



PONTIFICIA **UNIVERSIDAD CATÓLICA** DEL PERÚ

Esta obra ha sido publicada bajo la licencia Creative Commons
Reconocimiento-No comercial-Compartir bajo la misma licencia 2.5 Perú.

Para ver una copia de dicha licencia, visite
<http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/2.5/pe/>



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS



“PROYECTO DE APLICACIÓN DEL MÉTODO TAJEO POR SUBNIVELES EN EL TAJO 420-380 EN MINA CHIPMO, U.E.A. ORCOPAMPA”

TESIS

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

AUTOR

Luis Daniel Gutiérrez Híjar

LIMA – PERÚ

RESUMEN

La mina Chipmo actualmente se ve enfrentada a un problema de producción. Lo ejecutado en lo que va del presente año 2008 no satisface las marcas proyectadas de producción mensuales.

Surge entonces la necesidad de elaborar un proyecto de aplicación de un método de minado que permita alcanzar las producciones trazadas de 21'920.3 onzas del periodo marzo a junio y de 23'107.9 onzas de oro para el periodo de julio a diciembre.

Bajo esta premisa, y teniendo en cuenta las condiciones geológicas y geomecánicas del depósito a evaluarse, es que se determinará la factibilidad del proyecto.

El método Corte y Relleno es el método de explotación usado en todos los tajos de la mina Chipmo, la cual pertenece a la U.E.A Orcopampa. Este método no ha satisfecho la producción deseada. Radica ahí el motivo de cambio.

La U.E.A Orcopampa cuenta con otra mina de reciente implementación, Poracota, que está en vías de expansión y es ésta a la que la empresa está avocada en cuanto a inversión a fin de convertirla en una mina totalmente mecanizada.

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

ÍNDICE GENERAL

INTRODUCCIÓN	1
OBJETIVO DEL PROYECTO	2
DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO	2
PLAN DE TRABAJO	3
CAPÍTULO 1: GEOGRAFÍA	4
1.1 Ubicación	4
1.2 Acceso	4
1.3 Geografía	4
CAPÍTULO 2: GEOLOGÍA	6
2.1 Geología local	6
2.2 Geología estructural	7
2.3 Geología económica	8
CAPÍTULO 3: MINERALOGÍA	9
3.1 Alteración hidrotermal	9
3.2 Mineralogía	9
3.2.1 Área Nazareno	9
3.2.2 Área Prometida	10
CAPÍTULO 4: GEOMECÁNICA	11
4.1 Características geométricas del block a explotar	11
4.2 Aspectos geológicos de block	11
4.3 Aspectos geomecánicos del block	12
CAPÍTULO 5: SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO	13
5.1 Cálculo de la dilución y recuperación para el método de tajeo por subniveles	17
5.2 Cálculo de la dilución y recuperación para el método de corte y relleno ascendente	18
5.3 Cálculo de recursos y reservas para el método de tajeo por subniveles y corte y relleno ascendente	19
5.4 Valor del mineral en el caso de ambos métodos de minado	21
5.5 Productividad para el método de minado tajeo por subniveles	22
5.6 Productividad para el método de minado corte y relleno ascendente	24
5.7 Comparación de costos de explotación de mina entre el método tajeo por subniveles y el corte y relleno ascendente	25

5.8 Evaluación económica para determinar la aplicación de los métodos de minado	26
CAPÍTULO 6: PERFORACIÓN, VOLADURA, SOSTENIMIENTO Y ACARREO PARA EL MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES	33
6.1 Perforación y voladura	33
6.1.1 Insumos y costos implicados en la perforación y voladura	36
6.2 Sostenimiento	38
6.2.1 Definición de cablebolting	38
6.2.2 Equipo Cabletec	40
6.2.3 Costo del sostenimiento	41
6.3 Acarreo de mineral	42
6.4 Personal y maquinaria requeridos en la preparación y explotación	45
6.5 Ciclo de minado	46
CAPÍTULO 7: SERVICIOS AUXILIARES	48
7.1 Aire comprimido	48
7.2 Relleno de mina	48
7.3 Caudal de aire requerido en el tajo 420-380	48
CAPÍTULO 8: PRODUCCIÓN	49
CAPÍTULO 9: CONCLUSIONES	51
BIBLIOGRAFÍA	52

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo se desarrolla en base a un proyecto de cambio de método de minado.

En el tajo denominado 420-380, ubicado en el nivel 3490 en la Zona de Nazareno, perteneciente a la mina Chipmo, de la Unidad Económica Administrativa Orcopampa 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 con Breasting. 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 de Tajeo por Subniveles con el fin de cumplir con la producción programada. Este método posee la ventaja de obtener mayor producción en un menor tiempo.

En este proyecto se analizan y comparan diferentes variables técnicas y económicas entre ambos métodos, análisis geomecánicos y comparaciones económicas que se presentan en las fases de preparación y extracción.

Se muestran cuadros que, con su respectiva sustentación, ilustrarán adecuadamente los cálculos que este proyecto comprende. Asimismo, se incluyen los planos y gráficos concernientes.

OBJETIVO DEL PROYECTO

Verificar la aplicabilidad del método de explotación Tajeo por Subniveles en el tajo 420-380 al compararlo con el actual método de explotación Corte y Relleno Ascendente, a fin de implementarlo para mejorar la productividad.

DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

El proyecto consiste en la comparación entre el método de minado Tajeo por Subniveles (SLS) y el método de explotación usado actualmente en los tajos de la mina Chipmo, U.E.A. Orcopampa como es el Corte y Relleno Ascendente, para aplicarlo en el tajo 420-380.

Debido a que se necesita mejorar la producción total de la mina, se considera la posibilidad de aplicar el método SLS dado que permite obtener mayores volúmenes a menores costos.

Para llevar a cabo este proyecto, se tendrá en cuenta diversos factores como la geología del yacimiento, su geomecánica, así como un estudio económico para dilucidar qué método ofrecerá mejores réditos financieros a lo largo de la explotación.

En cuanto al uso del método SLS, se presenta en el proyecto las consideraciones técnicas para la preparación de la malla de perforación.

PLAN DE TRABAJO

El proyecto contemplará las siguientes partes:

- Descripción de los aspectos geológicos de las zonas comprometidas en las que se desarrollará o implementará el método Tajeo por Subniveles.
- Descripción de los aspectos geomecánicos de las zonas comprometidas en las que se desarrollará o implementará el método Tajeo por Subniveles.
- Comparación de costos entre los métodos Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno Ascendente.
- Comparación de la productividad entre los métodos Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno Ascendente.
- Comparación de costos en preparaciones entre los métodos Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno Ascendente.
- Cronograma de preparaciones.
- Cálculo de los parámetros que constituyen una malla de perforación para el método de Tajeo por Subniveles.
- Conclusiones.
- Gráficos.

CAPÍTULO 1: GEOGRAFÍA

1.1 UBICACIÓN

La Unidad Económica Administrativa Orcopampa se encuentra situada en el Departamento de Arequipa, Provincia de Castilla, Distritos de Chilcaymarca; en donde se ubica el área de mina, y el Distrito de Orcopampa; en donde se ubica la Planta de Beneficio y otras unidades auxiliares como oficinas y laboratorios.

1.2 ACCESO

Existen dos formas de acceder al lugar mencionado en el acápite anterior desde Arequipa, mediante vía terrestre y vía aérea.

Vía Terrestre	Distancia
Arequipa – Aplao – Viraco – Orcopampa	369 km
Arequipa – Aplao – Chuquibamba – Orcopampa	412 km
Arequipa – Caylloma – Orcopampa	412 km

Vía Aérea

Viajes semanales Lima – Arequipa – Orcopampa

En la Lámina N° 1 se observa las rutas descritas anteriormente.

1.3 GEOGRAFÍA

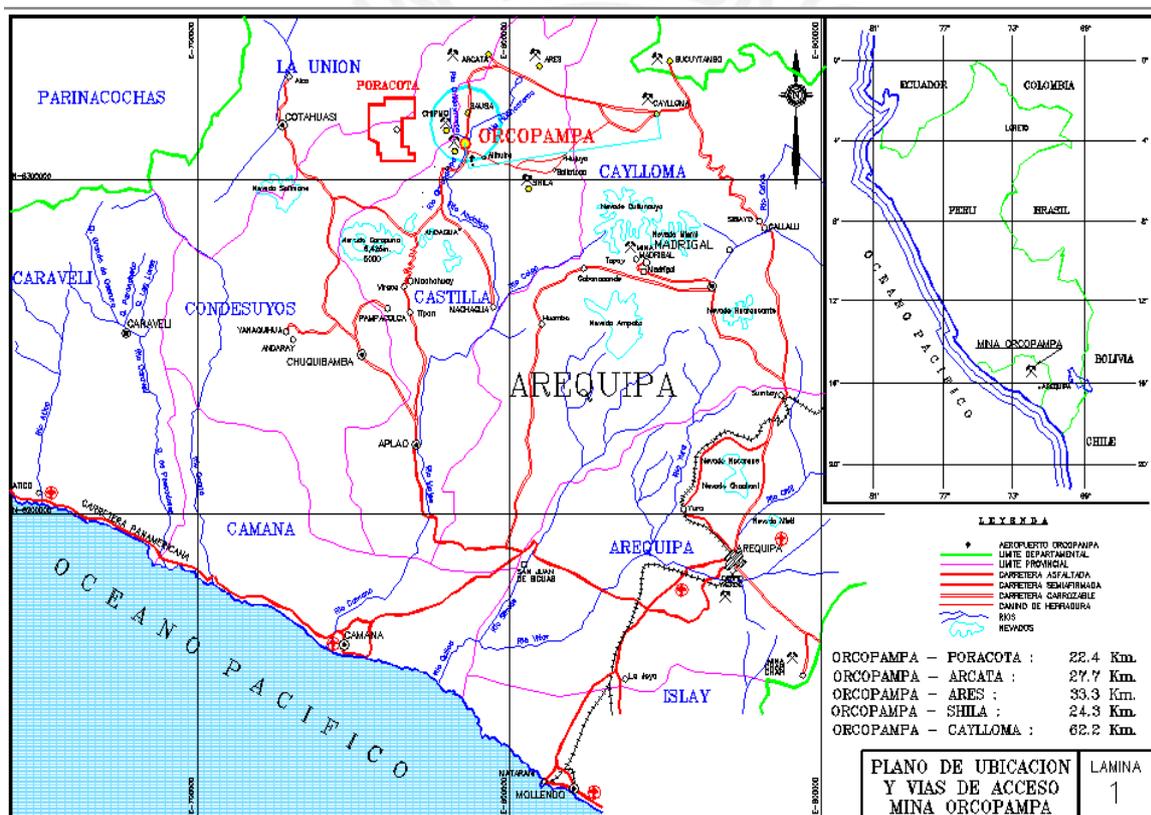
La zona presenta un amplio valle por donde fluye el río Orcopampa que es el colector principal de las aguas de escorrentía de la zona y cuyo afluente más conspicuo es el río Chilcaymarca.

Se observa en el lugar la presencia de una serie de terrazas aluviales¹, por quienes se podría conjeturar que el valle tuvo un origen lagunar.

Emplazados a lo largo del valle se aprecia una serie de pequeños conos volcánicos² que poseen una altura de 30 a 350 metros.

Orcopampa se encuentra a una altitud de 3800 msnm. En cuanto a su clima, este es de mañanas y tardes soleadas y noches gélidas, con ventiscas a partir del mediodía. Las precipitaciones fluviales se dan con regular intensidad durante los meses de diciembre, enero, febrero y marzo, acompañadas de un aumento de la temperatura a diferencia del resto de meses que se caracterizan más bien por la escasez de lluvias.

Lámina N° 1: Ubicación y vías de acceso a la U.E.A Orcopampa



CAPÍTULO 2: GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA LOCAL

A cinco kilómetros al oeste de la histórica zona argentífera de Orcopampa (vetas Calera, Santiago y Manto) se encuentra el área aurífera de Chipmo, entre la quebrada Ocoruro y el río Chilcaymarca.

La roca hospedante de las vetas principales de oro, cuyos nombres son Nazareno, Prometida y Natividad, se ha formado a partir de flujos y domos³ de composición dacítica, andesítica y cuarzo latita que pertenecen al complejo volcánico Sarpane.

Los domos se identifican a partir de las fracturas radiales concéntricas y el marcado bandeamiento del flujo.

Dataciones de fenocristales de plagioclasas, que pertenecen a estos domos dacíticos, indican que estos se depositaron hace 19 a 19,6 millones de años.

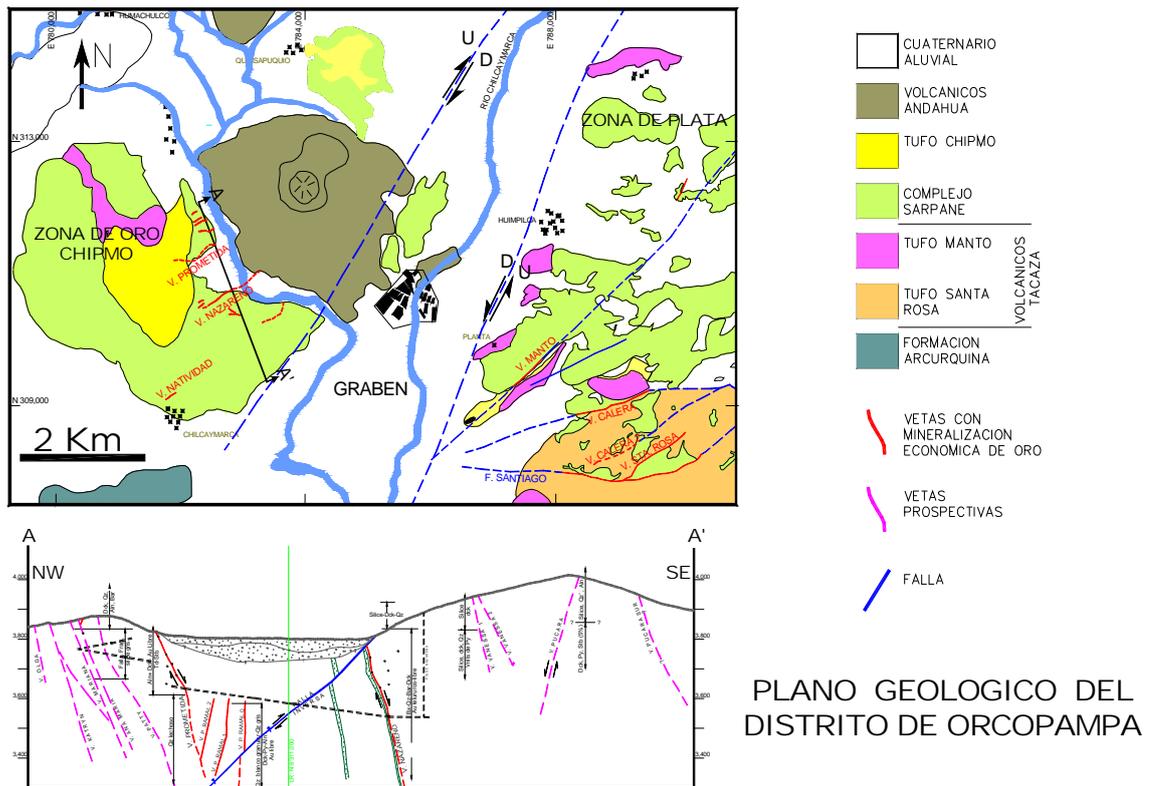
En la parte norte se ubican los tufos⁴ riolíticos Manto originados hace 20 millones de años, en donde están emplazadas las vetas San José 1 y San José 2.

