	COSTO RELATIVO
Hundimiento por bloques	1
Cámaras y pilares	1.2
Tajeo por subniveles	1.3
Hundimiento por subniveles	1.5
Tajeo por hundimiento vertical	4.3
Corte y relleno mecanizado	4.5
Tajeo por acumulación (Shrinkage)	6.7
Corte y relleno convencional	9.7

Fuente: Explotación Subterránea – Puno 1999

En la tabla 4 de selección del método de explotación según Nicholas y Marck se nota que los métodos que podemos usar según las características del yacimiento son tajeo por subniveles, con taladros largos y corte y relleno.

Tabla 4. Selección del método de explotación

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SEGÚN NICHOLAS Y MARCK				
TIPO DE YACIMIENTO	PENDIENTE	RESISTENCIA		MÉTODO APLICABLE
		MINERAL	CAJAS	
Tabular estrecho	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
Tabular potente	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
		Débil	Débiles	Rebanadas hundidas
		Fuerte	Fuertes	Cámaras abiertas
Tabular muy potente	Echada	-----	-----	Como en masas
Filones muy estrechos	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras de almacén
		Débil	Débiles	Rebanada rellena
				Explotación entibada
Filón estrecho	Echada	-----	-----	Como en tabulares estrechos
Potencia superior a la entibación económica	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámara vacía
				Cámaras Almacén
				Rebanada rellena
			Débiles	Rebanada rellena
				Mallas cúbicas
		Débil	Fuertes	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
			Débiles	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
	Echada	-----	-----	Como en tabulares potentes o masas
Filón ancho	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras Vacías
				Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanada rellena
			Débiles	Niveles hundidos
				Mallas cúbicas
			Fuertes	Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanadas rellenas
Masas	-----	Débil	Débiles	Niveles hundidos
			Fuertes	Bloques hundidos
				Mallas cúbicas
				Métodos mixtos.

Fuente: Explotación Subterránea – Puno 1999

4.1.2. CALCULO DE DILUCION

La dilución depende de la selección del método de minado seleccionado así como de la disposición geológica y geométrica del yacimiento.

Luego se determinara la dilución de diseño según O'Hara para ambos métodos de explotación, el valor de la dilución está expresado en porcentaje. Como se nota en la **tabla 5** la dilución será mayor usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Tabla 5. Cálculo de la dilución según O'Hara

DILUCION DISEÑO (según O'Hara)		
Dilucion = $\frac{k}{\sqrt{w} * \text{sen } \beta}$	Taladros Largos	Corte y relleno
k : constante del método de minado	55	25
w : potencia de veta (metros)	6	6
β : buzamiento veta	68	68
Dilución diseño	24.21%	11.00%

El valor de las constante k, para cada tipo de método de explotación minera, fue determinado por O'Hara basándose en una serie de estudios hechos en diferentes minas del mundo. Por ello, k para el Tajeo por Subniveles es 55 y para el Corte y Relleno es 25.

Para dar mayor certeza a los cálculos de diseño y según los datos que se tiene en otras minas y en tajeos de la unidad de Uchucchacua se considerara el siguiente porcentaje de dilución. Como se nota en la **Tabla 6** en condiciones medias en taladros largos tenemos una dilución promedio de hasta 30% y en el método de corte y relleno ascendente en la unidad de Uchucchacua tenemos en condiciones medias 10% de dilución.

Tabla 6. Porcentaje de dilución según los métodos de explotación

METODO DE EXPLOTACION	FACTOR DE DILUCION		
	CONDICIONES DEL TERRENO		
	EXCELENTES	MEDIAS	MALAS
TALADROS LARGOS	1.20	1.30	N.D
CORTE Y RELLENO	1.05	1.10	1.15

Fuente: Explotación Subterránea – Puno 1999

Para el diseño utilizaremos los datos que se muestran en la **Tabla 7** para evitar errores en la toma de decisiones.

Tabla 7. Porcentaje de dilución para diseño

En condiciones medias y yacimientos irregularidades	Sublevel Stopping	Corte y relleno
	30%	10%

4.1.3. CÁLCULO DE RESERVAS MINABLES Y VALOR DE MINERAL

Antes de presentar los resultados productos de los cálculos previos es necesario tener en cuenta los siguientes datos mostrados en la **Tabla N° 8** que servirán para el cálculo de recursos y reservas.

Tabla N° 8: Características de la veta

CARACTERISITICAS DE LA VETA	
Longitud del Block (m)	200
Alto del cuerpo medido (m)	53
Alto del cuerpo indicado (m)	13
Potencia (m)	6
Buzamiento	68°
Densidad del mineral (TM/m ³)	3
Densidad del desmonte (TM/m ³)	2.7

Los recursos medidos e indicados para el tajo 775 obtenidos a partir de las dimensiones geométricas halladas para la veta se indican en la **tabla N° 9**.

Tabla N° 9: Recursos Medidos e Indicados para el Tajo 775

	TM	TCS
Recursos Medidos	205784	226836
Recursos Indicados	50475	55639

Para hallar el valor de mineral, determinaremos primero el porcentaje de recuperación. Como podemos observar en la **tabla 10** adjunto en el método de corte y relleno la recuperación promedio es de 85% de las reservas geológicas y en tajeo por subniveles con taladros largos se recupera el 80% de las reservas, ya sea por los puentes que quedan hacia el nivel superior o los pilares intermedios para hacer mas estables los tajeos y el área de influencia de estas labores.

Tabla 10. Porcentaje de recuperación de mineral

METODO DE EXPLOTACION	FACTOR DE RECUPERACION MINERA	
	INTERVALO	MEDIO
TALADROS LARGOS	60 -100	80
CORTE Y RELLENO	70 -100	85

Fuente: Explotación Subterránea – Puno 1999

Continuando con la evaluación económica por método de explotación, calcularemos las reservas minables de acuerdo a cada método de minado.

En la **Tabla 11** se detalla el resumen de reservas y el cálculo de valor de mineral para el método sublevel stoping.

Tabla 11. Cálculo de reservas y valor de mineral usando método Sublevel Stopping.

RECUPERACION POR METODO MINADO	DILUCION			RECUPERACION DE MINERAL			
	Ag	Pb	Zn	SLV	CRVM	SLV	CRVM
Recuperacion Metalurgico	74%	90%	68%	30%	10%	80%	85%
Porcentaje Pagable	70%	30%	60%				
Precio Metal	7,00 US\$/Oz	1,00 US\$/TMS	1,40 US\$/TMS				

LEY DE RESERVA SEGUN CUBICACION				Valor Mineral (US\$/TCS)
TCS	ley Oz Ag	ley % Pb	ley % Zn	
226836	19,3	0,9	1,1	70,85

SUBLEVEL STOPING (Dilucion 30%)				
TCS	ley Oz Ag	ley % Pb	ley % Zn	Valor Mineral (US\$/TCS)
235909	14,85	0,69	0,85	54,50

En la Tabla 12 se detalla el resumen de reservas y el cálculo de valor de mineral para el método de Corte y relleno

Tabla 12. Cálculo de reservas y valor de mineral usando Corte y relleno.

	RECUPERACION POR METODO MINADO			DILUCION		RECUPERACION DE MINERAL	
	Ag	Pb	Zn	SLV	CRVM	SLV	CRVM
Recuperacion Metalurgico	74%	90%	68%	30%	10%	80%	85%
Porcentaje Pagable	70%	30%	60%				
Precio Metal	7,00 US\$/Oz	1,00 US\$/TMS	1,40 US\$/TMS				

LEY DE RESERVA SEGUN CUBICACION				Valor Mineral (US\$/TCS)
TCS	ley Oz Ag	ley % Pb	ley % Zn	
226836	19,3	0,9	1,1	70,85

CORTE Y RELLENO (Dilucion 15%)				
TCS	ley Oz Ag	ley % Pb	ley % Zn	Valor Mineral (US\$/TCS)
212092	17,55	0,82	1,00	64,41

En esta primera evaluación, se observa que el valor de mineral usando método de Corte y relleno es 9.91 US\$/TM mayor que usando Sublevel Stopping

4.1.4. LEY MÍNIMA DE CORTE

La ley mínima de corte será la ley de Ag que posea un valor económico que permita cubrir el costo operativo del proyecto. Este valor está en función de la recuperación metalúrgica en Planta, el % pagable de concentrado por contrato y el precio del metal en el mercado. Para determinar dicho valor, se utilizan las equivalencias de la ley de Pb y Zn con respecto a la Plata.

LEY DE CORTE:

Es la ley mínima del mineral, que iguala los ingresos de la empresa con sus costos

$$\text{INGRESOS} = \text{EGRESOS}$$

$$\text{Ley} * \text{Precio} * \text{Recuperación} = \text{Costos}$$

$$\text{LEY MÍNIMA} = \frac{\text{Costos}}{\text{Precio} * \text{Recuperación}}$$

LEY DE CORTE Y EQUIVALENCIAS DE PLATA

	Ag	Pb	Zn
Precio neto	7 \$/Oz	1 \$/TMS 0,0005 \$/Lbs	1,4 \$/TMS 0,0006 \$/Lbs
Recuperación	74%	90%	68%
Costos	21,72 \$/TMS		

EQUIVALENCIAS:

Ag:	7 \$/Oz	x	74%	=	5,180 \$/Oz	→ 1 \$ =	0,19305 Oz Ag
Pb:	0,0005 \$/Lbs	x	90%	=	0,00041 \$/Lbs	→ 1 \$ =	2449,55556 Lbs Pb
Zn:	0,0006 \$/Lbs	x	68%	=	0,00042 \$/Lbs	→ 1 \$ =	2315,75630 Lbs Zn

1 Oz Ag	=	5,180 \$/Oz Ag
---------	---	----------------

Para Ag - Pb	0,19305 Oz Ag	=	2449,55556 Lbs Pb
	0,19305 Oz Ag	=	111,1216382 % Pb

1% Pb	=	0,001737287 Oz Ag
-------	---	-------------------

Para Ag - Zn	0,19305 Oz Ag	=	2315,75630 Lbs Zn
	0,19305 Oz Ag	=	105,05 % Zn

1% Zn	=	0,001837664 Oz Ag
-------	---	-------------------

CALCULO DE LEY DE CORTE:

$$\text{Ley de corte equiv. Ag} = \frac{21,72 \text{ \$/TMS}}{7 \text{ \$/Oz} * 74\%} = 4,193 \text{ Oz Ag/TMS}$$

Ley de corte equiv. Ag	=	4,193	Oz Ag/TMS
------------------------	---	-------	-----------

$$\text{Ley de corte equiv. Pb} = \frac{21,72 \text{ \$/TMS}}{1 \text{ \$/TMS} * 90\%} = 2413,333333\% \text{ Pb} = 4,193 \text{ Oz Ag/TMS}$$

Ley de corte equiv. Pb	=	4,193	Oz Ag/TMS
------------------------	---	-------	-----------

$$\text{Ley de corte equiv. Zn} = \frac{21,72 \text{ \$/TMS}}{3,4 \text{ \$/Oz} * 68\%} = 2281,51261\% \text{ Zn} = 4,193 \text{ Oz Ag/TMS}$$

Ley de corte equiv. Zn	=	4,193	Oz Ag/TMS
------------------------	---	-------	-----------

En la Tabla 13 se detalla para determinar la ley de corte, en donde se observa que con una ley de 4.193 OzAg-Eq/TCS, obtenemos un valor de mineral de 21.72 US \\$/TCS que cubriría nuestro costo de operación. Es decir, el mineral es rentable a partir de una ley de 4.193 OzAg/TCS con la Aplicación del Método sublevel Stopping.

Tabla 13. Cálculo de la ley mínima de corte

LEY PLATA EQUIVALENTE	VALOR MINERAL (US \\$/TCS)	LEY DE CORTE OzAg/TCS		COSTOS DE OPERACION \\$/TCS	
		Sublevel Stopping	Corte y Relleno	Sublevel Stopping	Corte y relleno
4	20,72	4,193		21,720	
5	25,90				
6	31,08				
7	36,26				
8	41,44				
9	46,62	6,483		33,580	
10	51,80				
11	56,98				
12	62,16				
13	67,34				
14	72,52				
15	77,70				
16	82,88				
17	88,06				
18	93,24				

4.1.5. RENTABILIDAD ECONOMICA SEGUN METODO DE EXPLOTACION

~~4.1.5.1. COSTO DE OPERACIÓN DE SUBLEVEL STOPING~~

En esta etapa, calcularemos los costos de operación para cada método de explotación y luego determinaremos el margen de utilidad de acuerdo al método de explotación. En la **Tabla 14** se muestra el cálculo del costo de operación del método de tajeo por subniveles con taladros largos. *Para este análisis, se ha tomado en cuenta el uso de un Jumbo electrohidraulico, una longitud de perforación de 13.0 mts, 1 scoop diesel a control remoto de 3.5 yd³ y una producción diaria de 500 TCS. Se considera un 25% adicional por imprevistos y considerando una voladura secundaria mayor en este método de explotación.*

Tabla 14. Costo de operación con el método Sublevel Stopping

COSTO DE OPERACIÓN CON TALADROS LARGOS (\$/TCS)	
COSTO PREPARACION	0.70
PERFORACION	0.60
VOLADURA	0.37
SOSTENIMIENTO	0.00
TRANSPORTE	1.39
COSTO DE EXPLOTACION	3.06
COSTO EXPLOTACION +25%	3.82
COSTO DE PROCESAMIENTO	6.10
COSTO DE ENERGIA	2.80
COSTOS ADMINISTRATIVOS	9.00
COSTO TOTAL (\$/TCS)	21.72

El cronograma de trabajo resumido se encuentra en el **Anexo 3** donde se muestra las labores de preparación necesarias, el tiempo requerido y el costo de la preparación.

4.1.5.2. COSTO DE OPERACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Para hallar el costo de operación en el método de corte y relleno, se realizó una evaluación de la preparación y explotación del tajo 775 como se detalla en el Anexo 4.

El resumen muestra en la **Tabla 15** para este análisis se ha tomado en cuenta el uso de tres perforadoras Jack leg, una altura de corte de 2.40 m. y una longitud de perforación de 8 pies, 1 scoop eléctrico de 3.5 yd³ y una producción diaria de 250 TCS, como se nota en la Tabla el método de corte y relleno ascendente lo que incrementa mas el costo de operación es el sostenimiento que tiene que realizarse con split sets y mallas en toda la periferia del tajo, además el relleno provendrá de los avances de la profundización de la Rampa 626 a un ritmo de 200 metros por mes con una sección de 3.5 x 3.5 m la cual nos proveerá 2450 metros³ de relleno mensual. **Se considera un 20% adicional por imprevistos en Costo de Operación.**

Tabla 15. Costo de operación con el método Corte y Relleno.

COSTO DE OPERACION CON CORTE Y RELLENO (\$/TCS)	
COSTO PREPARACION	0.49
PERFORACION + VOLADURA	3.60
SOSTENIMIENTO	7.56
TRANSPORTE	1.39
COSTO DE OPERACIÓN MINA	13.06
COSTO OPERACION MINA +20%	15.68
COSTO DE PROCESAMIENTO	6.10
COSTO DE ENERGIA	2.80
COSTOS ADMINISTRATIVOS	9.00
COSTO TOTAL (\$/TCS)	33.58

4.1.5.3. VALOR PRESENTE NETO

Para terminar nuestro análisis evaluaremos el Valor Presente Neto por cada método de explotación para seleccionar definitivamente nuestro método de explotación a utilizar.

En la **Tabla 16** se resume el Valor Presente Neto por método de explotación, obteniéndose **1'559,951.17 US \$** más si explotamos el tajo 775 usando el método Sublevel Stoping en vez de usar el método de Corte y relleno ascendente con relleno detrítico.

Tabla 16. Valor Presente Neto por método de minado

SUBLEVEL STOPING (Dilucion 30%)				
Valor Presente Neto del Block				Tipo de Reserva
Ag (US\$)	Pb (US\$)	Zn (US\$)	Total (US\$)	
24516434,88	163321,92	279461,95	24 959 218,75	PROBADO

CORTE Y RELLENO (Dilucion 10%)				
Valor Presente Neto del Block				Tipo de Reserva
Ag (US\$)	Pb (US\$)	Zn (US\$)	Total (US\$)	
26048712,06	173529,54	296928,32	26 519 169,92	PROBADO

VALOR PRESENTE NETO SEGUN METODO DE MINADO	
METODO DE EXPLOTACION	U.S.\$
SUBLEVEL STOPING	24959218,75
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	26519169,92
MARGEN UTILIDAD	1 559 951,17

4.1.5.4. MARGEN DE UTILIDAD NETA

Por lo tanto, de acuerdo a los costos operativos y valor de mineral hallados por los dos métodos de explotación, se obtiene el margen de utilidad. En la **Tabla 17** se detalla el resultado.

Tabla 17. **Margen de Utilidad por cada método de minado**

MARGEN UTILIDAD POR TCS	
SUBLEVEL STOPING	US \$/TCS
Costo Operativo	21.72
Valor Mineral	54.50
MARGEN UTILIDAD	32.78
CORTE Y RELLENO	US \$/TCS
Costo Operativo	33.58
Valor Mineral	64.41
MARGEN UTILIDAD	30.83

Por lo tanto, usando el método Sublevel Stopping obtenemos 1.95 US \$/TCS más de utilidad que si usáramos el método de Corte y Relleno Ascendente.

4.2. INFRAESTRUCTURA DE DISEÑO DE TAJEO CON SUBLEVEL STOPING

4.2.1. DIMENSIONAMIENTO DEL TAJEO

El diseño de tajeo también se puede demostrar el RH en función a MRMR, Área y Perímetro, donde se observa que el RH de techo es más estable que el RH de la pared razón propio del dimensionamiento del Block.

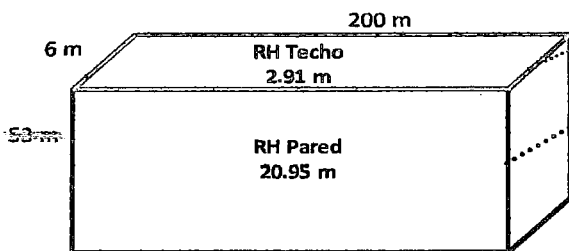
DISEÑO DEL TAJEO

Dimensionamiento es función de:

1.- Modified Rock Mass Rating Laubscher, 1977

58 MRMR

2.- Cálculo de Radio Hidráulico (RH)



$$RH = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}}$$

$$RH \text{ Techo} = \frac{6m \cdot 200m}{6m + 6m + 200m + 200m} = 2,91 \text{ m}$$

$$RH \text{ Pared} = \frac{53m \cdot 200m}{53m + 53m + 200m + 200m} = 20,95 \text{ m}$$

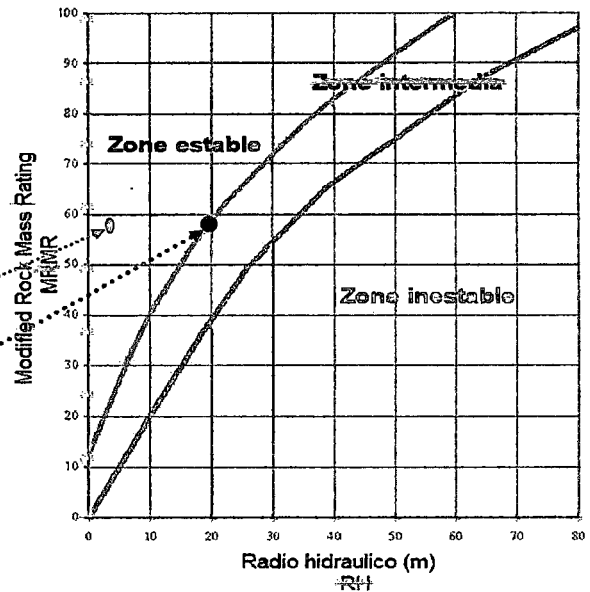


Gráfico de Hundibilidad de Laubscher
Laubscher 1988 and Bartlett 1998

Se presenta el dimensionamiento del tajeo 775, aplicando el método gráfico de estabilidad. En este caso el número de estabilidad N' es 44.60 y el factor de forma o radio hidráulico S es 12.5. Utilizando estos valores, se estima que se pueden lograr excavaciones vacías de unos 55 m de altura x 45 m de longitud. Esto nos conlleva a tener que pensar en dejar pilares estabilizantes o en su defecto utilizar relleno para el tajeo.

