

**PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ**  
**FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA**



Trade off – Corte y Relleno Ascendente y Tajeo por Subniveles para el cuerpo Copola  
de la mina Francis

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

**AUTOR:**

Pedro Martin Chacaltana Rodriguez

**ASESOR:**

Manuel Guillermo Villanueva Bullón

Lima, Julio, 2019

## RESUMEN

En la actualidad, la mina Francis está siendo explotada por el método de corte y relleno ascendente (C&R). Método que está presentando problemas de producción, debido a que el ciclo de minado es bastante largo y no se alcanza la productividad deseada.

Se han realizado trabajos de exploración en zonas adyacentes a la explotación actual; a partir, de los cuales se han definido nuevos cuerpos con características geométricas y geomecánicas que permitan implementar métodos de minado con mejor productividad.

Al tomar en cuenta las características de los nuevos cuerpos y la necesidad de mejorar la productividad de la mina, nace la idea de realizar un proyecto donde se pueda comparar el método actual versus algún método de minado masivo.

De la experiencia operativa de la empresa que desarrolla el minado de este cuerpo mineralizado ha decidido comparar los métodos de corte y relleno ascendente y tajeo por subniveles (SLS) por su nombre en inglés.

La finalidad del proyecto es evaluar tanto la parte productiva como los costos y realizar un análisis económico para determinar cuál es mejor basados en el cálculo de valor presente neto (VPN).

**A mis padres y mis abuelos  
por el apoyo que me brindaron.**



## INDICE

RESUMEN .....	i
1. INTRODUCCIÓN .....	1
1.2. OBJETIVO GENERAL .....	2
1.3. OBJETIVO ESPECÍFICOS .....	2
1.4. DELIMITACIÓN DEL PROYECTO .....	2
2. GEOGRAFÍA .....	4
2.1. UBICACIÓN .....	4
2.2. ACCESO .....	5
3. GEOLOGÍA.....	6
3.1. GEOLOGÍA REGIONAL.....	6
3.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	6
3.2.1. Geomorfología.....	6
3.2.2. Unidades Lito estratigráficas y rocas intrusivas .....	7
4. MINERALOGÍA .....	9
5. GEOMECÁNICA.....	11
5.1. CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DE LA VETA.....	11
5.2. ENSAYOS DE LABORATORIO DE LA VETA .....	11
5.3. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	12
6. SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO .....	13
6.1. CÁLCULO DE LA DILUCIÓN .....	15
6.2. CÁLCULO DE RESERVAS .....	16

6.3. CÁLCULO DE VALOR MINERAL.....	17
6.3.1. Cálculo del valor punto.....	18
6.3.2. Cálculo de la ley de Zneq .....	18
6.3.3. Cálculo del valor mineral .....	19
6.4. SECUENCIA DE MINADO – CORTE Y RELLENO	
ASCENDENTE.....	19
6.4.1. Corte y relleno ascendente – Configuración clásica .....	20
6.4.2. Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada .....	23
6.5. SECUENCIA DE MINADO – TAJEO POR SUBNIVELES .....	26
6.5.1. Tajero por subniveles – Configuración clásica .....	27
6.5.2. Tajero por subniveles – Configuración optimizada .....	29
6.6. CICLO DE MINADO .....	31
6.6.1. Corte y Relleno Ascendente.....	31
6.6.1.1. Perforación y Voladura .....	31
6.6.1.2. Carguío, Acarreo y Transporte.....	31
6.6.1.3. Relleno .....	32
6.6.1.4. Sostenimiento.....	33
6.6.2. Tajero por Subniveles.....	33
6.6.2.1. Perforación y Voladura .....	33
6.6.2.2. Carguío, Acarreo y Transporte.....	35
6.6.2.3. Relleno .....	36
6.6.2.4. Sostenimiento.....	37

6.7. PRODUCTIVIDAD .....	37
6.8. DISEÑO DE MINA .....	39
7. EVALUACIÓN ECONÓMICA .....	41
7.1. VENTAS .....	41
7.2. GASTOS DE CAPITAL .....	42
7.3. COSTO OPERATIVO .....	43
7.4. VALOR PRESENTE NETO .....	49
7.4.1. Evaluación - Corte y relleno ascendente.....	49
7.4.2. Evaluación - Tajeo por subniveles .....	50
7.4.3. Evaluación – Configuración optimizada.....	50
8. CONCLUSIONES.....	51
BIBLIOGRAFÍA.....	53
ANEXOS 1	

## INDICE DE TABLAS

TABLA 2-1 – ACCESO A MINA FRANCIS .....	5
TABLA 5-1 – CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DEL CUERPO COPOLA .....	11
TABLA 5-2 – ENSAYOS DE LABORATORIO GEOMECÁNICOS DEL CUERPO COPOLA .....	12
TABLA 5-3 – CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - CUERPO COPOLA .....	12
TABLA 6-1 – DEFINICIÓN GEOMÉTRICA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES DEL DEPÓSITO .....	13
TABLA 6-2 – CALIFICACIÓN DE LA DISTRIBUCIÓN GEOMETRÍA/LEY PARA DIFERENTES MÉTODOS DE MINADO .....	13
TABLA 6-3 – CALIFICACIÓN DEL RMR PARA LAS ROCAS CAJAS Y EL CUERPO MINERALIZADO.....	14
TABLA 6-4 – CALIFICACIÓN DEL RSS PARA LAS ROCAS CAJAS Y EL CUERPO MINERALIZADO .....	14
TABLA 6-5 – CALIFICACIÓN SEGÚN NICHOLAS DE LOS MÉTODOS DE MINADO EVALUADOS.....	14
TABLA 6-6 – CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS – CUERPO COPOLA.....	16
TABLA 6-7 – DILUCIÓN Y ANCHO DE MINADO – TAJEO POR SUBNIVELES.....	16
TABLA 6-8 – DILUCIÓN Y ANCHO DE MINADO – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	16
TABLA 6-9 – CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS – CUERPO COPOLA.....	17
TABLA 6-10 – RECUPERACIÓN MINA DE LOS MÉTODOS DE MINADO .....	17
TABLA 6-11 – ESTIMACIÓN DE RECURSOS MEDIDOS.....	17
TABLA 6-12 – CÁLCULO DE RESERVAS PROBADAS SEGÚN MÉTODO DE MINADO .....	17
TABLA 6-13 – RECUPERACIÓN METALÚRGICA Y TÉRMINOS COMERCIALES – ELEMENTOS ECONÓMICOS .....	18
TABLA 6-14 – VALOR PUNTO – ELEMENTOS ECONÓMICOS .....	18
TABLA 6-15 – VALOR ZNEQ - ELEMENTOS ECONÓMICOS .....	19
TABLA 6-16 – LEYES DILUIDAS SEGÚN MÉTODO DE MINADO .....	19
TABLA 6-17 – VALOR DE MINERAL SEGÚN MÉTODO DE MINADO .....	19
TABLA 6-18 – PARÁMETROS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN .....	31
TABLA 6-19 – PARÁMETROS DE LA VOLADURA .....	31
TABLA 6-20 – PARÁMETROS DE CARGUÍO Y ACARREO .....	32
TABLA 6-21 – PARÁMETROS DE RELLENO .....	33
TABLA 6-22 – DATOS INICIALES – PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	34
TABLA 6-23 – RESULTADOS (BURDEN, ESPACIAMIENTO, TACO).....	34
TABLA 6-24 – PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	35

TABLA 6-25 – PARÁMETROS DE CARGUÍO Y ACARREO .....	36
TABLA 6-26 – PARÁMETROS DE RELLENO .....	36
TABLA 6-27 – RÉGIMEN DE OPERACIÓN – MINA FRANCIS.....	37
TABLA 6-28 – PRODUCTIVIDAD – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	38
TABLA 6-29 – PRODUCTIVIDAD – TAJEO POR SUBNIVELES.....	38
TABLA 6-30 – METROS DE AVANCE LINEAL – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	40
TABLA 6-31 – METROS DE AVANCE LINEAL – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA.....	40
TABLA 7-1 – TIEMPO DE VIDA SEGÚN MÉTODO DE MINADO.....	41
TABLA 7-2 – VENTAS – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	42
TABLA 7-3 – VENTAS – TAJEO POR SUBNIVELES .....	42
TABLA 7-4 – COSTOS DE AVANCE LINEAL – MINA FRANCIS.....	43
TABLA 7-5 – COSTO DE DESARROLLOS – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	43
TABLA 7-6 – COSTO DE PREPARACIONES – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	44
TABLA 7-7 – COSTOS DE PREPARACIONES – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA.....	44
TABLA 7-8 – COSTO DE PREPARACIONES (US\$/T) – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	44
TABLA 7-9 – COSTO DE PREPARACIONES (US\$/T) – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	45
TABLA 7-10 – COSTO TOTAL – CONFIGURACIÓN CLÁSICA.....	45
TABLA 7-11 – COSTO TOTAL – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	46
TABLA 7-12 – COSTO PRODUCCIÓN – CONFIGURACIÓN CLÁSICA – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	47
TABLA 7-13 – COSTO PRODUCCIÓN – CONFIGURACIÓN CLÁSICA – TAJEO POR SUBNIVELES.....	47
TABLA 7-14 – COSTO PRODUCCIÓN – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	48
TABLA 7-15 – COSTO PRODUCCIÓN – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA – TAJEO POR SUBNIVELES.....	48
TABLA 7-16 – RESUMEN VENTAS, GASTOS DE CAPITAL Y COSTO OPERATIVO.....	49
TABLA 7-17 – VALOR PRESENTE NETO – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	49
TABLA 7-18 – VALOR PRESENTE NETO – TAJEO POR SUBNIVELES .....	50
TABLA 7-19 – VALOR PRESENTE NETO – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	50
TABLA 8-1 – VALOR DE MINERAL SEGÚN MÉTODO DE MINADO .....	51
TABLA 8-2 – RESUMEN COSTO TOTAL .....	52
TABLA 8-3 – VALOR PRESENTE NETO – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	52



## INDICE DE FIGURAS

FIGURA 2-1 – UBICACIÓN GEOGRÁFICA DE LA MINA FRANCIS.....	4
FIGURA 3-1 – COLUMNA ESTRATIGRÁFICA REGIONAL (MODIFICADO DE A. SALAS 2009 - ESTUDIO GEOLÓGICO ECONÓMICO DE LAS FRANJAS CHAUPIJANCA – YURACCALAPO) .....	8
FIGURA 5-1 – VISTA 3D DEL CUERPO COPOLA .....	11
FIGURA 6-1 – VISTA GENERAL I – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	20
FIGURA 6-2 – VISTA GENERAL II – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	21
FIGURA 6-3 – CORTE I – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA.....	21
FIGURA 6-4 – CORTE II – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA.....	22
FIGURA 6-5 – CORTE III – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA.....	22
FIGURA 6-6 – CORTE IV – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	23
FIGURA 6-7 – VISTA GENERAL I – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	23
FIGURA 6-8 – VISTA GENERAL II – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	24
FIGURA 6-9 – CORTE I – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA.....	24
FIGURA 6-10 – CORTE II – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA.....	25
FIGURA 6-11 – CORTE III – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA.....	25
FIGURA 6-12 – CORTE IV – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	26
FIGURA 6-13 – VISTA GENERAL I – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	27
FIGURA 6-14 – VISTA GENERAL II – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	27
FIGURA 6-15 – DELIMITACIÓN DE BLOCK – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN CLÁSICA.....	28
FIGURA 6-16 – MINADO DE BLOCK – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN CLÁSICA .....	28
FIGURA 6-17 – VISTA GENERAL I – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	29
FIGURA 6-18 – VISTA GENERAL II – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA .....	29
FIGURA 6-19 – DELIMITACIÓN DE BLOCK – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA.....	30
FIGURA 6-20 – MINADO DE BLOCK – TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA.....	30
FIGURA 6-21 – ESQUEMA DE SOSTENIMIENTO.....	37
FIGURA 6-22 – DISEÑO PARA AMBAS CONFIGURACIONES – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	39
FIGURA 6-23 – DISEÑO PARA AMBAS CONFIGURACIONES – TAJEO POR SUBNIVELES .....	40

## **1. INTRODUCCIÓN**

### **1.1. JUSTIFICACIÓN**

La presente tesis busca evaluar la posibilidad de cambiar de método de minado en una operación en actividad.

El cuerpo Copola, el cual es el cuerpo mineralizado que está siendo evaluado, este es parte de los nuevos cuerpos que han sido definidos en la última exploración realizada en la mina Francis.

El método de minado que está siendo usado actualmente en la mina Francis es corte y relleno ascendente con minado en “breasting”; sin embargo, la producción no ha tenido los resultados proyectados y, luego de la revisión de la información operativa, se ha determinado que esta situación no mejoraría.

Debido a lo antes mencionado, se ha propuesto como alternativa aplicar el método de minado de tajeo por subniveles con el fin de cumplir con la producción esperada (i.e. tonelaje y ley).

La empresa que opera la mina Francis cuenta con experiencia en este método de minado, ya que este método es usado en otras unidades operativas; es por ello, que este es el método que será sometido a evaluación.

Esta tesis tiene como finalidad evaluar y comparar diferentes variables técnicas y económicas entre ambos métodos de minado con el objetivo de determinar que método genera más rentabilidad para la empresa.

## **1.2. OBJETIVO GENERAL**

Evaluar la posibilidad de aplicar el método de minado de tajeo por subniveles en el cuerpo Copola de la mina Francis y compararlo con el método de explotación usado actualmente en la mina (i.e. corte y relleno ascendente) con la finalidad de mejorar la productividad de la operación y, por consiguiente, hacer que la operación alcance una rentabilidad óptima.

## **1.3. OBJETIVO ESPECÍFICOS**

- Evaluar los costos y beneficios en la productividad de cada método de minado.
- Desarrollar un análisis sobre los costos y beneficios de optimizar la configuración del diseño de mina y su impacto en los costos de minado.
- Desarrollar una evaluación económica donde se observe la sensibilidad del VPN al costo operativo e inversión.

## **1.4. DELIMITACIÓN DEL PROYECTO**

El proyecto se basa en la comparación económica y operativa entre el método de minado de tajeo por subniveles y el método de explotación usado actualmente en la mina Francis (i.e. corte y relleno ascendente) para su aplicación en el cuerpo Copola.

Con la intención de mejorar la producción total de la mina se ha considerado realizar un cambio de método de minado en este cuerpo; ya que la configuración geométrica del cuerpo permite la aplicación de otros métodos de minado que puedan conllevar a un mayor margen de ganancia.

Para lograr el objetivo de este proyecto, se tendrán en cuenta diversos factores como son:

- Geología del yacimiento
- Geomecánica
- Productividad
- Costos de inversión, preparaciones y producción
- Evaluación económica de cada método propuesto



## 2. GEOGRAFÍA

### 2.1. UBICACIÓN

La Mina “Francis” se encuentra ubicada a 81 km. al SE de la Ciudad de Huaraz, en el lado occidental de la Cordillera Chaupijanca que es la extensión Norte de la Cordillera Huayhuash, en la parte Central Norte del Perú.