Cerca de la veta Nazareno se ha reconocido dos diques⁵ hornbléndicos relativamente paralelos a la veta. El de más cercanía a la veta es de composición andesítica y su alteración principal es propilítica⁶.

En el área de Chipmo, el complejo de los domos intrusivos Sarpane se encuentra parcialmente superpuesto por los tufos riolíticos Chipmo

En la Lámina N° 2 se muestra el plano geológico del distrito de Orcopampa.

Lámina N° 2: Plano Geológico del Distrito de Orcopampa



A cuatro kilómetros al noroeste de Orcopampa se ubica el área prospectiva aurífera de Sausa. Esta área está emplazada en dacitas y andesitas porfíricas. Encima de ellas se observan tufos ignimbríticos⁷ en disposición horizontal.

A diez kilómetros al norte de Orcopampa se ubica el área de Umachulco. Aquí se observa la presencia de un estrato volcán⁸ constituido por intercalaciones de de tufos ignimbríticos de composición dacítica a riodacítica con andesitas del Mioceno superior. Encima de éstas se emplazan coladas de lavas, brechas y aglomerados.

Las vetas de cuarzo reconocidas se emplazan en el lado este del estrato volcán.

2.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Las vetas que conforman la Mina Chipmo se encuentran emplazadas en una zona de sistemas de fallamientos NE-SW, con buzamientos al sur en las vetas

Mariana, Prometida, Nazareno, y Pucará-sur, y al norte en las vetas San José 1, San José 2, Pucará-Andrea, Natividad, Lucy y Alejandra.

Existe, también, otro sistema de fallamientos NW-SE con buzamientos al norte en las vetas Vanesa 1, Vanesa 2, Ventanilla y Huichupaqui.

Las anomalías Ocoruro Norte, Centro y Sur están ubicadas en una zona de fracturamiento NW-SE en la sección oeste del yacimiento.

En el área de Sausa existen cinco crestones que presentan afloramientos discontinuos cuyos rumbo y buzamiento son N60°E y 60°NW respectivamente.

En el área de Umachulco el rumbo del sistema de fallamiento predominante es N60°-80°E con un buzamiento de 60-75° al norte (vetas N y T) y buzamiento al sur (vetas E, R y O).

En las áreas de Orcopampa, Chipmo, Sausa y Umachulco, los patrones de fracturamiento a nivel regional y local son idénticos lo que haría presumir que todos fueron originados bajo un mismo evento tectónico.

2.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mineralización económica del área de Chipmo pertenece a un sistema epitermal⁹ del tipo de rellenos de fracturas.

La mineralización de las vetas Nazareno, Prometida y Natividad de esta área consisten principalmente de oro nativo asociado a teluros, así como a cobres grises y pirita en estructuras de cuarzo lechoso, venas de dickita – alunita y bandas de baritina.

La veta Sausa, en el área del mismo nombre, presenta mineralización económica cuando está asociada a cuarzo ligeramente lixiviado, reportando leyes hasta de 0.500 Oz Au de forma lenticular, con ancho promedio de 0.40 metros y ± 4 metros de longitud ubicada localmente en superficie. En general el sistema Sausa se presenta como una estructura silicificada, con escaso cuarzo y sin un buen desarrollo estructural.

En el área de Umachulco las vetas presentan cuarzo blanco lechoso con disseminación de pirita y óxidos de manganeso. El muestreo sistemático efectuado en cada una de las estructuras indica leyes químicas de oro entre 0,5 y 17 gramos ubicados localmente. En interior mina, el promedio de leyes de oro varía entre 0,5 y 3 gramos, decreciendo a medida que se gana profundidad.

CAPÍTULO 3: MINERALOGÍA

3.1 ALTERACIÓN HIDROTHERMAL

La alteración predominante en el área de Chipmo, tanto en superficie como en interior mina, es la argílica¹⁰ avanzada y fue determinada en base al mapeo geológico y al uso de un espectrómetro PIMA (Portable Infrared Mineral Analyzer – Analizador Portátil Infrarrojo de Minerales). Lo que se determinó fue lo siguiente:

- Silicificación masiva
- Cuarzo – alunita
- Cuarzo – caolinita
- Cuarzo – dickita
- Argílico
- Propilítico

Estas alteraciones están asociadas a las principales vetas cuyos afloramientos están debajo de la cota 4000.

En el lado NW, las alteraciones predominantes en las áreas de Ocoruro Sur, Ocoruro Centro y Ocoruro Norte son silicificación masiva , alunita-caolinita-cuarzo, los que además afloran entre las cotas 4000 y 4450.

3.2 MINERALOGÍA

3.2.1 ÁREA NAZARENO

MENA: Oro nativo asociado a telururos (calaverita, petzita, hessita, krennerita y telurobismutinita).

GANGA: Ensamble de cuarzo gris y blanco – baritina – dickita – caolinita – pirita.

3.2.2 ÁREA PROMETIDA

MENA: Oro nativo asociado a teluros (calaverita, petzita, nagyagita). Presencia limitada de tetraedrita y tennantita que agregan valores de plata.

GANGA: Cuarzo de varias generaciones (cuarzo gris, blanco granular, lechoso), dickita, caolinita y alunita en menor cantidad.



CAPÍTULO 4: GEOMECAÁNICA

4.1 CARÁCTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DEL BLOCK A EXPLOTAR

Tabla N° 1

BUZAMIENTO DEL BLOCK	75°SE
RUMBO DEL BLOCK	N40°E
POTENCIA DE VETA (m)	4,5
ALTURA DE BLOCK (m)	50
Altura medida (m)	40
Altura indicada (m)	10
LONGITUD DEL BLOCK (m)	200

4.2 ASPECTOS GEOLÓGICOS DEL BLOCK

Las estructuras mineralizadas están compuestas por estructuras bandeadas de cuarzo blanco. También la componen venillas de cuarzo gris en un 3%, venillas de pirita en un 5%. La alteración de la roca encajonante es argílica avanzada y silicificación¹¹ moderada.

En determinadas zonas la estructura se presenta como una matriz de cuarzo blanco circundando a fragmentos subangulados de cuarzo gris en un 5%.

Las leyes encontradas en el block se detallan en la Tabla N° 2.

Tabla N° 2: Leyes en el block

LEYES EN LA VETA	
Ley en el polígono Este (Oz Au / TCS)	0,530
Ley en el polígono Oeste (Oz Au / TCS)	0,437
LEY PROMEDIO (Oz Au / TCS)	0,484

Se ha determinado que la roca encajonante en el tajo 420-380 es andesita.

Tabla N° 3: Características geomecánicas de la andesita

CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ANDESITA	
Peso específico (g/cm ³)	2,7
Porosidad (%)	10 a 15
Resistencia a la compresión simple (kp/cm ²)	
Valores medios	2100 – 3200
Rango de valores	1000 – 5000
Resistencia a la tracción (kp/cm ²)	70

4.3 ASPECTOS GEOMECÁNICOS DEL BLOCK

El block presenta zonas definidas con respecto a la calidad de roca.

En la caja techo se ha detectado un sistema de fracturamiento principal de orientación NE así como dos sistemas secundarios menores.

Los valores de RMR se detallan en la Tabla N° 4 a continuación.

Tabla N° 4: Rock Mass Rating del macizo rocoso y de la veta

RMR (ROCK MASS RATING) DEL MACIZO ROCOSO			
	Clase	Calidad	Valoración RMR
Caja techo	III – B	Media	41 a 45
Caja piso	IV – A	Mala	35 a 39
Mineral	II – B	Buena	62 a 70

CAPÍTULO 5: SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Teniendo en consideración los datos geomecánicos y geológicos antes descritos se evaluará la factibilidad de aplicar el método de Tajeo por Subniveles o continuar con el método usado en toda la mina Chipmo, el Corte y Relleno. Para ello, se hace uso de un procedimiento numérico de selección que consiste en calificar cada parámetro del yacimiento de acuerdo al método que se está evaluando. Este método de evaluación fue extraído del texto “Explotación Subterránea: Métodos y Casos Prácticos”. Las siguientes tablas a continuación muestran las calificaciones que se deben asignar a los métodos de acuerdo a los parámetros del yacimiento.

Tabla Nº 5: Geometría del yacimiento y distribución de leyes

FORMA
Masivo: Dimensiones similares en cualquier dirección Tabular: Dos dimensiones mucho mayores que la tercera Irregular: Dimensiones que varían a distancias cortas
POTENCIA DEL MINERAL
Estrecha: menor a 10 m Intermedia: Entre 10 y 30 m Potente: Entre 30 y 100 m Muy Potente: Mayor a 100 m
INCLINACIÓN
Echado: Menor a 20° Intermedio: Entre 20° y 55° Inclinado: Mayor a 55°
DISTRIBUCIÓN DE LAS LEYES
Uniforme: Ley del yacimiento constante en cualquier punto de este Diseminado: Leyes que presentan distribución zonal Errático: Leyes que cambian drásticamente de un punto a otro

Tabla N° 6: Clasificación de los métodos de extracción minera en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	FORMA DEL YACIMIENTO			POTENCIA DEL MINERAL				INCLINACIÓN			DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento por bloques	4	2	0	(-)49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subnivel	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Tajeo por subniveles	3	4	1	(-)49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	(-)49	(-)49	4	1	0	3	3	3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3

M: Masivo T: Tabular I: Irregular E: Estrecho IT: Intermedio P: Potente MP: Muy Potente
T: Tumbado IN: Inclinado U: Uniforme D: Diseminado ER: Errático

Tabla N° 7: Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la zona mineral

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIAS DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subnivel	(-)49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Tajeo por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy Pequeña G: Grande MG: Muy Grande

Tabla Nº 8: Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja techo

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIAS DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Cámaras por subnivel	(-)49	3	4	(-)49	0	1	4	0	2	4
Tajeo por subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy Pequeña G: Grande MG: Muy Grande

Tabla Nº 9: Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja piso

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIAS DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subnivel	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Tajeo por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Cámaras almacén	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy Pequeña G: Grande MG: Muy Grande

Tabla Nº 10: Significación de la valoración numérica para la selección del método minero

CLASIFICACIÓN	VALOR
Preferido	3 a 4
Probable	1 a 2
Improbable	0
Desechado	(-)49

Aplicando entonces este método de valoración numérica al presente caso obtenemos lo señalado en la Tabla N° 11.

Tabla N° 11: Valoración del método Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno de acuerdo a las características del yacimiento

GEOMETRÍA/DISTRIBUCIÓN	CARACTERÍSTICAS DE LA VETA 380-420	TAJEO POR SUBNIVELES	CORTE Y RELLENO
Forma del yacimiento	Tabular	4	4
Potencia del mineral	Estrecha	-49	4
Inclinación	Inclinado	4	4
Distribución de leyes	Uniforme	4	3
Profundidad	480 m	0	0
TOTAL		-37	15
GEOMECAÁNICA			
Zona del Mineral			
Resistencia de la roca	Alta	3	2
Espaciamiento entre fracturas	Pequeña	2	3
Resistencia de discontinuidades	Media	2	3
TOTAL		7	8
Zona de la Caja Techo			
Resistencia de la roca	Media	2	2
Espaciamiento entre fracturas	Grande	3	2
Resistencia de discontinuidades	Grande	0	2
TOTAL		5	6
Zona de la Caja Piso			
Resistencia de la roca	Pequeña	0	4
Espaciamiento entre fracturas	Muy Grande	4	2
Resistencia de discontinuidades	Grande	4	2
TOTAL		8	8
TOTAL DE PUNTUACIÓN		-17	37

Este primer análisis, que ha considerado factores netamente geológicos y geomecánicos, nos revela que es preferible continuar con la aplicación del método de Corte y Relleno. Sin embargo, la propuesta de la presente tesis de implementar el método de minado de Tajeo por Subniveles, toma en cuenta el empleo de un sistema de refuerzo de las paredes de los futuros tajos mediante cablebolt. La técnica de refuerzo de cablebolting asegurará evitar dilución del mineral por posibles desprendimientos de la caja piso –la cual, de acuerdo a los datos de la Tabla N° 4, es de mala calidad-.

Teniendo esto en consideración, e incluyendo los costos debidos al sistema de refuerzo que se invertirán en el método de Tajeo por Subniveles, se analizará, desde el punto de vista económico, la conveniencia sobre aplicar el método de Tajeo por Subniveles o en su defecto aplicar, en el tajo 420 – 380, el método que está siendo aplicado en la mayoría de los tajos de la Mina Chipmo, el Corte y Relleno Ascendente.