Según estos gráficos, considerando un valor de MRMR (Laubscher 1994) de 58 (equivalente a un RMR de Bieniawski de 50 a 60) y un número de estabilidad N' de 44.60, se puede establecer un factor de forma o radio hidráulico S de a 15. Este valor será el recomendable para ser usado en el diseño del Tajo 775.

Si utilizamos el valor S = 15, para una altura total del tajo de 53 m (60 m – 7 m de puente), se podrán lograr tajos vacíos de hasta mas o menos 65 m de longitud. Se dejara pilares estabilizantes de buzamiento o utilizar el relleno para el tajo. Este relleno sería solo parcial, de tal manera de mantener un radio hidráulico menor de 15, y así mantener condiciones adecuadas de estabilidad del tajo.

Geomechanics Method "RMR" - Rock Mass Classification Results	
User :	David Córdova
Project :	Taje0 775 Magaly Socorro
Comments :	Dimensionamiento geomecánico
Input Data	Output Data
Rock Type : sulphides	Rock Mass Rating, RMR - 58.00
Intact Strength (A.1) - 12.00	Condition of Discontinuities, RMRm - 18.00
Rock Quality Designation (A.2) - 13.00	RQD + Spacing, RMRs - 23.00
Joint Spacing (A.3) - 10.00	Q Equivalent - 8.26
Discontinuity Length (A.4.i) - 2.00	Undisturbed Rock Mass :
Joint Separation (A.4.ii) - 5.00	m Value - 1.30
Joint Roughness (A.4.iii) - 3.00	s Value - 0.016390
Joint Infilling (A.4.vi) - 3.00	Disturbed Rock Mass :
Joint Weathering (A.4.v) - 5.00	m Value - 0.35
Groundwater (A.5) - 10.00	s Value - 0.002098
Joint Orientation (B) - -5.00	
Print	Backward
	Forward

En el Grafico 1 se observan las propiedades geomecánicas de la roca así como las características geométricas del tajo (dimensionamiento geomecánico).

Direct Factor Input

File

Input

RQD :	<input type="text" value="62.5"/>	Workplace :	<input type="text" value="Tajeo 775 Magaly Socorro"/>
Depth :	<input type="text" value="700"/>	Critical Joint Dip* :	<input type="text" value="79"/>
UCS :	<input type="text" value="110"/>	Critical Joint Dip Direction* :	<input type="text" value="331"/>
Joint Set Number :	<input type="text" value="6"/>	Excavation Dip* :	<input type="text" value="68"/>
Joint Roughness :	<input type="text" value="1.5"/>	Excavation Dip Direction* :	<input type="text" value="136"/>
Joint Alteration :	<input type="text" value="2"/>		
Failure Mechanism :	<input type="text" value="sliding"/>		*degrees

Sizing

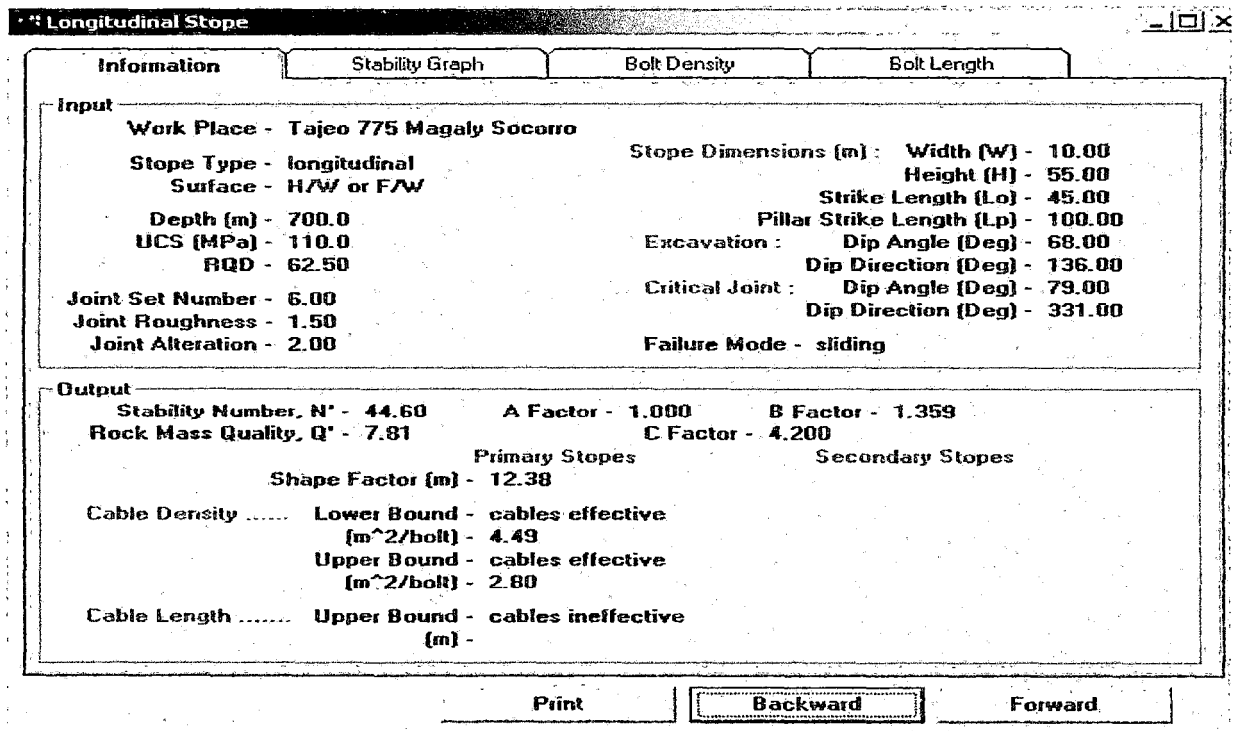
Surface	Stope Dimensions (m)
<input type="radio"/> <input type="text" value="Back"/>	Stope Width : <input type="text" value="10"/>
<input checked="" type="radio"/> <input type="text" value="H/W or F/W"/>	Stope Height : <input type="text" value="55"/>
<input type="radio"/> <input type="text" value="Wall (primary)*"/>	Stope Strike Length : <input type="text" value="45"/>
<input type="radio"/> <input type="text" value="Wall (secondary)"/>	Pillar Strike Length : <input type="text" value="100"/>

*WALL = END. in longitudinal case

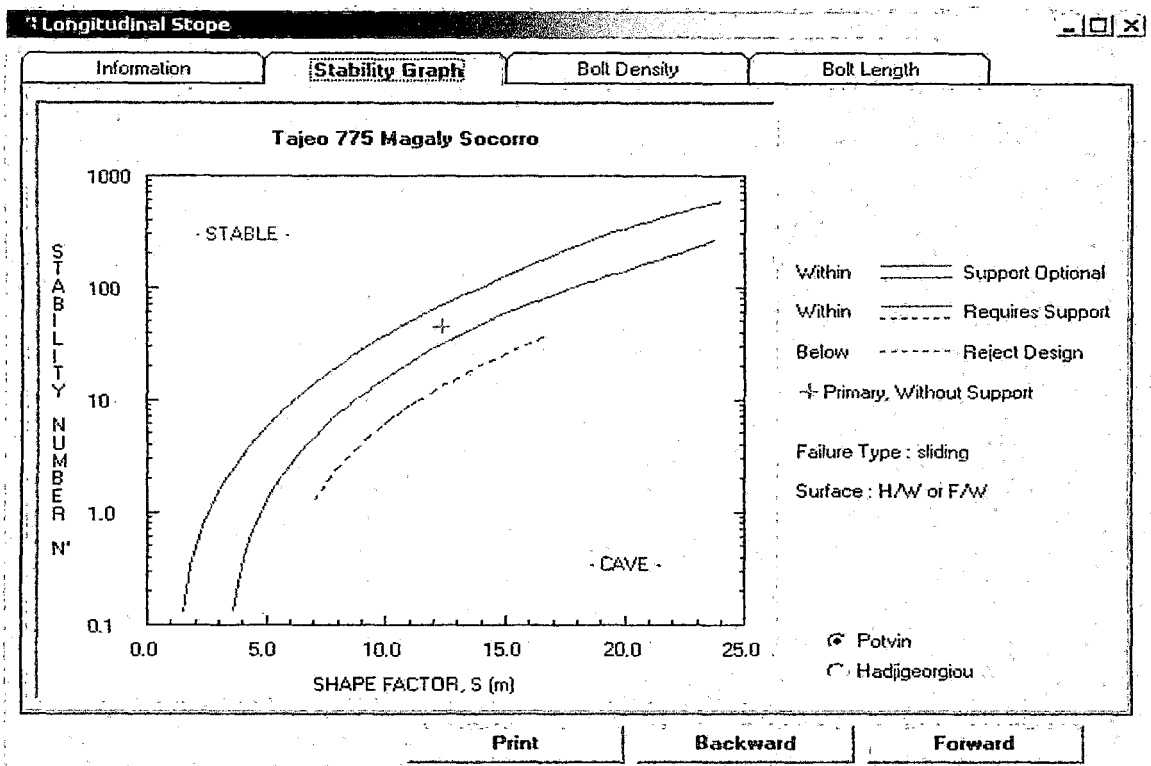
Factors

Q' :	<input type="text" value="7.813"/>	A :	<input type="text" value="1.000"/>	B :	<input type="text" value="1.359"/>	C :	<input type="text" value="4.200"/>	<input type="button" value="Update"/>
------	------------------------------------	-----	------------------------------------	-----	------------------------------------	-----	------------------------------------	---------------------------------------

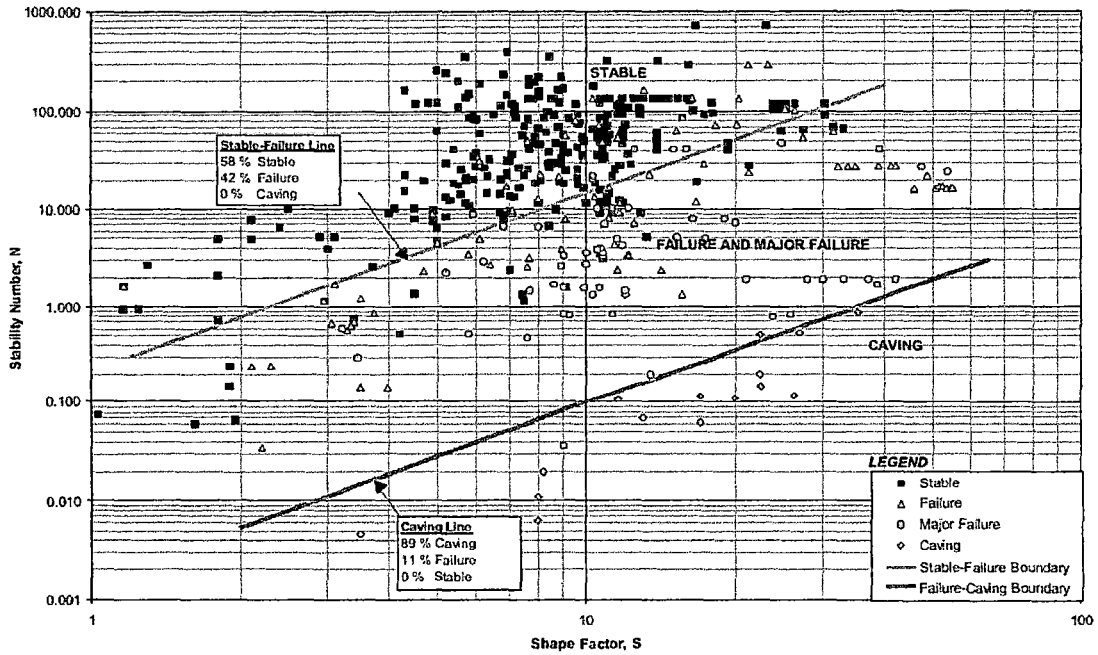
En el Grafico 2 se observan las dimensiones del tajeo, el Índice de calidad tunelera modificado, el factor de esfuerzo a la roca, factor de ajuste por orientación de las juntas y factor de ajuste gravitacional.



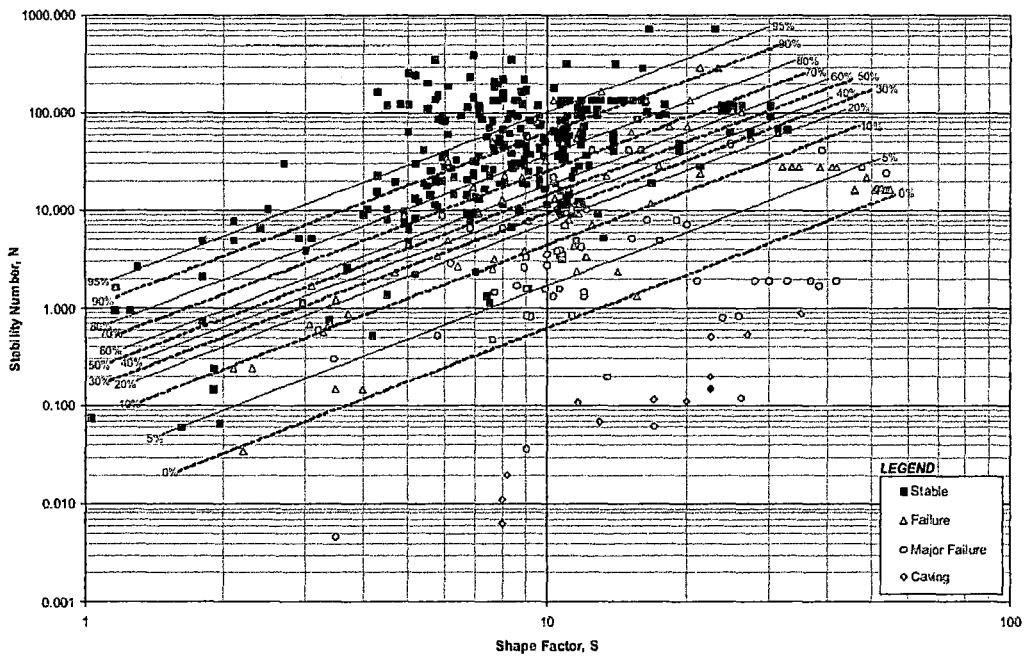
En el Grafico 3 se muestra el número de estabilidad modificado



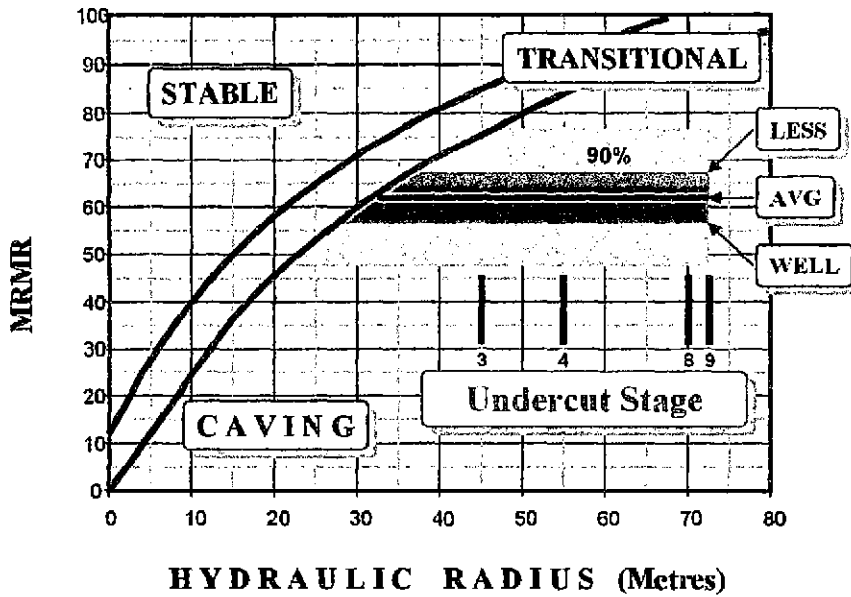
En el Grafico 4 se muestra el radio hidráulico según el número de estabilidad



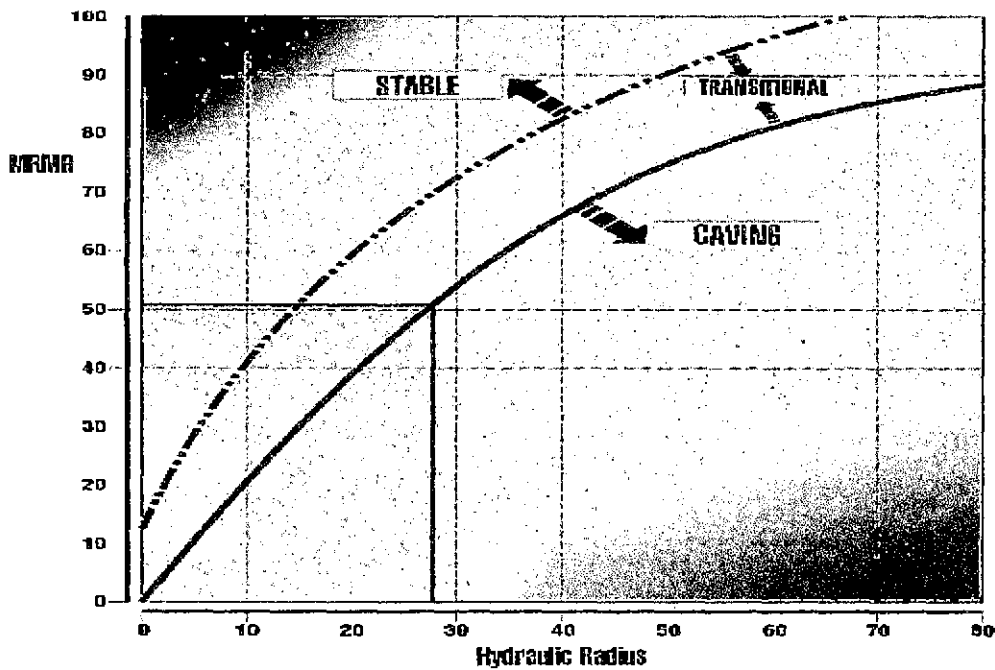
En el Gráfico 5 se muestra el factor de forma o radio hidráulico y el número de estabilidad extendido de Mathews para tajos abiertos. Según Trueman.



En el Gráfico 6 se muestra los contornos de isoprobabilidad para estabilidad de tajos abiertos. Según Trueman.



En el Grafico 7 se muestra el diagrama de estabilidad de Laubscher para determinar el radio hidráulico.



En el Grafico 8 se muestra la determinación del radio hidráulico según el diagrama de estabilidad de Laubscher, 1994

De acuerdo a los valores indicados en la **Tabla 18**, y al método gráfico de estabilidad, el valor de N se plotea en el gráfico de estabilidad Grafico 4 para determinar el radio hidráulico más adecuado a las características geomecánicas de estabilidad.

Tabla 18. Valor del "N" numero de estabilidad modificado según método grafico de estabilidad

METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD	
$N = Q \times A \times B \times C$	
N : Numero de estabilidad modificado	44.60
Q : Índice de calidad tunelera modificado	7.81
A : factor de esfuerzo en la roca	1.00
B : factor de ajuste por orientación de las juntas	1.36
C : Factor de ajuste gravitacional	4.20

Según el **Grafico 7 y 8** el valor más adecuado para el radio hidráulico es 15. Finalmente en la **Tabla 19**, se detalla la fórmula para hallar el radio hidráulico.