El área del prospecto se ubica en el distrito de Aquia, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash en terrenos que pertenecen a la Comunidad Campesina de Aquia-Pachapaqui

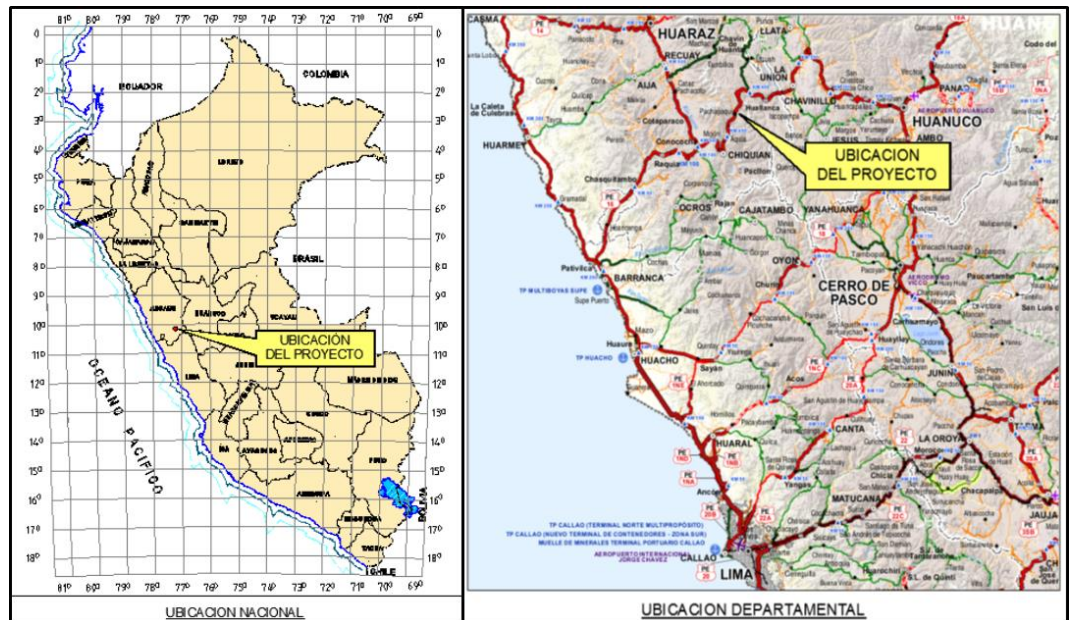


Figura 2-1 – Ubicación geográfica de la mina Francis

## 2.2. ACCESO

El acceso a la zona del proyecto se efectúa desde la ciudad de Lima por vía terrestre por la carretera Panamericana Norte hasta Pativilca, para luego continuar por la carretera asfaltada de penetración hacia Huaraz hasta Conococha hasta llegar a Pachapaqui y finalmente ir por una vía afirmada hasta la mina Francis.

**Tabla 2-1 – Acceso a Mina Francis**

Ruta	km	Vía	Horas
Lima – Pativilca	205	Asfaltada	2.5
Pativilca – Conococha	115	Asfaltada	1.5
Conococha – hasta km 41	85	Asfaltada	1
km 41 – Mina Francis	16	Carrozable	1
Total	421		6 horas



### **3. GEOLOGÍA**

#### **3.1. GEOLOGÍA REGIONAL**

Según INGEMMET (1995), la zona del estudio está en la unidad morfo estructural llamada Cordillera Occidental. Esta unidad geomorfológica se caracteriza por ser una cadena montañosa con cumbres agudas que alcanza una altitud máxima de 5,200 msnm y que tiene como orientación NO-SE. La unidad más saltante es la línea de cumbres del nevado Chaupujanca, que es la divisoria continental de aguas entre las cuencas hidrográficas del Pacífico y el Atlántico. El relieve está modelado por una secuencia de rocas sedimentarias.

En la zona se identifica el afloramiento de rocas sedimentarias de naturaleza calcárea cuyas edades abarcan desde el Cretáceo Inferior hasta el Cretáceo Superior. Las principales unidades lito estratigráficas identificadas son: Formación Pariahuanca(calizas margosas marrón); Formación Chulec(calizas grises azuladas); Formación Pariatambo, (marga y caliza bituminosa gris oscuro, con intercalación de caliza nodular) y Formación Jumasha(caliza gris). Las formaciones fueron intruidas por dioritas y pórfidos de cuarzo, en forma de diques y stocks en cuyo contacto se observa metamorfismo de contacto.

Los depósitos cuaternarios cubren parcialmente al basamento rocoso y de origen aluvial, coluvial, glaciales y fluvioglaciares.

#### **3.2. GEOLOGÍA LOCAL**

##### **3.2.1. Geomorfología**

La zona de interés se ubica en el flanco este de la Cordillera, las altitudes que van desde 4,000 a 5320 m.s.n.m. Estas zonas yacen en los circos glaciares de

Shicra Shicra y Rausutara con un relieve típicamente glacial con amplios valles en forma de “U”, rodeados por cerros muy altos y abruptos (más de 5,000 m.s.n.m.) con presencia de glaciares erosionados, en las partes bajas formando depósitos morrénicos de tipo glaciar situados en el fondo de los valles, en la parte intermedia se encuentra relieves escalonadas.

### **3.2.2. Unidades Lito estratigráficas y rocas intrusivas**

El medio geológico donde se encuentra la mina Copola está constituido por rocas calcáreas que pertenecen a las formaciones Casma, Pariahuanca y Pariatambo. Estas secuencias fueron intruidas por rocas calco-alcalinos debido a una serie de pulsos generados a lo largo de un sobrescurrimiento de tendencia andina (NO-SE).

La secuencia estratigráfica de la zona de estudio comprende a la formación Carhuaz en la base y sobre esta yace la formación Pariahuanca, la cual infra yace a la formación Pariatambo (Ver Figura 2 2). Las formaciones están cubiertas parcialmente por depósitos cuaternarios. Las principales características de las unidades litoestratigráficas se muestran a continuación:



ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOSTRATIGRAFICA	Grosor M.	Columna	Ocurrencias	DESCRIPCIÓN LITOLÓGICA
CENOZOICA	CUATERNARIO	Holoceno	Dep. Aluvial				Material limo arcilloso con clastos sub angulares polimícticos.
			Dep. Fluvioglaciales				Depósitos inconsolidados, compuestos por gravas sub redondeadas polimícticas y tamaños menores a 10 cms de diámetro, en matriz arcillo-limosa.
			Pleist.	Dep. Morrénicos			
	NEOGENO PALEOG.						
MESOZOICA	CRETACEO	SUPERIOR	Fm. CELENDIN	100		Antamina Contonga Ushuchaoca Hilarión Atalaya Pucarrajo Pachapaqui Huanzalá Aida Unica	Capas delgadas de arcillitas calcáreas margas y calizas.
			Fm. JUMASHA	300			Calizas grises, con estratos de 1 a 2 metros, su espesor llega hasta los 700 metros.
		INFERIOR	Fm. PARIATAMBO	500			Margas marrones y negras en estratos delgados a medianos, espesor de 500 metros.
			Fm. CHULEC	100			Intercalacion de calizas y margas de color amarillo cremoso, espesor de 50 metros.
			Fm. PARIAHUANCA	100			Calizas macizas gris oscuras, con intercalaciones de lutitas, estratos de 1 a 2 m. de grosor, espesor de 100 a 400 m.
			Fm. FARRAT	20			Franja delgada de areniscas blancas, 20 m. de espesor.
			Fm. CARHUAZ	1000			Limo-arcillitas gris-verde intercalado con horizontes calcáreos, cuarcita y yeso esporádico, espesor de 400 a 600 metros.
			Fm. SANTA	150			Calizas grises azuladas, estratos de hasta 1 metro, con concreciones de chert color gris oscuro a claro, espesor varía entre 120 a 150 metros.
			Fm. CHIMU	600			Areniscas blancas macizas, estratos de 1 a 3 metros espesor varía entre 100 a 600 metros.
			Fm. OYON	200			Lutitas pizarrosas gris oscuras, intercalaciones menores de areniscas blancas.

**Figura 3-1 – Columna Estratigráfica Regional (Modificado de A. Salas 2009 - Estudio Geológico Económico de las Franjas Chaupijanca – Yuraccalapo)**

#### 4. MINERALOGÍA

La mina Francis comprende un yacimiento polimetálico (Zn, Pb, Ag, Cu) tipo Skarn distal, la mineralización está compuesta de mantos y cuerpos tabulares irregulares de sulfuros.

Esta mineralización se encuentra hospedada dentro de Skarn (Granate-Piroxeno-Wollastonita en texturas bandeadas, y en parches) formado por el contacto metasomático de las calizas de las Formaciones Pariahuanca, Chulec, Pariatambo Jumasha y Celendín del Cretáceo medio a superior con los intrusivos de carácter ácido (Riodacitas-Porfidos Dacíticos) de edades Miocénicas.

Otras formaciones que infrayacen a las anteriores del Cretáceo inferior son: Formación Oyón (lutitas pizarrosas y areniscas), Formación Chimú (cuarcitas), Formación Santa (Calizas), Formación Carhuaz (Lutitas), Formación Farrat (areniscas).

Todas las secuencias sedimentarias fueron replegadas y falladas durante el evento tectónico que dio formación a los Andes, se evidencia una gran falla de sobre escurrimiento (bajo ángulo) denominado falla Yanashalla que pasa al oeste de la Cordillera Chaupijanca muy cerca de la mina Francis, donde se observan fallamientos longitudinales y transversales que jugaron un papel importante para el emplazamiento de los intrusivos y la formación de los yacimientos en la región.

La mineralización de sulfuros que puede contener valor económico son:

- Esfalerita
- Marmatita
- Galena
- Calcopirita

Mientras que los minerales sin valor económico, son:

- Pirita
- Pirrotita



## 5. GEOMECAÍNICA

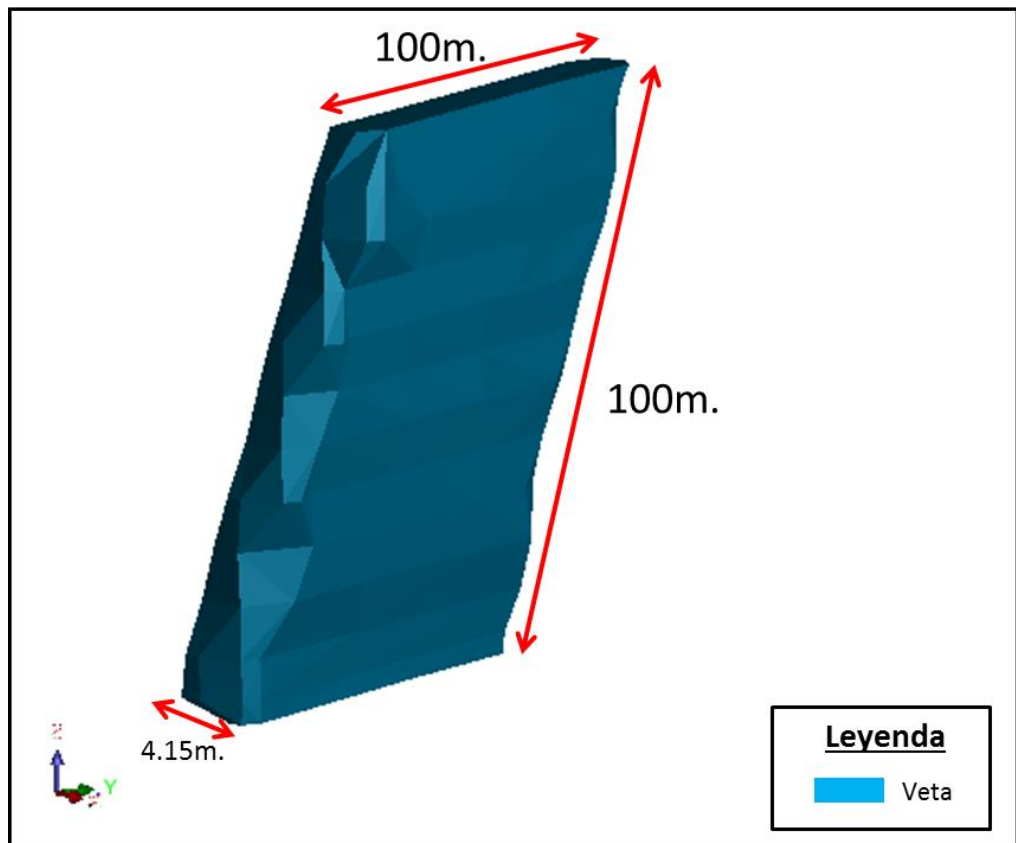
### 5.1. CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DE LA VETA

Dentro de los estudios geológicos realizados al cuerpo Copola, las características geométricas mostradas en la Tabla 5-1 lo definen:

**Tabla 5-1 – Características geométricas del cuerpo Copola**

Rumbo	N27°W
Buzamiento	76 grados
Altura	100 metros
Longitud	100 metros
Potencia	4.15 metros

En la Figura 5-1 se observa una vista tridimensional del cuerpo Copola:



**Figura 5-1 – Vista 3D del cuerpo Copola**

### 5.2. ENSAYOS DE LABORATORIO DE LA VETA

Se ha determinado que las rocas cajas del cuerpo Copola son calizas y calizas marmolizadas; por lo tanto, los resultados mostrados en la Tabla 5-2 se obtuvieron en las pruebas de laboratorio:

**Tabla 5-2 – Ensayos de laboratorio geomecánicos del cuerpo Copola**

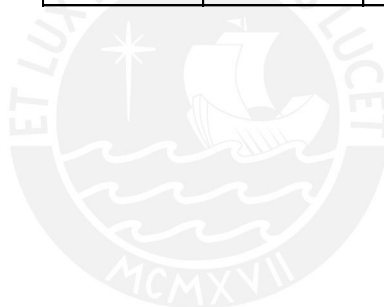
Peso específico mineral (gr/cm <sup>3</sup> )	3.12
Peso específico roca encajonante (gr/cm <sup>3</sup> )	2.70
Porosidad (%)	0.9 - 1.7
Resistencia a la compresión simple (MPa)	100 - 130

### **5.3. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO**

A partir de los ensayos realizados en laboratorio y el mapeo geológico realizado en el campo por el área geomecánica, se obtuvieron los valores de RMR para el cuerpo Copola mostrados en la Tabla 5-3:

**Tabla 5-3 – Caracterización del macizo rocoso - Cuerpo Copola**

Caracterización del Macizo Rocosos		
	Calidad	RMR
Caja Techo	Buena	66
Caja Piso	Buena	79
Mineral	Buena	72



## 6. SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO

Como parte de una evaluación previa, se ha hecho uso de procedimiento de selección de método de minado de Nicholas (1981). Para esto se tiene en consideración las características geológicas y geomecánicas del cuerpo. Se tomará en cuenta la factibilidad de aplicación de los métodos de corte y relleno ascendente y tajeo por subniveles ya que dichos métodos están en evaluación. También se van a incluir en esta metodología los métodos de shirinkage y cámaras y pilares.