5.1 CÁLCULO DE LA DILUCIÓN Y RECUPERACIÓN PARA EL MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES.

La dilución depende de la selección del método de minado seleccionado así como de la disposición geológica y geométrica del yacimiento. El cálculo de la dilución obedece a la aplicación de las dos siguientes fórmulas:

La primera (5.1.1), formulada por O'Hara en la década del 80. El valor de la dilución está expresado en porcentaje.

$$\text{dilución} = \frac{k}{\sqrt{w} \times \text{sen } \beta} \quad (5.1.1)$$

Donde:

- w : potencia de la veta en metros
- β : buzamiento, expresado en radianes
- k : constante del método de minado

La segunda (5.1.2), originada a partir del conocimiento de que la dilución es la porción de estéril o desmonte dentro del total extraído:

$$\text{dilución} = \frac{D}{D + w} \quad (5.1.2)$$

Donde:

- D : desmonte en metros
- w : potencia de la veta en metros
- D + w : ancho de minado en metros

Tabla Nº 12: Datos para el cálculo de la dilución en Tajeo por Subniveles

Potencia de veta (w)	4,5 Metros
Buzamiento (β)	75 Grados
Constante para TPS (k)	50

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 50 y para el Corte y Relleno es 25.

Tabla Nº 13: Dilución, desmonte y ancho de minado para Tajeo por Subniveles

Dilución (%)	24,4
Desmonte (m)	1,5
Ancho de minado (m)	6,0

5.2 CÁLCULO DE LA DILUCIÓN Y RECUPERACIÓN PARA EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

En la Tabla Nº 14 se proporcionan los datos para el cálculo de la dilución y en la Tabla Nº 15 se detallan los resultados obtenidos.

Tabla Nº 14: Datos para el cálculo de la dilución en Corte y Relleno Ascendente

Potencia de veta (w)	4,5 Metros
Buzamiento (β)	75 Grados
Constante para CRA (k)	25

Tabla Nº 15: Dilución, desmonte y ancho de minado para Corte y Relleno Ascendente

Dilución (%)	12,2
Desmonte (m)	0,6
Ancho de minado (m)	5,1

5.3 CÁLCULO DE RECURSOS Y RESERVAS PARA EL MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Antes de presentar los resultados productos de los cálculos previos es necesario tener en cuenta los siguientes datos mostrados en la Tabla N° 16 que servirán para el cálculo de recursos y reservas.

Tabla N° 16: Características de la veta

CARACTERÍSTICAS DE LA VETA	
Largo del cuerpo	200 Metros
Alto del cuerpo medido	40 Metros
Alto del cuerpo indicado	10 Metros
Potencia	4,5 Metros
Buzamiento	75 °
Densidad del mineral	3 TM/m ³
Densidad de desmonte	2,7 TM/m ³

Además, de acuerdo a los estudios realizados por la compañía canadiense J. S. Redpath Ltd en el año 1986, las recuperaciones en minas metálicas explotadas subterráneamente para los métodos de Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno Ascendente se muestran en la Tabla N° 17.

Tabla N° 17: Recuperaciones mineras para los métodos Tajeo por Subniveles Stoping y Corte Y Relleno según J. S. Redpath Ltd.

Método de Explotación	Recuperación Minera
Tajeo por Subniveles	86,5%
Corte y Relleno	94,0%

Los recursos medidos e indicados para el tajo 420 – 380 obtenidos a partir de las dimensiones geométricas halladas para la veta se indican en la tabla N° 18.

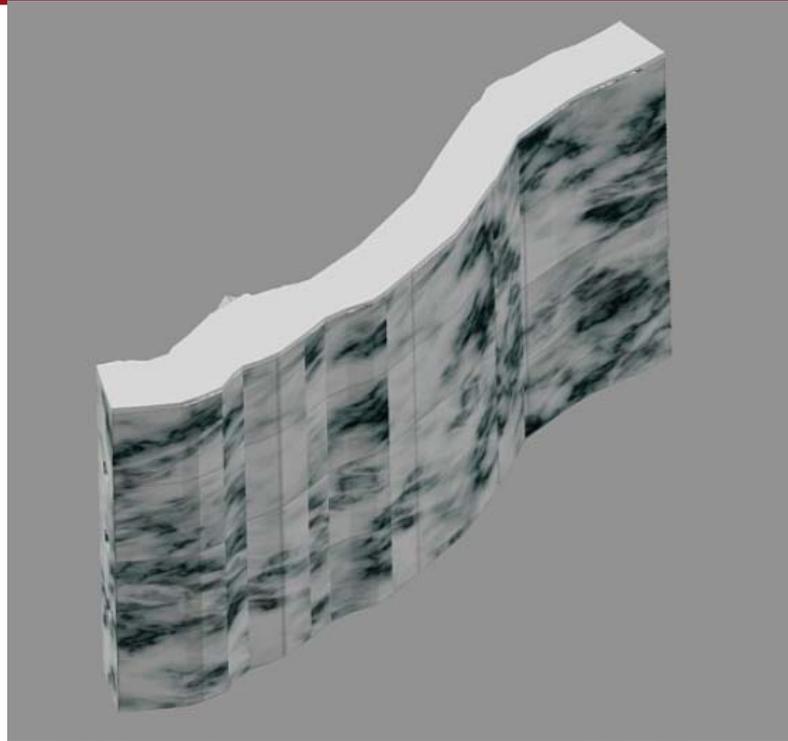


Tabla N° 18: Recursos Medidos e Indicados para el Tajo 420 - 380

	TM	TCS
Recursos Medidos	108000	119050
Recursos Indicados	27000	29763

Con los valores hallados de los recursos medidos se hallarán los valores de reservas probadas y, con los de recursos indicados, los valores de reservas probables. Para ello se toma en cuenta en el cálculo los datos de recuperación minera para cada método. Las tablas N° 19 y 20 ofrecen tales resultados.

Tabla N° 19: Reservas obtenidas luego de aplicar una recuperación minera de 86,5% para el método de Tajeo por Subniveles

	TM	TCS
Reservas Probadas	120559	132894
Reservas Probables	30140	33223

Tabla N° 20: Reservas obtenidas luego de aplicar una recuperación minera de 94,0% para el método Corte y Relleno Ascendente

	TM	TCS
Reservas Probadas	114217	125903
Reservas Probables	28554	31476

5.4 VALOR DEL MINERAL EN EL CASO DE AMBOS MÉTODOS DE MINADO

Para obtener el valor del mineral, primero obtendremos las leyes diluidas para cada método. De la Tabla N° 2, la ley de oro en el block es 0.484 oz Au /TC o, expresado en otras unidades, 0.534 oz Au/TM.

Las leyes diluidas para ambos métodos se hallarán haciendo uso de la siguiente fórmula:

$$\text{Ley diluida} = \frac{\text{Tonelaje de Recursos Medidos} \times \text{Ley de Mineral} + \text{Tonelaje de Desmonte} \times \text{Ley de Desmonte}}{\text{Tonelaje de Reservas Probadas}}$$

Aplicando esta fórmula para los datos de las Tablas N° 2 (ley de mineral), 19 (Reservas Probadas para el Corte y Relleno) y 20 (Reservas Probadas para el Tajeo por Subniveles) obtenemos estos resultados:

Tabla N° 21: Leyes diluidas en el caso de Tajeo Por Subniveles y Corte y Relleno

LEYES DILUIDAS		
Método de Extracción	oz Au / TCS	oz Au / TM
Tajeo por Subniveles	0,433	0,477
Corte y Relleno	0,457	0,504

Además, es dato obtenido de la Planta Concentradora el porcentaje de recuperación de oro: 95.4%. Asumiremos que el porcentaje pagable es de 87%. El precio del metal que usaremos para hallar el valor del mineral será de 888.75 US\$ / Oz Au.

Las condiciones arriba mencionadas, aplicadas en la siguiente fórmula, dan los valores de mineral mostrados en la Tabla N° 22 que se obtendrían para cada método de minado.

$$\text{Valor de Mineral} = \text{Ley Diluida} \times \text{Precio de Metal} \times \text{Recuperación Metalúrgica} \times \% \text{ Pagable}$$

Tabla N° 22: Valor de Mineral para cada método de explotación

Método de Explotación	Valor de Mineral (US\$/TCS)
Tajeo Por Subniveles	319,5
Corte y Relleno	337,2

5.5 PRODUCTIVIDAD PARA EL MÉTODO DE MINADO TAJEO POR SUBNIVELES

Se consideró para los cálculos las siguientes atingencias sobre los regímenes laborales que se detallan en el cuadro a continuación.

Tabla N° 23: Datos previos para el cálculo de las productividades en ambos métodos de minado en el tajo 420-380

Días/mes	25
Guardias/día	2
Hora/guardia	8

De la Tabla N° 24 se puede rescatar diferentes valores de productividad de acuerdo a la precisión que uno desee manejar.

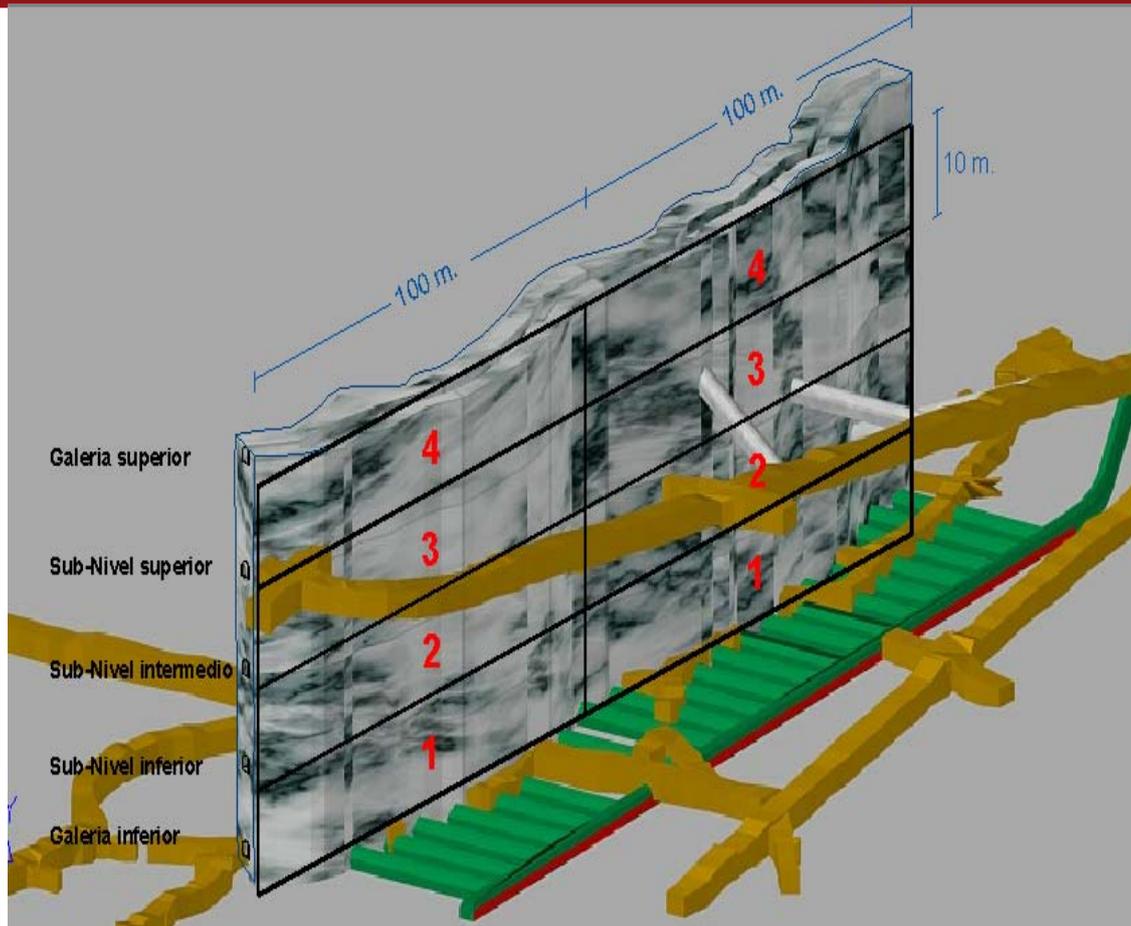


Tabla N° 24: Productividad empleando el método Tajeo por Subniveles en el tajo 420-380

PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO TAJEO POR SUBNIVELES	
Longitud de panel	100 metros
Ancho de minado	6,0 metros
Longitud de perforación	10 metros
Número de taladros perforados	236
Metros perforados	2360
Metros perforados por día	160
Días para perforar el panel	15
Volumen del panel	5952,5 m ³
Densidad de la roca	3 TM / m ³
Tonelaje del panel	17857,5 TM
TM / día	1210,7

TM / mes	30267,0
m ³ volado / mes	10089,0
TCS / mes	33363,9
TCS / día	1334,6
TCS / h	83,4

5.6 PRODUCTIVIDAD PARA EL MÉTODO DE MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Haciendo uso de los valores citados en la Tabla N° 23, ya que se consideró emplear el régimen laboral actual en los trabajos operativos de la mina, se obtuvo los valores de la Tabla N° 25.