Tabla 19. Determinación de la longitud máxima de tajeo

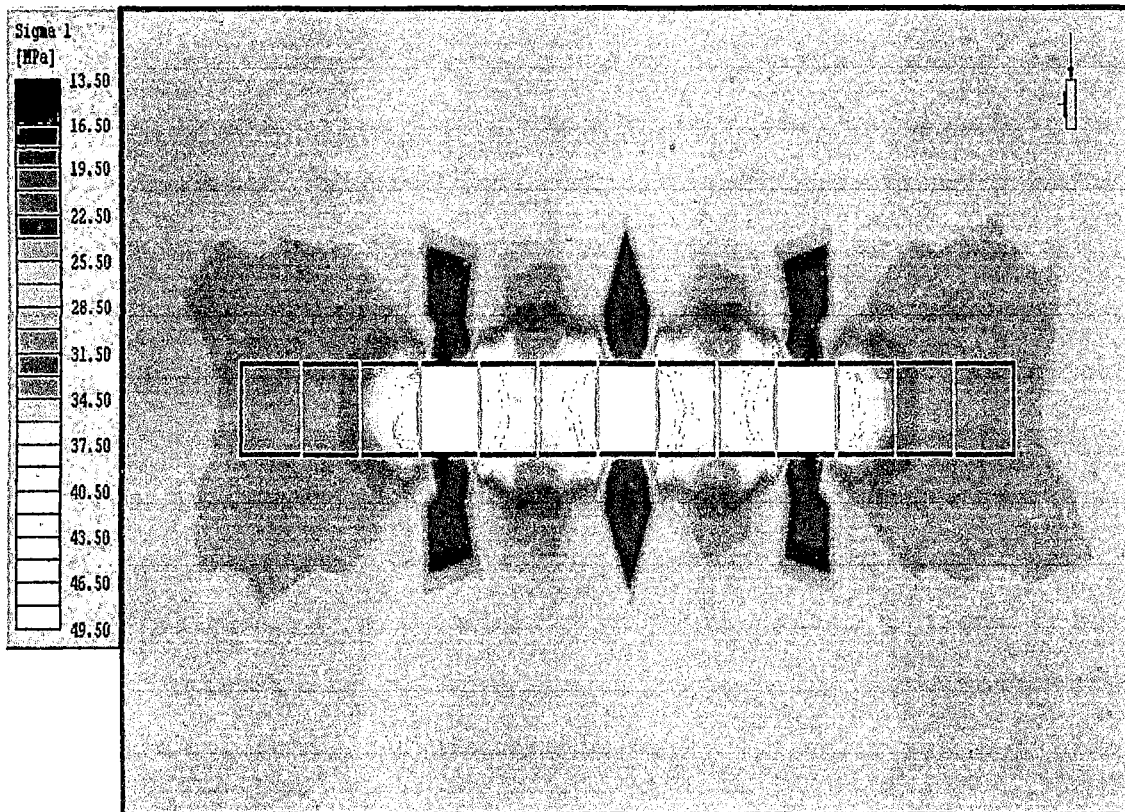
METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD	
$S = (l \times h) / 2 \times (l + h)$	
S : radio hidráulico	15
l : longitud de tajo (a determinar)	65
h : altura de tajo (constante)	53

4.2.2. DIMENSIONAMIENTO DE LOS COMPONENTES ASOCIADOS AL MINADO

Según los resultados del análisis de esfuerzos, las siguientes dimensiones de los diferentes componentes asociados al nuevo método de minado serán:

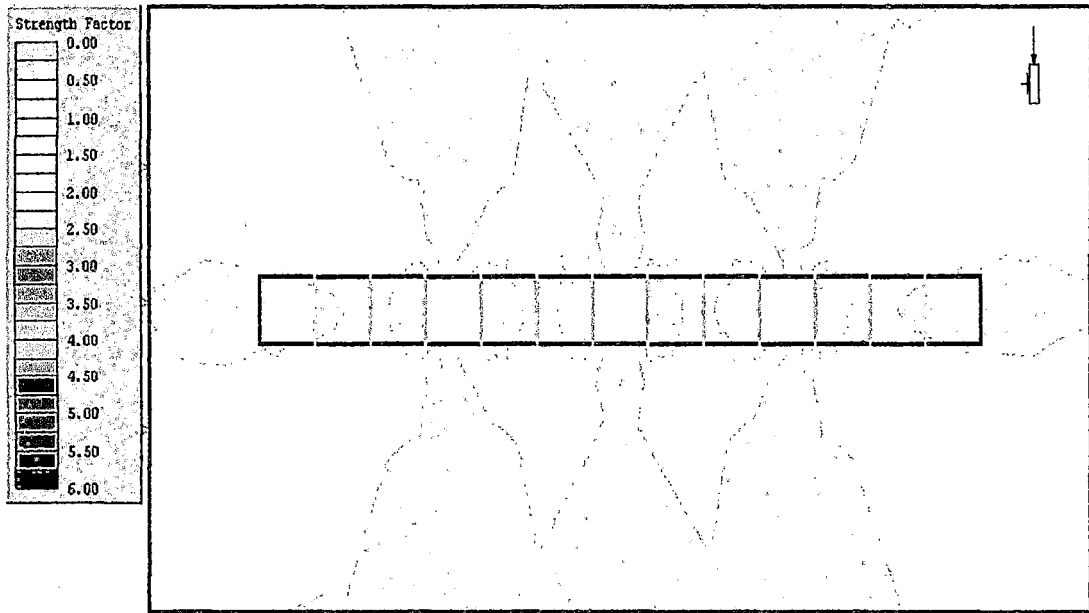
- El by pass la distancia recomendable será 15 metros.

- El espaciamiento mínimo entre las ventanas lo recomendable será 10 a 12 metros.
- El puente mínimo a dejarse debajo del Nv. 120 será 7 metros de altura, tal como se ha considerado en el pre-diseño. (R7).



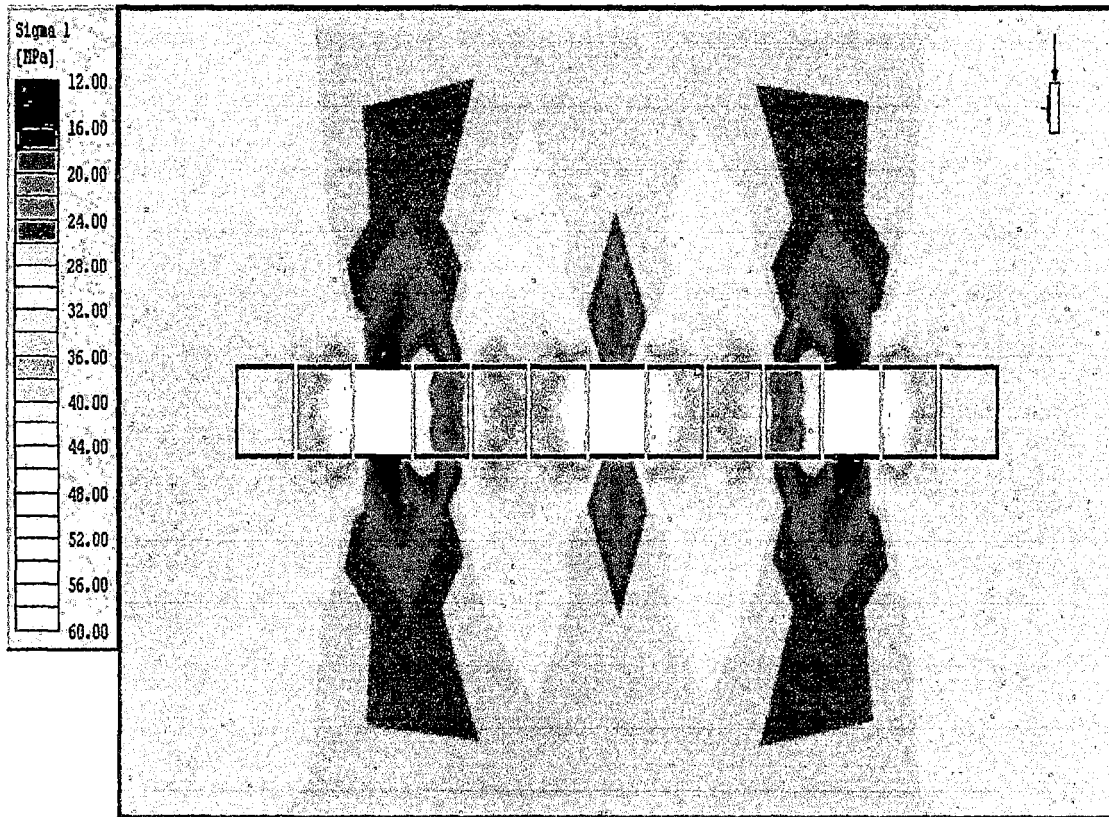
Lamina 8 Esfuerzos principales. Caso pilares de 8 m de ancho entre las ventanas.

Se puede apreciar que por la densidad de las labores y la corta distancia de separación entre estas (pilares), la mayor concentración de esfuerzos se generara en los pilares (bordeando los 48 Mpa), y en menor magnitud en la corona de este tajeo. Con la observación de que esta simulación solo está dada para un primer corte, ya que a medida que se realce la corona, las condiciones de esfuerzo van a variar.



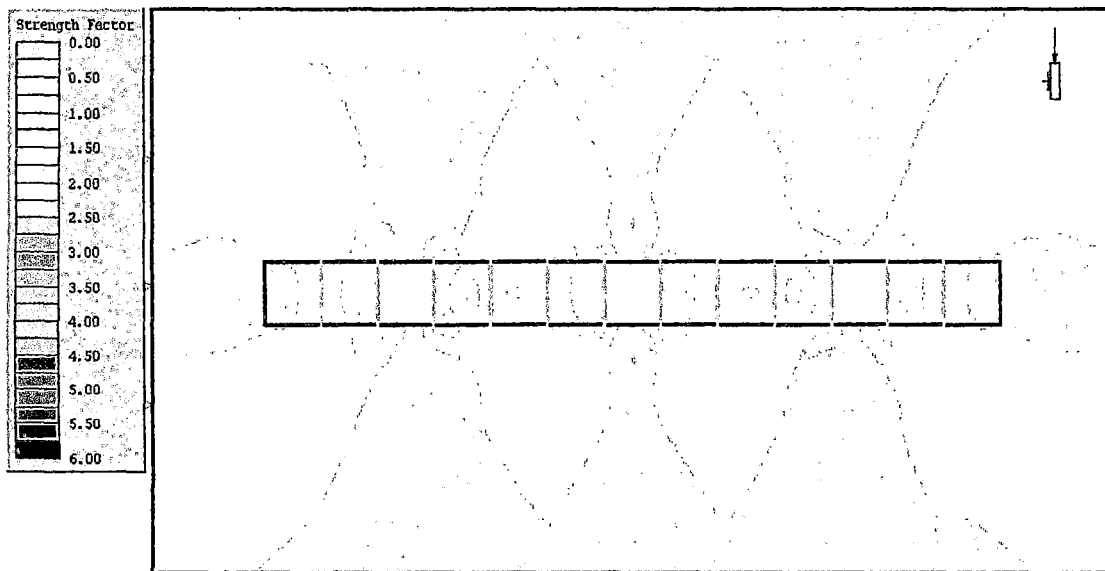
Lamina 9. Factor de seguridad. Caso pilares de 8 m de ancho entre las ventanas.

Relacionando la corta distancia de los pilares (8 metros), con el factor de seguridad, se puede apreciar que en relación con los esfuerzos principales que actual principalmente en los pilares, estos generan condiciones de inestabilidad por lo cual los factores de seguridad serán iguales a 1, o inferiores a este.



Lamina 10. **Esfuerzos principales. Caso pilares de 12 m de ancho entre las ventanas.**

Es apreciable que al aumentar la distancia entre los pilares (12 metros), los esfuerzos serán mejor distribuidos en el macizo rocoso, por lo que los valores de los esfuerzos mayores no serán tan considerables como en el caso de los 8 m de pilar.



Lamina 11. Factor de seguridad. Caso pilares de 12 m de ancho entre las ventanas.

En relación al gráfico anterior es evidente que a menores esfuerzos actuando sobre los pilares, el factor de seguridad será mayor (Valores mayores que 1).

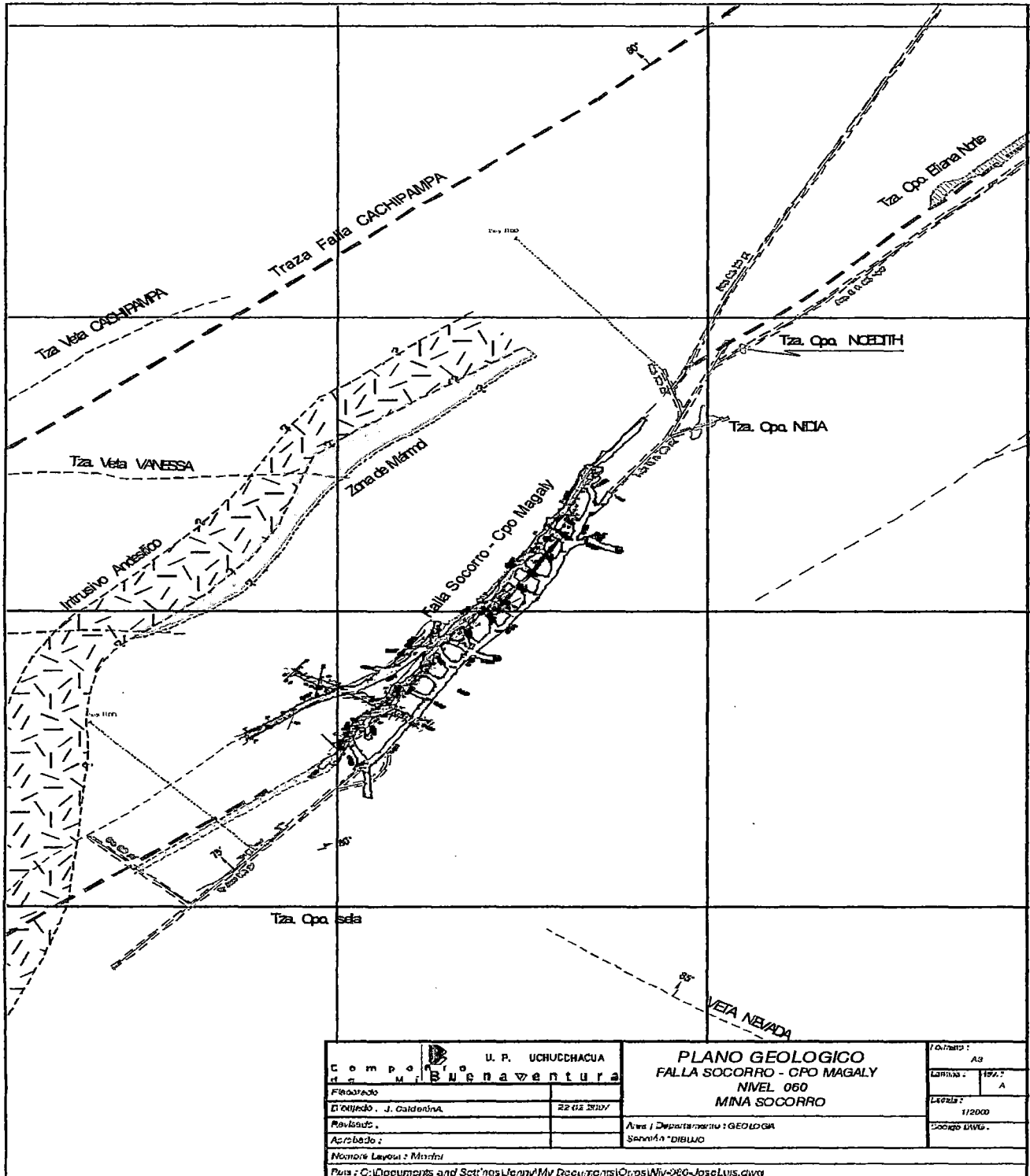
4.2.3. DESCRIPCIÓN DEL TAJEO 775 FALLA SOCORRO CUERPO MAGALY.

El tajeo 775 se encuentra emplazada entre los niveles 060 y 120 de la mina Socorro. La exploración se inició a partir de la Gal.775 ubicada en el nivel 060 reconociéndose la falla Socorro y el cuerpo Magaly con una longitud de 200 mts aproximadamente.

En la **Lámina 12** se muestra una sección longitudinal de la infraestructura del tajeo 775. Se observa las galerías de ambos niveles, la rampa 626 y los subniveles 080 y 100

En la lámina 13 se observa en vista de planta la Falla Socorro, el cuerpo Magaly y el B.P. 775 en el nivel 060 de la Mina Socorro.

Lamina 13. Vista en planta de la Falla Socorro y el cuerpo Magaly.



Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

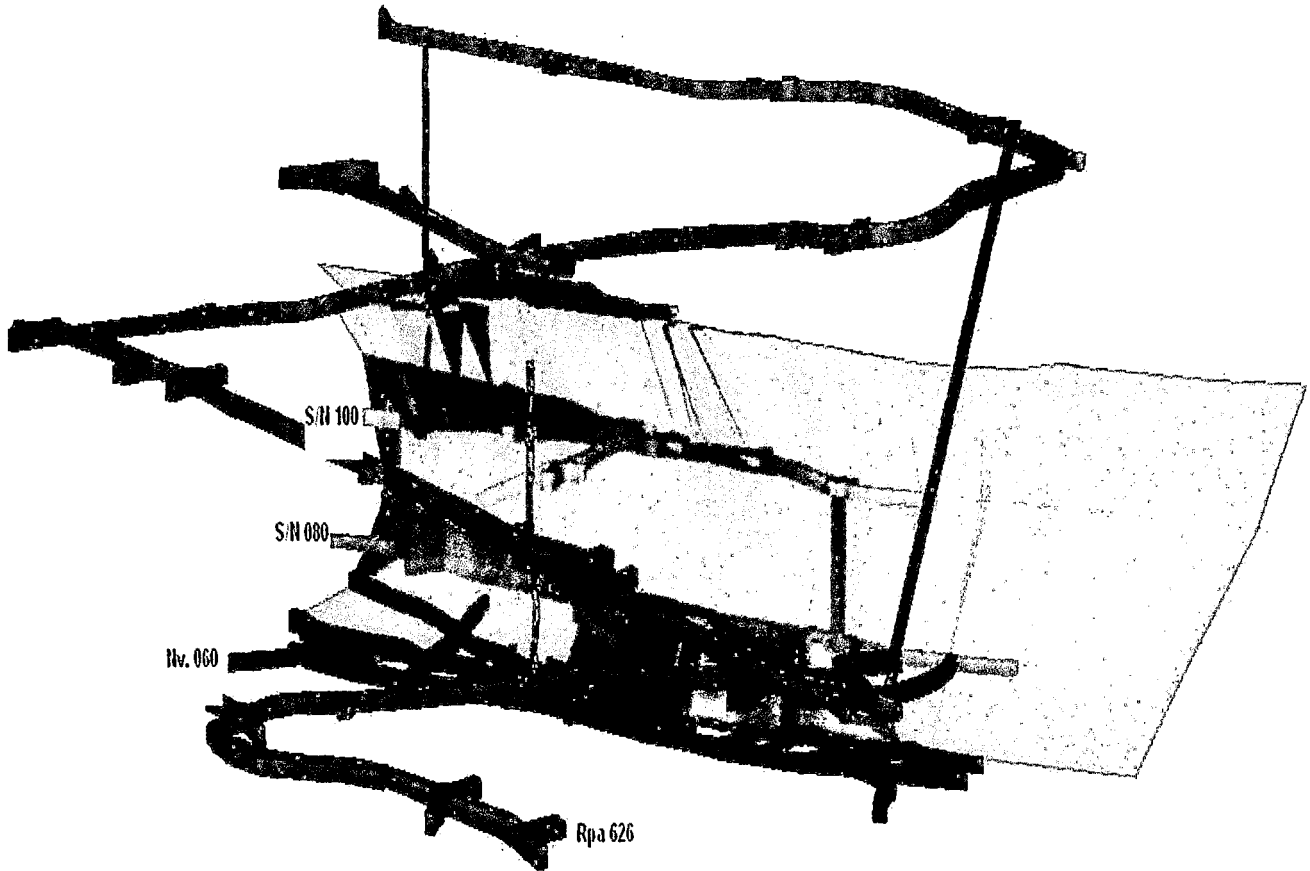
4.2.4. DISEÑO DE INFRAESTRUCTURA DE TAJEO

Para definir la secuencia de preparación del cuerpo Magaly-Falla Socorro, se tomó como base la información geológica y topográfica, así como se muestra en **lamina 14**, utilizando como herramienta de apoyo el "Modelamiento en 3D" a través del GEMCOM, el modelo del cuerpo mineralizado inicialmente se hizo en base a la información preliminar que se contaba (sondajes, niveles), luego se actualizó el modelo con la información obtenida por el desarrollo de los subniveles y chimeneas de preparación, así como de adicionales, tener el modelamiento en 3D nos permitió visualizar mejor y definir claramente las labores de preparación, igualmente simular las fases de explotación.