**Tabla 6-1 – Definición geométrica y distribución de leyes del depósito**

<b>Forma General/Ancho</b>
Equi-dimensional: Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud Platy-tabular: Dos dimensiones suelen ser gruesas, las que no suelen exceder los 100 m. Irregular: Las dimensiones varían en distancias cortas
<b>Ancho del Cuerpo</b>
Estrecho: <10m. Intermedio: 10 - 30 m. Ancho: 30 - 100 m. Muy Ancho: >100m.
<b>Plunge</b>
Plano: <20° Intermedio: 20° - 55° Empinado: >55°
<b>Distribución de Leyes</b>
Uniforme: La ley en cualquier punto del depósito no varía mucho de la ley promedio del depósito. Gradual: Los valores de la ley tienen características zonales, y las leyes varían gradualmente de una zona a otra. Errática: Los valores de leyes varían radicalmente de una zona a otra, no se distingue ningún patrón en las variaciones.

**Tabla 6-2 – Calificación de la distribución geometría/ley para diferentes métodos de minado**

Método de Minado	Forma General			Ancho del Cuerpo				Plunge			Distribución de Leyes			Profundidad		
	E	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E	<100m.	100-600m.	>600m.
Open Pit	4	2	3	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	4	0	-49
Block Caving	4	2	0	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	2	3	3
Tajeo por Subniveles	3	4	1	1	3	4	3	2	1	4	4	4	3	3	4	2
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	3	2	2
Longwall Mining	-49	4	-49	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	2	2	3
Cámaras y Pilares	0	4	2	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	3	3	2
Shrinkage	0	4	2	4	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	3	3	2
Corte y Relleno Ascendente	1	4	4	4	4	1	0	1	3	4	2	3	4	2	3	4
Top Slicing	1	2	0	1	0	2	1	4	2	0	2	1	1	2	1	1
Square Set Stopping	0	1	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	1	1	2
	E: Equi-dimensional T/P: Tabular o Platy I: Irregular			N: Estrecho I: Intermedio T: Ancho VT: Muy Ancho				F: Plano I: Intermedio S: Empinado			U: Uniforme G: Gradual E: Errática					

**Tabla 6-3 – Calificación del RMR para las rocas cajas y el cuerpo mineralizado**

Método de Minado	RMR - Cuerpo Mineralizado					RMR - Cuerpo Techo					RMR - Caja Piso				
	VW	W	M	S	VS	VW	W	M	S	VS	VW	W	M	S	VS
Open Pit	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4
Block Caving	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2
Tajeo por Subniveles	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3
Sublevel Caving	3	4	3	1	0	4	4	3	2	2	1	2	3	3	3
Longwall Mining	6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	0	0	0	0	0
Cámaras y Pilares	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	0	0	0	0	0
Shrinkage	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3
Corte y Relleno Ascendente	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
Top Slicing	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
Square Set Stopping	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0
	VW: Muy Débil W: Débil M: Moderado S: Fuerte VS: Muy Fuerte					VW: Muy Débil W: Débil M: Moderado S: Fuerte VS: Muy Fuerte					VW: Muy Débil W: Débil M: Moderado S: Fuerte VS: Muy Fuerte				

**Tabla 6-4 – Calificación del RSS para las rocas cajas y el cuerpo mineralizado**

Método de Minado	RSS - Cuerpo Mineralizado				RSS - Cuerpo Techo				RSS - Caja Piso			
	VW	W	M	S	VW	W	M	S	VW	W	M	S
Open Pit	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
Block Caving	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
Tajeo por Subniveles	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3
Sublevel Caving	2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2
Longwall Mining	6	5	2	1	6	5	2	2	0	0	0	0
Cámaras y Pilares	0	0	3	6	0	0	2	6	0	0	0	0
Shrinkage	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Corte y Relleno Ascendente	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	3	2
Top Slicing	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1
Square Set Stopping	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0
	VW: Muy Débil W: Débil M: Moderado S: Fuerte				VW: Muy Débil W: Débil M: Moderado S: Fuerte				VW: Muy Débil W: Débil M: Moderado S: Fuerte			

**Tabla 6-5 – Calificación según Nicholas de los métodos de minado evaluados**

	Tajeo por Subniveles	Corte y Relleno Ascendente	Shrinkage
Forma General	4	4	4
Plunge del Cuerpo	4	4	4
Ancho del Cuerpo	1	4	4
Distribución de Leyes	4	3	2
Profundidad	4	3	3
RMR Cuerpo Mineralizado	4	3	3
RMR Caja Techo	4	3	4
RMR Caja Piso	3	2	3
RSS Cuerpo Mineralizado	4	3	3
RSS Caja Techo	4	4	3
RSS Caja Piso	3	3	3
<b>Total</b>	<b>39</b>	<b>36</b>	<b>36</b>

A partir de los resultados obtenidos se concluye que, a través de esta metodología, el mejor método de minado para el cuerpo Copola es Tajeo por Subniveles. Por lo tanto, se ha tomado la iniciativa de hacer un trade-off entre el método de minado actualmente usado (i.e. corte y relleno ascendente) y el método de tajeo por subniveles, ya que el puntaje final de ambos ha resultado mejor al de los otros métodos evaluados (i.e. corte y relleno ascendente y shirinkage) y los operadores con los que se cuenta actualmente tienen experiencia en el método de tajeo por subniveles.

### 6.1. CÁLCULO DE LA DILUCIÓN

La dilución depende de la selección del método de minado seleccionado, la disposición geológica y geométrica del yacimiento. El cálculo de la dilución teórica obedece a la aplicación de las dos siguientes relaciones matemáticas:

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

$$\text{dilución} = \frac{k}{\sqrt{w} \times \text{sen } \beta}$$

Dónde:

w: potencia de la veta en metros

$\beta$ : buzamiento, expresado en radianes

k: constante del método de minado

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



$$\text{dilución} = \frac{D}{D + w}$$

Dónde:

D: desmonte en metros

w: potencia de la veta en metros

D + w: ancho de minado en metros

El valor de la 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.

Las características geométricas del cuerpo son las siguientes:

**Tabla 6-6 – Características geométricas – Cuerpo Copola**

Potencia	4.15 metros
buzamieno	76 grados

Los resultados obtenidos según método de minado se muestran en las Tablas 6-7 y 6-8 según corresponda:

**Tabla 6-7 – Dilución y ancho de minado – Tajeo por subniveles**

Dilución (%)	27.8
Desmonte (m.)	1.6
Ancho de Minado (m.)	5.8

**Tabla 6-8 – Dilución y ancho de minado – Corte y relleno ascendente**

Dilución (%)	12.7
Desmonte (m.)	0.6
Ancho de Minado (m.)	4.8

## 6.2. CÁLCULO DE RESERVAS

De los datos recogidos en campo y validados por el área de geología se obtienen las siguientes características geométricas del cuerpo:

**Tabla 6-9 – Características geométricas – Cuerpo Copola**

Altura	100 metros
Longitud	100 metros
Potencia	4.15 metros
buzamieno	76 grados
Densidad Mineral	3.12 t/m <sup>3</sup>
Densidad Desmonte	2.70 t/m <sup>3</sup>

De operaciones con características similares se han estimado los ratios de recuperación según el método de minado mostrados en la Tabla 6-10:

**Tabla 6-10 – Recuperación mina de los métodos de minado**

Método de Minado	Recuperación
Tajeo por Subniveles	86.5%
Corte y Relleno Ascendente	94.0%

La estimación de recursos medidos a partir de las características geométricas del cuerpo se muestra en la Tabla 6-11:

**Tabla 6-11 – Estimación de recursos medidos**

	t
Recursos Medidos	129,480

Debido a que los cálculos se han realizado a partir de recursos medidos, dicho material se clasificara como reservas probadas. La estimación de las reservas se muestra en la Tabla 6-12 y toma en cuenta los valores de dilución y recuperación y demás factores modificadores:

**Tabla 6-12 – Cálculo de reservas probadas según método de minado**

Reservas Probadas	t
Tajeo por Subniveles	143,174
Corte y Relleno Ascendente	137,110

### **6.3. CÁLCULO DE VALOR MINERAL**

Para calcular el valor del mineral, primero se determinará el valor punto de cada elemento; luego, se calculará la ley de Zn equivalente. Después, se calculará

le ley diluida para cada método de minado que está siendo evaluado y; por último, se hallará el valor mineral para cada método de minado.

### 6.3.1. Cálculo del valor punto

Para calcular el valor punto se usa la siguiente fórmula:

$$\text{Valor Punto} = \text{Precio} * \text{Recuperación metalúrgica} * \text{Pagable} / 100$$

Los datos usados para el cálculo del valor punto se muestran en la Tabla 6-

13:

**Tabla 6-13 – Recuperación metalúrgica y términos comerciales – Elementos económicos**

Elemento	Precio de Venta		Recuperación metalúrgica (%)	Pagable (%)
	Precio	Unidad		
Cu	6,990	\$/t	38.00%	90.00%
Pb	2,400	\$/t	65.00%	90.00%
Ag	16.00	\$/Oz	78.00%	90.00%
Zn	3,124	\$/t	92.00%	95.00%

Del cálculo anterior, se obtiene los valores punto mostrados en la Tabla 6-

14:

**Tabla 6-14 – Valor punto – Elementos económicos**

Elemento	Valor Punto	
	Valor	Unidad
Cu	23.91	\$/ 1%Cu
Pb	14.04	\$/ 1%Pb
Ag	0.36	\$/ ppmAg
Zn	27.30	\$/ 1%Zn

### 6.3.2. Cálculo de la ley de Zneq

Considerando los valores punto mostrados en la Tabla 6-15, se calculan los valores de Zneq con la siguiente fórmula:

$$\text{Valor Punto elemento secundario} / \text{Valor Punto elemento Principal}$$

De lo antes mencionado se obtienen los valores de Zneq mostrados en la

Tabla 6-15:

**Tabla 6-15 – Valor Zneq - Elementos económicos**

Elemento	Valor Punto	Valor Punto Zn	Zneq (%)	Unidad
Cu	23.91	27.30	0.88	%Zn/%Cu
Pb	14.04	27.30	0.51	%Zn/%Pb
Ag	0.36	27.30	0.01	%Zn/ppmAg
Zn	27.30	27.30	1.00	%Zn/%Zn

De la tabla anterior, se ha calculado una ley promedio de Zneq para el modelo de bloques trabajado; la relación matemática empleada fue la siguiente:

$$\text{Zneq} = \text{LeyCu} * \text{Zneq}(\text{Cu}) + \text{LeyPb} * \text{Zneq}(\text{Pb}) + \text{LeyAg} * \text{Zneq}(\text{Ag}) + \text{LeyZn}$$

De la función antes mencionada, se reporta una ley de recursos minerales de Zneq de 6.34% para el cuerpo Copola.

A partir de los valores punto que se han hallado y la ley promedio de Zneq, se han obtenido los siguientes valores de ley de Zneq diluida para cada método de minado evaluado:

**Tabla 6-16 – Leyes diluidas según método de minado**

Leyes Diluidas	
Método de minado	Zneq (%)
Tajeo por Subniveles	4.96
Corte y Relleno Ascendente	5.62

### 6.3.3. Cálculo del valor mineral

El valor mineral calculado para cada método de minado, es el siguiente:

**Tabla 6-17 – Valor de mineral según método de minado**

Valor Mineral	
Método de minado	US\$/t
Tajeo por Subniveles	135.33
Corte y Relleno Ascendente	153.57

## 6.4. SECUENCIA DE MINADO – CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

En este subcapítulo se hará una descripción gráfica de la secuencia de minado que se desarrolla para explotar un cuerpo mineralizado a través del método de minado Corte y Relleno Ascendente. En la presente evaluación técnico-

económica se van a presentar dos configuraciones para cada método desarrollado, según lo que se explica a continuación:

- Configuración Clásica: donde se sigue el diseño típico para la ejecución del método de minado; donde se hace uso de un by-pass como labor de conexión entre la rampa y el tajeo y de un crucero para conectar la rampa y el by-pass.
- Configuración Optimizada: donde el diseño de explotación se ha desarrollado de forma tal que se optimiza/reduce la mayor cantidad de metros de avance, ya que la ejecución de estos se realizará sí y solo sí son necesarios para la extracción y acarreo del mineral con valor económico.

En las siguientes figuras, se muestra a través de esquemas, la aplicación de Corte y Relleno Ascendente con perforación de cortes en breasting (minado de forma horizontal a través de alas):

#### 6.4.1. Corte y relleno ascendente – Configuración clásica

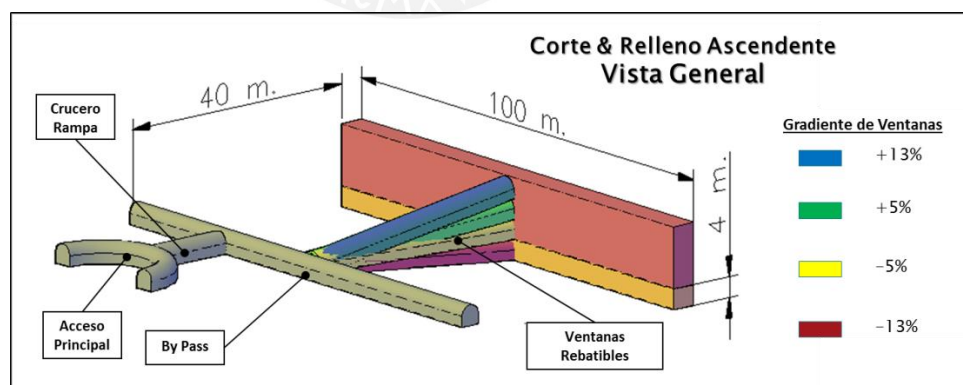


Figura 6-1 – Vista general I – Corte y relleno ascendente – Configuración clásica

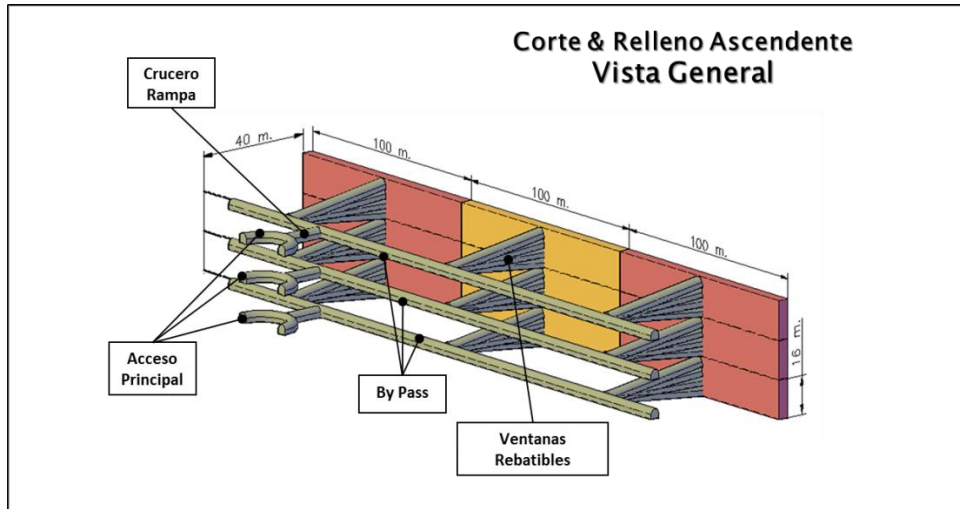


Figura 6-2 – Vista general II – Corte y relleno ascendente – Configuración clásica