Tabla N° 25: Productividad del método corte y relleno ascendente en el tajo 420-380

PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON BREASTING	
Número de taladros perforados	27
Longitud de perforación	2.4 metros
Metros perforados por guardia	65.8
Longitud de avance	2.3 metros
Diámetro de perforación	0.035 metros
Ancho de sección	5.1 metros
Alto de sección	2.4 metros
Volumen roto	28.1 m ³
Densidad de la roca	3 TM / m ³
Tonelaje a romper por guardia	84.3 TM
TM / día	168.6
TM / mes	4215.7
m ³ volado / mes	1405.2
TCS / mes	4647.0
TCS / día	185.9
TCS / h	11.6

5.7 COMPARACIÓN DE COSTOS DE EXPLOTACIÓN DE MINA ENTRE EL MÉTODO TAJEO POR SUBNIVELES Y EL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

El resultado de ambas comparaciones se muestra en la Tabla N° 26 a continuación:

Tabla N° 26: Costos de explotación mina en ambos métodos de minado considerados

COMPARACIÓN DE COSTOS ENTRE SUB LEVEL STOPING Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

ACTIVIDAD	COSTO (\$ / TCS)	
	SUB LEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Perforación y voladura	3.12	4.19
Sostenimiento	10.14	12.77
Limpieza y acarreo	1.60	0.80
TOTAL COSTO DE EXPLOTACIÓN EN EL TAJEO 420-380	14.86	17.76

PERSONAL	COSTO (\$ / TCS)	
	TAJEO POR SUBNIVELES	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Perforista Cabletec	0.07	
Perforista Jackleg		0.43
Ayudante		0.34
Ayudante	0.05	
Ayudante Servicios	0.05	0.34
Operador Scoop	0.06	0.43
Operador Dumper	0.06	0.43
TOTAL COSTO PERSONAL	0.29	1.98

ITEM	COSTO (\$ / TCS)	
	SUB LEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Relleno	2.00	2.20

ACTIVIDAD	COSTO (\$ / TCS)	
	SUB LEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Izaje por pique	1.00	1.00
Servicios auxiliares (15% del costo de explotación)	2.23	2.66
Costo de transporte de pique a cancha de acopio	1.00	1.00
Blending de mineral en cancha de acopio	1.24	0.70
Transporte de cancha de acopio a planta	4.60	4.60
TOTAL DE COSTOS DE SERVICIOS, CARGUÍO Y TRANSPORTE EN SUPERFICIE	10.07	9.96

ACTIVIDAD	COSTO (\$ / TCS)	
	SUB LEVEL STOPING	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
Preparaciones	2.42	1.18

COSTO TOTAL DE EXPLOTACIÓN MINA (\$ / TCS)	29.64	33.07
---	--------------	--------------

De los resultados obtenidos se observa que el costo de explotación mina para el método de Tajeo por Subniveles representa aproximadamente un 90% del costo de explotación del Corte y Relleno.

5.8 EVALUACIÓN ECONÓMICA PARA DETERMINAR LA APLICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE MINADO

Antes de realizar la evaluación económica para la aplicabilidad de un método u otro, se introducirá algunos datos previos que servirán para la realización de los cálculos pertinentes.

Es necesario conocer los tonelajes con los cuales se determinarán las ventas que producirán ambos métodos. En las tablas N° 19 y 20 se detallaron ya esos

tonelajes, sin embargo en la tabla N° 27 se transcriben de manera más simplificada a fin de contar con ellos mientras se sigue el análisis.

Tabla N° 27: Reservas Probadas obtenidas utilizando el método de Tajeo por Subniveles y Corte y Relleno Ascendente

	Reservas Probadas (incluida la recuperación minera)	
	TCS/mes	TM/mes
Tajeo por Subniveles	33364	30267
Corte y Relleno Ascendente	4066	3689

Haciendo uso de las Tablas N° 23, 24 y 25 obtenemos la Tabla N° 28 en la que obtenemos los periodos de explotación ya sea para un método o para otro. Estos periodos dependen de la producción mensual que permitan llevar a cabo las características de cada método.

Tabla N° 28: Reservas Probadas, Producción Mensual y Tiempo de Explotación del tajo 420-380 para los métodos de minado considerados

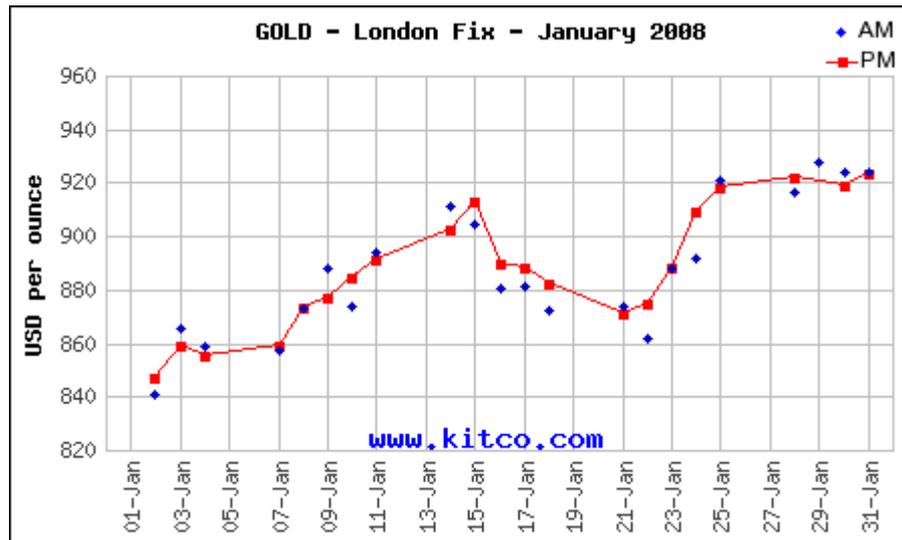
	Sub Level Stoping	Corte y Relleno Ascendente
Reservas Probadas (TCS)	132894	125903
Producción Mensual (TCS / mes)	33364	4647
Meses de Explotación	4,0	27,1

Básicamente, aplicando el método de Tajeo por Subniveles, el tajo estaría consumiéndose al cabo de 4 meses cumpliendo con las expectativas de producción a corto plazo que requiere la empresa. Por otro lado, tomaría un tiempo de 27 meses consumir las reservas usando el método de Corte y Relleno. No obstante, no se debe olvidar que a estos periodos de tiempo, debe añadirseles el tiempo que tomará ejecutar la preparación de cada labor. Estos tiempos pueden verse ya unidos cuando se muestran, en esta tesis, los diagramas de flujo.

En el cuadro N° 22 se determinó el valor de mineral para cada método de minado. La cotización del oro empleada para los cálculos de flujo de caja se ha extraído de la página de Kitco para el mes de enero del año 2008. Para ello se

extrajo un promedio de las cotizaciones más altas y bajas durante ese mes. Consecuencia de ese cálculo fue que la cotización usada en las operaciones, que luego se presentarán, es **888,75 US\$/oz.** Por razones de cálculo este precio se hizo extensivo para el resto de meses en los flujos de caja.

En el siguiente gráfico se reproduce las oscilaciones de las cotizaciones mostradas en la página de Kitco para los fines que nos convocan.



Con respecto a los costos que están inmersos en el cálculo de la utilidad neta que se arroja para cada mes de vida del proyecto, aquellos fueron extraídos del “Resumen de Costos por Unidad de la U.E.A Orcopampa para el mes de enero”. Los cuadros utilizados fueron:

Tabla N°29: Costo de Generación y Distribución de Energía en la mina Chipmo para el mes de enero del 2008

COSTO DE GENERACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA	
CARGO	ENERO
Plantas Hidroeléctricas	53271,00
Plantas Termoeléctricas	10235,00
Energía de terceros	278815,00
Distribución de energía de alta tensión	21162,00

Depreciación general de distribución de energía	552,00
TOTAL	364035,00

Tabla N°30: Gastos Administrativos en la mina Chipmo para el mes de enero del 2008

GASTOS ADMINISTRATIVOS	
CARGO	ENERO
Superintendencia	142100,00
Contabilidad y Caja	21365,00
Relaciones Industriales	90856,00
Logística	48194,00
Servicio Social	15318,00
Hospital	44717,00
Hotel y Otros	26118,00
Oficinas de Apoyo	181843,00
Depreciación Administración Unidad Minera	32292,00
Refinación	82840,00
TOTAL	685643,00

Tabla N°31: Gastos Varios en la mina Chipmo para el mes de enero del 2008

GASTOS POR SERVICIO TÉCNICO, SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE	
CARGO	ENERO
Servicio Técnico	276938,00
Servicio de Talleres	41754,00
Servicio de Mantenimiento	12092,00
Seguridad	62988,00
Servicios Generales de Superficie	29506,00
Mantenimiento de Equipo en Superficie	32492,00
Depreciación General de Servicio Técnico y Seguridad Minera	1958,00

Control Medio Ambiente	32396,00
TOTAL	490124,00

Debido a que el tajo 420-380 no cubrirá todos estos costos y gastos ya que no es el único con el que cuenta la mina Chipmo para cubrir su producción, se decidió dividir los costos totales mostrados en las Tablas N° 29, 30 y 31 por el número de tajos en producción de la mina. Se incluyó dentro de ellos al 420-380 debido a que se desea obtener el costo que cada tajo asumiría. La suma de los tajos en producción es trece y a continuación en la Tabla N° 32 se muestran los mencionados tajos.

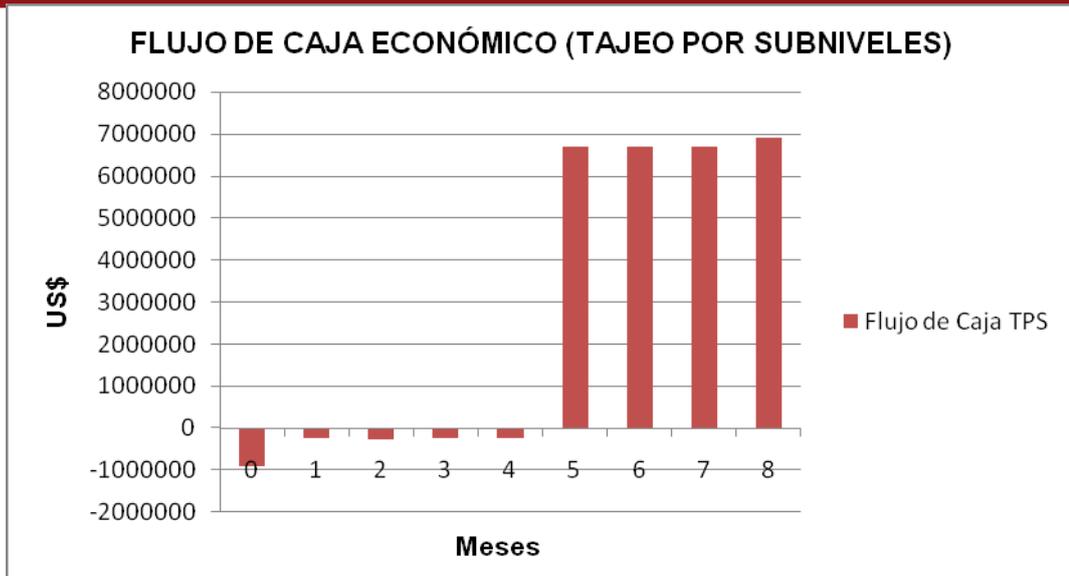
Tabla N° 32: Tajos en producción en la mina Chipmo.

Tajos en Producción en Mina Chipmo
Tajo 710
Tajo 340
Tajo 270
Tajo 365
Tajo 1260
Tajo 785
Tajo 945
Galería 850
Tajo 280
Tajo 290
Galería 411
Cx 862
Tajo 420-380

Aquí se ofrecen los diagramas productos de los cálculos realizados.

La tasa de interés nominal anual del proyecto es de 12%. Dado que la forma de capitalización es mensual se halló la tasa efectiva mensual que es 1%.

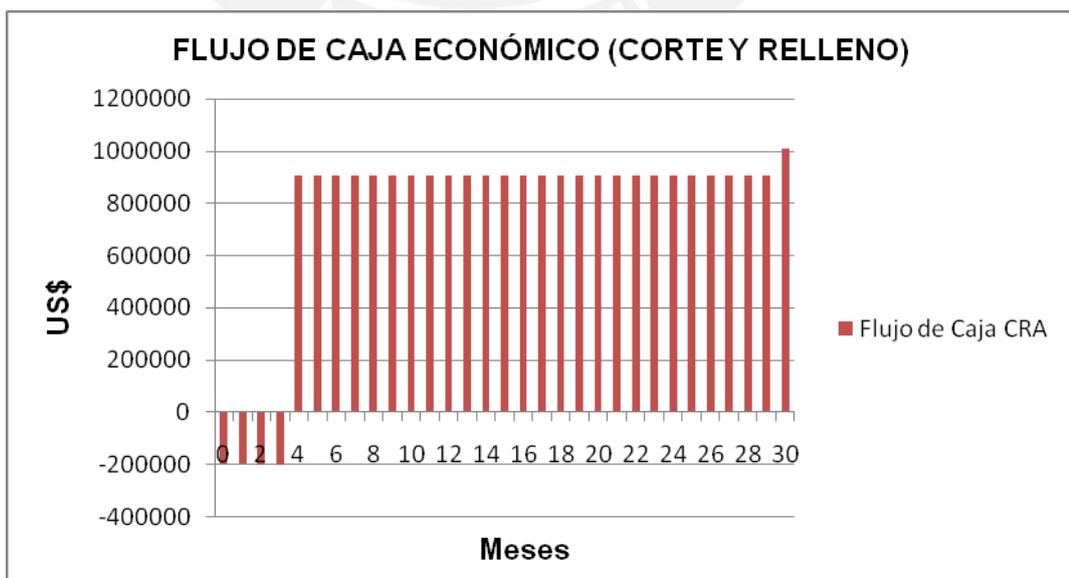
Así, el flujo de caja económico para el método de Tajeo por Subniveles es el siguiente.



De acuerdo a la Tabla N° 28, la vida de explotación del tajo con el método Tajeo por Subniveles es de cuatro meses. En el flujo de caja se consideró, además de ese tiempo, el periodo de preparación del tajo que es de cinco meses. El costo de dicha actividad así como el cronograma de su realización se muestra en los anexos.

El Valor Presente Neto¹² (VPN) equivalente al gráfico de arriba es de US\$ 23 172 138.

El flujo de caja económico para el método Corte y Relleno se muestra a continuación.



En este diagrama también se consideró el tiempo y los costos que requerirían la preparación del tajo. El tiempo de preparación es de cuatro meses. Tanto el cronograma y costos de preparación respectivos se muestra en los anexos. El VPN para este flujo es US\$ 19 810 438.

En la Tabla N° 33 se muestran los valores de VPN para ambos métodos. El método de Tajeo por Subniveles muestra un mayor VPN. Esto significa que la aplicación de este método le va a otorgar una mayor rentabilidad al proyecto. Tomando las consideraciones de seguridad respectivas y realizando las inversiones correspondientes en equipos que le otorgarán mayor confiabilidad al proyecto, el VPN refleja la recuperación de lo invertido y la ganancia superior con respecto al método de Corte y Relleno.