Se definieron 4 fases de explotación, la primera desde el NV. 4060 al NV. 4080 (Falla Socorro-Cuerpo Magaly), la segunda del NV. 4080 al NV. 4100 (Cuerpo Magaly), la tercera del NV. 4080 al NV. 4120 (Cuerpo Falla Socorro) y la cuarta del NV. 4100 al NV. 4120 (Cuerpo Magaly).

Lamina 14. Modelamiento en GEMCOM Tajeo 775 Falla Socorro- Cuerpo Magaly

PREPARACION TAJEO 775 - MINA SOCORRO
METODO DE TALADROS LARGOS

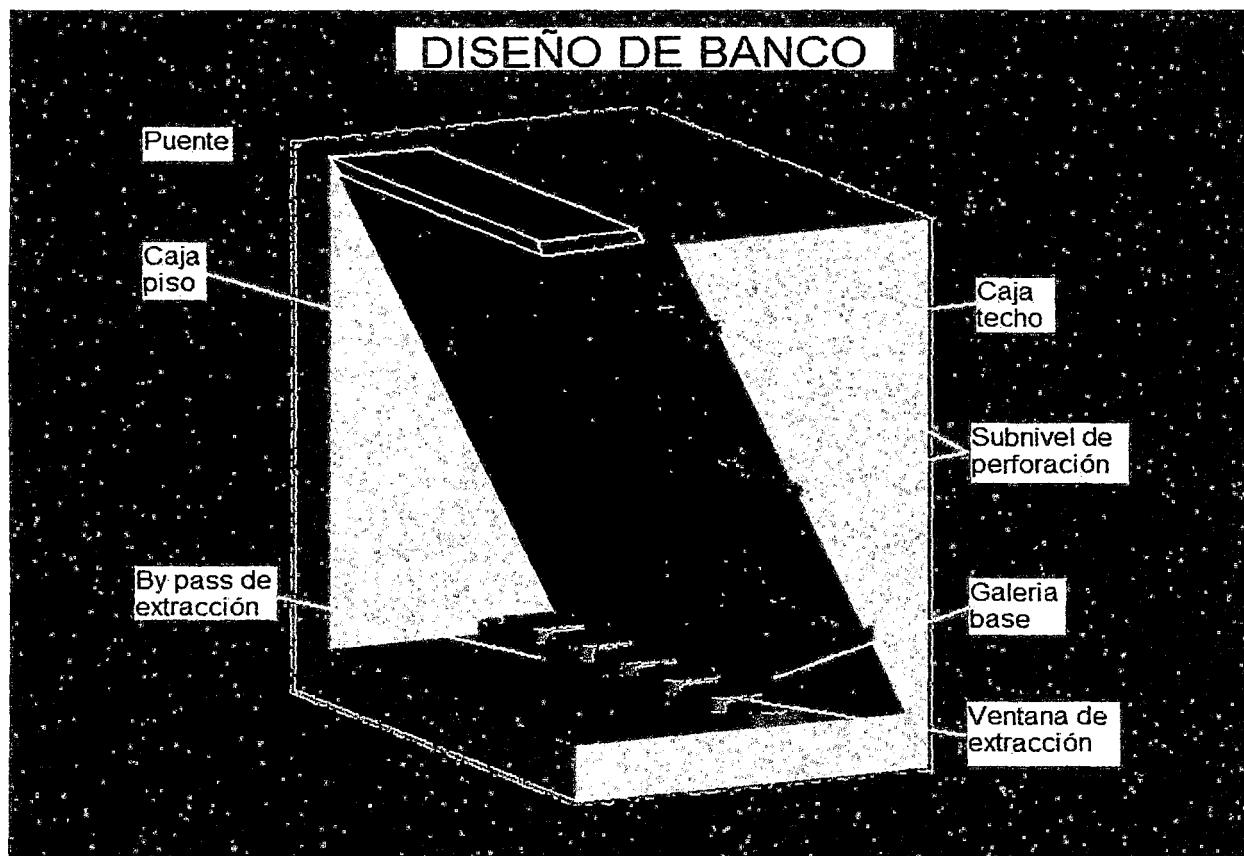


Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

4.2.5. DETALLES DE INFRAESTRUCTURA

En la lámina 15 se muestra todos los diseños de infraestructura de preparación del block Tajeo 775.

Lamina 15. Diseño de banco



Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

- By pass y ventanas.

Se diseñó un by pass en el nivel base 060 paralelo a la falla Socorro y al cuerpo Magaly, previamente se definió toda la estructura mineralizada. La luz entre la Falla Socorro y el By pass fue de 12 metros pero lo ideal es 15 metros. El objetivo de su construcción fue permitir las exploraciones al NE y SW de la falla Socorro, además de dar accesibilidad a los equipos y al personal. Las ventanas tienen una luz de 8 metros lo ideal es que sean de 12 metros de luz de ventana a ventana.

- Subniveles.

El objetivo de dichos subniveles es explorar la veta en altura así como permitir la perforación de los taladros largos.

El subnivel 1 en el nivel 080 a 13 metros del nivel base para lo cual se acceso con un brazo positivo. Este primer subnivel nos permitió desarrollar la veta y

tener una mejor certeza de estas estructuras en altura, además nos permitió acceder los equipos para la perforación de los taladros largos.

El subnivel 2 en el nivel 100 a 25 metros encima del primer subnivel para lo cual se acceso con un brazo positivo

- Echadero de Mineral.

El echadero se iniciara desde el Nivel 040 hasta el Nivel 060. Se ubicara en la parte central del block de mineral con el objetivo de hacer más eficiente la limpieza del mineral. La capacidad del echadero corresponde con la capacidad de acarreo del scoop, el ciclo de transporte de mineral con camiones de bajo perfil y la producción por guardia del tajo.

- Chimenea de servicios-ventilación.

Ubicada al extremo NE del tajeo, servirá para dotar de la adecuada ventilación a la zona de explotación.

- Chimenea Slot.

La cara libre o slot principal se ubicará a ambos extremos tanto al NE como al SW del tajeo donde comenzará la explotación, la secuencia de perforación ha sido desde el nivel 060 al 080, luego de nivel 080 al 100 y del nivel 100 al nivel 120. Lo ideal es hacer las chimeneas de salida con VCR

4.3. OPERACIONES UNITARIAS

4.3.1. PERFORACION

Para iniciar el proceso de perforación de los taladros de producción, se deben tener en consideración:

- Perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso
- Tamaño de fragmentación requerida
- Diámetro del taladro y longitud del taladro
- Orientación y espaciamiento entre taladros
- Desviación de perforación

Dichos factores determinan el tipo de máquina perforadora así como el diseño de la malla de perforación de los taladros largos.

Es importante el control del % de desviación de los taladros que debe estar en un rango de 2 % como máximo. También es importante controlar las irregularidades en la perforación como taladros perforados fuera del diseño, taladros desviados y los taladros cortos.

El mineral presenta una dureza moderada. La fragmentación del mineral proyectado es que el 80 % del mineral roto se encuentre por debajo de 7 pulg.

Tabla 21. Características para la perforación del tajeo 775

PERFORACION TAJO 775	
Equipo	Jumbo Mercury
Longitud de Perforación	13 mts
Diámetro taladro	64 mm
Dirección perforación	Vertical y en abanico
Subniveles de perforación	Gal. 775, S/N-1, S/N-2
Espaciamiento malla	1.5 mts
Burden malla	2.0 mts
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Long. Prom. perforación	13.00 mts
Desviación taladros	2 %
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilidad Efectiva	75%
Estado Jumbo	Buen estado.

Para esta operación unitaria se consideraran los siguientes variables de control detalladas en la **Tabla 22**:

Tabla 22. Variables de control en etapa perforación tajo 775.

PERFORACION TAJO 775	
Días trabajados/mes	28
Longitud del barreno	1.5
Taladros perforados/Gdia	8
Taladros perforados/día	16
Metros perforados/día	208
Metros perforados/mes	5824
Trabajadores por guardia	2
Horas nominales	8
Tiempo total de perforación/tal (13 mt)	45
Velocidad de perforación (mt/min.)	0.29
Toneladas/metro perforado	11.7
Costo de perforación (US \$/TCS)	0.60

La relación entre toneladas perforadas y toneladas acarreadas diarias se encuentra dentro del rango eficiente de trabajo. Se está perforando diario 16 taladros o 2,433.6 ton diarias y el ritmo de explotación es 500 toneladas diarias.

Como se nota se consideran 28 días de trabajo del equipo de trabajo continuo y 2 días de mantenimiento y reparaciones.

El costo de perforación es 0.60 US \$/TCS en el cual se incluye el costo de pago por el equipo que es 72.5 US \$/hora, las brocas, las barras, el shank y la grasa usada.

En la **lámina 16**, se observa la perforación que se realizó en los subniveles, donde se ha perforado en forma ascendente y descendente.

Lamina 16. Perforación del tajeo 775. Falla Socorro- Cuerpo Magaly



Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

Parámetros de diseño

Altura para la perforación	:	4.50 metros
Geometría de la malla	:	Rectangular.
Diámetro de perforación	:	2 1/2"
Burden promedio (m)	:	1.50 metros
Espaciamiento promedio	:	2.00 metros
Tipo de perforación	:	Roto-percusión.

Equipo de perforación

Jumbo tamrock modelo Mercury

Especificaciones Técnicas de la perforadora:

Modelo	HL - 500
Frecuencia de Impactos	57 – 59 Hz.
Presión de Percusión	175 – 210 bares
Poder de Impacto	15 – 19 kW
Peso	135 Kg.

Columna de perforación.

Para la perforación de los taladros largos se utilizó la siguiente columna de perforación con la perforadora HL 300:

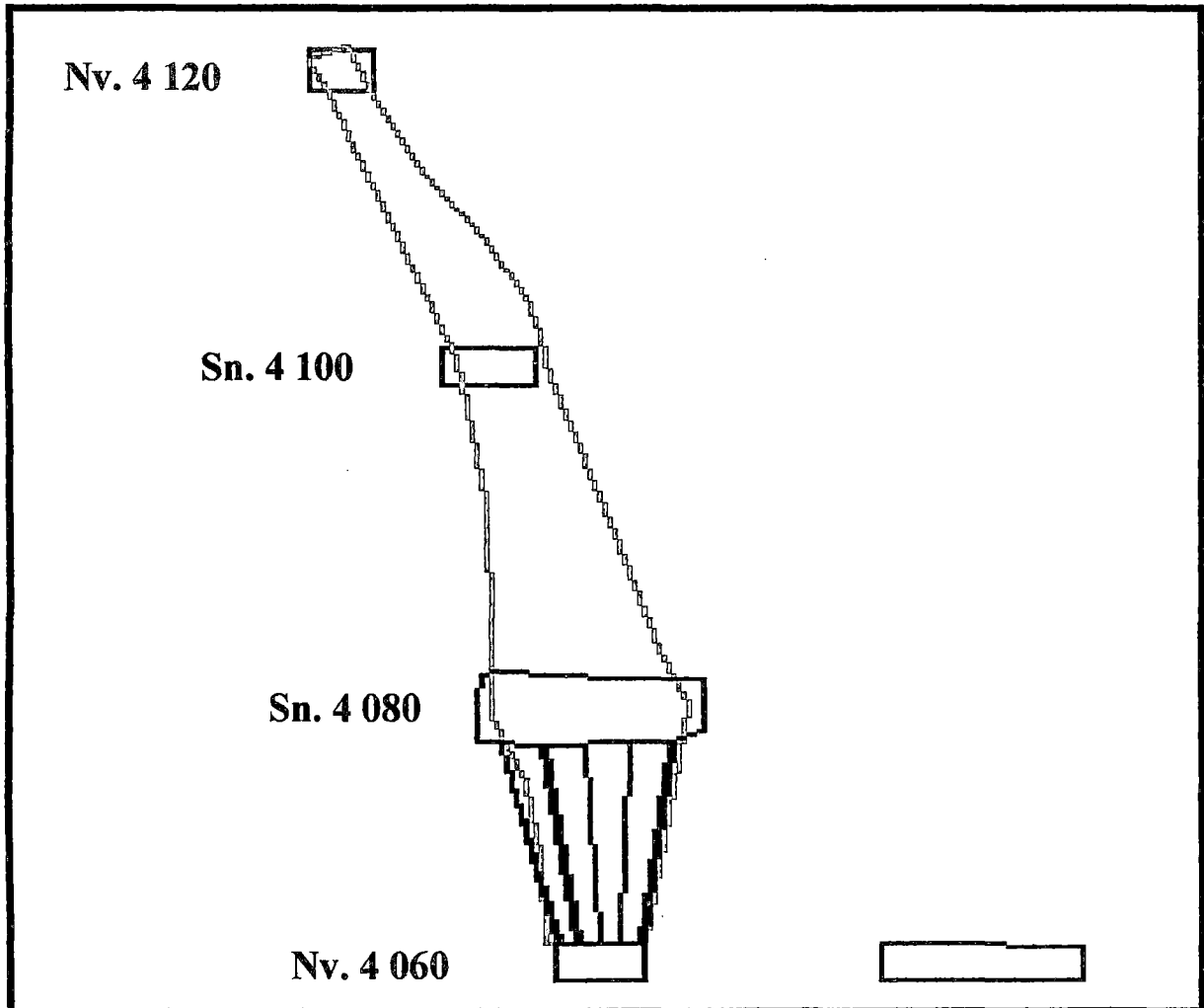
- Shank Adapter T-38 HL500S
- Barras MF T-38
- Brocas de botones de 2 ½ "de diámetro.
- Adaptador piloto T-38 conicidad 12°
- Broca escareadora T-38 de 4" de diámetro.

Los rendimientos promedio de los aceros de perforación son:

- Shank adapter con 11,000 metros en promedio
- Barras MF con 11,000 metros en promedio.
- Broca de botones con 7,500 metros en promedio
- Adaptador piloto con 13,000 metros en promedio.
- Broca escareadora con 13,000 metros en promedio

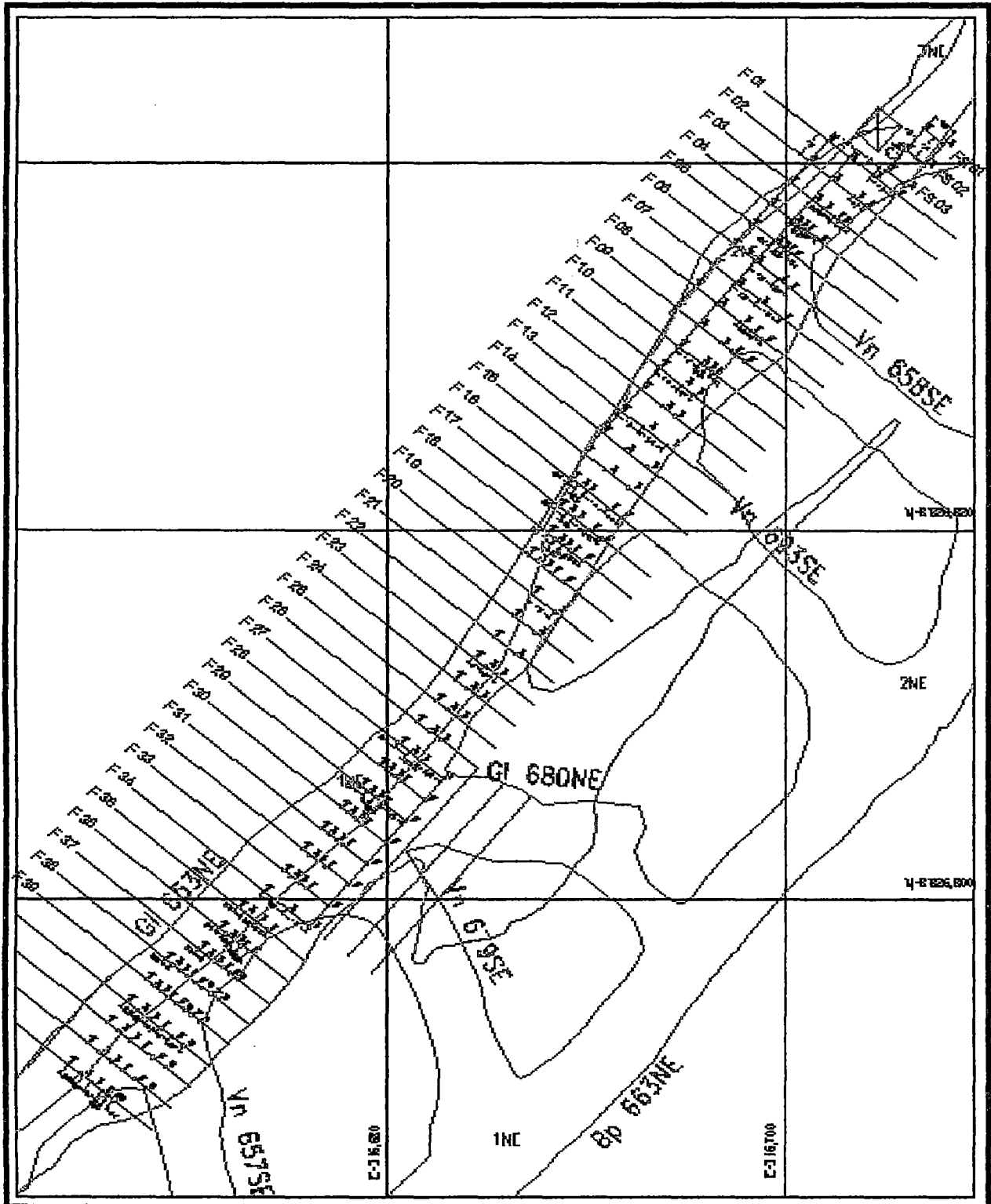
En las Láminas 17 y 18 se observan la distribución de taladros largos en sección transversal y vista de planta.

Lamina 17. Distribución de taladros en el tajeo 775 en sección transversal. Falla Socorro- Cuerpo Magaly



Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

Lamina 18. Distribución de taladros en el tajeo 775 en vista de planta. Falla Socorro- Cuerpo Magaly



Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

En la perforación del cuerpo mineralizado, los taladros de producción se realizaron en forma ascendente, los taladros que van al centro del cuerpo mineralizado se perforan con 0° en el clinómetro (verticalmente) y los taladros del contorno del cuerpo mineralizado, se perforaron según la inclinación del cuerpo para aprovechar la óptima recuperación de mineral.

Las longitudes de los taladros de todos los subniveles varían, estos son perforados hasta llegar a la caja y de esta manera se controla la dilución en la perforación. En este punto es adecuado hacer perforaciones con sondajes para que tengamos mayor información y se perfora en forma eficiente y económica

Para obtener una adecuada perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:

- Correcta limpieza de las áreas a perforar y señalización.
- Colocación de puntos a perforar y las correspondientes elevaciones y direcciones por el Departamento de Topografía
- Precisión de perforación (Control de la perforación).
- Correcta inclinación de los taladros.
- Cumplir con las longitudes de perforación requerida.
- Marcado del taladro después de la perforación.

Todos estos puntos deben ser chequeados con una hoja de control de perforación en el cual se indican los taladros, los pies perforados, indicando los pies de mineral y los pies de estéril, las fallas, fracturas, fisuras. Angulo de inclinación, numero de barras a perforar.

La malla de perforación se ha determinado en función al modelo matemático de Pearse y Langefors. De ambos resultados, se tomó el mayor valor de burden. En las **Tabla 23 y 24** se detalla la obtención del burden y espaciamiento.

La malla de perforación sería reajustada en función a la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral desde el disparo de las 2 primeras filas de taladros.