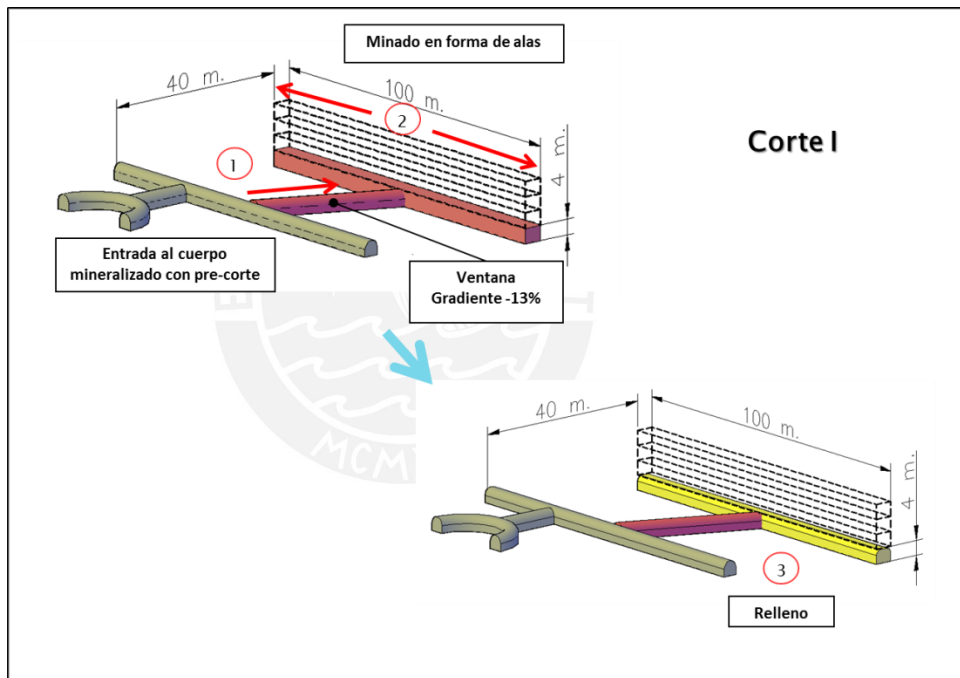


Figura 6-3 – Corte I – Corte y relleno ascendente – Configuración clásica

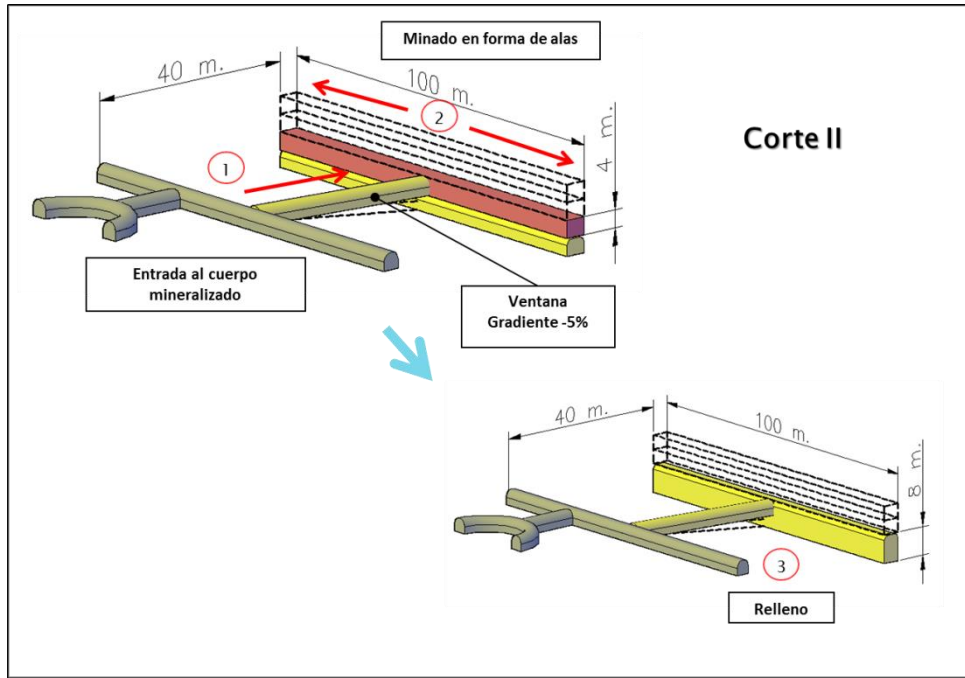


Figura 6-4 – Corte II – Corte y relleno ascendente – Configuración clásica

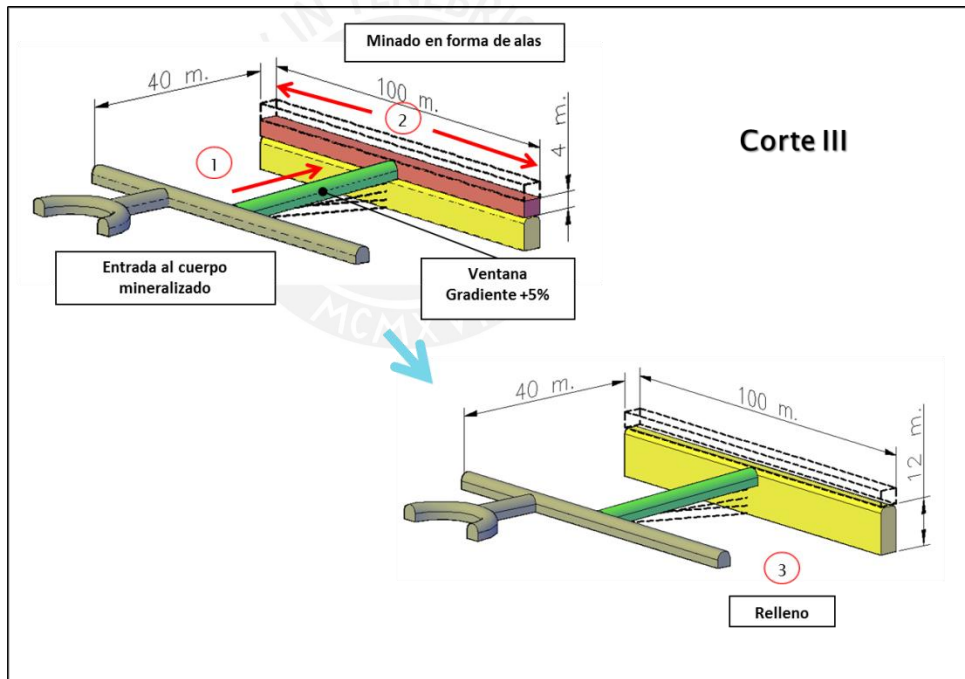


Figura 6-5 – Corte III – Corte y relleno ascendente – Configuración clásica

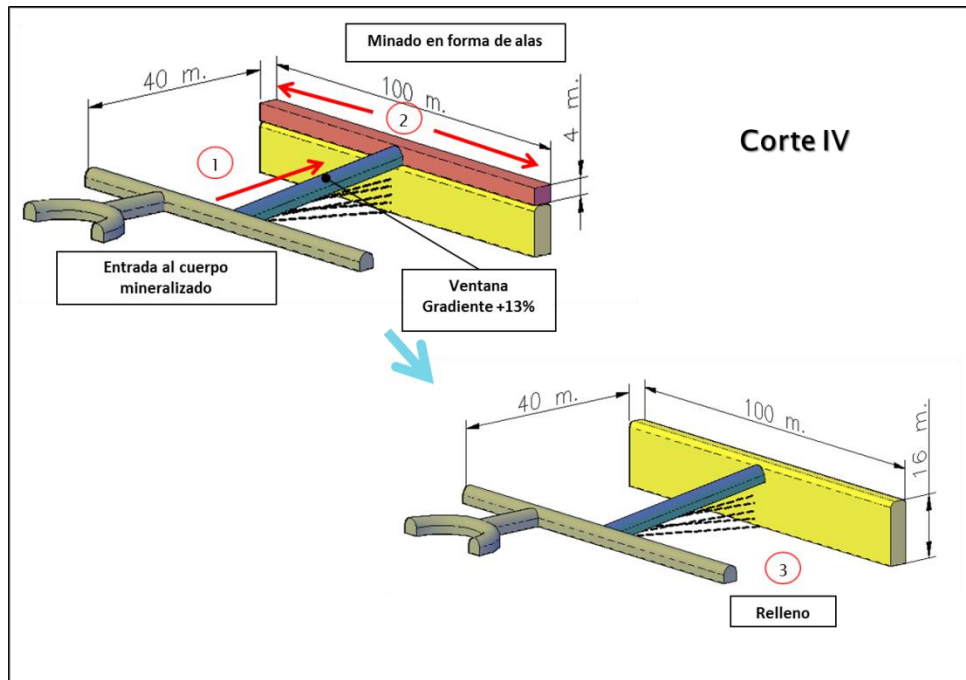


Figura 6-6 – Corte IV – Corte y relleno ascendente – Configuración clásica

#### 6.4.2. Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada

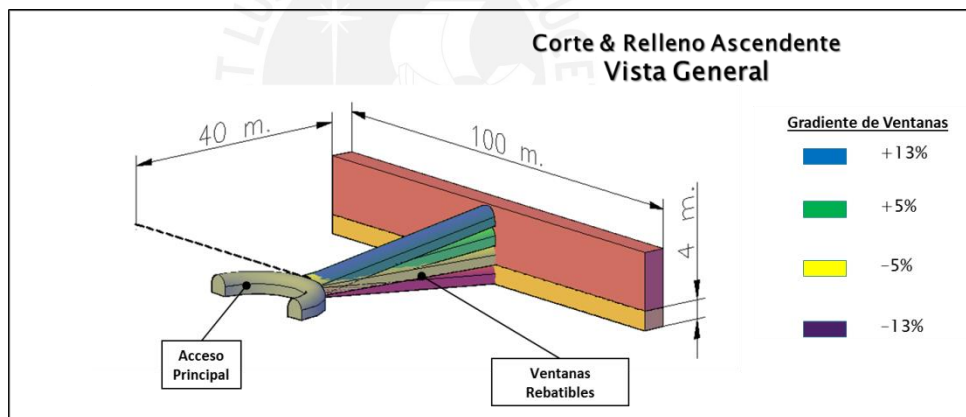


Figura 6-7 – Vista general I – Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada



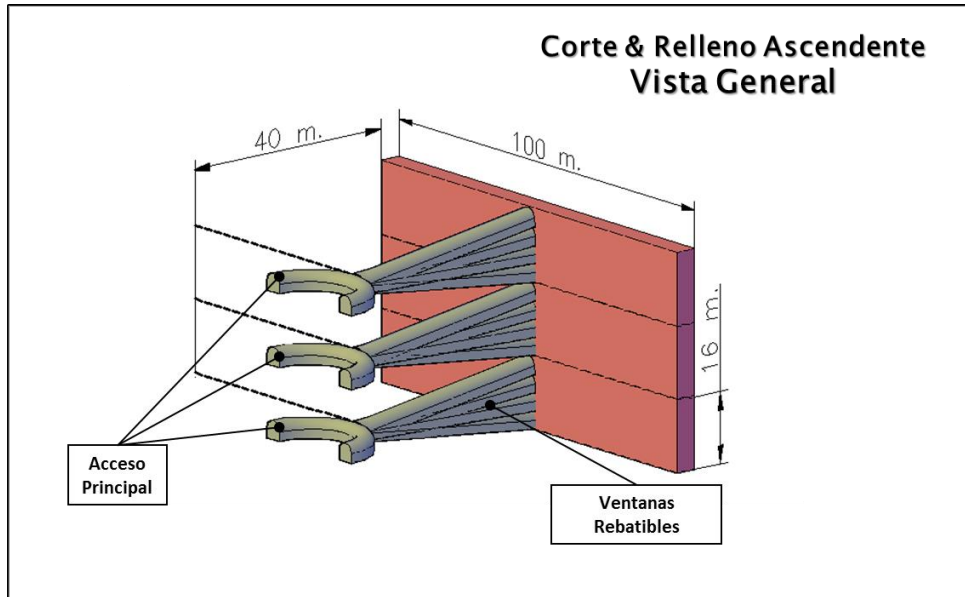


Figura 6-8 – Vista general II – Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada

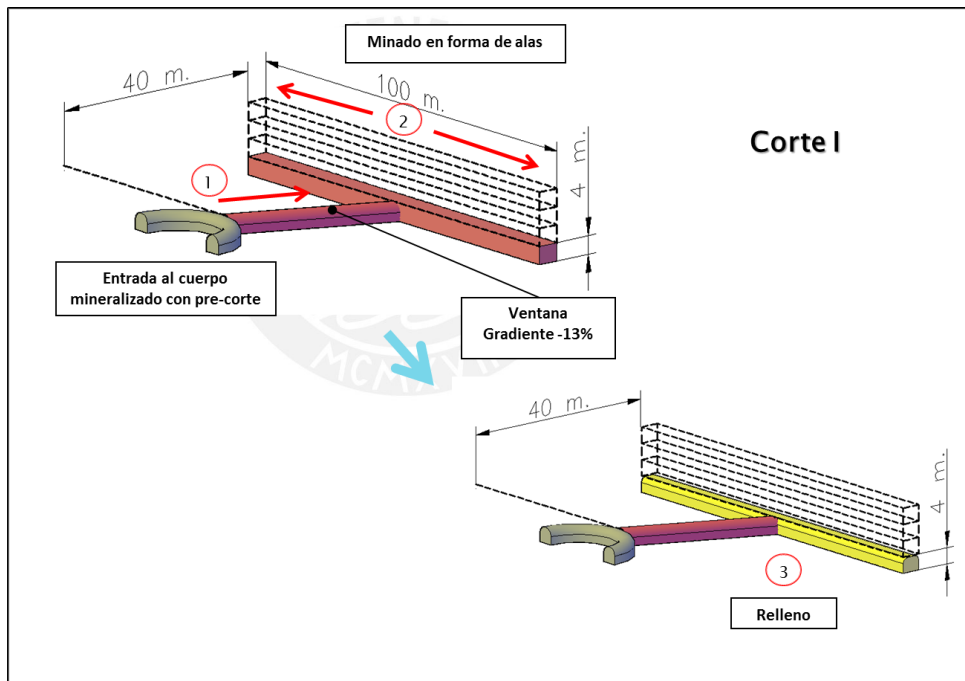


Figura 6-9 – Corte I – Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada

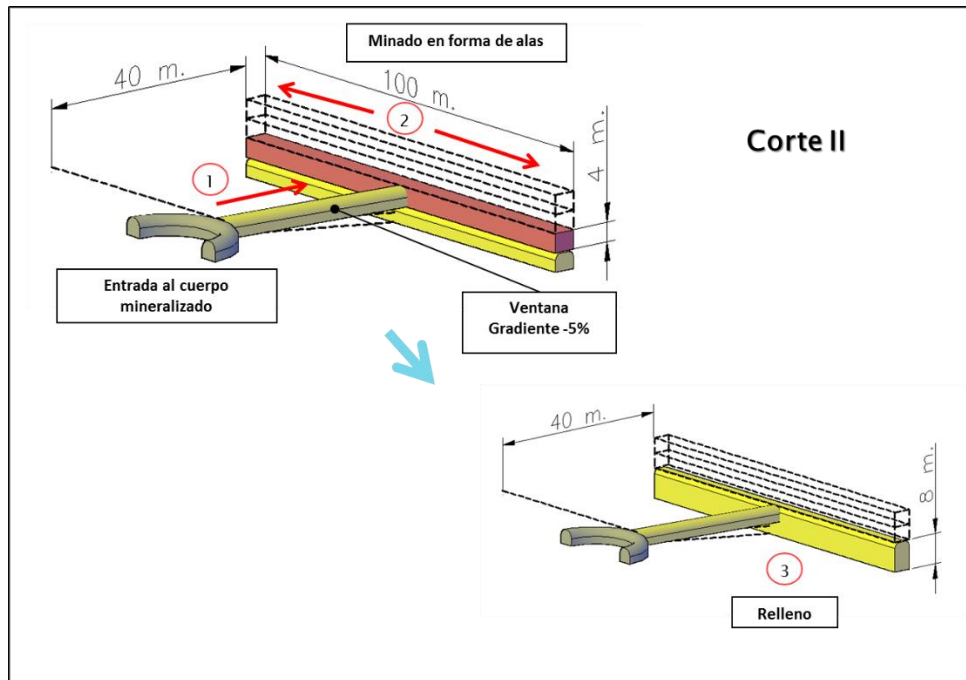


Figura 6-10 – Corte II – Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada

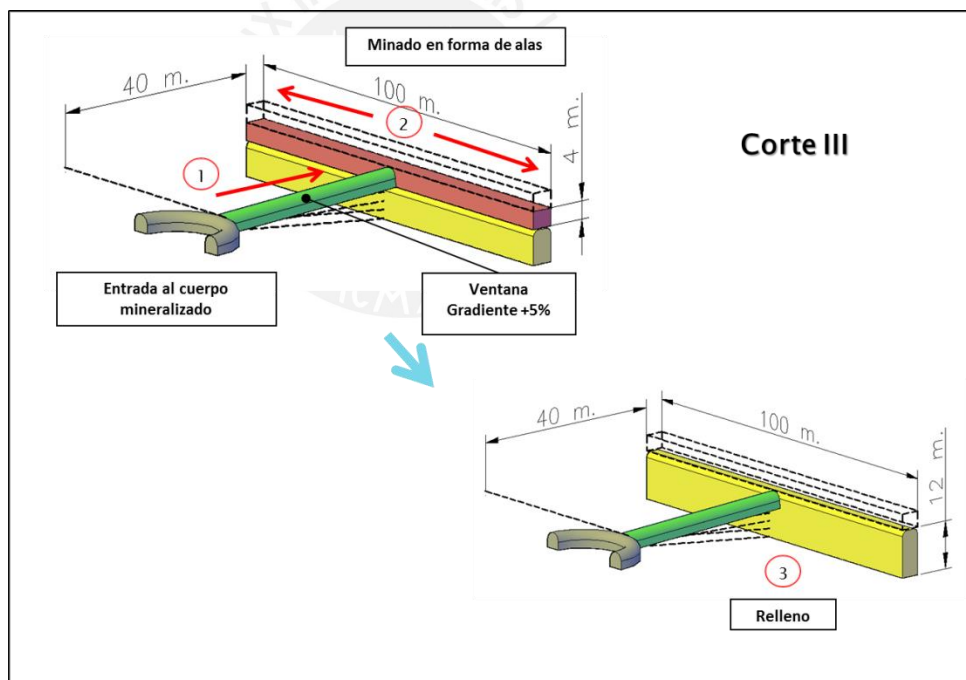
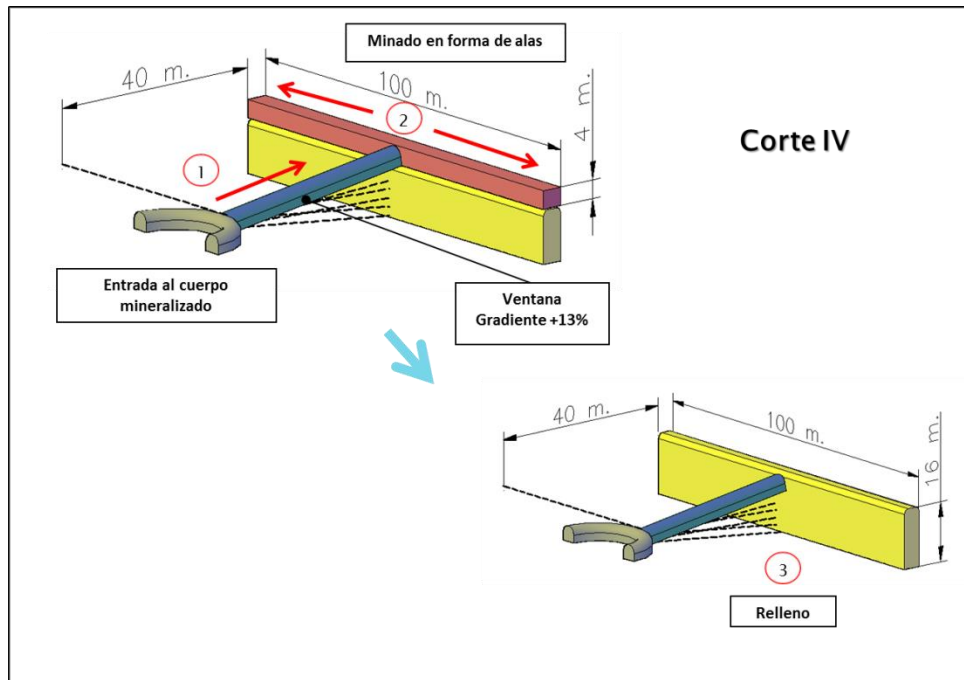


Figura 6-11 – Corte III – Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada



**Figura 6-12 – Corte IV – Corte y relleno ascendente – Configuración optimizada**

### 6.5. SECUENCIA DE MINADO – TAJEO POR SUBNIVELES

En este subcapítulo se hará una descripción gráfica de la secuencia de minado que se sigue para explotar un cuerpo mineralizado a través del método de minado Tajeo por subniveles. En la presente evaluación técnico-económica se van a presentar dos configuraciones para cada método desarrollado, según lo que se explica a continuación:

- Configuración Clásica: donde se sigue el diseño típico para la ejecución del método de minado; donde se hace uso de un by-pass como labor de conexión entre la rampa y el tajeo y de un crucero para conectar la rampa y el by-pass.
- Configuración Optimizada: donde el diseño de explotación se ha desarrollado de forma tal que se optimiza/reduce la mayor cantidad de metros de avance, ya que la ejecución de estos se realizará sí y

solo sí son necesarios para la extracción y acarreo del mineral con valor económico.

A continuación, se muestra de forma gráfica, a través de esquemas, la aplicación de Tajeo por Subniveles con perforación vertical en negativo (minado de forma descendente):

### 6.5.1. Tajeo por subniveles – Configuración clásica

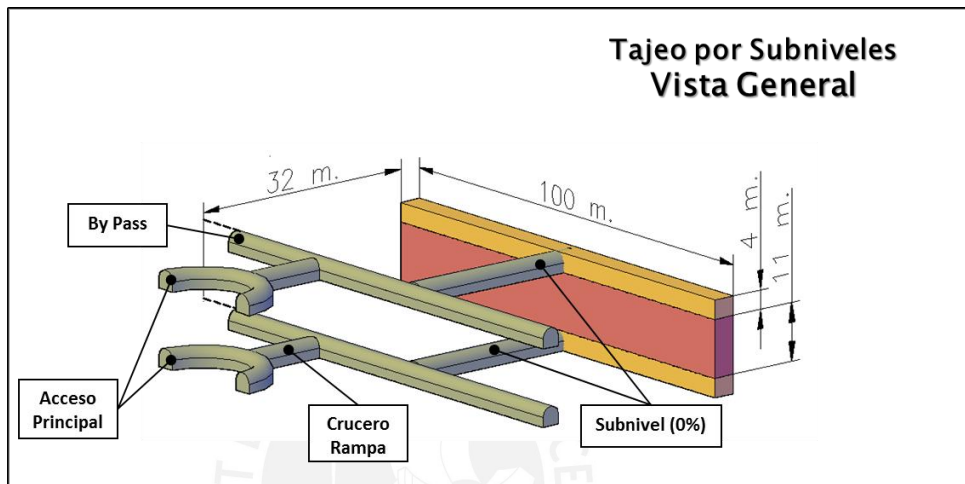


Figura 6-13 – Vista general I – Tajeo por subniveles – Configuración clásica

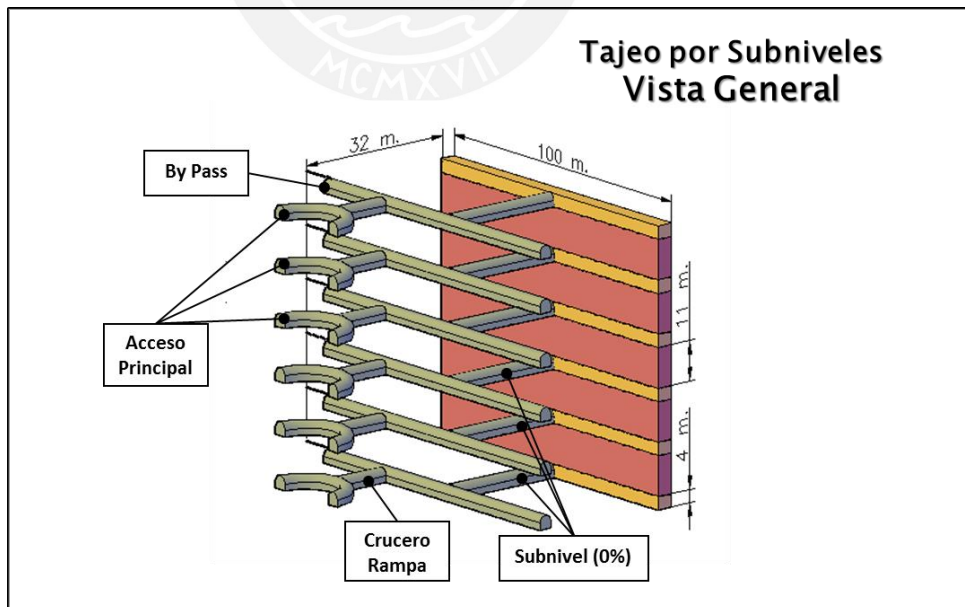


Figura 6-14 – Vista general II – Tajeo por subniveles – Configuración clásica

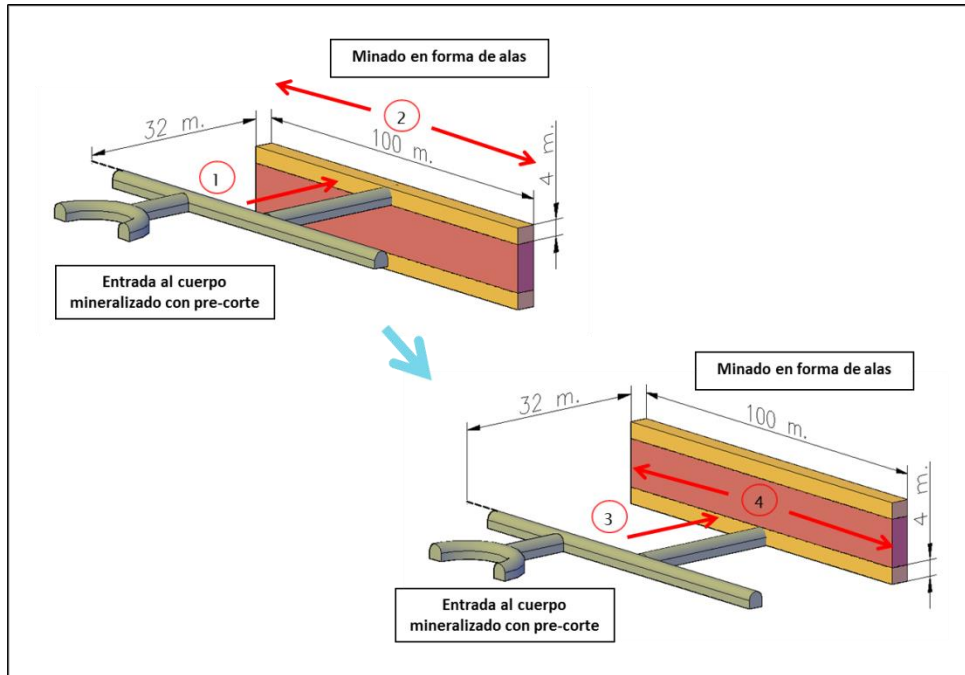


Figura 6-15 – Delimitación de block – Tajeo por subniveles – Configuración clásica