Tabla N° 33: Valor Presente Neto para los proyectos considerados

VPN (US\$)	
Tajeo Por Subniveles	Corte y Relleno Ascendente
\$23,172,138	\$19,810,438

CAPÍTULO 6: PERFORACIÓN, VOLADURA, SOSTENIMIENTO Y ACARREO PARA EL MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES

6.1 PERFORACIÓN Y VOLADURA

Una vez escogido el método de minado a emplear en la explotación del tajo 420-380 nos adentraremos en los puntos concernientes al modo de trabajo de la veta.

Se cuenta con un plano de perforación cuyas medidas son seis (6) metros de ancho y doscientos (200) metros de largo. Este plano horizontal se perforará de acuerdo a la malla que resulte de la aplicación de las fórmulas del estudioso Dr. Konya en su libro Diseño de Voladuras.

Pero es preciso tener en cuenta que el cuerpo se ha subdividido en ocho paneles, cada panel con unas medidas de cien (100) metros de largo, diez (10) metros de profundidad y seis (6) metros de ancho.

Por lo tanto, precisando lo propuesto anteriormente, se cuenta con un plano de perforación de cien (100) metros de longitud y seis (6) de ancho.

Según Konya, la expresión para calcular el burden¹⁵ de la malla de perforación en este tipo de operaciones es:

$$B = 0,012 \left(\frac{2SG_e}{SG_r} + 1,5 \right) D_e$$

Donde:

B	: Burden	(m)
SG _e	: Gravedad Específica o Densidad del Explosivo	(g/cm ³)
SG _r	: Gravedad Específica o Densidad de la Roca	(g/cm ³)
D _e	: Diámetro del Explosivo	(mm)

Los datos introducidos en dicha fórmula fueron los que figuran en la Tabla N° 34

Tabla N° 34: Datos para el cálculo del burden

Datos		
De	51 Mm	
S _{Ge}	0,95 g/cm ³	solanfo
S _{Gr}	3 TM/m ³	g/cm ³

De acuerdo a ello el valor de burden resultante es 1,31 metros. No obstante el autor de Diseño de Voladuras sostiene que conviene ejecutar una corrección por factores geológicos que asegurará una mejor voladura. Para el tipo de roca que se trata en este proyecto el factor de corrección que se multiplica al burden es 1,3 por lo que el nuevo valor corregido es 1,7 metros.

Según Konya, el espaciamiento¹⁶ se calcula así:

$$S = B$$

Donde:

S : Espaciamiento (m)

B : Burden (m)

Por tanto el espaciamiento es de 1,7 metros.

Para que la carga explosiva funcione adecuadamente dentro del taladro, ésta debe encontrarse bien confinada. El confinamiento se logra con la ayuda de material inerte que posea las características adecuadas. La distancia del taco¹⁷ se halla con:

$$T = 0,7B$$

Donde:

T : Taco (m)

B : Burden (m)

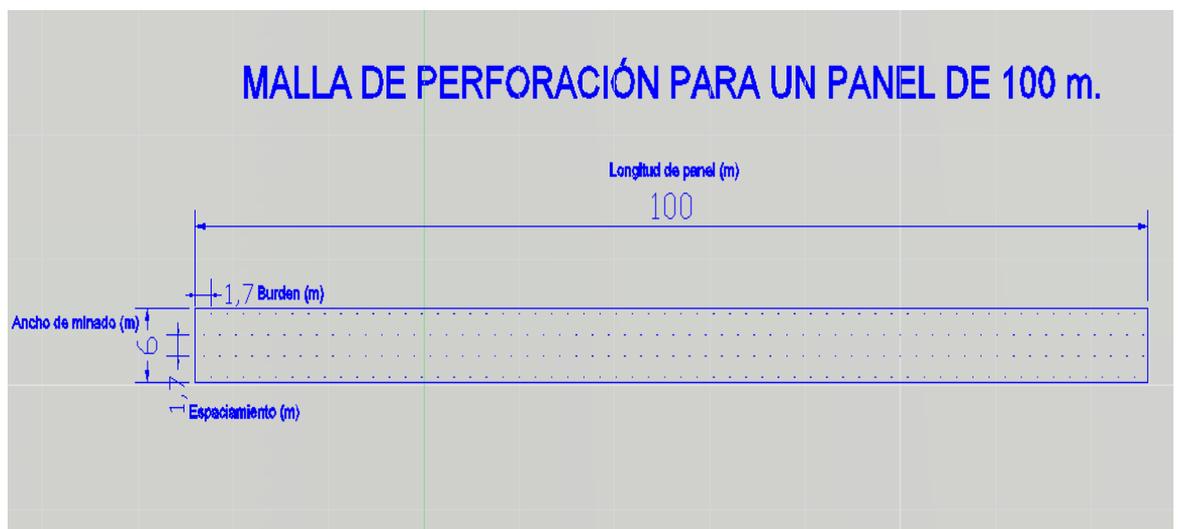
Entonces la distancia de taco resulta ser 1,19 metros.

Todos los resultados obtenidos se compendian en la Tabla siguiente:

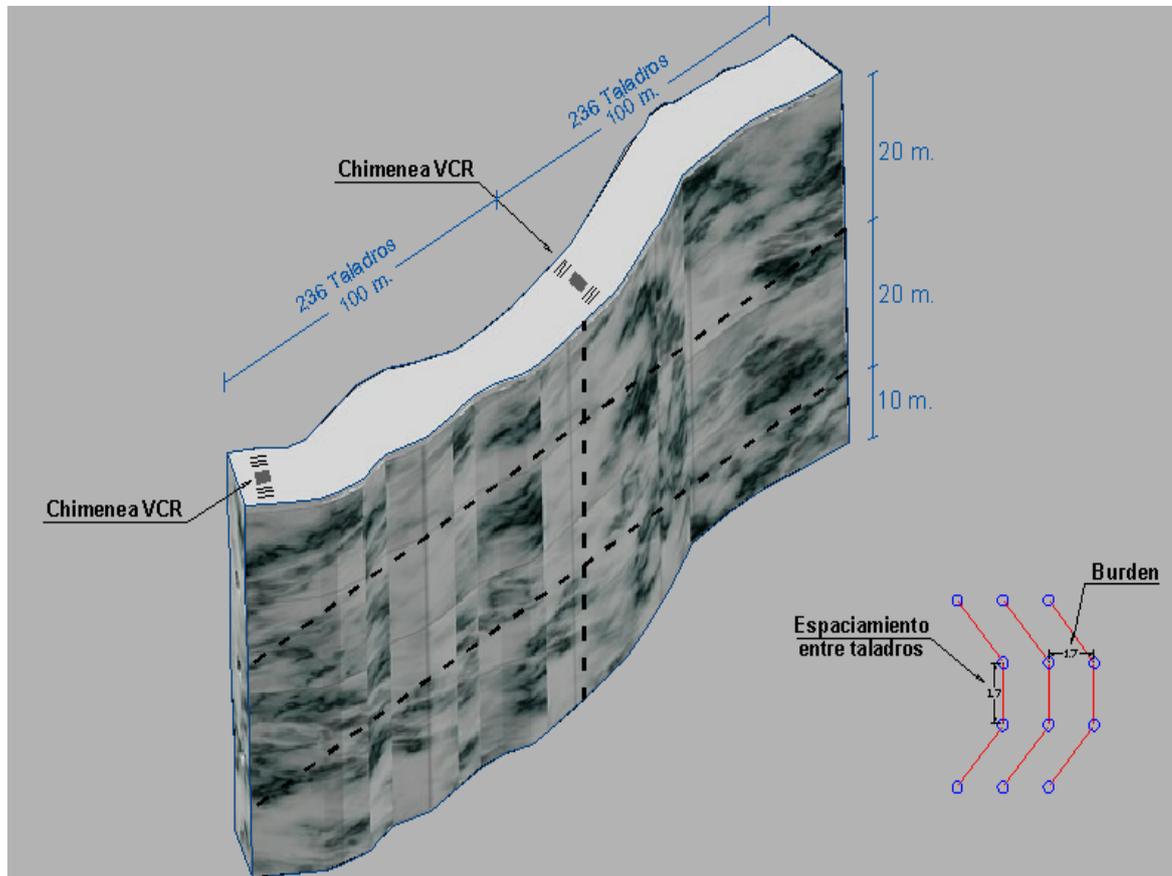
Tabla Nº 35: Parámetros de la malla de perforación

Burden	1,70 metros
Espaciamiento	1,70 metros
Taco	1,19 metros

A continuación, se muestra un gráfico representando la malla de perforación que resulta de los cálculos realizados anteriormente.



El gráfico muestra el cuerpo mineralizado sobre el cual se señalan algunas de sus características geométricas. En la esquina inferior derecha del gráfico se aprecia la distribución esquemática de los taladros de producción.



6.1.1 INSUMOS Y COSTOS IMPLICADOS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Como se explicó anteriormente, la veta se trabajará en 8 (ocho) paneles. El siguiente cuadro muestra los parámetros implicados en la perforación y la voladura para un panel. Con respecto al cálculo del número de taladros, los datos de la Tabla N° 35 fueron importantes para realizarlo.

Tabla N° 36: Parámetros de perforación y voladura para un panel

PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA		
ITEMS	CANTIDAD	UNIDAD
Taladros perforados	236	Taladro
Taladros cargados	236	Taladro

Longitud de taladro	10 m
Diámetro de taladro	51 mm
Metros perforados	2360 m
Longitud del panel (m)	100 m
Ancho de minado (m)	6 m
Densidad	3 TM/m ³
Volumen	5953 m ³
Factor de carga	0.7 kg/m ³
Factor de potencia	0.2 kg/TM
Toneladas voladas	17858 TM
Toneladas voladas	19685 TCS
TCS mineral / metro perforado	8.34
kg ANFO/taladro	17.10
BOOSTER/taladro	2

Las siguientes tablas muestran los costos de perforación y de voladura. Los precios de ciertos materiales fueron extraídos del inventario o listado de precios de la empresa.

Tabla N° 37: Detalle del costo de voladura para un panel de 100 metros de largo

COSTO DE VOLADURA			
EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS	CONSUMO	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL (\$)
ANFO	4036 kg	10.33 \$/kg	41690.39
Booster	472 unidad	6.50 \$/unidad	3068.0
Cordón 5G/4G	400 m	0.60 \$/m	240
Retardo 25 ms	232 unidad	3.50 \$/unidad	812.0
Mecha lenta	2360 m	0.50 \$/m	1180
Fulminante	472 unidad	2.50 \$/unidad	1180
TOTAL			48170.39

Tabla N° 38: Costo de perforación para un panel de 100 metros.

COSTO DE PERFORACIÓN			
ITEM	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL (\$)
Metros perforados	2360 m	5.6 \$/m	13216

En el siguiente cuadro se presenta las conclusiones en cuanto a costos unitarios de perforación y voladura a partir de los datos y resultados mostrados en las tablas precedentes.

Tabla N° 39: Costos unitarios finales de perforación y voladura para un panel de 100 metros de longitud

COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR PANEL DE 100 m DE LONGITUD	61386.39	US\$
COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN POR VOLUMEN	2.22	\$/m ³
COSTO UNITARIO DE VOLADURA POR VOLUMEN	8.09	\$/m ³
COSTO UNITARIO TOTAL POR VOLUMEN	10.31	\$/m ³
COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN POR TONELAJE	0.74	\$/TM
COSTO UNITARIO DE VOLADURA POR TONELAJE	2.70	\$/TM
COSTO UNITARIO TOTAL POR TONELAJE	3.44	\$/TM
COSTO UNITARIO TOTAL POR TCS	3.12	\$/TCS

6.2 SOSTENIMIENTO

6.2.1 DEFINICIÓN DE CABLEBOLTING

Lo que propiamente hace el sistema de cablebolting es reforzar la roca dentro del cual se aplica. Es decir, los cablebolts, debidamente instalados, mejoran las propiedades del macizo rocoso.

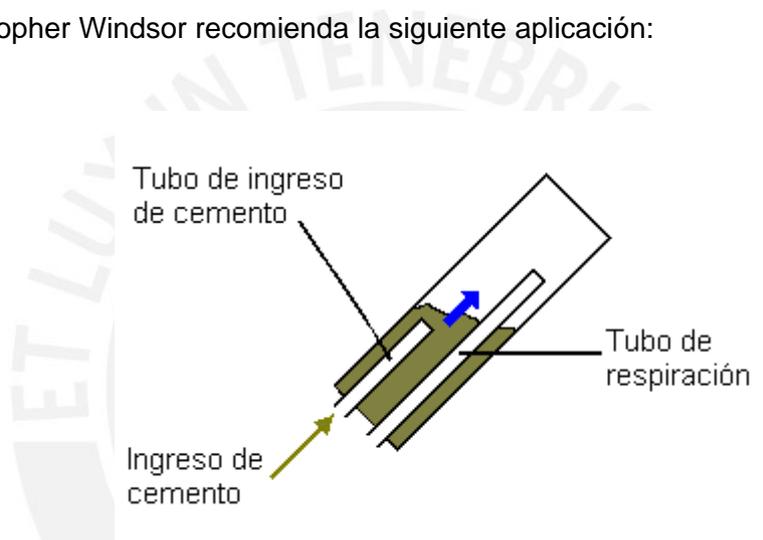
El cablebolt convencional es un tendón flexible que consiste de un número de alambres de acero, enrollados formando un solo cable, el cual es cementado dentro de un taladro. Se instalan en taladros espaciados regularmente para proveer refuerzo y soporte a las paredes, piso y techo en las aberturas subterráneas.

La manera de instalación del cablebolt influye grandemente en los beneficios que provea a las propiedades del macizo rocoso.

Es importante tener en cuenta que la detección de una inadecuada instalación de cablebolt no es perceptible luego de que ella ha concluido. Por esta razón, se debe adoptar medidas estrictas de correcta instalación que comprendan la limpieza del taladro, la inserción del cable, el cementado y el tensado.

La elección de la aplicación del cemento es importante porque este elemento ayuda a transmitir las cargas de la roca al cable.