Tabla 23. Determinación del Burden según el modelo matemático de Pearse

Diseño de la malla de perforación y voladura para taladros largos		
Tj. 775- Mina Socorro		
Diseño de Malla de Perforación :		
MODELO MATEMATICO DE PEARSE		
BURDEN		
Parámetros geomecánicos		
Parámetros de perforación		
Características del explosivo		
Parámetros		
RQD	Índice de calidad de la roca.	
JSF	Factor de reducción de esfuerzos.	
ERQD	RQD x JSF	
K	1.96 - 0.27 ln ERQD	
PD	Presión de detonación del explosivo.	
RD	Resistencia dinámica de la roca.	
D	Diámetro del taladro (Pulgadas)	
Burden =	$(K \times (D. \text{ taladro}) / 12) \times (PD/ RD)^{1/2}$	
RQD	75	
JSF	0.5	
ERQD	37.5	
K	0.981	
PD	3800	Mpa
RD	86	Mpa
D	2.5	Pulg
B	1.359 m	

Tabla 24. Determinación del Burden según el modelo matemático de Langefors

Diseño de la malla de perforación y voladura para taladros largos	
Diseño de Malla de Perforación : MODELO MATEMATICO DE LANGEFORS	
Bmax	$D/33 \times ((dc \times PRP)/(c \times f \times E/B))^{1/2}$
Bmax	Burden máximo en m.
D	Diámetro del taladro, en mm.
c	Constante de roca
Dureza de la roca	Constante de la roca
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75
f	Factor de fijación
Dureza de la roca	Constante de la roca
Vertical	1.00
Inclinado, 3:1	0.90
Inclinado, 2:1	0.85
E/B	Relación entre el espaciamiento y el burden.
dc	Densidad de carga, en g/cm ³ .
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo.
L	Longitud del taladro
D	Diámetro del taladro
B práctico	$B_{max} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$
Bmax	1.845 m
D	64 mm
c	1.05
f	1
E/B	1
dc	0.95 gr./cm ³
PRP	1
L	13 m
D	0.0635 m
Bp	1.46 m
E	(1 a 1.40) x B
B	Burden(m)
E	Espaciamiento (m)
E	2.0 m
B	1.5 m

4.3.2. VOLADURA

La selección de los explosivos apropiados para la voladura, está relacionado a:

- Tipo de fragmentación de mineral requerido
- Diámetro de taladro de perforación
- Burden y espaciamiento de malla de perforación
- Condiciones geológicas presentes
- Dureza del mineral

La fragmentación, el diámetro de taladro y la malla de perforación se determinó en la etapa previa de perforación.

No hay presencia de fuertes filtraciones de agua en el área de trabajo. Asimismo, la roca es dura (86 Mpa de resistencia a compresión) y no hay presencia de cavidades naturales ni fallas fuertes que dificulten la etapa de carguío de taladros.

En la **Tabla 25** se detalla la información de la etapa de voladura.

Tabla 25. Detalle de etapa de voladura en tajeo 775

VOLADURA TAJO 775	
Equipo	Cargador neumático de anfo (JET-ANOL)
Carga por Taladro	1 booster pentolita 1/3 libra 33.094kg de ANFO
Factor de carga	0.24 Kg/TCS
Control salidas taladros	Retardos Fanel de 25 mseg de 20 metros (Per. corto)
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Costo de Voladura (US \$ / TCS)	0.374

Se observa en el cuadro que el costo de voladura es 0.374 US \$/TCS en la cual 0.21 US \$/TCS corresponden a los explosivos y accesorios y 0.164 corresponde a la mano de obra para disparar 8 taladros en una guardia con 4 personas que se incluyen el personal que suministra los explosivos y accesorios y los que cargan los taladros.

Para el carguío de los taladros se utiliza una cargadora JET-ANOL que inyecta neumáticamente el ANFO a través de una manguera antiestática y rígida hasta el fondo del taladro con el objetivo de mejorar el confinamiento del ANFO y de esta forma aprovechar la máxima potencia y energía del explosivo.

Agente de voladura y accesorios utilizados para el carguío

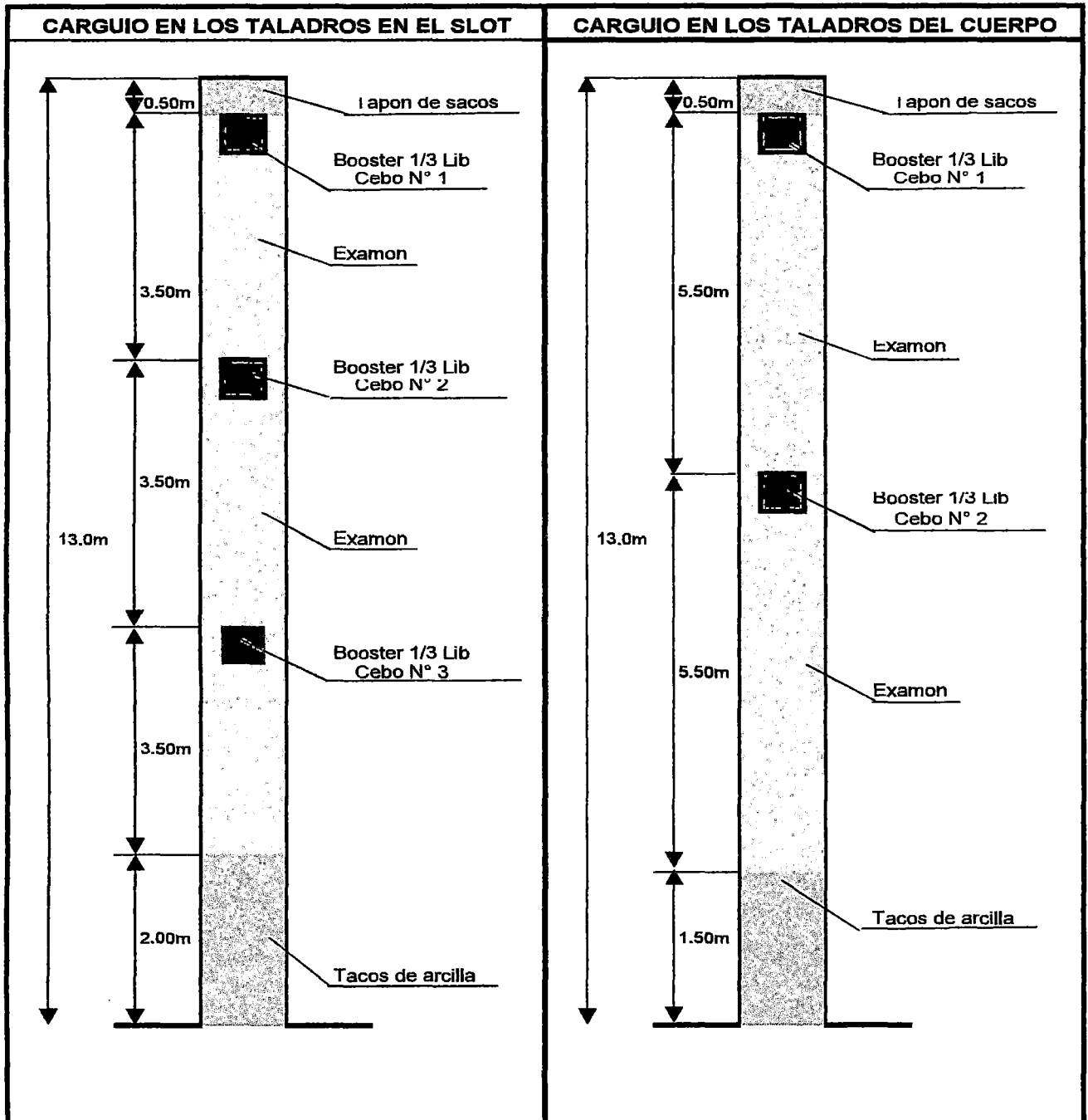
- Anfo
- Booster 1/3 libra
- Fulminante no eléctrico MS de 20 mts. (De diferentes retardos)
- Cordón Detonante (3P)
- Guía de seguridad (Carmex)
- Mecha rápida.

Carguío

El carguío se realiza tapando los taladros que hayan comunicado con un saco de yute el cual permitirá que la energía del explosivo no se libere, luego se procede a introducir el cebo el cual es un booster de 1/3 lb, por la parte inferior o superior, se carga el taladro con el anfo a una presión de 65 PSI, de tal manera que el ANFO pueda confinarse, después de haber cargado la longitud requerida de anfo en el taladro, se procede a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento como se observa en los gráficos de carguío, dejando un espacio sin cargar que es rellenado con un taco de arcilla de 1.50 metros a 2.0 metros. Se continúa haciendo pruebas para hacer más eficiente este carguío con la cantidad de cebos adecuados y cantidad de carga adecuada con el uso de equipos que detectan las ondas de detonación de cada taladro y dan un mejor uso de los explosivos y accesorios.

Lamina 19. Distribución de carga explosiva en los taladros del tajeo 775,
Falla Socorro- Cuerpo Magaly

DISEÑO DEL CARGUIO EN EL TAJO 775 - NIVEL 060



Fuente: Memoria Descriptiva Buenaventura Ingenieros S.A.

La fragmentación obtenida después del disparo es de:

- 35 % de 0 a 5 cm.
- 40 % de 5 a 10 cm.
- 10 % de 10 a 20 cm.
- 15 % mayor de 20 cm.

4.3.3. ACARREO DE MINERAL

El acarreo de mineral se está realizando con un scoop de 3.5 yd³ diesel a control remoto.

El acarreo de mineral se realizara por el nivel 060 desde la ventana 1 a la ventana 13 al echadero principal que se encuentra en la parte intermedia del tajeo.

Tabla 26. Características del equipo de acarreo

SCOOPTRAM DE 3.5 yd ³		
Motor	Diesel	
Cap. Cuchara	3.5	Yd3
Esponjamiento mineral	63.62%	
1 yd3	0.765	m3
Densidad mineral	3.00	TCS/m3
Factor llenado cuchara	85%	
Capacidad por cuchara	4.17	TCS

En la tabla se nota que con factor de llenado del 85% un scoop de 3.5 yd³ tiene una capacidad promedio de 4.17 TCS/cuchara

En la **Tabla 27** se detallan los índices operacionales que se evaluarán durante la explotación del tajeo. El equipo se encuentra en buen estado mecánico y eléctrico. Se ha revisado las condiciones electrónicas del sistema a control remoto y se ha capacitado al personal en su manipulación.

El ciclo promedio por cada cuchara es 3 minutos, por lo que para producir 250 toneladas por guardia, se necesita 3.0 horas de trabaja del scoop en este tajeo y

60 cucharas de mineral, lo que nos da un rendimiento de 83.4 TCS/hora. Lo cual está en capacidad el equipo de realizar esta limpieza de mineral y realizar la limpieza de otras labores.

Tabla 27. Índices operacionales del ciclo de acarreo de mineral

INDICES DE EFICIENCIA	
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización efectiva	75%
INDICES DE PRODUCTIVIDAD	
Ciclo de acarreo (min.)	3
Capacidad de acarreo (TCS/hora)	83.4
INDICES DE CONTROL	
Producción por guardia (TCS/guardia)	250
Horas trabajadas	3
N° cucharas/guardia	60

4.4. SERVICIOS AUXILIARES

4.5.1 TRANSPORTE DE MINERAL

El transporte del mineral se realizará usando camiones de bajo perfil desde el echadero ubicado en el nivel 040 hasta el Nivel 180, lugar donde se encuentra el echadero del Pique Principal. (Master Shaft).

Tabla 28. Detalle del ciclo de transporte de mineral

TRANSPORTE MINERAL TAJO 775	
Toneladas diarias	500
Toneladas guardia	250
Camión de bajo perfil	18 TCS/Viaje
No viajes guardia	13.89
Tiempo por viaje	30 minutos
Costo del camión	50 US \$/hora
Camiones MT – 2000	3
Tiempo necesario con 1 solo camión	6.94 horas
Costo por guardia	347.22 US \$
Costo transporte	1.39 \$/TCS

Como se observa en la **Tabla 28** el ciclo de transporte de mineral es 30 minutos ya que los camiones de bajo perfil tienen que recorrer aproximadamente 1.5 kilómetros para transportar el mineral.

El ciclo total para cumplir con las 250 TCS por guardia es de 6.94 horas con un solo camión que es equivalente a 13.89 viajes o 2.31 horas usando los 3 camiones, lo que da tiempo de usar los camiones para evacuar desmonte de la profundización y poder sacar mineral de otros tajeos.

4.5.2. RELLENO DEL TAJO

Las grandes aberturas creadas por el tajeo por subniveles típicamente requieren que algún tipo de programa de relleno sea practicado. El relleno incluye roca no cementada y relleno de arena o tierra, relleno de roca cementante, relleno hidráulico cementado, y un material arcilloso de alta densidad o relleno aluvial.

El relleno permite la futura recuperación de los pilares estabilizantes o de soporte. La recuperación de los pilares permite la recuperación de hasta del 90 % del mineral. El relleno también reduce al mínimo la ocurrencia de hundimiento o subsidencia y permite la redistribución de esfuerzos creado por el ciclo de minado. Esto a su vez reduce al mínimo la ocurrencia de explosión de roca o estallido de

roca. El relleno esta también siendo usado satisfactoriamente eliminar o recuperar pilares intermedios entre los tajeos. En este caso el relleno contiene el suficiente material cementante para formar una unidad que se puede autosoportar. El relleno cementado no es siempre económico, en tales casos la recuperación de pilar puede no ser práctica, y el relleno es usado para controlar el movimiento de la superficie. (Matikainen, 1981).

Es importante que en las largas aberturas que se generan luego de explotado un cuerpo o veta con taladros largos estas requieran de algún tipo de relleno.

Asimismo, se logra una recuperación del 90% de dichos pilares de mineral.

El relleno permitirá en el futuro, la recuperación de los pilares de soporte. Asimismo, el relleno minimiza la ocurrencia de inestabilidad de las cajas y permite la redistribución de los esfuerzos creados por el ciclo de minado. (R2).

El relleno del tajeo 775 se realizara primero de la Falla Socorro, para poder recuperar los pilares de buzamiento estabilizantes de 5 metros con una potencia promedio de 6 a 8 metros que se han dejado cada 65 metros. La falla socorro se rellenara desde el nivel 120 con relleno provenientes de las labores de exploración y desarrollo, por los subniveles intermedios y por ventanas y chimeneas comunicadas desde la Rampa 760.

También se rellenara con el estéril proveniente de las labores de profundización de la Rampa 626 que generan aproximadamente 2450 m³ de estéril por mes, a un ritmo de 200 metros mensuales con una sección de 3.5 x 3.5 metros.

4.5.3. AGUA Y AIRE

Es importante la ubicación de redes de servicios de agua, aire cerca de las labores de preparación y explotación en buenas condiciones, es importante para un inmediato trabajo de los equipos.

En la **Tabla 29.** se detallan las compresoras actuales de la unidad y su respectivo caudal. Con estas 5 compresoras abastecen el requerimiento diario de aire comprimido (caudal y presión) en toda la mina.

Tabla 29. Características de las compresoras.

CARACTERÍSTICAS DE COMPRESORAS	
3 Ingersoll Rand XLE	
Presión Servicio	90-100 psi
Caudal (Pies3/min)	2500 cfm /cada una
1 Sullair TS-32	
Presión Servicio	115-125 psi
Caudal (Pies3/min)	3500 cfm
1 Sullair 24-KT	
	a 4,500 m.s.n.m
Presión servicio	115-125 psi
Caudal (Pies3/min)	3000 cfm

La red de tubería de aire sale de la casa de compresoras con un diámetro de 10" y luego prosigue con 6" y finalmente llega a las labores con un diámetro de 4". El agua llega hasta las labores con un diámetro de 2".

4.5.4. CONTROL DE CALIDAD

El control de la calidad del mineral tanto en las etapas de exploración, desarrollo, preparación y explotación es importante para asegurar que se pueda cumplir con la calidad de mineral que se requiere para abastecer a la planta concentradora. También el control de calidad del mineral roto es un procedimiento importante para mejorar los parámetros de operación: perforación (espaciamiento, burden, diámetro de taladro, desviación de taladros) o voladura (factor de potencia, sobrerotura de cajas) o control geomecánico (inestabilidad y caída de la roca encajonante), que permitan:

- Informar a la operación para controlar la dilución mineral: el mineral roto será muestreado y evaluada su ley para poder guiar a los operadores sobre el rendimiento de las operaciones unitarias o configuración geométrica de la veta.
- Conciliar las reservas minerales halladas: comparar la ley de explotación con la ley del block de mineral y evaluar el grado de exactitud de cubicación de Geología.
- Tener una base de datos de la ley de producción de mina.

- Comparar la ley de producción diaria con la ley de cabeza para Planta Concentradora.

Dicho control se iniciara en el monitoreo de los detritos de perforación. La información será usada para determinar el comportamiento y distribución de ley de Plata a lo largo de la veta o para determinar zonas de desmonte o “caballos” presentes en el block de mineral. El ayudante de perforista, apoyado por un personal de Control de Calidad serán los encargados de realizar dicho trabajo. El trabajo continua en el análisis de dichos detritos o lama en Laboratorio. La información será importante para prever zonas de buena ley, baja ley o desmonte luego de la voladura.

Luego del disparo, se muestrea el mineral de las ventanas y se analizan ambos resultados. Así se evaluarán constantemente la efectividad de las operaciones unitarias.

4.5.5. VENTILACION

La ventilación permitirá dar seguridad y un lugar adecuado a los trabajadores para que puedan desempeñar sus funciones en la forma más eficaz con todas las condiciones que requieren.

Tabla 30. Requerimiento de aire según reglamento

VENTILACION TAJEO 775			
REQUERIMIENTO AIRE (según Regl.Seg. Hig. Minera)			Caudal (m³/min)
Personal	6 personas/guardia	6 m ³ /persona/min	36.00
Equipos (scoop)	182 HP	3 m ³ /HP/min	546.00
Equipos (jumbo)	53 HP	3 m ³ /HP/min	159.00
Equipos (camión de bajo perfil)	197.5 HP	3 m ³ /HP/min	592.50
TOTAL (m³/min)			1,333.50
TOTAL (CFM)			47,092.11

Como se muestra en la **Tabla 30** de requerimiento de aire para el tajeo 775 se han considerado que trabajaran 6 personas por guardia, 1 scoop de 3.5 yd³, 1 Jumbo mercury y 1 camión de bajo perfil los cuales requieren 47,092.11 CFM. Este tajo se está ventilando con el ventilador principal que es de 100,000 CFM y que ventila la mina Socorro. En el monitoreo en este tajeo el caudal fue de 52,460 CFM por lo que no se utiliza ventilación secundaria ya que se encuentra dentro del circuito de ventilación principal

CAPITULO V
SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE EN TAJEO
POR SUBLEVEL STOPING

SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

El método de tajeo por subniveles usando taladros largos es un método muy seguro en virtud a su diseño. Normalmente, los trabajadores mineros están expuestos directamente o en contacto directo con la roca, sea para desatar, sostener con split set, split set y mallas, colocar Word Packs o para perforar, cargar, disparar o limpiar la carga.

Bajo este método, el personal no trabaja sobre mineral roto ni corona de mineral sostenida. Asimismo, el personal no ingresa a las zonas donde ya se produjo la explotación del cuerpo o veta.

La introducción de equipo mecanizado también ha cedido beneficios significativos en la seguridad. Unidades LHD pueden ser operados mediante control remoto en áreas donde la roca no es segura o no se autosostiene. La mayor parte de equipos sofisticados de perforación modernos, permiten al operador manejar el equipo a control remoto desde una posición segura.

Siendo una mezcla de métodos de minado, tajeo por subniveles requiere que grandes volúmenes disparados sean realizados para mantener niveles de productividad.

Los grandes flujos de aire, múltiples accesos, y el sistema de piques y chimeneas permiten un muy eficiente sistema de ventilación que mantiene el aire limpio y comidas condiciones de trabajo.

En el tajeo 775, se ejecútaran los subniveles y luego se sostendrán coronas y hastíales. A continuación, ingresa personal de topografía y técnicos de perforación para el marcado de malla. Luego el operador de Jumbo, su ayudante y finalmente el cargador de taladros y su ayudante. En la etapa de producción, ingresa el equipo de acarreo de mineral a control remoto.

La gestión de la seguridad en tajeo por subniveles con taladros largos es eficaz: el tiempo y la cantidad de personal y equipos expuestos a condiciones inseguras que produzcan accidentes en la etapa de explotación es menor que en otros métodos.