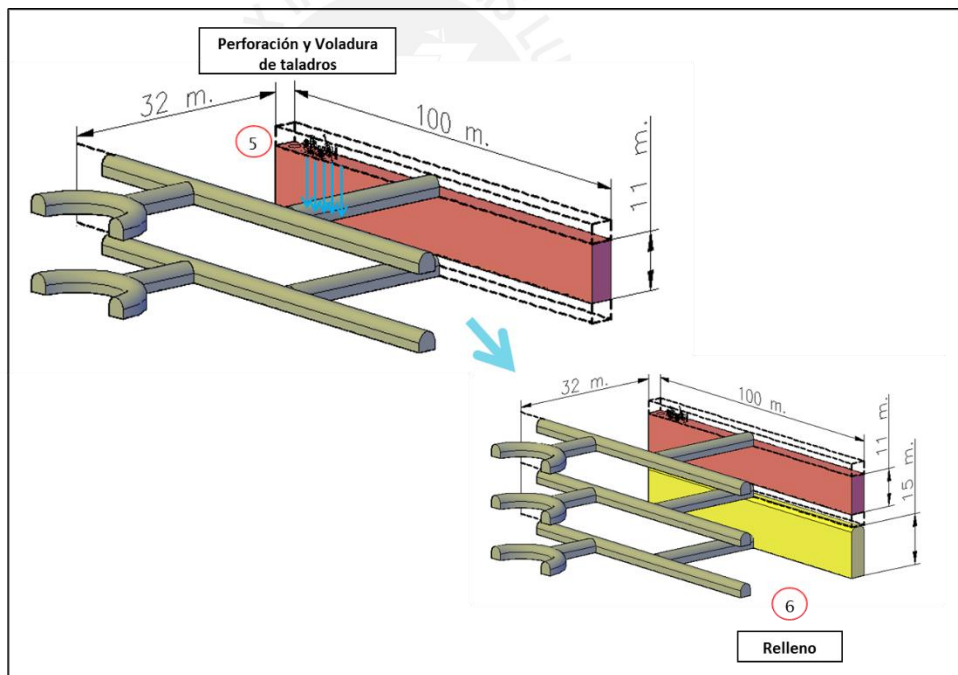


Figura 6-16 – Minado de block – Tajeo por subniveles – Configuración clásica

### 6.5.2. Tajeo por subniveles – Configuración optimizada

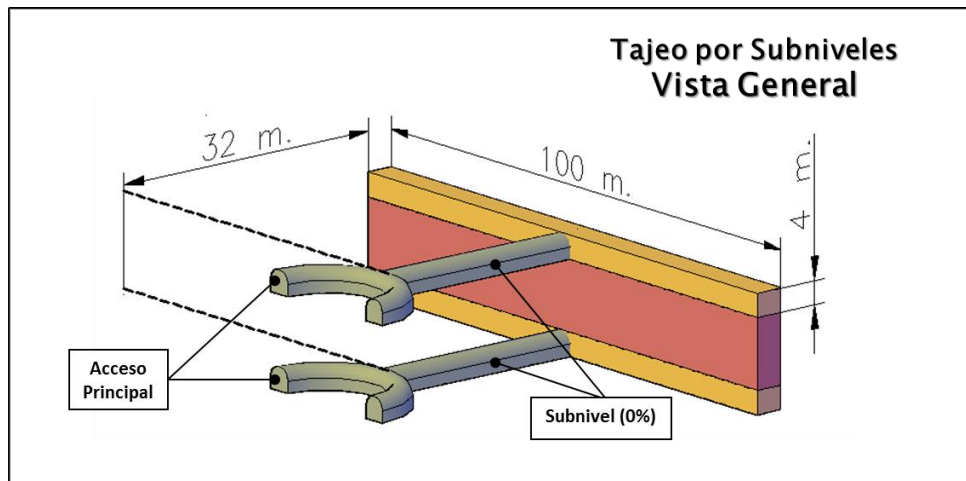


Figura 6-17 – Vista general I – Tajeo por subniveles – Configuración optimizada

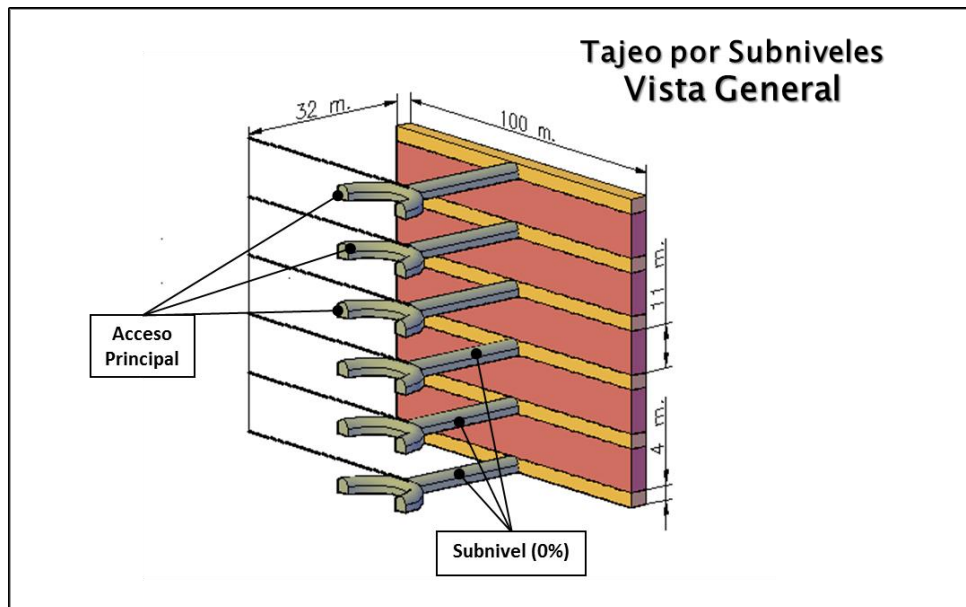


Figura 6-18 – Vista general II – Tajeo por subniveles – Configuración optimizada

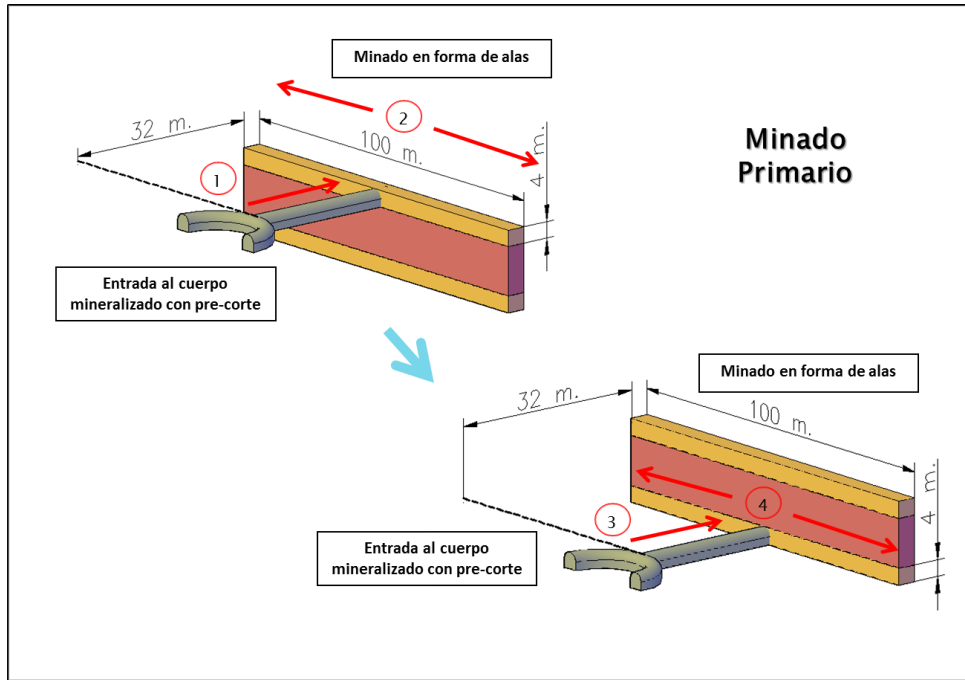


Figura 6-19 – Delimitación de block – Tajeo por subniveles – Configuración optimizada

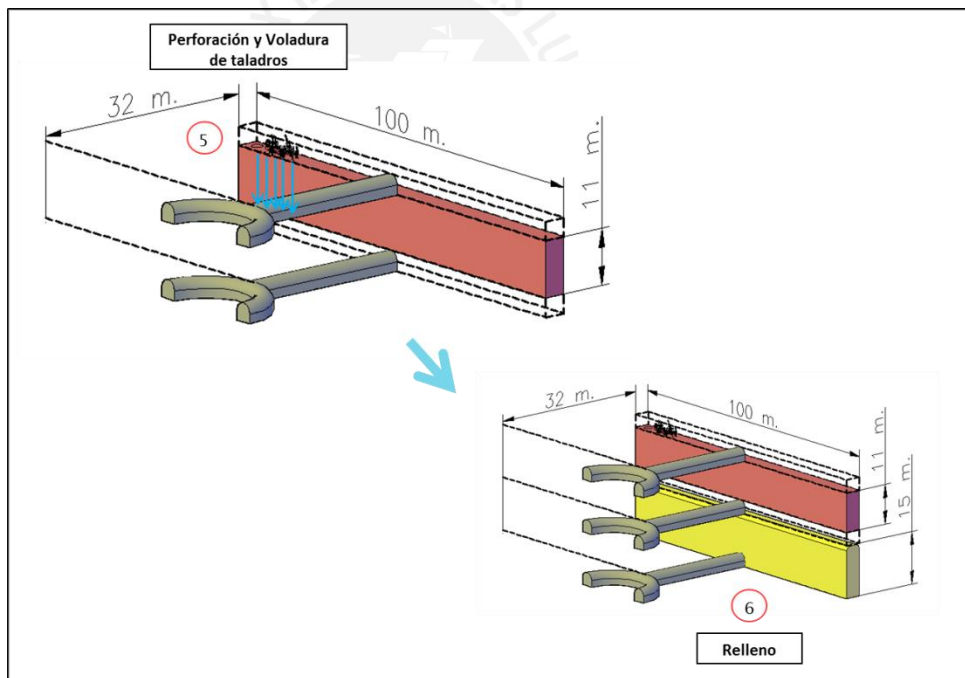


Figura 6-20 – Minado de Block – Tajeo por Subniveles – Configuración Optimizada

## 6.6. CICLO DE MINADO

Para determinar la productividad de cada método de minado que está siendo evaluado en este estudio se desarrollará el detalle del ciclo de minado de cada método:

### 6.6.1. Corte y Relleno Ascendente

#### 6.6.1.1. Perforación y Voladura

Dadas las condiciones de la sección y características geomecánicas de la roca, para generar la malla de perforación se ha tomado como referencia la malla de perforación y voladura promedio para este tipo de escenario:

**Tabla 6-18 – Parámetros de la malla de perforación**

Taladros	Número de taladros	Diámetro	Burden	Espaciamiento
		(m.)	(m.)	(m.)
Alivio	1	0.092	-	-
Sección 1	4	0.045	0.10	0.15
Sección 2	4	0.045	0.10	0.30
Sección 3	4	0.045	0.20	0.45
Sección 4	4	0.045	0.30	0.70
Arrastre	7	0.045	1.05	0.80
Pre-corte (Coronas y Hastiales)	14	0.045	0.80	1.60
Rotura	9	0.045	1.00	1.30
Total (incluye taladro de alivio)	47	-	-	-

**Tabla 6-19 – Parámetros de la voladura**

Explosivo primario	ANFO	0.80 kg/cm <sup>3</sup>
Explosivo pre-corte	Emulsión	0.90 kg/cm <sup>3</sup>
Prima	Dinamita	80%
Detonador	No Eléctrico LP	
Accesorios	Cordón detonante	5 g/m
Factor de Carga	0.38	kg/t

#### 6.6.1.2. Carguío, Acarreo y Transporte

El carguío y acarreo del material explotado se realizará con equipos LHD de 4 yd<sup>3</sup> desde el frente hasta la entrada del tajo. En la entrada del tajo se hará una voladura secundaria en el subnivel con la finalidad de realzar las coronas y generar la altura necesaria para poder realizar el carguío. Esto facilitará la labor de carguío



y acarreo al disminuir la distancia de desplazamiento del equipo LHD; el transporte se realizará con camiones de 20 m<sup>3</sup> (30 t) directamente desde la zona de carguío hacia planta.

A continuación, se muestran los parámetros tomados en cuenta para calcular el ciclo de carguío y acarreo:

**Tabla 6-20 – Parámetros de carguío y acarreo**

Peso específico del material in-situ	3.12	t/m <sup>3</sup>
Esponjamiento estimado	0.35	
Peso específico del material fragmentado	2.31	t/m <sup>3</sup>
Factor de llenado de cuchara	0.90	
Capacidad de cuchara elegida	4.00	yd <sup>3</sup>
Capacidad de acarreo por ciclo	6.36	t
Distancia de Acarreo Promedio	0.10	km.
Velocidad promedio de acarreo (km/h)	8.50	km/h
Tiempo de acarreo ida y vuelta	1.40	min
Tiempo fijo carga, maniobra descarga	3.00	min
Tiempo adicionales	0.50	min
Tiempo total por ciclo (min)	4.90	min
Minutos por hora	50.00	min
Ciclos/hr	10.20	
Rendimiento horario	64.91	t/h
Rendimiento x día	1,038.55	tpd

### 6.6.1.3. Relleno

Siguiendo las recomendaciones del área geomecánica de la mina, se considerará relleno detrítico (material fragmentado) para los paneles. Para poder cumplir con los volúmenes de relleno necesario se va a utilizar el material de los avances y desarrollos, los que serán cargados con un LHD de 6 yd<sup>3</sup>.

**Tabla 6-21 – Parámetros de relleno**

Factor de llenado de cuchara	0.90	
Capacidad de cuchara elegida	6.00	yd <sup>3</sup>
Capacidad de acarreo por ciclo	4.13	m <sup>3</sup>
Distancia de Acarreo Promedio	0.10	km.
Velocidad promedio de acarreo (km/h)	8.50	km/h
Tiempo de acarreo ida y vuelta	1.40	min
Tiempo fijo carga, maniobra descarga	3.00	min
Tiempo adicionales	0.50	min
Tiempo total por ciclo (min)	4.90	min
Minutos por hora	50.00	min
Ciclos/hr	10.20	
Rendimiento horario	42.13	m <sup>3</sup> /h
Rendimiento x día	674.06	m <sup>3</sup>

#### **6.6.1.4.Sostenimiento**

La recomendación geomecánica para el sostenimiento de las galerías de producción es la siguiente:

- Pernos sistemáticos en zonas de formación de cuñas y bloques de roca, con espaciamento  $e=1.5$  m.

#### **6.6.2. Tajeo por Subniveles**

##### **6.6.2.1.Perforación y Voladura**

Para generar la malla de perforación se ha tomado como referencia las relaciones matemáticas para el minado de rocas establecidas en el libro Diseño de Voladuras del Dr. Konya (1998).

Es preciso decir, que el cuerpo Copola se ha subdividido en 8 paneles de 100 metros de largo. Para el correcto minado de estos paneles, el burden será calculado considerando la siguiente fórmula:

$$B = 0.012 * (2SG_e / SG_r + 1.5) * D_e$$

Dónde:

B: Burden (m.)

SG<sub>e</sub>: Gravedad específica del explosivo (g/cm<sup>3</sup>)

$S_{Gr}$ : Gravedad específica de la roca ( $g/cm^3$ )

$D_e$ : Diámetro del explosivo (mm.)