Independientemente de la dirección de los taladros, existen ciertas formas para rellenar el taladro de la mezcla de cemento. Un artículo publicado por Christopher Windsor recomienda la siguiente aplicación:



Esta forma de aplicación tiene las siguientes particularidades:

- El fluido encuentra una resistencia positiva debida al mismo cemento que va ganando altura y, a la fricción que ofrece las paredes del taladro.
- Debido a lo antes mencionado, se crea un tiempo en el que el cemento vuelve a mezclarse.
- El taladro estará inicialmente lleno de cemento independientemente del ratio agua : cemento que pueda éste tener.

El mismo artículo diserta sobre la importancia de usar una relación agua : cemento baja en conjunción con el refuerzo de la roca.

Esto ayuda a:

- Mejorar la productividad de colocación del cemento
- Incrementar la resistencia y rigidez del cemento.
- Mejorar el sistema de refuerzo en su totalidad.

Esto a su vez requiere:

- Usar equipos de mezclado eficientes.
- La aplicación de un bombeo continuo.

Los vacíos en la mezcla de cemento afectarán notablemente su eficiencia y no ayudarán a completar la hidratación de las partículas de la mezcla.

De no realizarse un mezclado eficiente, la mezcla resultará muy viscosa por lo que se haría necesario el uso de agregados que reduzcan la viscosidad.

Para alcanzar los requerimientos necesarios que debe tener una mezcla de cemento apropiada, se determinó efectuar la compra del equipo mostrado a continuación:



Es una mezcladora de cemento con una capacidad de 3 a 5 pies cúbicos. La velocidad de la bomba es de 18 a 20 rpm. Para operar hace uso de un motor de 5HP de potencia.

Luego de un disparo se usará, para asegurar las cajas con cablebolt, 0.16 m^3 de mezcla de cemento. La capacidad de la bomba de la mezcladora, como se mencionó, es de 3 a 5 CFT, esto es, 0.76 a 3.50 m^3 ; por lo que su uso se hace conveniente.

6.2.2 EQUIPO CABLETEC

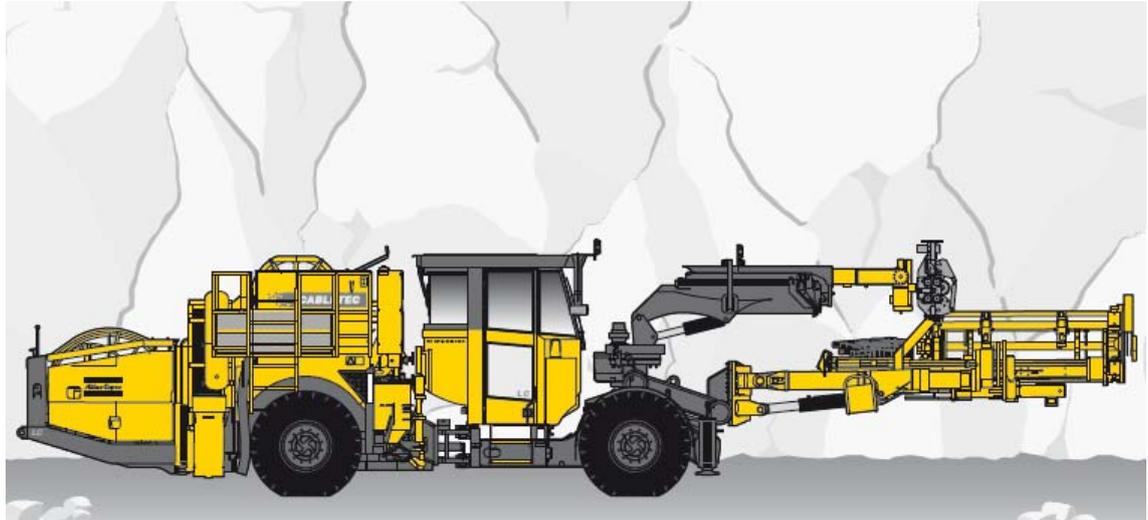
El Cabletec LC Atlas Copco ® posee dos plumas, una para realizar la perforación y la otra para la instalación del cablebolt.

Este equipo cuenta con el sistema RCS (Rig Control System), que posee funciones como des atascamiento en los taladros. Los paneles de control de la perforación y del cementado (grouting) están separados.

Además, y lo que es muy importante para garantizar la buena performance del refuerzo, es que el Cabletec LC cuenta con una unidad de control de calidad del cemento a usar.

El costo de este equipo, estimado en medio millón de dólares, ha sido incluido en el flujo de caja para el proyecto.

El gráfico muestra al equipo Cabletec LC. (Figura extraída de la página web de Atlas Copco)



6.2.3 COSTO DEL SOSTENIMIENTO

Se va a hacer uso de este método de sostenimiento para evitar que porciones de las cajas se desprendan diluyendo el mineral volado. En la Tabla N° 40 se detalla el costo de este método. Los cables se instalarán de acuerdo a una malla de 2,2 por 2,2 metros cuadrados.

Tabla N° 40: Costo del sostenimiento usando cablebolt

SOSTENIMIENTO MEDIANTE CABLEBOLT	
Peso específico de la roca	3 TM/m ³
Espaciamiento entre cablebolts	2.2 metros
Altura de corte	10 metros
Ancho de minado	6.0 metros
Diámetro de taladro	0.051 metros
Volumen por taladro	0.020 m ³
Longitud del cablebolt	10 metros
Número de cables por disparo	8 cables
Longitud de cable usado por disparo	80 metros
Costo de cable	75.5 US\$/metro
Costo de cable por disparo	6040 US\$
Tiempo de Sostenimiento	2.27 horas
Tonelaje a volar por guardia	605.34 TM
Costo del sostenimiento por cablebolt	9.98 US\$/TM
Costo volumétrico de Cement Grout	125.50 US\$/pie ³

Costo volumétrico de Cement Grout	4431.99 US\$/m ³
Costo Total de Cement Grout por disparo	724.30 US\$/m ³
Costo de Cement Grout por TM disparado	1.20 US\$/TM
Costo Total de Sostenimiento	11.17 US\$/TM
Costo Total de Sostenimiento	10.14 US\$/TCS

El uso del cablebolting como medio de refuerzo de las paredes del tajo, permitirá que la dilución del método de Tajeo por Subniveles se mantenga en 24.4%, y haga del método muy atractivo por sobre el método de Corte y Relleno.

6.3 ACARREO DE MINERAL

Se estudiará la conveniencia de emplear scoops de 1 yd³ o el scoop EST3.5 de Atlas Copco con el que también cuenta la mina. A continuación se ofrece datos del equipo de 1 yd³ los cuales fueron obtenidos durante la práctica preprofesional que se llevó a cabo en la unidad.

Tabla Nº 41: Características técnicas del scoop eléctrico Wagner de 1yd³

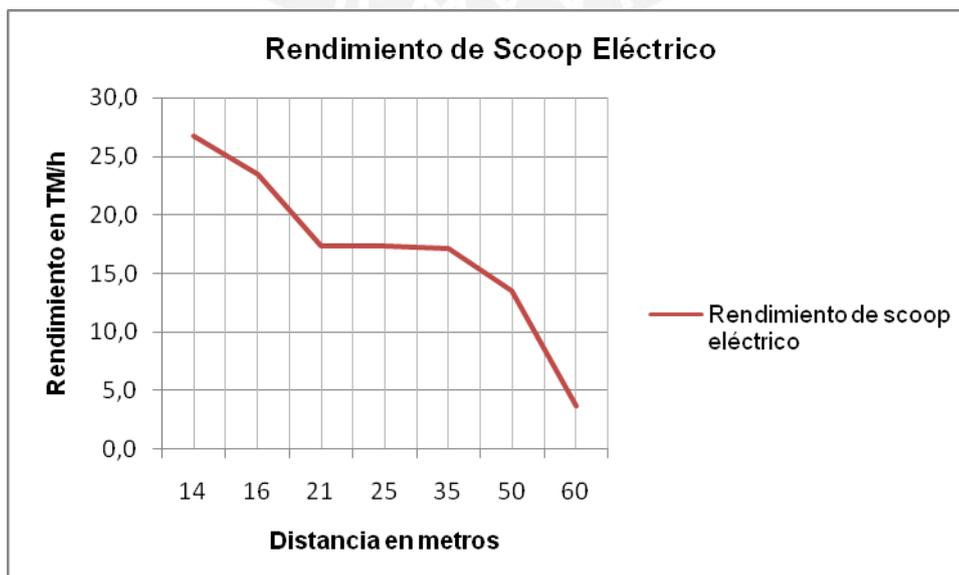
SCOOP ELÉCTRICO DE 1 yd ³	
Modelo	Wagner
Motor	Eléctrico
Capacidad de cuchara	1 yd ³
Capacidad de cuchara	0,76 m ³
Longitud	6,65 M
Altura	2,09 M
Ancho	1,56 M
Tiempo promedio cuchareo	0,3 min
Tiempo promedio descarga	0,3 min
Esponjamiento	30%
Densidad de mineral roto	2,8 TM/m ³
Factor llenado de cuchara	95%

Capacidad real de cuchara	0,610 TM/cuchara
---------------------------	------------------

Para calcular el rendimiento de los scoops eléctricos disponibles en la mina para este proyecto, se confeccionó, a partir de los datos recogidos durante las prácticas preprofesionales, la siguiente tabla y el respectivo gráfico a continuación.

Tabla Nº 42: Rendimiento en TM/h de un scoop eléctrico de 1 yd³

distancia (m)	TM/cuchara	nº de cucharadas	TM por viaje	horas	minutos	TM/h
14	0,61	27	16,5	0	37	26,7
16	0,61	23	14,0	0	36	23,4
21	0,61	52	31,7	1	50	17,3
25	0,61	9	5,5	0	19	17,3
35	0,61	7	4,3	0	15	17,1
50	0,61	7	4,3	0	19	13,5
60	0,61	4	2,4	0	40	3,7



La distancia que recorrerá cada scoop será de 40 metros. Esta distancia es la longitud que poseerá cada crucero de extracción. Para dicha distancia, y utilizando el gráfico anterior experimental, se obtiene un rendimiento de 16 TM/hora lo cual equivale a **17,6 TCS/hora**. Sin embargo, el tajo producirá 83,4 TCS/hora. Por este motivo sería necesario utilizar 5 scoops para acarrear lo producido en el tiempo necesario. Esta medida no sería adecuada pues los 5 scoops de 1 yd³ no podrían operar correctamente por motivos de circulación en las labores preparadas.

Ahora se analizará la posibilidad de usar solamente el scooptram EST3.5 de Atlas Copco. Sus características técnicas se muestran en la Tabla N° 43.

Tabla N° 43: Datos técnicos del EST3.5

SCOOP ELÉCTRICO EST3.5	
Fábrica	Atlas Copco
Motor	Eléctrico, Trifásico
Capacidad de cuchara	3,1 m ³
Capacidad de cuchara	4,1 yd ³
Longitud	8,85 M
Altura, sombrero/cabina	2,12 M
Altura cubeta, máx	3,94 M
Ancho	1,91 M
Esponjamiento	30%
Densidad de mineral roto	2,8 TM/m ³
Factor de llenado	95%
Capacidad real de cuchara	2,47 TM/cuchara
Rendimiento*	60,9 TM/hora

Los datos de la Tabla N° 43 han sido extraídos de la página web de Atlas Copco. Sin embargo, el rendimiento se obtuvo a partir de mediciones en campo. Este equipo permitirá evacuar las 83,4 TCS/hora producidas por el Tajeo por Subniveles ya que su rendimiento es de 67,13 TCS/hora. Es decir que el acarreo de mineral sería efectuado en aproximadamente **1,24 horas**.

6.4 PERSONAL Y MAQUINARIA REQUERIDOS EN LA PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN.

La distribución de personal por guardia tanto para la fase de preparación como para la de explotación se muestra continuación. Además se detalla el tipo de maquinaria para ejecutar cada operación:

Tabla N° 44: Personal destinado a la fase de preparación en Tajeo por Subniveles

		Hombre / guardia	Equipo
Personal en frente	Perforistas	2	Jumbo
	Ayudantes	2	
	Servicios	2	
	Operador	1	EST 3.5
Personal en chimeneas	Perforistas	2	Jack leg
	Ayudantes	2	Jack leg
	Servicios	1	
Total Personal en Preparación		12	hombre/guardia

Se ha dispuesto utilizar el modelo Simba 1257 cuyas características son las siguientes.

Tabla N° 45: Datos técnicos del Simba 1257

Diámetro del taladro	51 - 89 Mm
Profundidad del taladro	hasta 20 M
Ancho	2 M
Altura	2,1 m
Rendimiento aproximado*	35,3 mp/h

Los datos de la Tabla N° 45 fueron extraídos de la página web de Atlas Copco. El * en el rendimiento aproximado es para hacer notar que este valor no fue extraído de dicha página sino que es un dato experimental.