En las siguientes **tablas 31, 32 y 33** se muestra los peligros, riesgos y control de cada actividad en la explotación por subnivel stoping, así mismo se detalla en los **anexos 5, 6 y 7** PETS de perforación, voladura y limpieza

Tabla 31: RPC perforación

Participantes del Análisis (Apellidos y Nombres)			Firma
Fredy Macetas			
Rafael Quispe			
Ramiro Quezada			
Supervisor (Apellidos y Nombres)	Área	Hora	Firma
Actividad: Perforación Taladros Largos Cuerpo Socorro - Magaly			

PRC
ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL.

Jefe de Área: Fredy Oscategui
Labor: Taladros Largos – Cuerpo
Socorro - Magaly
Área: Mina
Fecha: 03/03/14

- Actividad Analizada:**
1. Proyectos
 2. Actividades No Rutinarias
 3. Equipo y/o Maquinarias / Sustancias
 4. Trabajos de Alto Riesgo
 5. Procesos
 6. Área de Trabajo
 7. Puesto de trabajo
 8. Otros _____

Tipo de actividad analizada:
 Nuevo Vigente Modificado
Condiciones de evaluación:
 Normal Anormal Emergencia

Severidad (del accidente personas / equipos)	Fatal o Incapacitante / Daño Permanente	A	A	M
	Trivial / Daño Temporal	A	M	M
	Incidente / Daño Menor	M	M	M
	MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGO	Diariamente, semanal	Una vez al mes, cada tres meses	Anualmente
Frecuencia (Exposición al riesgo)				

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR?	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, Sustitución, Control de Ingeniería MEDIO: Señalización, Alertas y/o controles Administrativos, RECEPTOR: Equipo de Protección Personal	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas					
Operación de Equipo Tamrock (altura de perforación: 2.70m, largo 2.40 m, ancho 0.95 m) cerca de la parte disparada	Caída de persona Electrocución	A M	Iluminar el área con reflectores. Taponear el espacio abierto al nivel del piso con tablas clavadas. Utilizar línea a tierra (cadena) de 0.5 m. Capacitación programada al personal operador.	M	Cumplir con el procedimiento de Instalación de equipos
Manipulación de barras y brocas	Golpe/lesión personal	M	La perforadora debe de estar detenida totalmente al momento de manipular barras y la broca. Bajar la perforadora lentamente al momento de emboquillar. Utilizar guantes de manga larga, Utilizar lentes de mica.	M	Cumplir con el procedimiento de manipulación de herramientas
Columna de barras en taladro positivo	Caída de barras	M	Utilizar medias lunas de mordazas sin desgaste. Las ranuras de las medias lunas deben de tener 4 mm. No ubicarse debajo de la columna de barras suspendidas. Capacitación programada al personal operador.	M	Cumplir con el procedimiento de manipulación de herramientas
Cables eléctricos para iluminación y funcionamiento del Tamrock	Electrocución	A	Los cables no tendrán ningún empalme. Utilizar cajas break para el tablero eléctrico con sus respectivas líneas a tierra. Colocar alcayatas forradas con material aislante.	M	Cumplir con el procedimiento de Instalación de equipos
Rocas sueltas por vibración de la roca al emboquillar el taladro positivo.	Caída de rocas	A	Se debe de restringir el área al momento de emboquillado. Capacitación programada al personal operador.	M	Cumplir con el procedimiento de desatado de roca
Rocas sueltas en el subnivel de perforación	Caída de rocas	A	Desatar desde la entrada con barretillas de 4", 6" y 8". Las rocas desatada colocar fuera del camino.	M	Cumplir con el procedimiento de desatado de roca
Desvió de taladro.	Voladura inadecuada.	A	Uso del plano de formato de perforación A I Uso del eclinometro. Después de posicionar la viga y pistones de topeo revisar el ángulo de perforación.		

CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. UNIDAD ECONOMICA UCHUCCHACUA AREA DE SEGURIDAD		PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO PERFORACION DE TALADROS LARGOS			CODIGO: PETS.
ÁREA: MINA	ELABORADO POR: MINA	RESPONSABLE DE CUMPLIMIENTO: TRABAJADORES EN GENERAL	FECHA DE EMISIÓN: 07-03-14	FECHA DE REVISION	
REQUISITOS PARA EJECUTAR LOS TRABAJOS: Condiciones seguras de trabajo, Personal idóneo para realizar la tarea, Equipos, herramientas y materiales adecuados					
ITEM	Pasos Críticos	Riesgos		Medidas de Control	
1.	<ul style="list-style-type: none"> Verificación del área de trabajo y eliminación de condiciones Sub. Estándares e iluminación. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de roca Caída de personas Lesión o daño Electrocución. 		<ul style="list-style-type: none"> Cumplimiento del Estándar Uso correcto de EPP Orden y Limpieza 	
2.	<ul style="list-style-type: none"> Verificar el buen estado del equipo. Realizar Check List diariamente al inicio y al final de la guardia. 	<ul style="list-style-type: none"> Fallas mecánicas Paradas intempestivas Del Colibri neumática. Fugas de aceite y aire. 		<ul style="list-style-type: none"> Si presenta fallas reparar inmediatamente, si no se corrige declararlo inoperativo. comunicar de inmediato al supervisor y ha mantenimiento mina. 	
3.	<ul style="list-style-type: none"> Verificar el área de trabajo. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas Caída de personas Intoxicación por gases. Lesión o daño 		<ul style="list-style-type: none"> Verifique la ventilación. Verificar el plano de perforación. Verificar la estabilidad del macizo rocoso e incluso desde la zona sostenida. Se debe contar con un juego de barretillas en el área a trabajar Ubicarse bajo un techo seguro Posicionarse adecuadamente para el desatado de rocas, utilizar las barretillas adecuadas y usar guantes de cuero. Desatar las rocas sueltas. 	
4.	<ul style="list-style-type: none"> Ubicación del equipo en las filas y el eje de perforación. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas Caída de personas Lesión o daño 		<ul style="list-style-type: none"> Uso de herramientas adecuadas Desate de Rocas Iluminación. 	
5.	<ul style="list-style-type: none"> Verificar que el manómetro de la presión del aire este en 85 libras. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas Caída de personas Trancado de barras. 		<ul style="list-style-type: none"> El manómetro debe ubicarse en un lado visible del operador. 	
6.	<ul style="list-style-type: none"> Posicionar el colibri neumático y nivelarlo con sus gatas hidráulicas teniendo en cuenta la altura del baricentro. 	<ul style="list-style-type: none"> Deterioro del equipo y accesorios Desviación del taladro. Lesión o daño 		<ul style="list-style-type: none"> El piso debe encontrarse limpio y nivelado El posicionamiento de las gatas debe estar bien firme en el piso No acercarse a la maquina cuando este en movimiento y barras en altura (mordaza) 	
7.	<ul style="list-style-type: none"> Realizar las instalaciones de la manguera de agua aire. 	<ul style="list-style-type: none"> Desempalme Lesión o daño 		<ul style="list-style-type: none"> Realizar una buena conexión, para evitar fugas de agua 	
8.	<ul style="list-style-type: none"> Realizar el colocado de la manguera de aire y agua en el hastial opuesto al cable eléctrico. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas Caída de personas. Lesión o daño 		<ul style="list-style-type: none"> Utilizar EPP adecuados, guantes de Jebe Orden y limpieza Ubicar el cable en zonas seguras 	

9.	<ul style="list-style-type: none"> • Arrancar al Colibrí neumático. 	<ul style="list-style-type: none"> • Caída de persona • Lesión o daño 	<ul style="list-style-type: none"> • Utilizar tapón de oídos
10.	<ul style="list-style-type: none"> • Colocado de las brocas y las barras. 	<ul style="list-style-type: none"> • Caída de rocas • Golpe con los aceros • Fugas de aceite • Rotura de brocas (Aceros) 	<ul style="list-style-type: none"> • Uso de herramientas adecuadas • Desate de rocas. • Evitar percurar en vacío • Inspección periódica del estado de las mangueras.
11.	<ul style="list-style-type: none"> • Perforación de taladros. 	<ul style="list-style-type: none"> • Caída de rocas • Deterioro del equipo • Rotura de barra • Fuga de aceite • Atascamiento • Lesión o daño • Desviación de los taladros 	<ul style="list-style-type: none"> • Antes durante y después de la perforación se deberá verificar la estabilidad de la roca. • Conservar el paralelismo de los taladros de acuerdo a la malla. • Iniciar la perforación emboquillado en percusión baja. • El perforista debe utilizar guantes. • Maniobras adecuadas en los Movimientos de viga ó instrumentos • Uso de formato de perforación A1 • Levantamiento Topográfico, parte superior e inferior de los taladros • Uso de eclinometro
12.	<ul style="list-style-type: none"> • Lavar el equipo y dejar en lugar seguro 	<ul style="list-style-type: none"> • Caída de rocas • Caída de personas 	<ul style="list-style-type: none"> • Estacionar el equipo en zona segura • Evitar pisos resbaladizos

GERENCIA DE OPERACIONES:

SUPERINTENDENTE DE SEGURIDAD:

SUPERINTENDENTE DE AREA:




<p>FIRMA</p> 	<p>FIRMA</p> 	<p>FIRMA</p> 
--	--	---

Tabla 32: RPC VOLADURA

PRC
ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL

Participantes del Análisis (Apellidos y Nombres)			Firma
Fredy Macetas			
Rafael Quispe			
Ramiro Quezada			
Supervisor (Apellidos y Nombres)	Área	Hora	Firma
Actividad: carguío de Taladros Largos Cuerpo Socorro - Magaly			

Jefe de Área: Fredy Oscategui
Labor: Taladros Largos – Cuerpo Socorro - Magaly
Área: Mina
Fecha: 03/03/14

- Actividad Analizada:**
9. Proyectos
 10. Actividades No Rutinarias
 11. Equipo y/o Maquinarias / Sustancias
 12. Trabajos de Alto Riesgo
 13. Procesos
 14. Área de Trabajo
 15. Puesto de trabajo
 16. Otros _____

Tipo de actividad analizada:
 Nuevo Vigente Modificado

Condiciones de evaluación:
 Normal Anormal Emergencia

Severidad (del accidente personas / equipos)	Fatal o Incapacitante / Daño Permanente	A	A	M
	Trivial / Daño Temporal	A	M	<input checked="" type="checkbox"/>
	Incidente / Daño Menor	M	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
	MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGO	Diariamente, semanal	Una vez al mes, cada tres meses	Anualmente
Frecuencia (Exposición al riesgo)				

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR?	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo o Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, Sustitución, Control de Ingeniería MEDIO: Señalización, Alertas y/o controles Administrativos, RECEPTOR: Equipo de Protección Personal	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Ventilación y desate de rocas.	Gaseamiento. Caída de rocas	M	Prender los ventiladores del nivel superior e inferior. Desate de rocas sueltas	M	Cumplir con el tiempo de ventilación.
Deficiencia de la señalización en la zona del carguío.	Ingreso del personal no autorizado. Caída de personas.	A	Iluminar el área con reflectores. Colocar avisos de preventivo, prohibición y informativo.	M	Comunicación en el reparto de guardia Respetar los avisos.
Transporte de explosivos	Explosión.	A	Transportar en mochilas a una distancia de 20 mts. De los accesorios. Caída de personas.	M	El trasporte se debe de realizar en mochilas separadas a 20 mts. Del accesorios.
Preparación de cebos	Explosión.	A	Uso de punzó de cobre o madera. No golpear los fulminantes. Autorización de la disccamec Zona segura para el encebado Evitar el encebado en zona de cables eléctricos.	M	Zona segura para el encebado sostenida. Evitar el encebado en zona de cables eléctricos.
Limpieza de taladros largos negativos con aire comprimido.	Impacto de detritos a los ojos y piel.	A	Uso de caretas o gafas. Golpe con la tubería.	M	Uso de protección de ojos. Utilizar válvula de control de aire en la tubería de l'
Carguío de taladros largos negativos.	Explosión.	A	Golpe con manguera antiestática. Caída de personas. Caída de rocas sueltas.	M	Uso de arnés. Desatado de rocas antes de cargar los taladros.
Chispeo.	Explosión.	A	Coordinación con labores cercanas. Vigías en los niveles superior e inferior. Amarre del Carmex 30 minutos antes del chispeo.	M	Después de la detonación los vigías se retiran.

CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. UNIDAD ECONOMICA UCHUCCHACUA AREA DE SEGURIDAD		PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO CARGUIO DE TAJOS DE TALADROS LARGOS			CODIGO:
AREA: MINA		ELABORADO POR: MINA	RESPONSABLE DE CUMPLIMIENTO: TRABAJADORES EN GENERAL	FECHA DE EMISION: 07-03-14	PETS FECHA DE REVISION
REQUISITOS PARA EJECUTAR LOS TRABAJOS: Condiciones seguras de trabajo, Personal idóneo para realizar la tarea, Equipos, herramientas y materiales adecuados					
ITEM	PASOS CRITICOS	RIESGO		MEDIDAS DE CONTROL	
1.	<ul style="list-style-type: none"> Verificación y eliminación de condiciones Sub. Estándares 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de Rocas Caída de Personas Lesión o daño 		<ul style="list-style-type: none"> Zona iluminada. Cumplimiento del Estándar Uso correcto de EPP Orden y Limpieza 	
2.	<ul style="list-style-type: none"> Verificación de tiros cortados. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de Rocas Caída de personas Lesión ó daño 		<ul style="list-style-type: none"> Juego de barretillas. Desatado de rocas y/o sostenimiento si requiere el macizo rocoso. Recargar y disparar. Ventilación adecuada. 	
3.	<ul style="list-style-type: none"> Limpieza, sopleteo, de los taladros. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas Caída de personas Lesión o daño 		<ul style="list-style-type: none"> Coordinación efectiva. Uso de herramientas adecuadas. Verificar presión de aire. Uso de EPP (ojos) Uso de amés de acuerdo al estándar 	
4.	<ul style="list-style-type: none"> Preparación de cebos en el instante del carguío. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas. Caída de personas. Lesión ó daño. Detonación prematura. 		<ul style="list-style-type: none"> Ubicarse en zona segura. Descarga de energía estática. Uso de herramientas adecuadas (punzón de cobre, madera, etc.). Ventilación adecuada. 	
5.	<ul style="list-style-type: none"> Carguío de taladros. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas. Caída de personas. Lesión ó daño. Exceso de carga. Detonación prematura. Mala coordinación. 		<ul style="list-style-type: none"> Verificar Techo y cajas. Uso de herramientas adecuadas. Comunicación efectiva. Devolver excedentes de cartuchos y accesorios a bodega. Uso de amés. 	
6.	<ul style="list-style-type: none"> Secuencia de amarre. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas. Caída de personas. Inestabilidad del macizo rocoso. Soplado de disparo. Tiros anillados. 		<ul style="list-style-type: none"> Verificar techo y cajas. Cumplimiento del estándar. Efectuar un buen amarre. Uso de herramientas adecuadas. 	

7.	<ul style="list-style-type: none"> Chispeo. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas. Caída de personas. Quemadura. Gaseamiento. Interrupción del encendido. Voladura fuera de hora. 	<ul style="list-style-type: none"> Uso de herramientas adecuadas Cumplimiento del estándar. Cumplimiento de la hora de disparo. Coordinar con las labores cercanas. Ventilación adecuada
8.	<ul style="list-style-type: none"> Bloqueo de accesos 	<ul style="list-style-type: none"> Acceso de personas no autorizadas Lesiones graves fatalidad 	<ul style="list-style-type: none"> señalización adecuada y comunicación a labores cercanas vigías

GERENCIA DE OPERACIONES:

SUPERINTENDENTE DE SEGURIDAD:

SUPERINTENDENTE DE AREA:




<p>FIRMA</p> 	<p>FIRMA</p> 	<p>FIRMA</p> 
--	--	--

Tabla 33: RPC LIMPIEZA

PRC
ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL

Participantes del Análisis (Apellidos y Nombres)			Firma
Fredy Macetas			
Rafael Quispe			
Ramiro Quezada			
Supervisor (Apellidos y Nombres)	Área	Hora	Firma
Actividad: Limpieza de tajo con scoop diesel a telemando.			

Jefe de Área: Fredy Oscategui
Labor: Taladros Largos – Cuerpo
Socorro - Magaly
Área: Mina
Fecha: 03/03/14

- Actividad Analizada:**
17. Proyectos
 18. Actividades No Rutinarias
 19. Equipo y/o Maquinarias / Sustancias
 20. Trabajos de Alto Riesgo
 21. Procesos
 22. Área de Trabajo
 23. Puesto de trabajo
 24. Otros _____

Tipo de actividad analizada:
 Nuevo Vigente Modificado
Condiciones de evaluación:
 Normal Anormal Emergencia

Severidad (del accidente personas / equipos)	Fatal o Incapacitante / Daño Permanente	A	A	M
	Trivial / Daño Temporal	A	M	
	Incidente / Daño Menor	M		
	MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGO	Diariamente, semanal	Una vez al mes, cada tres meses	Anualmente
Frecuencia (Exposición al riesgo)				

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR?	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, Sustitución, Control de Ingeniería MEDIO: Señalización, Alertas y/o controles Administrativos, RECEPTOR: Equipo de Protección Personal	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas					
Ventilación y desate de rocas.	Gasea miento. Caída de rocas	M	Prender los ventiladores del nivel superior e inferior. Desate de rocas sueltas	M	Cumplir con el tiempo de ventilación.
Deficiencia de la señalización en la zona de limpieza de mineral con telemando.	Atropello. Ingreso del personal no autorizado.	A	Bloquear el acceso con soga y letrero para evitar el ingreso de personas.	M	Informar al personal que está prohibido el ingreso. Respetar los avisos.
Limpieza del tajo con telemando.	Atropello.	A	Mantener la distancia de 5 mts. Entre el operador y el scoop.	M	El supervisor verificara el cumplimiento de la distancia.
Tajo abierto.	Caída de roca suelta	A	Mantener la distancia de 5 mts. Con el talud del tajo.	M	Respetar la distancia de seguridad 5 mts.
Traslado del scoop cargado de mineral.	Atropello. Caída de personas	A	Uso del juego de luces en las curvas. Uso de arnés de acuerdo al estándar.	M	Evitar el ingreso, esperar que el operador te visualice para coordinar el ingreso.
Iluminación.	Inducción eléctrica.	A	Instalación de cables por la coronal techo.	M	El reflector iluminara la carga de mineral.
Carguío de carros mineros.	Atropello de equipo y personas.	A	Coordinación con el ayudante y maestro de la locomotora.	M	Uso de silbato para el movimiento de la locomotora.

CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.
UNIDAD ECONOMICA UCHUCCHACUA
AREA DE SEGURIDAD

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO

CODIGO: MINA-PETS-49

LIMPIEZA DE TAJO CON SCOOP DIESEL A TELEMANDO

PETS

ÁREA: MINA - LIMPIEZA	ELABORADO POR: MINA	RESPONSABLE DE CUMPLIMIENTO: TRABAJADORES EN GENERAL	FECHA DE EMISIÓN: 07-03-14	FECHA DE REVISION
---------------------------------	-------------------------------	--	--------------------------------------	--------------------------

REQUISITOS PARA EJECUTAR LOS TRABAJOS: Condiciones seguras de trabajo, Personal idóneo para realizar la tarea, Equipos, herramientas y materiales adecuados




ITEM	PASOS CRITICOS	RIESGO	MEDIDAS DE CONTROL
1.	<ul style="list-style-type: none"> Verificación del refugio del operador y eliminación de condiciones Sub. Estándares 	<ul style="list-style-type: none"> Caida de Rocas. Corte de llanta. Lesión o daño. 	<ul style="list-style-type: none"> Cumplimiento del Estándar Refugio Limpio. Uso correcto de EPP Orden y Limpieza
2.	<ul style="list-style-type: none"> Verificar reporte de la guardia anterior, revisión superficial de daños, en los implementos, pistones, fugas de lubricantes, roturas de accesorios, (autorización correspondiente). 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de personas. Contaminación ambiental. Mala coordinación. 	<ul style="list-style-type: none"> Ordenar adecuadamente los repuestos, accesorios. Controlar derrames de lubricantes y exceso de monóxido. Comunicación efectiva.
3.	<ul style="list-style-type: none"> Prueba del panel de controles, mandos manual y con el telemando, luces, frenos, implementos (cuchara, castillo de levante, dirección). 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas. Caída de personas. Fugas de lubricantes. Falla mecánica, eléctrica. 	<ul style="list-style-type: none"> Desatado continuo. Ordenar adecuadamente los repuestos, accesorios. Mantenimiento, predictivo, preventivo y correctivo para evitar que el scoop quede en el tajo.
4.	<ul style="list-style-type: none"> Verificación de ventilación adecuada a la labor (no ingresar si no existe flujo de aire) 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de personas. Intoxicación por Gases Contraer enfermedades profesionales 	<ul style="list-style-type: none"> Nivel de piso raspado. Ventiladores prendidos.
5.	<ul style="list-style-type: none"> Regado de la carga (lavar el ingreso al tajo, paredes y hastiales, eliminar gases remanentes y polvo de la carga). 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de personas. Intoxicación por gases y polvo. Contraer enfermedades profesionales 	<ul style="list-style-type: none"> Monitoreo de gases y polvos.
6.	<ul style="list-style-type: none"> Verificar desatado de rocas (realizar de afuera hacia dentro y de retirada). 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas Caída de personas Intoxicación por gases y polvo. Contraer enfermedades profesionales Mala coordinación. 	<ul style="list-style-type: none"> Desatado continuo. Ubicarse en zona segura. Monitoreo de gases y polvos. Comunicación efectiva.
7.	<ul style="list-style-type: none"> Verificar y eliminar tiros cortados, (recargar, disparar, coordinar horario, vigías, etc.). 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas. Caída de personas. Intoxicación por gases y polvo. Detonación espontánea. 	<ul style="list-style-type: none"> Desatado continuo. Ubicarse en zona segura. Ventilación auxiliar. Control de voladura.