Para las voladuras subterráneas Konya plantea la siguiente relación para el cálculo del espaciamiento:

$$S = B$$

De la misma forma, para el cálculo del taco la relación es la siguiente:

$$T = 0.5B$$

Los datos del cuerpo Copola, el diámetro de la perforación y del explosivo se muestran a continuación:

**Tabla 6-22 – Datos iniciales – Perforación y voladura**

De	64	mm.
$S_{Ge}$	0.80	$g/cm^3$
$S_{Gr}$	3.12	$g/cm^3$

A partir de las relaciones matemáticas presentadas y los información de la operación en análisis, los resultados son presentados en la Tabla 6-23:

**Tabla 6-23 – Resultados (burden, espaciamiento, taco)**

Buden	1.6	m.
Espaciamiento	1.60	m.
Taco	0.80	m.

A continuación, se muestran los parámetros usados para la voladura de cada panel del cuerpo Copola:

**Tabla 6-24 – Parámetros de perforación y voladura**

Longitud del panel	100	m.
Ancho de minado	5.80	m.
Longitud de perforación	11.00	m.
Longitud del taco	0.80	m.
Diámetro de perforación	0.064	m.
Número de Slot perforados	1	
Diámetro del Slot perforado	2.4	m.
Número de taladros perforados	240	
Metros perforados	2,640	m.
Volumen del panel	6380	m <sup>3</sup>
Densidad del explosivo	0.80	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de la roca	3.12	t/m <sup>3</sup>
Volumen del panel	6,380	m <sup>3</sup>
Tonelaje del panel	19,906	t
Booster/taladro	2	
Longitud total de carga	2,448	m.
Volumen de taladros cargados	8	m <sup>3</sup>
Cantidad total de explosivos	6,300	kg.
Kg ANFO/taladro	26	
Factor de Carga	0.32	Kg/t

#### 6.6.2.2. Carguío, Acarreo y Transporte

El carguío y acarreo de los paneles explotados se realizará con equipos LHD de 4 yd<sup>3</sup> en la entrada del tajo, donde se hará un minado secundario en el subnivel con la finalidad de realzar las coronas y generar la altura necesaria para poder realizar el carguío. Esto facilitará la labor de carguío y acarreo al disminuir la distancia de desplazamiento del equipo LHD; el transporte se realizará con camiones de 20 m<sup>3</sup> (30 t) directamente desde la zona de carguío hacia planta.

A continuación, se muestran los parámetros tomados en cuenta para calcular el ciclo de carguío y acarreo:

**Tabla 6-25 – Parámetros de carguío y acarreo**

Peso específico del material in-situ	3.12	t/m3
Esponjamiento estimado	0.35	
Peso específico del material fragmentado	2.31	t/m3
Factor de llenado de cuchara	0.90	
Capacidad de cuchara elegida	4.00	yd3
Capacidad de acarreo por ciclo	6.36	t
Distancia de Acarreo Promedio	0.10	km.
Velocidad promedio de acarreo (km/h)	8.50	km/h
Tiempo de acarreo ida y vuelta	1.40	min
Tiempo fijo carga, maniobra descarga	3.00	min
Tiempo adicionales	0.50	min
Tiempo total por ciclo (min)	4.90	min
Minutos por hora	50.00	min
Ciclos/hr	10.20	
Rendimiento horario	64.91	t/h
Rendimiento x día	1,038.55	tpd

**6.6.2.3. Relleno**

Siguiendo las recomendaciones del área geomecánica de la mina, se considerará relleno detrítico (material fragmentado) para los paneles. Para poder cumplir con los volúmenes de relleno necesario se va a utilizar el material de los avances y desarrollos, los que serán cargados con un scooptram de 6 yd<sup>3</sup>.

**Tabla 6-26 – Parámetros de relleno**

Factor de llenado de cuchara	0.90	
Capacidad de cuchara elegida	6.00	yd3
Capacidad de acarreo por ciclo	4.13	m3
Distancia de Acarreo Promedio	0.10	km.
Velocidad promedio de acarreo (km/h)	8.50	km/h
Tiempo de acarreo ida y vuelta	1.40	min
Tiempo fijo carga, maniobra descarga	3.00	min
Tiempo adicionales	0.50	min
Tiempo total por ciclo (min)	4.90	min
Minutos por hora	50.00	min
Ciclos/hr	10.20	
Rendimiento horario	42.13	m3/h
Rendimiento x día	674.06	m3

#### 6.6.2.4.Sostenimiento

La recomendación geomecánica para el sostenimiento de las galerías de producción es la siguiente:

- Usar Cablebolting de 3.5 m. de longitud hacia la caja techo con un espaciamiento de 1.5 m.

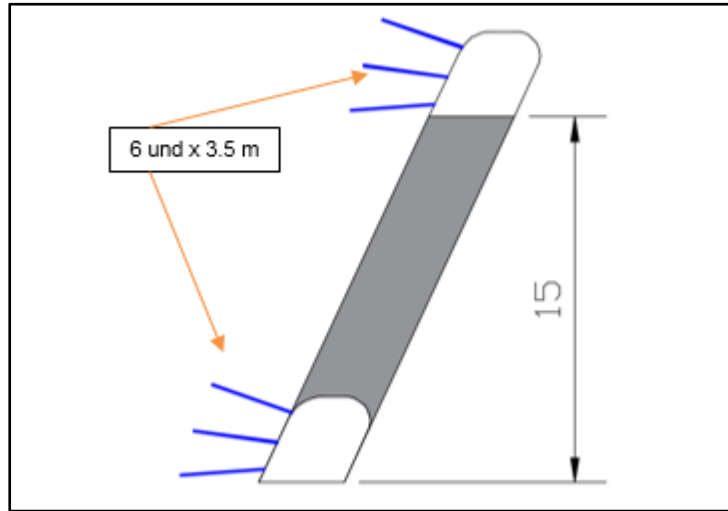


Figura 6-21 – Esquema de sostenimiento

### 6.7. PRODUCTIVIDAD

Usando el cálculo de los ciclos de minado como punto de partida para determinar la productividad y habiendo establecido los parámetros presentados en la Tabla 6-27 para ambos métodos de minado:

Tabla 6-27 – Régimen de operación – Mina Francis

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

Se han realizado evaluaciones de productividad separadas para cada método, según la forma de operación de cada uno. Debemos resaltar que para el método de Corte y relleno ascendente se va a minar en breasting, por lo que todo el ciclo de minado se desarrolla en una guardia completa. Se obtuvieron los siguientes resultados:

**Tabla 6-28 – Productividad – Corte y relleno ascendente**

Número de taladros perforados	47	
Longitud de perforación	3.00	m.
Metros perforados por guardia	141.00	m.
Longitud de avance	2.7	m.
Diámetro de perforación	0.045	m.
Ancho de sección	4.80	m.
Alto de sección	4.00	m.
Volumen roto	51.84	m <sup>3</sup>
Densidad de la roca	3.12	t/m <sup>3</sup>
Tonelaje roto por guardia	161.7	t
t/día	323.5	t
t/mes	8,087.0	t

**Tabla 6-29 – Productividad – Tajeo por subniveles**

<b>PERFORACIÓN</b>		
Longitud del panel	100	m.
Ancho de minado	5.80	m.
Longitud de perforación	11.00	m.
Número de Slot perforados	1	
Número de taladros perforados	240	
Metros perforados	2,640	m.
Metros perforados por guardia	143.00	m.
Metros perforados por día	286.00	m.
Días por Slot perforado	1	d
Días por taladros perforados	9	d
Días totales por panel perforado	10	d
Densidad de la roca	3.12	t/m <sup>3</sup>
Volumen del panel	6,380	m <sup>3</sup>
t/día	1,946	t
<b>CARGUÍO Y ACARREO</b>		
Rendimiento x día	1,039	tpd
Ratio (perforación/C&A)	1.9	
<b>RELLENO</b>		
Rendimiento x día	674	m <sup>3</sup>
Ratio (perforación/relleno)	9.5	
<b>CICLO DE MINADO</b>		
tonelaje del panel	19,906	t
Días totales	20	t
t/día	995	t
t/mes	24,882	t

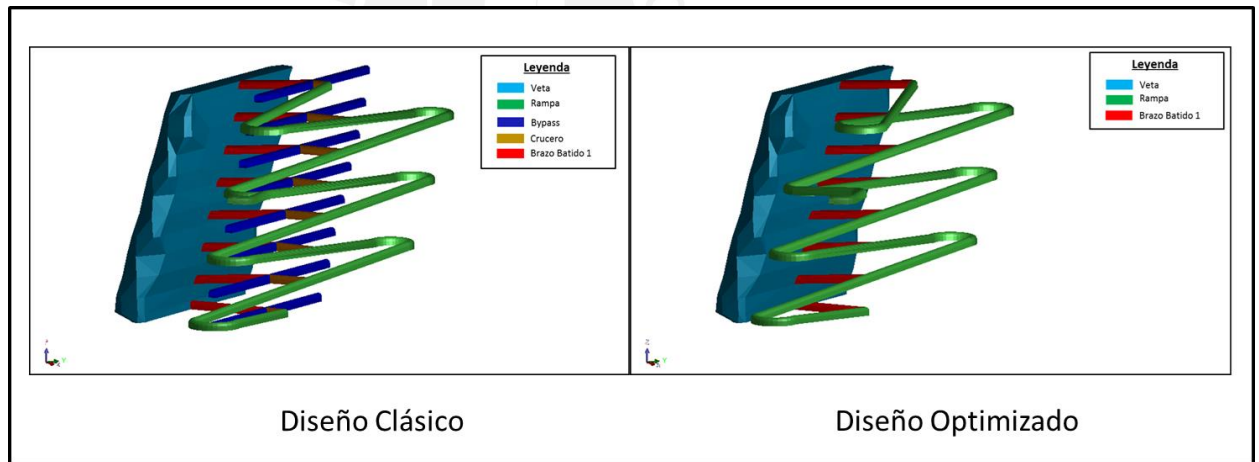
## 6.8. DISEÑO DE MINA

En esta parte del análisis se ha tomado en cuenta el impacto del número total de metros de avance en preparaciones para poder acceder a minar el cuerpo según cada uno de los métodos de minado evaluados; además, se analizará como la configuración de los diseños puede influir directamente en el valor presente neto del proyecto.

Como se ha mencionado en el subcapítulo 6.4 y 6.5, existen dos tipos de arreglos de diseño para cada método de minado que se encuentra siendo evaluado:

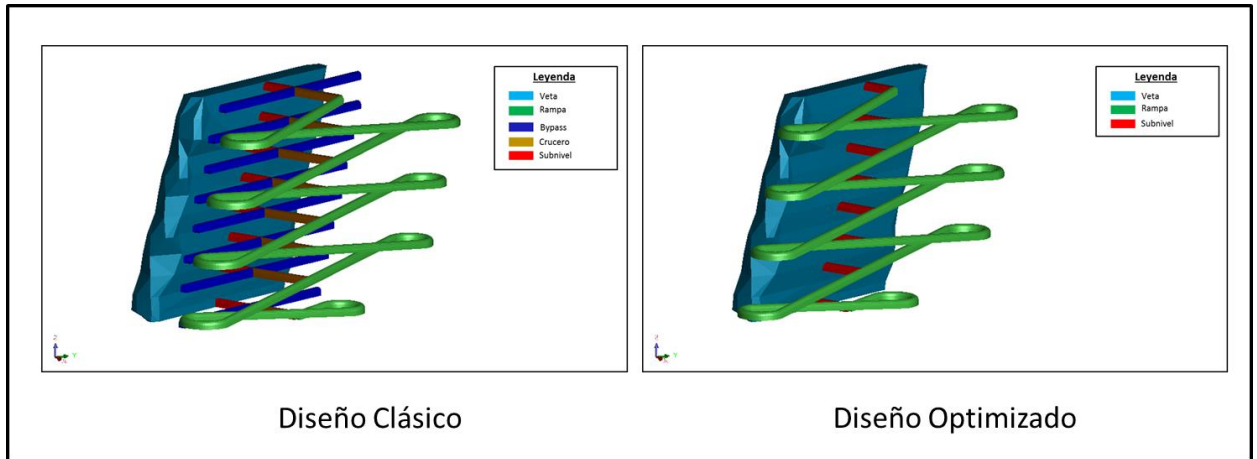
1. Diseño clásico
2. Diseño optimizado

A continuación, se muestran los diseños para cada configuración de método de minado:



**Figura 6-22 – Diseño para ambas configuraciones – Corte y relleno ascendente**





**Figura 6-23 – Diseño para ambas configuraciones – Tajeo por subniveles**

De los diseños mostrados se han obtenido los siguientes metrajes de avance lineal según el tipo de laboreo:

**Tabla 6-30 – Metros de avance lineal – Configuración clásica**

<b>METRAJES (m.)</b>	
C&R	
Rampa	1,414
Bypass	824
Cruceros	159
<b>TOTAL</b>	<b>2,397</b>
SLS	
Rampa	1,413
Bypass	851
Subnivel	208
Cruceros	269
<b>TOTAL</b>	<b>2,742</b>

**Tabla 6-31 – Metros de avance lineal – Configuración optimizada**

<b>METRAJES (m.)</b>	
C&R	
Rampa	1,440
Bypass	0
Cruceros	0
<b>TOTAL</b>	<b>1,440</b>
SLS	
Rampa	1,355
Bypass	0
Subnivel	235
Cruceros	0
<b>TOTAL</b>	<b>1,591</b>

## 7. EVALUACIÓN ECONÓMICA

Para realizar la evaluación económica de los dos métodos de minado que están siendo analizados, se ha realizado una subdivisión según las dos configuraciones de diseño ya especificadas anteriormente; debido a, que se van a tener diferentes premisas para cada configuración al momento de realizar la evaluación económica.

El tiempo de vida (meses) del cuerpo Copola se ha calculado a partir de las reservas según método de minado presentadas en la Tabla 6-12 y la productividad para cada uno de ellos (Tabla 6-28 y la Tabla 6-29, correspondientemente).

**Tabla 7-1 – Tiempo de vida según método de minado**

Tiempo de Vida	
Método de minado	t (meses)
Tajeo por Subniveles	6
Corte y Relleno Ascendente	17

Otros aspectos importantes para considerar cuando se realiza una evaluación económica son: las ventas, los gastos de capital y el costo operativo.