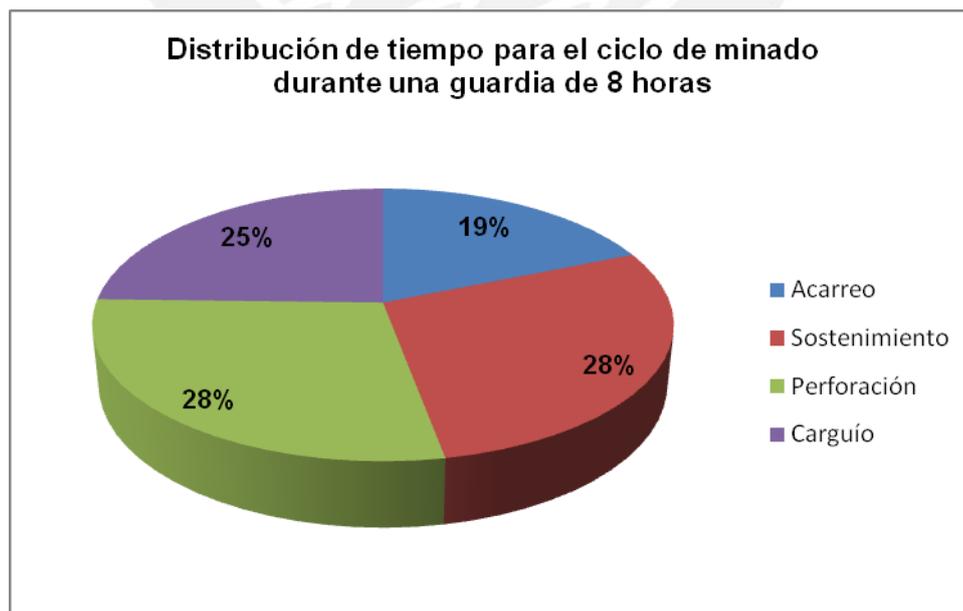
Tabla N° 46: Personal destinado a la fase de explotación en Tajeo por Subniveles

		Hombre / guardia	Equipo
Personal en tajo	Perforistas	1	Cabletec
	Ayudantes	1	
	Servicios	1	
	Operador	1	EST 3.5
	Operador	1	Dumper
Total de personal		5	hombre/guardia
Productividad en explotación		133	TCS/hombre-guardia

Para la producción y sostenimiento se adquirirá un equipo Cabletec de 14 metros de largo y 3.1 metro de ancho. Su peso es aproximadamente de 28 toneladas.

6.5 CICLO DE MINADO

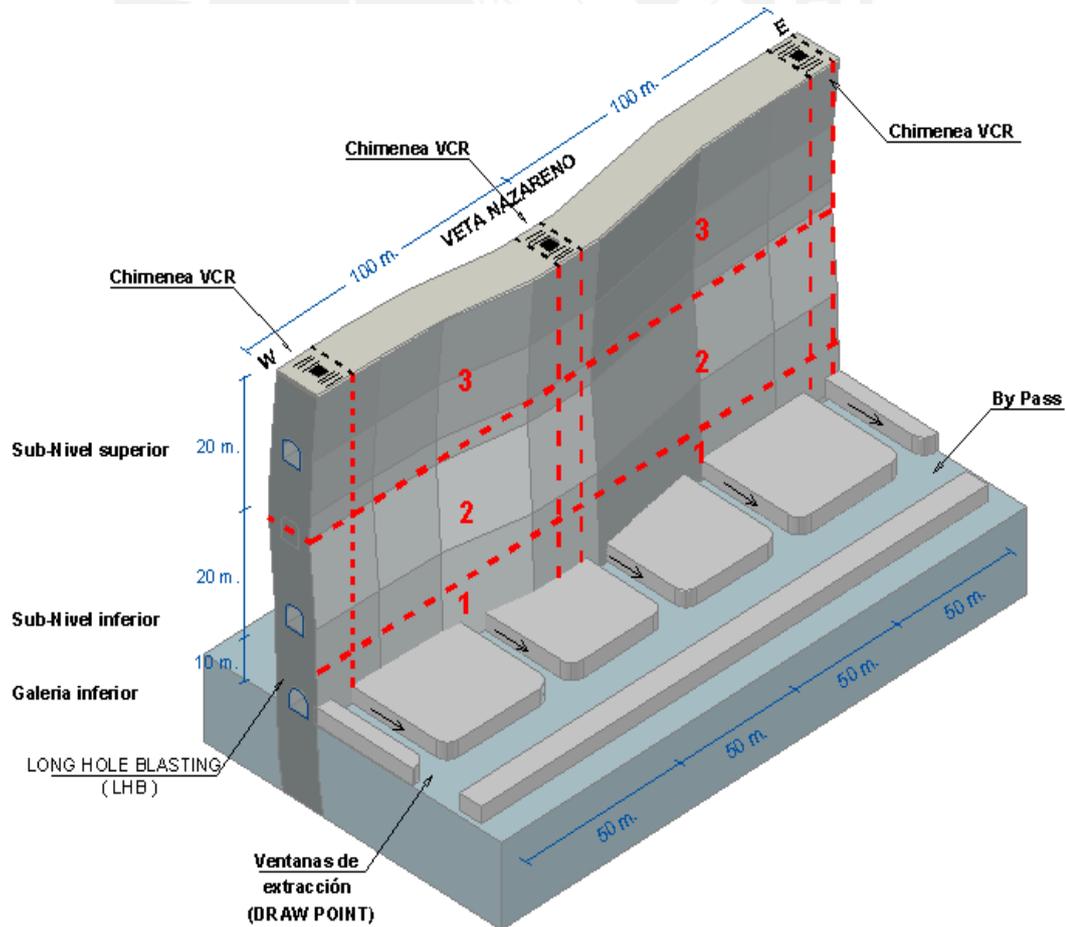
Los tiempos que cada tarea tomarían se estimaron en base a la producción proyectada para el método de Tajeo por subniveles en el tajo 420-380. A continuación se muestran dichos tiempos en el siguiente gráfico para una guardia normal de 8 horas de duración.



Distribución de tiempo para el ciclo de minado durante una guardia de 8 horas



El siguiente gráfico muestra las condiciones finales en las que quedaría el tajo 420-380 luego de que finalicen las labores de preparación. Se nota, además, la división en paneles del cuerpo mineralizado que serán explotados posteriormente.



CAPÍTULO 7: SERVICIOS AUXILIARES

7.1 AIRE COMPRIMIDO

La mina cuenta con una serie de compresoras que abastecerán de aire comprimido a las labores en interior mina. En la siguiente tabla se las mencionan.

Tabla N° 47: Compresoras usadas en interior mina

MARCA	TIPO	RPM	CAUDAL TEÓRICO (cfm)	PRESIÓN (psi)
Sullair	TS-32	1780	3100	100
Sullair	TS-32	1780	3100	95
Ingersoll Rand	XLE	720	1000	100
TOTAL			7200	

7.2 RELLENO DE MINA

El desmonte se genera a partir de los avances lineales en las labores de preparación, exploración y proyectos en interior mina.

Las cantidades de desmonte que se extraen llegan a un volumen de 12 242 m³ de los cuales un 72% son usados en los tajos y el 28% es sacado a superficie.

7.3 CAUDAL DE AIRE REQUERIDO EN EL TAJO 420-380

En la siguiente tabla se muestra el caudal necesario de aire requerido para ventilar adecuadamente la zona de producción en cuestión.

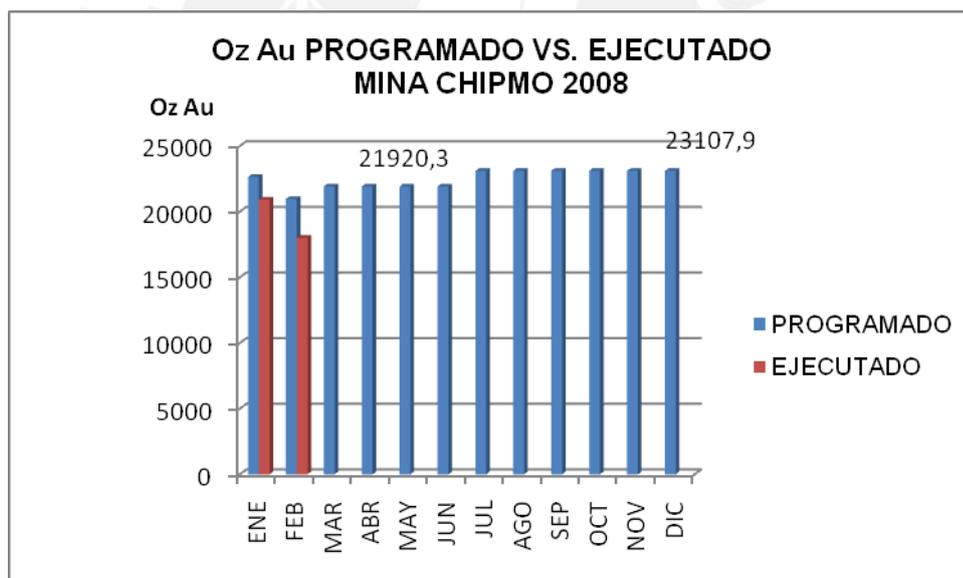
Tabla N° 41: Aire requerido para abastecer al personal

Consumo de aire por persona	180.00 cfm
Velocidad de aire en el tajo	20.00 m/min
Aire requerido para abastecer al personal	2160.00 cfm
Aire requerido para obtener los 20 m/min	11152.37 cfm

El caudal requerido en la Tabla N° 41 se obtendrá con el uso de un ventilador de 32 HP de potencia y 24 kw. Este ventilador ofrecerá a la labor 30000cfm de caudal.

CAPÍTULO 8: PRODUCCIÓN

El análisis sobre aplicar el método de Tajeo por Subniveles surgió para cubrir y cumplir la producción proyectada por la empresa. Se ha demostrado la factibilidad económica del proyecto. Asimismo, empleando los elementos de refuerzo adecuados, las condiciones geomecánicas serán las indicadas para garantizar una extracción segura del mineral. A continuación se va a mostrar que lo que se produciría mensualmente del tajo 420-380 bajo el método de minado de Tajeo por Subniveles satisfará el objetivo de producción de onzas de oro.



En el mes de enero se alcanzó una producción de onzas de oro de 20 919 contra 22 639,8 onzas proyectadas. Es decir que se falló en el cumplimiento en un 7,6%. Al mes siguiente lo proyectado fue de 20 962,7 onzas y lo ejecutado fue 18 001,8. Esa vez se duplicó el margen de incumplimiento con respecto al mes de enero pues faltó un 14,12% para cumplir la tarea satisfactoriamente.

Con el método de Tajeo por Subniveles y de acuerdo a las Tablas N° 2, 17 y 24 se alcanzaría una cantidad de 13968 onzas de oro de mina al mes. Dicha cantidad

ayudará en dentro de los meses de producción a sostener el ritmo de producción e incluso mantener cierta cantidad de mineral en stock.

Tabla N° 42: Producción mensual de los tajos en la mina Chipmo

Producción Enero 2008			
Labor	TCS	Oz Au/TCS	Oz Au
Tajo 710	797	0,312	249
Tajo 340	1511	0,75	1133
Tajo 270	7744	0,595	4608
Tajo 365	82	0,31	25
Tajo 1260	6330	0,928	5874
Tajo 785	1196	0,543	649
Tajo 945	279	0,177	49
Galería 850	190	1,4	266
Tajo 280	1768	0,29	513
Tajo 290	68	0,847	58
Galería 411	2610	0,553	1443
Cx 862	66	0,22	15
TOTAL			14882

CAPÍTULO 9: CONCLUSIONES

- El método de Tajeo por Subniveles con refuerzo de Cablebolt es el método más adecuado a emplearse para la explotación en el tajo 420-380 desde el punto de vista geomecánico pues permite la estabilidad de las cajas piso y techo que encierran al mineral. De acuerdo a la evaluación económica, el método de Tajeo por Subniveles con Cablebolt arrojó un VPN de US\$ 23 172 138, que es mayor al del Corte y Relleno en un 17%.
- Dentro de los costos del método de Tajeo por Subniveles se consideró la compra de los equipos necesarios para instalar apropiadamente los cablebolts. Estos equipos son una mezcladora de cemento con una capacidad de 3 a 5 pies cúbicos y el Cabletec LC de Atlas Copco. El costo total de ambos equipos es US\$ 510 000.
- Para realizar la explotación en el tajo 420-380 con el método de Tajeo por Subniveles, la veta se fraccionará en ocho paneles cuyas dimensiones individuales son de 6 metros de ancho, 100 metros de largo y 10 metros de profundidad.
- El valor de mineral utilizando el método de Corte y Relleno es ligeramente mayor al que se obtendría aplicando el Tajeo por Subniveles en un 5.2%. Sin embargo, el costo de explotación utilizando el método de Corte y Relleno es mayor al de Tajeo por Subniveles en un 11.57%. Al comparar ambos resultados empleando el flujo de caja, obtenemos la primacía del Tajeo por Subniveles mediante cablebolting.
- El cablebolting asegurará la extracción masiva de mineral, resultando esto en una productividad de 13 968 onzas de oro mensuales, manteniendo la dilución del método de Tajeo por Subniveles en 24.4%.
- La vida útil del proyecto de minado con Tajeo por Subniveles es de 9 meses en los que se incluye la preparación del tajo.
- La cantidad de onzas producidas por el método Tajeo por Subniveles será de 13968 onzas mensuales de oro. Esta cantidad es apenas 6.14% menor que la producción total (14882 Oz Au/mes) de los 12 tajos que la mina Chipmo posee.

BIBLIOGRAFÍA

- EXSA (Sexta edición): “Manual técnico de voladura”.
- GALA SOLDEVILLA, F: “Apuntes de clase de Valorización Minera”.
- GONZÁLES DE VALLEJO, L. (2004): “Ingeniería geológica”.
- HUTCHINSON, J. & DIEDERICHS, M: “Cable bolting in underground mines”.
- KONYA, C. Y ALBARRÁN, E. (1998): “Diseño de voladuras”.
- LÓPEZ JIMENO, C., LÓPEZ JIMENO, E. Y GARCÍA BERMÚDEZ, P. (2003): “Manual de perforación y voladura de rocas”.
- MILLÁN, A. (1998): “Evaluación y factibilidad de proyectos mineros”.
- RIVERA MANTILLA, H. (2001): “Geología general”.
- ROSAS LIZÁRRAGA, S. (2006): “Apuntes de clase de Geología de Minas”.
- SOCIETY FOR MINING, METALLURGY AND EXPLORATION (2001): “Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies”.
- UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – PUNO (1999): “Explotación subterránea”.