8.	<ul style="list-style-type: none"> Manipulación del scoop con telemando 	<ul style="list-style-type: none"> Atropello Caída de personas. Caída de rocas sueltas. 	<ul style="list-style-type: none"> Distancia de operador y el scoop 5 mts. Utilizar el refugio para pasar de manual a telemando. Vía limpia e iluminada y orden.. Señalizar la zona donde se trabajara.
9.	<ul style="list-style-type: none"> Limpieza del tajo 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de rocas. Atrapamiento del scoop por caída de rocas sueltas- Choque, atropello. 	<ul style="list-style-type: none"> Desatado continuo. Verificar vías, accesos a transitar. Práctica, entrenamiento en operación de equipos pesados con telemando. El scoop debe tener un dispositivo de remolque (uñas, strogos con un juego de pines)
10.	<ul style="list-style-type: none"> Limpieza de la carga disparada (acumular en cámaras de acumulación evitar la sobre carga de la cuchara, para no derramar en la vía. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de material. Falla mecánica. Choque, atropello. 	<ul style="list-style-type: none"> Ordenar adecuadamente, materiales, herramientas. Práctica, entrenamiento en operación de equipos pesados. Coordinación con mantenimiento mecánico mina. Señalización en la zona de trabajo.
11.	<ul style="list-style-type: none"> Continuar con la limpieza hasta terminar el ciclo, siguiendo los pasos anteriores. 	<ul style="list-style-type: none"> Caída de personas. Caída de material. Falla mecánica. Choque, atropello. 	<ul style="list-style-type: none"> Ordenar adecuadamente, materiales, herramientas. Práctica, entrenamiento en operación de equipos pesados. Coordinación con mantenimiento mecánico mina.

GERENCIA DE OPERACIONES:

SUPERINTENDENTE DE SEGURIDAD:

SUPERINTENDENTE DE AREA:

<p>FIRMA</p> 	<p>FIRMA</p> 	<p>FIRMA</p> 
--	---	---

MEDIO AMBIENTE

Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. tiene como meta potenciar los impactos positivos, generar activos ambientales y minimizar los impactos que generen sus actividades. Para ello, busca realizar una gestión responsable del medio ambiente y mejorar continuamente su desempeño.

La gestión que realiza se rige por la declaración de nuestra Política de Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Responsabilidad Social y por los lineamientos del Sistema Integrado de Gestión de Buenaventura (SIB). Este último está basado en las normas OSHAS 18001, ISO 14001 e ISO 9001 y contribuye a que nuestras operaciones hayan alcanzado un reconocido desempeño ambiental y operacional.

La Cía de Minas Buenaventura S.A.A., U. P. Uchucchacua es respetuosa de las leyes y reglamentos nacionales que salvaguardan el medio ambiente, para ello, en todos sus procesos, hace uso de tecnologías limpia que reducen los impactos ambientales. Se han concluido los trabajos del PAMA (programa de adecuación a medio ambiente).

CAPITULO VI
RESULTADOS Y DISCUSIONES

6.1. RENTABILIDAD ECONOMICA DE SUBLEVEL STOPING EN TAJEO 775

El tajeo por sublevel stoping es netamente un método de alta producción y bajo costo y es frecuentemente seleccionado como un método subterráneo primario, en la **Tabla 34** se detalla el resumen de costos del proyecto

Tabla 34 Análisis Económico Tajeo 775

INDICADORES	Sublevel Stopping		Corte y Relleno		Diferencia
Ley de corte	4.193	Oz Ag/TCS	6.483	Oz Ag/TCS	2.29
Costo de operación	21.72	US\$/TCS	33.58	US\$/TCS	11.86
Valor de Mineral	54.50	US\$/TCS	64.41	US\$/TCS	9.91
Valor Presente Neto(VPN)	24959218.75	US\$	26519169.92	US\$	1559951.17

El valor mínimo a partir del cual la explotación del mineral es rentable es: 21.72 US\$/TCS. Nuestro valor de mineral (54.50 US\$/TCS) es mayor al costo operativo, por lo que el margen de utilidad neta por TCS será 32.78 US\$/TCS.

En los **anexo 1.3** y **anexo 1.4** se observa el costo de preparación del tajeo por Sublevel Stopping es mayor que usando corte y relleno (0.69 US \$/TCS contra 0.49 US \$/TCS) pero la rentabilidad es mayor porque se explotara en menor tiempo.

6.2. FACTIBILIDAD TECNICA DE SUBLEVEL STOPING EN TAJEO 775

En la **Tabla 35**, se nota que la productividad que tendrá el tajeo 775 usando tajeo por Sublevel Stopping será mayor que Usando corte y relleno, por lo tanto usaremos el método Sublevel Stopping para explotar.

Tabla 35. Productividad en la Unidad de Uchucchacua.

Los indicadores más relevantes son:

INDICADORES	Sublevel Stopping		Corte y Relleno	
Días/Mes	28	Día/Mes	28	Día/Mes
Guardias/Día	2	Gdia/Día	2	Gdia/Día
Horas/Guardia	8	Hras/Gdia	8	Hras/Gdia
Porcentaje de dilución	30	%	10	%
Porcentaje de recuperación	80	%	85	%
Recursos Medidos	226836	TCS	226836	TCS
Recursos Probados	235909	TCS	212092	TCS
Producción por Día	500	TCS /Día	205	TCS /Día
Producción por Mes	14000	TCS /Mes	7000	TCS /Mes
Tareas/Día	12.5	Tareas/Día	17.5	Tareas/Día
Productividad	40	TCS /H-gdia	14.29	TCS /H-gdia
Periodo de explotación	17	Meses	38	Meses
Toneladas/metro perforado	11.7	TCS /mp	3.105	TCS /mp
Factor de potencia	0.24	Kg/ TCS	0.35	Kg/ TCS

En la **Tabla 36**, se compara la productividad de la explotación de tajeos usando tajeo por subniveles con taladros largos y Corte y relleno. Como se observa, la productividad (ton/hombre-guardia) es mas baja en condiciones normales usando Corte y relleno que usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Tabla.36. Comparación de la productividad según método de minado

METODO DE MINADO	PRODUCTIVIDAD t/h-g)	
	NORMAL	ALTA
Cámaras y pilares	30-50	50-70
Hundimiento por subniveles	20-40	40-50
Hundimiento por bloques	15-40	40-50
Tajeo por subniveles	15-30	30-40
Corte y relleno	10-20	30-40
Almacenamiento provisional	5-10	10-15
Estibación por cuadros	1-3	---

Fuente: Explotación Subterránea – Puno 1999

COMPARACION DE PARAMETROS TECNICOS DE MINADO

Resumen de parámetros comparativos

POR	PARAMETROS	METODO DE EXPLOTACION	
		SUBLEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Condiciones físicas	Buzamiento	A	A
	Forma	A	A
	Potencia	B	B
	Tamaño	A	A
	Regularidad	A	A
	Comp. Cajas	A	A
	Comp. Mineral	A	A
otros	producción	14000 TCS/mes	7500 TCS/mes

A= Favorable B= Moderadamente Favorable

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

1. El tajeo 775 posee características Geológicas, geométricas y geomecánicas para ser explotada usando tajeo por Sublevel Stopping o Corte y relleno.
2. Usando el método de Corte y relleno la dilución de mineral (10%) es menor que usando Sublevel Stopping (30 %).
3. Usando el método de corte y relleno, el valor de mineral es 9.91 US \$/TCS mayor que usando taladros largos.
4. Usando el método de corte y relleno el costo operativo es 11.85 US \$/TCS mayor que usando taladros largos.
5. El Valor Presente Neto del proyecto usando Taladros Largos es 1'559,951.17 US \$ menor que usando el método de corte y relleno pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el período de explotación.
6. Bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn y Pb, la ley mínima de corte es 4.193 OzAg/TCS.
7. El rendimiento diario del scoop de 3.5 yd³ y el Jumbo electrohidraulico permitirá cumplir con el ritmo de producción diaria del tajo de 500 TCS.
8. Se mejorará la gestión de la seguridad (personal y equipos) en la mina usando el método de tajeo por Sublevel Stopping.

RECOMENDACIONES

1. Extender el método de tajeo por subniveles con taladros largos para cuerpos y vetas en la U.P. Uchucchacua, tomando mayor información geológica usando sondajes con equipos cortos (pack sack) y poder modelar en forma eficaz los cuerpos y vetas.
2. Realizar el levantamiento topográfico de los taladros perforados para comparar el porcentaje de desviación de los taladros.
3. Configurar la geometría de la veta Falla Socorro y Cuerpo Magaly usando softwares mineros para evitar errores en el diseño de la malla de perforación.
4. Evaluar económicamente el uso de máquinas perforadoras electrohidráulicas de mayor longitud de perforación y controles electrónicos para vetas y cuerpos.
5. Aplicar el VCR (Vertical crater retreat) para realizar las chimeneas de salida.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Hartman Howard L., 1992, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., "SME Mining Engineering Handbook". David E. Nicholas "Applications of underground mining methods", pag. 2093.
2. Haycocks Christopher, Aelicks R.C., 1992, "Sublevel Stopping", SME Inc., pag 1717 – 1729.
3. Stephen A. Orr "Hard-Rock mining: method selection criteria – Relative direct cost comparison", pag 1842.
4. Thomas G. White, "Hard- rock mining: method advantages and disadvantages", pag 1845-1846.
5. Llanque M. Oscar, Navarro T. Vidal, 1999, "Explotación Subterránea, métodos y casos prácticos" "Elección del método y planificación de la mina". Pág. 38-52.
6. Sabastizagal A, 2004, "Geología General de la U.P.Uchucchacua", U.P.Uchucchacua, pág. 1 – 10.
7. Córdova Rojas David, Regalado David, 2004, "Dimensionamiento del minado del cuerpo Magaly – Tajeo 775 Mina Socorro". Pág. 1-24.

ANEXOS

Anexo 1: Tablas (cartilla) Geomecánica (V-2); cara A

ESTANDARES

CÓDIGO	TIPO DE ROCA	CALIDAD DE ROCA	ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIÓN/LABOR PERMANENTE (CAMPAÑAS/GALERÍAS/CRUCEROS)	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIÓN/LABOR TEMPORAL (TALCA/ACCESOS)
	3-A	REGULAR A	5	11 a 16	8 a 10
	3-B	REGULAR B	5	8 a 10	6 a 7
	4-A	MALAA	4	5 a 7	4 a 5
	4-B	MALAB	4	3 a 4	3

B) SOSTENIMIENTO EN CRUCES, BIFURCACIONES, CABINAS Y CÁMARAS

SOSTENIMIENTO CON MALLAS SPLIT SET Y/O PERNOS (SHOTCRETE DE 2 PULGADAS SI LO REQUIERE)

C) SOSTENIMIENTO EN FRENTES

SOSTENIMIENTO CON MALLAS EL TRASLAPE CON GANCHOS Y/O SPLIT SET DE 30 Cm.

GARTILLA GEOMECANICA(V-2) 2009

ZONA DE EVENTOS
ZONA DE ESTALLIDOS EN PLACAS

ADVERTENCIA
ZONA DE ESTALLIDOS DE ROCAS

CONCRETOS METALICOS GASEOSOS

ESTA ES LA POSICIÓN CORRECTA DE DESATADO. NO TE ACERQUES MAS.

EL DESATADO SIEMPRE LO REALIZAN DOS PERSONAS, UNO DESATA Y EL OTRO OBSERVA PARA ALERTAR CUALQUIER PELIGRO.

HOSPITAL 4377
SEGURIDAD 4231
GEOMECANICA 4232

D) OTROS

- EN VOLADURAS MAYORES A 80 TALADROS SE DEBE DE ESPERAR MINIMO 4 HORAS PARA INGRESAR
- EL DESATADO Y SOSTENIMIENTO DE DEBE REALIZAR EN TRAMOS NO MAYORES A 5 Mts.
- EL DISPAROS CON JUMBO - DESATADO CON JUMBO - SOSTENIMIENTO CON JUMBO

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

Anexo 2: Tablas (cartilla) Geomecánica (V-2); cara B

TIPOS DE ROCAS Y SOSTENIMIENTO A APLICARSE						
CÓDIGO	TIPO DE ROCA	R.M.P.	CALIDAD DE ROCA	ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIÓN/LABOR PERMANENTE (CAMPAÑAS/GALERÍAS/CRUCEROS)	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIÓN/LABOR TEMPORAL (TALCA/ACCESOS)
	R-I	(81-100)	MUY BUENA	Roca dura con muy pocas fracturas, sana o ligeramente alterada, seca o con poca humedad.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (cementados o con resina), donde presenta riesgo de caída de roca.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (Split sets) donde se crea conveniente.
	R-II	(61-80)	BUENA	Roca dura con muy pocas fracturas y ligera alteración, húmeda en algunos casos.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (cementados o con resina y/o split set), donde presenta riesgo de caída de roca.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento excepto algunos pernos (Split sets) donde se crea conveniente.
	R-III-A	(51-60)	REGULAR A	Roca de mediana a alta resistencia compresiva (dura), con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda o mojada.	Colocar pernos (cementados o con resina) y/o split set de manera sistemática cada 1.5 a 2 m. ya sea en la pared y techo. En Zona de riesgo sísmico, se debe enmallar corona y hastiales y aplicar una capa de shotcrete de 2" con fibra híbrida. Usar taladros de alivio y/o colocar 3 split set preventivos en el frente.	Colocar pernos de manera sistemática cada 1.5 a 2 m. ya sea en la paredes y techos, uso de gatas obligatoriamente. Zona de riesgo sísmico, se debe enmallar corona y hastiales con split set de 5 y 8 pies de acuerdo a la sección y una capa de shotcrete de 2 pulgadas con fibra híbrida- wood packs donde lo requiere, uso de gatas obligatoriamente.
	R-III-B	(41-50)	REGULAR B	Roca de mediana a alta resistencia compresiva (dura), con regular cantidad de fracturas y regular presencia de algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, ligeros goteos.	Colocar pernos (cementados o con resina) y/o split set de manera sistemática cada 1 a 1.5 m. ya sea en pared o techo, malla electrosoldada. En Zona de riesgo sísmico, se debe enmallar corona y hastiales y aplicar una capa de shotcrete de 2" con fibra híbrida. Usar taladros de alivio y/o colocar 3 split set preventivos en el frente.	Colocar pernos de manera sistemática de 1.0 a 1.5 m. En paredes y techos malla electrosoldada donde lo requiere, en las intersecciones se debe de enmallar uso de gatas obligatoriamente. En Zona de riesgo sísmico, se debe enmallar corona y hastiales con split set de 5 y 8 pies de acuerdo a la sección y/o una capa de shotcrete de 2" con fibra híbrida- Wood Packs donde lo requiere, uso de gatas obligatoriamente.
	R-IV-A	(31-40)	MALA A	Roca suave, muy fracturada, con algunas fallas panizadas, de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas.	Colocar pernos (cementados o con resina) y/o split set con malla electrosoldada y una capa de shotcrete de 2" de espesor con fibra de polipropileno.	Colocar split set mas malla en condiciones normales y en condiciones de alta deformabilidad, la mecanización es obligatoria. Aquí considero la utilización de Wood Packs, gatas, puntales y Shotcrete si se requiere, sostenimiento mecanizado. Gatas en lugar que requiere.
	R-IV-B	(21-30)	MALA B	Roca suave, muy fracturada, con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo continuo de agua.	Pernos sistemáticos y/o split set espaciados cada 1 m. Con malla de refuerzo o una capa de 2" Shotcrete. Alternativamente, cercas 4x13 o equivalente, espaciadas cada 1.5 m.	Split Set sistemáticos espaciados cada 1m. Con malla electrosoldada. Aquí considero la utilización de Wood Packs, gatas, puntales y Shotcrete si se requiere, sostenimiento mecanizado.
	R-V	(0-20)	MUY MALA	Roca suave, intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.	Cercas 4x13 o equivalente, espaciadas cada 1m. en terrenos sumamente pesados. Cercas 8x20 o equivalente, espaciadas de 1 a 1.5 m. Previamente una capa preventiva de shotcrete Split sets con malla.	Split Set sistemáticos espaciados cada 1m. Con malla electrosoldada. Aquí considero la utilización de Wood Packs, gatas, puntales y Shotcrete si se requiere.

IDENTIFIQUE LOS PELIGROS, EVALÚE LOS RIESGOS Y TOMA LAS MEDIDAS CORRECTAS. SOLO ASÍ REALICE EL TRABAJO. Ejemplo

ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	PELIGRO	RIESGOS	MEDIDAS CORRECTIVAS	
<ul style="list-style-type: none"> Split sets Pernos Wood Packs Gatas Mecánicas Shotcrete 	<p>Resistencia 1 ton. a 3 Ton. por PIE</p> <p>Resistencia 1.5 ton. a 3 Ton. por PIE</p> <p>Soporta 90 TON.</p> <p>Soporta 5 TON. a 15 TON.</p> <p>200-600 Joules de energía de absorción</p>	<p>Roca Suelta y/o Estallido</p>	<ul style="list-style-type: none"> Caída de Roca Lesiones Personales Daño a Equipo Pérdidas en el proceso. 	<ul style="list-style-type: none"> Identificación de zonas de riesgo. Correcto desatado de rocas. Sostenimiento a decado y oportuno.