ANEXOS

ANEXO 1: NOTAS TEÓRICAS

- (1) Terrazas Aluviales: Son pequeñas plataformas sedimentarias construidas en un valle fluvial a causa del depósito de los propios sedimentos del río que se acumulan a los lados del cauce en los lugares en los que la pendiente del mismo se hace menor. Por ello la capacidad de arrastre decrece.
- (2) Cono Volcánico: Elevación troncocónica con una abertura en la cima. Es parte elemental de un volcán.
- (3) Domo: Es un relieve anticlinal en el que el buzamiento de todos los estratos se dirige a diferentes direcciones a partir de un punto central que se ubica en la cima del domo. Es un anticlinal abombado por las fuerzas internas que elevan los estratos ejerciendo presión hacia arriba en un punto o a lo largo de una línea relativamente corta. Cuando el motivo de dicho abombamiento es la formación de una intrusión ígnea como un lacolito o batolito, los estratos superficiales resultan levemente erosionados y llegan a conformar estructuras de crestas concéntricas conformadas por los estratos más resistentes a la erosión.
- (4) Tufo: Es una roca magmática y, en particular, es el tipo más común de roca piroclástica.
- (5) Dique: Es una masa intrusiva de magma solidificado que se inyecta verticalmente en forma de chimenea, o cono invertido. Es por tanto discordante con las estructuras primigenias.
- (6) Alteración Propilítica: Involucra epidota, albita, clorita, leucóxeno y carbonato, además sericita, pirita, arsenopirita y óxidos de hierro y menos frecuentemente zeolitas o montmorillonita. Esta denominación fue empleada por primera vez para describir la alteración metasomática débil de las andesitas de Comstock Lode (Nevada, USA). Esta alteración se ha caracterizado por las siguientes asociaciones:

Clorita-calcita-caolinita

Clorita-calcita-talco

Clorita-epidota-calcita

Clorita-epidota

En las tres primeras es considerable la concentración de CO_2 . En aquellas áreas donde la alteración hidrotermal observa una zonación, pasa gradualmente hacia rocas frescas. Los sulfuros asociados, principalmente pirita, tienen una relación azufre/metal baja a intermedia. Es un tipo común de

alteración en depósitos de cuarzo aurífero y en otros presentes en rocas intrusivas y volcánicas félsicas a intermedias. Durante la propilitización se introduce abundante agua, pudiendo haber también adición de CO_2 , S, As. Algo de sílice es generalmente extraída durante el proceso y puede haber también pérdida de sodio, potasio y alcalinos térreos en algunos depósitos. Esta alteración puede penetrar grandes volúmenes de rocas y no estar directamente relacionada con los depósitos minerales epigenéticos.

- (7) Ignimbrítico: Adjetivo geológico para nombrar a la erupción volcánica explosiva, propia de volcanes alimentados por lavas félsicas muy viscosas.
- (8) Estrato Volcán: Edificio volcánico construido por la múltiple sobre posición de los materiales expulsados por el volcán en su vida. Es decir, el volcán ha formado su cono en cada erupción, colocándose una capa de material sobre la anterior, creando estratos distintos, los cuales pueden ser lavas solidificadas, lapilli, tefras o bombas volcánicas.
- (9) Yacimientos Epitermales Au: Se originan a partir de temperaturas entre 200 y 300 °C y a menos de 1 a 2 kilómetros de profundidad. Este tipo de yacimiento está asociado a rocas volcánicas continentales y subaéreas. El contenido de oro va desde 0,5 a 20g/t. Se ubican en regiones volcánicas y están relacionados principalmente a rocas piroclásticas (permeables). La mayoría se halla en zonas de tectónica extensional, asociadas a fallas normales. Existen dos tipos de yacimientos epitermales: low sulfidation y high sulfidation; cuya diferencia radica en la composición de las soluciones mineralizantes.
- (10) Alteración Argílica: Se caracteriza por la presencia de minerales de arcilla. Este tipo de alteración se debe al metasomatismo intenso de H^+ ("acid leaching - lixiviación ácida) en temperaturas entre 100° y 300°C. Los minerales típicos de este tipo de alteración son la montmorillonita, illita, clorita, el grupo del caolín y sericita pero esta última algo escasa. El feldespato potásico preexistente puede estar inalterado. Si el ataque ácido es más intenso, los feldespatos y los minerales máficos pueden ser destruidos completamente lo que se conoce como alteración argílica avanzada. Las condiciones muy ácidas de la alteración argílica y argílica avanzada se deben a la oxidación de los sulfuros produciéndose H_2SO_4 y la consecuente formación de alunita y caolinita.
- (11) Silicificación: Consiste en el remplazo de carbonatos por formas de sílice (cuarzo o calcedonia).
- (12) Valor Presente Neto: Es el resultado de traer del futuro al presente cantidades monetarias a su valor equivalente.

- (13) Proyectos mutuamente excluyentes: Son proyectos en los que la ejecución de uno de ellos anula los beneficios del otro proyecto o lo convierte en inviable. De hecho, un ejemplo de ello se da en la decisión de selección de método de explotación que es el tema de esta tesis.
- (14) Valor Anual Equivalente: Es un indicador de cómo se distribuyen las ganancias de un proyecto si dicha distribución fuera equitativa para cada año. Dicho de otro modo, es la anualidad del valor presente. Es útil al momento de comparar proyectos con diferentes expectativas de vida porque permite ver su rendimiento cada año. Es importante cuando se evalúan proyectos que podrían ser repetidos al término de su vida útil.
- (15) Burden: “Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados” (Konya).
- (16) Espaciamiento: Distancia entre taladros que pertenecen a una misma fila.
- (17) Taco: Porción superior del taladro que se suele rellenar de material detrítico para proporcionar el confinamiento necesario.

ANEXO 2

2.1 CRONOGRAMA DE PREPARACIONES PARA EL MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES

MINA	LABORES	ACTIVIDAD	SECCIÓN (pies ²)	METRAJE (m)	EQUIPO DE PREPARACIÓN	MES				
						1	2	3	4	5
Nazareno	Chimenea	Preparación	5 x 7	50	Cuadrilla 1					
	Chimenea VCR	Preparación	5 x 7	50	Cuadrilla 2				25	25
Nazareno	Ventana de Acceso a Sub Niveles	Preparación	17 x 10	40	Jumbo N° 2					
	Ventana Intermedia	Preparación	17 x 10	40	Jumbo N° 2			40		
Nazareno	Sub Niveles	Preparación	17 x 10	200	Jumbo N° 2					
	Sub Nivel Intermedio	Preparación	17 x 10	200	Jumbo N° 2	80	80	40		40
Nazareno	By Pass	Preparación	17 x 10	200	Jumbo N° 1	40	40	40	40	40
Nazareno	Cruceiros o Ventanas de Extracción	Preparación	17 x 10	400	Jumbo N° 1	80	80	80	80	80
						240	200	280	250	210
				1180						

2.2 CRONOGRAMA DE PREPARACIONES PARA EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

MINA	LABORES		ACTIVIDAD	SECCIÓN (pies ²)	METRAJE (m)		PERSONAL	EQUIPO DE PERFORACIÓN	MESES				
									1	2	3	4	
Nazareno	Chimenea de relleno	Chimenea de relleno N°1	Preparación	5 x 7	50		Cuadrilla 1	Jack Leg	25				
		Chimenea de relleno N°2	Preparación	5 x 7	50	150	Cuadrilla 2	Jack Leg	25				
		Chimenea de relleno N°3	Preparación	5 x 7	50		Cuadrilla 1	Jack Leg		25			25
Nazareno	Ore pass	Ore pass N°1	Preparación	5 x 7	10		Cuadrilla 2	Jack Leg				10	
		Ore pass N°2	Preparación	5 x 7	10	30	Cuadrilla 2	Jack Leg				10	
		Ore pass N°3	Preparación	5 x 7	10		Cuadrilla 2	Jack Leg				10	
Nazareno	Chimenea a camino	Chimenea camino N°1	Preparación	5 x 7	10		Cuadrilla 2	Jack Leg					10
		Chimenea camino N°2	Preparación	5 x 7	10	30	Cuadrilla 2	Jack Leg					10
		Chimenea camino N°3	Preparación	5 x 7	10		Cuadrilla 2	Jack Leg					10
Nazareno	Bypass	Bypass	Preparación	16,7 x 9	200	200	Cuadrilla 3	Jumbo	80	40			40
	Cruceiro de extracción	Cruceiro de extracción N°1	Preparación	16,7 x 9	40		Cuadrilla 3	Jumbo		40			
		Cruceiro de extracción N°2	Preparación	16,7 x 9	40	120	Cuadrilla 3	Jumbo				40	
		Cruceiro de extracción N°3	Preparación	16,7 x 9	40		Cuadrilla 3	Jumbo					40
						530			130	130	135	135	135

ANEXO 3

3.1 COSTO DE LABORES DE PREPARACIÓN PARA EL MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES

MINA	LABORES	ACTIVIDAD	SECCIÓN (pies²)	METRAJE (m)	COSTO UNITARIO DE AVANCE (\$/m)	COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO (PERNO Y MALLA) (\$/m)	COSTO TOTAL (\$)
Nazareno	Chimenea	Preparación	5 x 7	50	169	83	25200
	Chimenea VCR	Preparación	5 x 7	50			
Nazareno	Ventana de Acceso a Sub Niveles	Preparación	17 x 10	40	205	70	22000
	Ventana Intermedia	Preparación	17 x 10	40			
Nazareno	Sub Niveles	Preparación	17 x 10	200	205	70	100000
	Sub Nivel Intermedio	Preparación	17 x 10	200			
Nazareno	By Pass	Preparación	17 x 10	200	205	70	55000
Nazareno	Cruceiros o Ventanas de Extracción	Preparación	17 x 10	400	205	70	110000
				1180			322200

COSTO UNITARIO DE PREPARACIONES POR METRO DE AVANCE (\$/m)	273.05
COSTO UNITARIO DE PREPARACIONES POR TCS (\$/TCS)	2.42

3.2 COSTO DE LABORES DE PREPARACIÓN PARA EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

MINA	LABORES		ACTIVIDAD	SECCIÓN (pies ²)	METRAJE (m)	COSTO UNITARIO DE AVANCE (\$/m)	COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO (PERNO Y MALLA) (\$/m)	COSTO TOTAL (\$)
Nazareno	Chimenea de relleno	Chimenea de relleno N°1	Preparación	5 x 7	50	169	83	37800
		Chimenea de relleno N° 2	Preparación	5 x 7				
		Chimenea de relleno N° 3	Preparación	5 x 7				
Nazareno	Ore pass	Ore pass N° 1	Preparación	5 x 7	10	169	83	7560
		Ore pass N° 2	Preparación	5 x 7				
		Ore pass N° 3	Preparación	5 x 7				
Nazareno	Chimenea camino	Chimenea camino N° 1	Preparación	5 x 7	10	169	83	7560
		Chimenea camino N° 2	Preparación	5 x 7				
		Chimenea camino N° 3	Preparación	5 x 7				
Nazareno	Bypass	Bypass	Preparación	16,7 x 9	200	227	70	59400
Nazareno	Cruceiro de extracción	Cruceiro de extracción N° 1	Preparación	16,7 x 9	40	227	70	35640
		Cruceiro de extracción N° 2	Preparación	16,7 x 9				
		Cruceiro de extracción N° 3	Preparación	16,7 x 9				
					530			147960

COSTO UNITARIO DE PREPARACIONES POR METRO DE AVANCE (\$/m)	279.17
COSTO UNITARIO DE PREPARACIONES POR TCS (\$/TCS)	1.18

ANEXO 4

4.1 FLUJO DE CAJA PARA EL MÉTODO DE TAJEO POR SUBNIVELES CON CABLEBOLT

	Meses									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	
Valor del Mineral	0	0	0	0	0	10659697	10659697	10659697	10659697	10480324
Costo de Producción	0	0	0	0	0	988781	988781	988781	988781	988781
Costo de Equipo Cabletec + Cement Mixer	510000	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Utilidad Bruta	-510000	0	0	0	0	9670916	9670915.8	9670916	9670916	9491543
Gastos Administrativos	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742
Utilidad Operativa	-562742	-52742	-52742	-52742	-52742	9618174	9618174	9618174	9618174	9438801
Depreciación		4250	4250	4250	4250	4250	4250	4250	4250	4250
Valor Residual										476000
Otros	131237	120315	142159	133967	123045	65705	65705	65705	65705	65705
Costo de Preparaciones	65532	54610	76454	68263	57341	0	0	0	0	0
Costo de Generación y Distribución de Energía	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003
Costo de Servicio Técnico, Seguridad y Medio Ambiente	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702
Utilidad antes de Impuesto Renta	-693979	-177306	-199151	-190959	-180037	9548219	9548219	9548219	9548219	9844846
Impuesto a la Renta (30% de UAI)	-208194	-53192	-59745	-57288	-54011	2864466	2864466	2864466	2864466	2953454
Utilidad Neta	-902172	-230498	-258896	-248247	-234048	6683754	6683754	6683754	6683754	6891392
VAN	\$23,172,138									

4.2 FLUJO DE CAJA PARA EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (PARTE 1)

	0	1	2	3	4	5	6	7
Valor del Mineral	0	0	0	0	1567160	1567160	1567160	1567160
Costo de Producción	0	0	0	0	153695	153695	153695	153695
Utilidad Bruta	0	0	0	0	1413464	1413464	1413464	1413464
Gastos Administrativos	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742
Utilidad Operativa	-52742	-52742	-52742	-52742	1360723	1360723	1360723	1360723
Otros	101997	101997	103392	103392	65705	65705	65705	65705
Costo de Preparaciones	36292	36292	37688	37688	0	0	0	0
Costo de Generación y Distribución de Energía	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003
Costo de Servicio Técnico, Seguridad y Medio Ambiente	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702
Utilidad antes de Impuesto Renta	-154738	-154738	-156134	-156134	1295018	1295018	1295018	1295018
Impuesto a la Renta (30% de UAI)	-46422	-46422	-46840	-46840	388505	388505	388505	388505
Utilidad Neta	-201160	-201160	-202975	-202975	906513	906513	906513	906513
VAN		\$19,810,438						

4.2 FLUJO DE CAJA PARA EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (PARTE 2)

		Meses														
		8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	
1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	
153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	
1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	
52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	
1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	
65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	
37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	
1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	
388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	
906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	

4.2 FLUJO DE CAJA PARA EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO (PARTE 3)

	22	23	24	25	26	27	28	29	30
	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1567160	1713258
	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695	153695
	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1413464	1559563
	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742	52742
	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1360723	1506821
	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705	65705
	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003	28003
	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702	37702
	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1295018	1441117
	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	388505	432335
	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	906513	1008782