Fuente: Geomecánica – Uchucchacua

Anexo 3 Costos de preparación con Sublevel Stopping

LABOR	SECCION	METROS	PRECIO UNITARIO	COSTO US \$	COSTO \$/ TCS
DESARROLLO					
GALERIA	11.5 X 11.5	200.00	143.44	28,688.34	0.107
		200.00			0.107
PREPARACION					
B.P 775	11.5 X 11.5	200.00	143.44	28,688.34	0.107
VENTANAS	11.5 X 11.5	195.00	143.44	27,971.13	0.104
VENT AL ECHADERO	11.5 X 11.5	15.00	143.44	2,151.63	0.008
VENT A LA CHIMENEA DE VENT	11.5 X 11.5	30.00	143.44	4,303.25	0.016
		440.00			0.235
SUBNIVEL 1					
VENT + RAMPA (+)	11.5 X 11.5	70.00	143.44	10,040.92	0.037
SUBNIVEL	11.5 X 11.5	200.00	143.44	28,688.34	0.107
		270.00			0.144
SUBNIVEL 2					
VENT + RAMPA POSITIVA	11.5 X 11.5	80.00	143.44	11,475.34	0.043
SUBNIVEL	11.5 X 11.5	200.00	143.44	28,688.34	0.107
		280.00			0.149
CHIMENEA ECHADERO	1.5 X 2.10	20.00	224.82	4,496.32	0.017
					0.017
CHIMENEA VENTILACION	1.5 X 2.10	60.00	224.82	13,488.96	0.050
					0.050
CHIMENEA SLOT 1	1.5 X 2.10	60.00	224.82	13,488.96	0.050
CHIMENEA SLOT 2	1.5 X 2.10	60.00	224.82	13,488.96	0.050
					0.100
COSTO TOTAL DE PREPARACION				186,970.49	0.69

Anexo 4 Costo de preparación con Corte y relleno ascendente

LABOR	SECCION	METROS	PRECIO UNITARIO	COSTO US \$	COSTO \$/ TCS
GALERIA	11.5 X 11.5	200.00	143.44	28,688.34	0.113
		200.00			0.113
PREPARACION					
B.P 775	11.5 X 11.5	200.00	143.44	28,688.34	0.113
VENTANAS	11.5 X 11.5	20.00	143.44	2,868.83	0.011
VENT AL ECHADERO	11.5 X 11.5	15.00	143.44	2,151.63	0.009
VENT A LA CHIMENEA DE VENT	11.5 X 11.5	30.00	143.44	4,303.25	0.017
		265.00			0.150
BRAZOS DE ACCESO					
BRAZOS NEGATIVOS	11.5 X 11.5	180.00	143.44	25,819.51	0.102
VENT	11.5 X 11.5	15.00	143.44	2,151.63	0.009
		195.00			0.111
CHIMENEA ECHADERO	1.5 X 2.10	20.00	224.82	4,496.32	0.018
					0.018
CHIMENEA VENTILACION	1.5 X 2.10	60.00	224.82	13,488.96	0.053
					0.053
CHIMENEA RELLENO	1.5 X 2.10	60.00	224.82	13,488.96	0.053
CHIMENEA VENTILACION	1.5 X 2.10	60.00	224.82	13,488.96	0.053
CHIMENEA VENTILACION	1.5 X 2.10	60.00	224.82	13,488.96	0.053
					0.160
	COSTO TOTAL DE PREPARACION			124,435.34	0.492

Anexo 5: PETS Perforación de taladros largos

CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. UNIDAD ECONOMICA UCHUCCHACUA AREA DE SEGURIDAD	perforacion de taladros largos	Procedimiento	Rev.00
		Fecha de Emision	07/05/2014
		Actualizacion	0

1. OBJETIVO

Normar el proceso de perforación de TALADROS LARGOS CON EL EQUIPO COLIBRI NEUMATICO en forma correcta y segura, controlando todos los riesgos que pudieran darse en la actividad.

2. ALCANCE

Este procedimiento se aplica NEUMATICO.

3. DEFINICIONES

Jumbo tamrock modelo Mercury

Es un equipo de bajo perfil, diseñado para realizar perforaciones de taladros largos de acuerdo a la malla de perforación; con longitudes de perforación de 13 mts.

4. DOCUMENTOS A CONSULTAR

Reglamento de cada vez que se efectúa la perforación de TALADROS LARGOS

- Seguridad e Higiene Minera D.S. N° 046-2001-06.
- Reglamento Interno de Seguridad de Uchucchacua.
- Manuales de mantenimiento de los Equipos de Bajo Perfil según el procedimiento de Mantenimiento de Equipos de Bajo Perfil.
- Check List Equipos.

5. RESPONSABILIDADES

Jefe de Guardia Cía. y/o Empresa especializada. Responsable de la preparación del terreno asignado de acuerdo al procedimiento, además que se

cumplan todas las recomendaciones y especificaciones técnicas generadas por el Jefe de zona.

Supervisor de Mina

Es el responsable de monitorear y evaluar el cumplimiento del presente procedimiento establecido.

Planeamiento.

Es el encargado de la elaboración del plano de la malla de perforación, previa coordinación con el Jefe de taladros largos, así como de pintar la malla de perforación y del eje en el tajeo designado.

Jefe de Logística

Es el responsable de la existencia del stock de elementos de perforación y sostenimiento en los depósitos del almacén.

Mecánico asignado

Debe seguir las tareas descritas en las cartillas de mantenimiento **preventivo**. Mantener el equipo operativo durante la perforación de taladros.

Efectuar inmediatamente el plan de contingencia en caso de accidentes que se registren en el equipo de bajo perfil.

Operador y Ayudante

El operador debe tener licencia de operación del Tamrock neumático, para su respectivo desplazamiento y tránsito en las labores, son responsables de inspeccionar e identificar las condiciones subestándares y eliminarlos en forma inmediata en su área de trabajo.

El operador debe ceñirse estrictamente al plan de diseño de la malla y ángulo de inclinación para iniciar la perforación de los taladros.

Logística de Sistema de Gestión Operativo de Mina Manuelita.

Es el responsable de archivar en su oficina los reportes de Operación – Mallas Perforadas y archivar en el historial para la voladura.

6. PROCEDIMIENTO

- 6.1** El personal ingresante se informara del estado del equipo y las condiciones del terreno mediante el reporte de la guardia anterior, y el uso de cuaderno de reportes.
- 6.2** Verificar e instalar la iluminación en el area de trabajo dejando el cable eléctrico en sus respectivas alcayatas.
- 6.3** Realizar la inspección de la zona de trabajo y llenar el formato Reporte de check list, y PRC verificando la ventilación, desate de las rocas sueltas de acuerdo al PETS, orden y limpieza, iluminación, la altura entre el piso y el techo, lo cual debe ser revisado y firmado por el Supervisor.
- 6.4** Realizar la inspección del equipo colibri neumático, utilizando el Check List Equipos.
- 6.5** Las líneas de agua y el aire comprimido se ubicaran por el hastial quedando al frente del cable eléctrico.
- 6.6** El equipo colibri neumático debe estar conectada a tierra mediante una cadena de arrastre soldada.
- 6.7** Chequear el nivel de aceite hidráulico.
- 6.8** El traslado del equipo se realizara con la viga recocida horizontal.
- 6.9** Posicionamiento del equipo para la perforación, Nivelar el equipo con el eclímetro para que el equipo este horizontal.
- 6.10** El perforista se ubicara frente al panel de perforación y ayudante deberán ubicarse junto a la porta barras.
- 6.11** El baricentro debe estar ubicado en el eje de la galería y a 1.50 m del nivel del piso. Si el nivel del piso estuviera disparejo tomar como referencia ubicando el baricentro a 0.50 m de la línea de gradiente.
- 6.12** Iniciar la perforación de los taladros con el ángulo dado en el plano de diseño de la malla de perforación, además se deberá contar con:

- Suficiente abastecimiento de agua previa purga de las mangueras para evitar el ingreso de cuerpos extraños al equipo.
- Línea de alimentación de energía eléctrica de 220 voltios para iluminación.
- Tres brocas de botones de 64 mm
- La columna de barras para la perforación son 7 barras de 4'.
- Grasa graficada en su envase debidamente tapada.
- Conectar la línea de aire al equipo para la perforación, purgando previamente las mangueras.

Deberá canalizar el agua residual de la perforación hacia la cuneta ó taladros de drenaje, evitando que se formen charcos de agua, El cable eléctrico 220 voltios deberá estar en las respectivas alcayatas y/o trípodes; nunca deberá estar el cable en el piso ni sumergido en el agua residual.

Para la perforación descendente se deberá raspar el piso hasta llegar a una zona dura y en tramos movidos usar tubos keising si es necesario.

- 6.13** La seguridad del operador y ayudante son responsables de su seguridad.
- 6.14** El ayudante no deberá acercarse al Raptor para adicionar o quitar las barras mientras la perforadora y/o la viga de avance se encuentre en movimiento.
- 6.15** Queda terminante prohibido acercarse al Equipo si la mordaza se encuentra abierta, porque pueden caer las barras suspendidas. Si la mordaza estuviera en mal estado queda terminantemente prohibido perforar.
- 6.16** Respetar el programa de mantenimiento preventivo y correctivo e informar al mecánico los desperfectos del equipo.
- 6.17** Si las coplas de la barras mostraran una disminución considerable en su diámetro exterior ó el Shank Adarter (Adaptador de culata), mostrara desgaste en sus hilos ó aya alcanzado su vida útil, se deben descartar porque en caso de producirse una rotura del Shank, la columna de aceros podría caer sobre el personal.
- 6.18** No está permitido tener ropa suelta(chalinas, gorras y overol descocidos) porque pueden enredarse al varillaje de perforación
- 6.19** Para adicionar o extraer las barras se deberán sujetar por el cuerpo de la barra, nunca de la copla, para evitar un posible golpe con el Shank.

6.20 Engrasar las barras y la broca antes de roscarlas al varillaje. Cada 20 metros perforados se deberá cambiar la broca y destinarla para el afilado de los botones.

6.21 Las barras deberán colocarse consecutivamente alternando el orden en el siguiente taladro, así la primera barra que se extrae de un taladro deberá ser la primera que ingresa en el siguiente taladro, con la finalidad que todas tengan un mismo desgaste.

6.22 Las presiones normales de trabajo son las que se indican a continuación:

	En el Emboquillamiento (bar)	Normal (bar)
Presión de Rotación	60	60
Presión de Percusión	120 En percusión baja	160
Presión de Avance	40 taladros negativos	60 taladros positivos

6.23 Los valores de presiones se pueden regular de acuerdo al terreno.

6.24 Se deberá tener cuidado de no percutar en vacío, ya que se ocasiona daños a la perforadora.

6.25 Para el traslado del equipo a otro sub nivel, el traslado se realizara por la chimenea de izaje iluminada por la parte superior del sub nivel.

6.26 Si al verificar la zona a perforar hubieran tiros cortados, no perforar y comunicar al supervisor de turno del incidente para eliminar la condición sub estándar.

6.27 El perforista debe de rellenar en el plano de perforación (formato de perforación A1) las observaciones y todas las anomalías del terreno detectadas durante la perforación, la misma que deberá ser entregada una vez concluida la malla al Jefe de Guardia para su registro y archivo.

6.28 Los aceros desgastados se acumularan para su recojo y evacuación de mina.

6.29 Al finalizar el turno de trabajo es responsabilidad del ayudante lavar el equipo, especialmente la viga.

Anexo 6: PETS Carguío de Taladros Largos con explosivo

CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. UNIDAD ECONOMICA UCHUCCHACUA AREA DE SEGURIDAD	CARGUIO DE TALADROS LARGOS CON EXPLOSIVO	Procedimiento	Rev.00
		Fecha de Emision	07/05/2014
		Actualizacion	0

1. OBJETIVO

Realizar el carguío de taladros con explosivo de una manera segura, controlando todos los riesgos que pudieran darse durante el carguío en la U.P. Uchucchacua, cumpliendo las disposiciones dadas por la empresa.

2. REFERENCIA

- Reglamento de Seguridad e Higiene Minera D.S. N° 046-2001-06.
- Programa Interno de Seguridad.
- Control del vale de explosivos de mina Jefe de Guardia.

3. RIESGOS

Por las fallas en el proceso de carguío de taladros puede ocurrir accidentes personales, de equipo y al medio ambiente.

4. DESCRIPCIÓN DEL ESTANDAR

Para el proceso de carguío con explosivos el personal encargado del carguío debe de estar en condiciones físicas y mentales aptas para realizar la tarea. El personal encargado del carguío de taladros con explosivos usara el equipo de protección personal establecido por el área: Casco, mameluco con cintas reflectoras, lentes, respirador contra polvo, tapones de oído, guantes de cuero, botas de jebe con punta de acero, correa portalámparas y lámpara eléctrica portátil, uso de arnés y tendrá su licencia para manipular explosivos. Antes de iniciar el carguío de taladros con explosivos se delimitara la zona utilizando cintas de seguridad, letreros. Está prohibido el ingreso de personal y equipo no autorizado a la zona de carguío. El supervisor de Perforación y Voladura es quien autorizará el ingreso de personal y equipo ajeno a la voladura, a la zona

de carguío. En situaciones emergencia se suspenderá el carguío de taladros hasta que pase el riesgo, el supervisor de Perforación y Voladura autorizará el reinicio de labores. Está prohibido fumar o hacer fuego en las zonas de carguío de taladros con explosivos. Se denomina Guía a dos Fulminantes Comunes fijados a 4 metros de Mecha de Seguridad en ambos extremos.

5. PROCEDIMIENTO

- a. Al inicio de la tarea el Jefe de Guardia, coordina con el supervisor y el cargador sobre las labores donde se va a disparar.
- b. El supervisor de Guardia indica mediante un plano la cantidad, distribución del explosivo y el material con que se va disparar los tajeos. El cargador genera el Vale de Explosivos, autorizados por el supervisor de Guardia y Jefe de Seguridad.
- c. El cargador recoge los explosivos y los accesorios con el Vale de Explosivos del Polvorín.
- d. Una vez seleccionado los explosivos se lleva a la labor asignada, los accesorios con los explosivos tendrán una distancia de 50 mts.
- e. Se verifica las condiciones de la labor previa inspección por parte Supervisor (que esté bien desatado, sostenido, con orden y limpieza). Se aísla la zona de carguío mediante un letrero o una cinta de seguridad, para evitar el ingreso de personal no autorizado.
- f. El personal debe de llevar su arnés puesto desde que ingresa al tajo y debe de estar iluminado.
- g. El personal ajeno al trabajo quiere inspeccionar se pondrá su arnés para el ingreso.
- h. Antes de iniciar la labor de carguío de taladros se deberá medir cada taladro para verificar el estado y la profundidad del taladro, que estén completamente limpios, caso contrario se limpiaran con la cucharilla y/o con manguera de sopletear.
- i. Se comienza a distribuir la secuencia de los detonadores de retardo en los taladros de acuerdo al diseño de malla de voladura, con dos personas (cargador y ayudante).

- j. Se verifica que el Anfoloader (cargador de emulfrag) tenga sus conexiones bien hechas, que este operativo el controlador de explosivos por kilos.
- k. Se llena el Anfoloader con emulfrag y se abren la válvula que suministra aire comprimido para cargar los taladros negativos, dejar sin cargar la distancia que indica el plano para colocar los tacos.
- l. Terminado el proceso de carguío se descarga el aire del equipo y desinstala la manguera de aire comprimido y se retira a la bodega.
- m. Se comienza a colocar los tacos a los taladros.
- n. La manguera de choque (FANEL) se conecta mediante la J al cordón detonante de acuerdo al diseño de carguío.
- o. La Labor debe mantenerse aislado hasta el momento del chispeo constatar que todos los detonadores se encuentren conectados, llegando la iniciación por dos rutas y que no existan ángulos agudos en el Cordón Detonante.
- p. Se recoge el material sobrante de explosivos y accesorios. Separadamente se traslada al polvorín auxiliar, finalmente se traslada los equipos y herramientas.
- q. Se deja una persona encargada de cuidar la zona de carguío hasta el momento del chispeo.
- r. Se coordina con las demás labores cercanas para el chispeo dentro del horario de disparo, manteniendo la secuencia primero que se chispee de la labor más alejada hacia fuera.
- s. El Supervisor de turno colocaran vigías para bloquear todos los accesos.

6. CONTROL

Lo realiza el supervisor de turno y la supervisión de la E.E la coordinación del chispeo con las labores cercanas.

7. RESPONSABILIDADES

- Es responsabilidad del Jefe de zona dar las instrucciones y ejecución del presente procedimiento operativo estándar y de asegurar su cumplimiento. Es responsabilidad de todos los trabajadores involucrados en el carguío de taladros, el conocimiento y cumplimiento del presente Procedimiento.

Anexo 7: PETS Limpieza de tajo con Scoop Diesel a Telemando

CIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. UNIDAD ECONOMICA UCHUCCHACUA AREA DE SEGURIDAD	LIMPIEZA DE TAJO CON SCOOP DIESEL A TELEMANDO	Procedimiento	Rev.00
		Fecha de Emision	07/05/2014
		Actualizacion	0

1. OBJETIVO

Dar a conocer los pasos a seguir para la operación del scoop de manera eficiente, segura y con alta productividad.

2. ALCANCE

Se aplica a los operadores de scoop, para las labores de limpieza y/o acarreo de mineral y desmonte.

3. DEFINICIONES

3.1. Equipo SCOOP.

Es un cargador frontal de bajo perfil diseñado para trabajar en subterráneo.

3.2. Acarreo.

Traslado de material hacia la chimenea o a la cámara de acumulación.

3.3. Cantoneo.

Limpieza de la carga acumulada en los hastiales.

3.4. Hastial.

Pared lateral del tajo o la labor

4. DOCUMENTOS A CONSULTAR

- Seguridad e Higiene Minera D.S. N° 046c-2001- 06.
- Reglamento Interno de Seguridad.

- Manuales de mantenimiento de los Equipos de Bajo Perfil
- Check List Equipos.

5. RESPONSABILIDADES

5.1. Jefe de Guardia Cia.

Planificar, organizar, controlar y dirigir la operación de limpieza y acarreo de material.

Verificar que los operadores cuenten con su permiso vigente para la operación del equipo.

Asegurarse que el equipo cumpla con su mantenimiento preventivo y programado.

5.2. Operadores.

Al inicio de cada turno se rellenara el Check list diario del equipo

Reportar cualquier necesidad de reparación que se presente antes o durante el trabajo

5.3. Ingeniero de seguridad y salud ocupacional.

Efectuara la inspección de gases de combustión de acuerdo al programa.

Gestionar las inspecciones rutinarias e inapropiadas para verificar las condiciones en que se realiza los trabajos.

6. PROCEDIMIENTO

6.1. Concideraciones de seguridad y salud ocupacional.

- Antes de comenzar a trabajo el personal debe de contar con el siguiente equipo de protección personal.

Casco con porta lámpara, lámpara minera, correa porta lámpara, protector auditivo, anteojos de seguridad, protector respiratorio, mameluco con cinta reflectiva, guantes de cuero y botas de seguridad.

- Se ejecutara la inspección de seguridad aplicando el reporte de check list en el que será firmado por el operador, supervisor, aceptando el compromiso de no incurrir en trabajos inseguros.

6.2. Desarrollo.

- Generalidades.

El supervisor comunica al operador la limpieza del desmonte o mineral las toneladas programadas a realizar durante la jornada indicándole actividades claras y precisas.

El operador debe de contar las cucharas sacadas del tajo para reportar en el Check list. Inspección del equipo antes de poner en funcionamiento, visual sobre las condiciones en las que recibe el equipo y luego efectúa el Check list diario.

De encontrar alguna observación, el operador comunicara al supervisor y al personal de mantenimiento.

- Inspección del equipo

Antes de poner en funcionamiento el equipo, el operador realizara una inspección visual sobre las condiciones en las que recibe el equipo y luego efectúa el Check list diario.

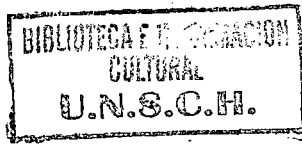
- Ejecución de los trabajos para la limpieza de tajos con telemando.

Debe de llevar el scoop a la zona donde está el refugio y probar el telemando si está operativo la deja apagado.

El operador evaluara la zona de trabajo iluminación, desatado, ventilación, limpieza, orden de los servicios y sacara la sogá de seguridad del tajo.

El operador debe de estacionar el scoop frente al refugio para poder iniciar la limpieza con telemando, el scoop se desplaza hacia adelante y el operador saldrá de su refugio y se mantendrá a 5 mts. Del scoop.

El operador se podrá acercar como máximo 5 mts. Del borde del tajo para realizar el cuchareo.



El scoop saldrá del tajo y el operador se mantendrá a 5mts. De scoop hasta llegar al refugio donde el scoop se deja parqueado para dejar el panel de control en su alcayata. El operador sube al scoop poniendo en selector en manual para acumular el mineral en la cámara.

- Termino de la limpieza programada.

Concluido los trabajos el operador se retira de la zona de trabajo dejando con la soga de seguridad del tajo (para evitar el ingreso de personas al tajo)

El operador revisara el scoop para rellenar su reporte del equipo y dejara el telemando en la bodega.

7. REGISTRO / ANEXOS

Check list del equipo.

Reporte de scoop

Elaborado Por:	Revisado por:	Aprobado	Fecha de Aprob.
Ing. Fredy Oscategui Superintendente Seguridad	Ing. Fredy Maceta Superintendente Mina	Ing. Adan Rivera Gerente Operaciones	08/05/2014