Todos estos valores se determinarán con mayor profundidad a continuación:

### 7.1. VENTAS

A partir de las reservas halladas en la Tabla 6-12 y el valor mineral hallado en la Tabla 6-17 se han obtenido los valores de venta para cada método de minado, los cuales se muestran en las siguiente tablas:

**Tabla 7-2 – Ventas – Corte y relleno ascendente**

Ventas Corte y Relleno Ascendente			
Mes	Valor Mineral (US\$)	Tonelaje	Valor Venta (US\$)
1	153.57	8,087	1,241,949
2	153.57	8,087	1,241,949
3	153.57	8,087	1,241,949
4	153.57	8,087	1,241,949
5	153.57	8,087	1,241,949
6	153.57	8,087	1,241,949
7	153.57	8,087	1,241,949
8	153.57	8,087	1,241,949
9	153.57	8,087	1,241,949
10	153.57	8,087	1,241,949
11	153.57	8,087	1,241,949
12	153.57	8,087	1,241,949
13	153.57	8,087	1,241,949
14	153.57	8,087	1,241,949
15	153.57	8,087	1,241,949
16	153.57	8,087	1,241,949
17	153.57	7,717	1,185,110
Total			21,056,291

**Tabla 7-3 – Ventas – Tajeo por subniveles**

Ventas Tajeo por Subniveles			
Mes	Valor Mineral (US\$)	Tonelaje	Valor Venta (US\$)
1	135.33	24,882	3,367,380
2	135.33	24,882	3,367,380
3	135.33	24,882	3,367,380
4	135.33	24,882	3,367,380
5	135.33	24,882	3,367,380
6	135.33	18,764	2,539,368
Total			19,376,268

## 7.2. GASTOS DE CAPITAL

Para la evaluación económica de este trade off solo se ha considerado como gastos de capital (CAPEX) la rampa que se ha diseñado para la configuración clásica, ya que como se muestra en los subcapítulos 6.4 y 6.5 secuencia de método de minado para ambos métodos esta rampa se podrá seguir usando como ruta de acceso a cuerpos que se encuentren cercanos al cuerpo Copola.

Los costos unitarios que se manejan en la mina Francis, son los siguientes:

**Tabla 7-4 – Costos de avance lineal – Mina Francis**

Costos Unitarios US\$/m		
Labor	Sección (m.)	Costo (\$/m)
Galería	4.0 x 4.0	840
Rampa	4.0 x 4.0	840

En la siguiente tabla se muestran los valores de los gastos de capital para la configuración clásica:

**Tabla 7-5 – Costo de desarrollos – Configuración clásica**

GASTOS DE CAPITAL (US\$)	
C&R	
Rampa	1,188,096
SLS	
Rampa	1,187,004

Mientras que, para la configuración optimizada, las rampas desarrolladas solo se usarán para minar el cuerpo Copola y por ese motivo se les considerara como preparaciones dentro del costo operativo.

### **7.3. COSTO OPERATIVO**

Antes de comparar los costos totales para ambos métodos, se ha evaluado cómo se ve afectado el costo de preparación para cada método de minado según los metrajes de las diferentes labores de preparación y el tonelaje a ser minado.

Se tiene como referencia a las empresas contratistas que operan actualmente en la mina los siguientes costos para cada sección determinada:

Para la configuración de diseño “clásica” se ha considerado el costo de la rampa de acceso como inversión, ya que esta podría ser usada para cuerpos cercanos al cuerpo Copola. A continuación, se muestran los costos de cada labor, los costos de avance lineal son los mismos que la Tabla 7-4:

**Tabla 7-6 – Costo de preparaciones – Configuración clásica**

<b>COSTO PREPARACIONES (US\$)</b>	
C&R	
Rampa	0
Bypass	691,824
Cruceros	133,812
TOTAL	825,636
SLS	
Rampa	0
Bypass	715,008
Subnivel	175,056
Cruceros	226,212
TOTAL	1,116,276

**Tabla 7-7 – Costos de preparaciones – Configuración optimizada**

<b>COSTO PREPARACIONES (US\$)</b>	
C&R	
Rampa	1,209,936
Bypass	0
Cruceros	0
TOTAL	1,209,936
SLS	
Rampa	1,138,452
Bypass	0
Subnivel	197,568
Cruceros	0
TOTAL	1,336,020

Si se colocan como costos operativos de preparación por tonelada de mineral extraída, se obtienen los siguientes costos unitarios según cada configuración de diseño para cada método de minado. Esto se logra de dividir los costos de metraje que se tienen en la Tabla 7-6 y Tabla 7-7 entre el tonelaje total mostrado en la Tabla 6-12, de esta operación se obtienen los siguientes resultados:

**Tabla 7-8 – Costo de preparaciones (US\$/t) – Configuración clásica**

<b>Costo de Preparaciones</b>	
Método de minado	US\$/t
Tajeo por Subniveles	7.80
Corte y Relleno Ascendente	6.02

**Tabla 7-9 – Costo de preparaciones (US\$/t) – Configuración optimizada**

Costo de Preparaciones	
Método de minado	US\$/t
Tajeo por Subniveles	9.33
Corte y Relleno Ascendente	8.82

A partir de los costos de preparación calculados y tomando en cuenta los costos operativos que se tienen en la actualidad en la mina Francis, se muestran las siguientes tablas con los costos operativos para cada configuración de diseño para cada método de minado:

**Tabla 7-10 – Costo total – Configuración clásica**

	Costos (\$/t)	
	SLS	C&F
	<b>62.34</b>	<b>81.73</b>
<b>Mina</b>	<b>43.15</b>	<b>62.54</b>
Perforación y Voladura	22.38	29.19
Carguío	6.28	7.22
Transporte	2.35	2.70
Relleno	2.52	5.87
Sostenimiento	1.72	4.71
Preparaciones	7.80	6.02
Brazos de batido	0.00	6.71
Otros	0.10	0.12
<b>Procesamiento</b>	<b>7.91</b>	<b>7.91</b>
Chancado	0.39	0.39
Molienda	0.89	0.89
Flotación	0.54	0.54
Filtrado	0.03	0.03
Disp. Relaves	0.38	0.38
Distribución Energía	3.14	3.14
Talleres	0.42	0.42
Transporte Concentrado	2.07	2.07
Otros	0.05	0.05
<b>GG &amp; Adm.</b>	<b>4.83</b>	<b>4.83</b>
<b>Geología</b>	<b>2.52</b>	<b>2.52</b>
<b>Mantenimiento</b>	<b>3.93</b>	<b>3.93</b>

**Tabla 7-11 – Costo total – Configuración optimizada**

	Costos (\$/t)	
	SLS	C&F
	<b>63.87</b>	<b>84.53</b>
<b>Mina</b>	<b>44.68</b>	<b>65.34</b>
Perforación y Voladura	22.38	29.19
Carguío	6.28	7.22
Transporte	2.35	2.70
Relleno	2.52	5.87
Sostenimiento	1.72	4.71
Preparaciones	9.33	8.82
Brazos de batido	0.00	6.71
Otros	0.10	0.12
<b>Procesamiento</b>	<b>7.91</b>	<b>7.91</b>
Chancado	0.39	0.39
Molienda	0.89	0.89
Flotación	0.54	0.54
Filtrado	0.03	0.03
Disp. Relaves	0.38	0.38
Distribución Energía	3.14	3.14
Talleres	0.42	0.42
Transporte Concentrado	2.07	2.07
Otros	0.05	0.05
<b>GG &amp; Adm.</b>	<b>4.83</b>	<b>4.83</b>
<b>Geología</b>	<b>2.52</b>	<b>2.52</b>
<b>Mantenimiento</b>	<b>3.93</b>	<b>3.93</b>

A partir de los costos totales hallados se han calculado los costos de producción para cada método de minado según cada configuración (i.e. clásica, optimizada):

**Tabla 7-12 – Costo producción – Configuración clásica – Corte y relleno ascendente**

Costo de Producción Corte y Relleno Ascendente			
Mes	Valor Mineral (US\$)	Tonelaje	Costo de Producción (US\$)
1	81.73	8,087	660,934
2	81.73	8,087	660,934
3	81.73	8,087	660,934
4	81.73	8,087	660,934
5	81.73	8,087	660,934
6	81.73	8,087	660,934
7	81.73	8,087	660,934
8	81.73	8,087	660,934
9	81.73	8,087	660,934
10	81.73	8,087	660,934
11	81.73	8,087	660,934
12	81.73	8,087	660,934
13	81.73	8,087	660,934
14	81.73	8,087	660,934
15	81.73	8,087	660,934
16	81.73	8,087	660,934
17	81.73	7,717	630,686
Total			11,205,625

**Tabla 7-13 – Costo producción – Configuración clásica – Tajeo por subniveles**

Costo de Producción Tajeo por Subniveles			
Mes	Valor Mineral (US\$)	Tonelaje	Costo de Producción (US\$)
1	62.34	24,882	1,551,061
2	62.34	24,882	1,551,061
3	62.34	24,882	1,551,061
4	62.34	24,882	1,551,061
5	62.34	24,882	1,551,061
6	62.34	18,764	1,169,667
Total			8,924,970



**Tabla 7-14 – Costo producción – Configuración optimizada – Corte y relleno ascendente**

Costo de Producción Corte y Relleno Ascendente			
Mes	Valor Mineral (US\$)	Tonelaje	Costo de Producción (US\$)
1	84.53	8,087	683,601
2	84.53	8,087	683,601
3	84.53	8,087	683,601
4	84.53	8,087	683,601
5	84.53	8,087	683,601
6	84.53	8,087	683,601
7	84.53	8,087	683,601
8	84.53	8,087	683,601
9	84.53	8,087	683,601
10	84.53	8,087	683,601
11	84.53	8,087	683,601
12	84.53	8,087	683,601
13	84.53	8,087	683,601
14	84.53	8,087	683,601
15	84.53	8,087	683,601
16	84.53	8,087	683,601
17	84.53	7,717	652,315
Total			11,589,925

**Tabla 7-15 – Costo producción – Configuración optimizada – Tajeo por subniveles**

Costo de Producción Tajeo por Subniveles			
Mes	Valor Mineral (US\$)	Tonelaje	Costo de Producción (US\$)
1	63.87	24,882	1,589,250
2	63.87	24,882	1,589,250
3	63.87	24,882	1,589,250
4	63.87	24,882	1,589,250
5	63.87	24,882	1,589,250
6	63.87	18,764	1,198,466
Total			9,144,714

Antes de realizar el cálculo y posterior análisis del valor presente neto, mostramos una tabla resumen de las ventas, gastos de capital y costo operativo para cada método de minado y sus respectivas configuraciones:

**Tabla 7-16 – Resumen ventas, gastos de capital y costo operativo**

Método de minado	Configuración	Valor Venta (US\$)	Gastos de Capital (US\$)	Costo de Producción (US\$)
C&R	Clásica	21,056,291	1,188,096	11,205,625
	Optimizada		-	11,589,925
SLS	Clásica	19,376,268	1,187,004	8,924,970
	Optimizada		-	9,144,714

#### **7.4. VALOR PRESENTE NETO**

Para calcular el valor presente neto (VPN) se han usado la Tabla 7-2, Tabla 7-3, Tabla 7-5, Tabla 7-12, Tabla 7-13, Tabla 7-14, Tabla 7-15 y se han tenido en cuenta los siguientes parámetros para todas las evaluaciones económicas:

- Tasa de descuento: 0.8% mensual.
- Tasa de impuestos: 30%
- Depreciación anual lineal a 5 años.

Primero se va a desarrollar el análisis según método de minado:

##### **7.4.1. Evaluación - Corte y relleno ascendente**

Se ha realizado la evaluación económica para corte y relleno ascendente para las dos configuraciones desarrolladas (i.e. clásica y optimizada). Se ha tenido en cuenta los gastos de capital; por lo tanto, se va a considerar depreciación para este elemento. De la evaluación realizada, la cual se muestra en los anexos 2 y 4, se obtienen los siguientes resultados:

**Tabla 7-17 – Valor presente neto – Corte y relleno ascendente**

Corte y Relleno Ascendente	VPN (US\$)
Configuración clásica	7,565,947
Configuración optimizada	8,819,472

De aquí se observa que, en el método de corte y relleno ascendente, el VPN es mayor en la configuración optimizada en 14.2% con respecto a la configuración clásica.

#### 7.4.2. Evaluación - Tajeo por subniveles

Se ha realizado la evaluación económica para tajeo por subniveles para las dos configuraciones desarrolladas (i.e. clásica y optimizada). Se ha tenido en cuenta los gastos de capital; por lo tanto, se va a considerar depreciación para este elemento. De la evaluación realizada, la cual se muestra en los anexos 3 y 5, se obtienen los siguientes resultados:

**Tabla 7-18 – Valor presente neto – Tajeo por subniveles**

Tajeo por subniveles	VPN (US\$)
Configuración clásica	8,797,798
Configuración optimizada	9,959,500

De aquí se observa que, en el método de corte y relleno ascendente, el VPN es mayor en la configuración optimizada en 11.7% con respecto a la configuración clásica.

#### 7.4.3. Evaluación – Configuración optimizada

En las dos evaluaciones por método de minado se ha observa que la configuración con mejor VPN es la configuración optimizada:

**Tabla 7-19 – Valor presente neto – Configuración optimizada**

Método de minado	VPN (US\$)
Corte y Relleno Ascendente	8,819,472
Tajeo por subniveles	9,959,500

Del cuadro anterior se observa que usando el método de tajeo por subniveles se obtiene un VPN 11.4% mayor respecto al método de corte y relleno ascendente.

En los anexos 2, 3, 4 y 5 se puede observar las evaluaciones económicas (flujo de caja) de forma detallada.

## 8. CONCLUSIONES

De acuerdo a los resultados obtenidos, se llegó a las siguientes conclusiones:

- Cuando se tiene un solo cuerpo y no se cuenta con un arreglo de cuerpos dispuestos longitudinalmente para ser minados, es mejor realizar un diseño optimizado; donde, como es el caso del método tajeo por subniveles, solo se considera una rampa operativa y subniveles para poder acceder al cuerpo, se evitan los costos de avance lineal en cruceros y bypass, lo que resultara como un mayor beneficio cuando se realice el flujo de caja.
- A partir de la Tabla 7-17 y la Tabla 7-18 se observa que el VPN para las configuraciones de diseño optimizadas tiene valores más altos que para las configuraciones de diseño clásico; en el método de corte y relleno ascendente es 16.6% más alto y en el método de tajeo por subniveles es 13.2% más alto.
- El tiempo de explotación estimado a partir de la productividad presentada en la Tabla 6-28 y la Tabla 6-29 para el cuerpo Copola, identificamos que mediante el método de minado tajeo por subniveles es 11 meses menos que si fuera explotado mediante el método de corte y relleno ascendente. Esto significa una ventaja desde el punto de vista operativo porque se tendrá una mejor productividad con el método de tajeo por subniveles y desde el punto de vista económico como un aporte en el flujo de caja, ya que la tasa de descuento no generará un impacto importante en el valor final del método de tajeo por subniveles. Como se observa en la Tabla 6-17:

**Tabla 8-1 – Valor de mineral según método de minado**

Valor Mineral	
Método de minado	US\$/t
Tajeo por Subniveles	135.33
Corte y Relleno Ascendente	153.57

el valor de mineral en el método de corte y relleno es mayor que el valor que se tiene al aplicar el método tajeo por subniveles en 13.4%; esto debido a los ratios de dilución y recuperación que se tiene para cada método de minado. Sin embargo, se nota en la Tabla 7-10 y la Tabla 7-11:

**Tabla 8-2 – Resumen costo total**

Método Minado	Costos (\$/t)	
	Clásico	Optimizado
Corte y Relleno Ascendente	81.73	84.53
Tajeo por Subniveles	62.34	63.87

se identifica que el costo de explotación al utilizar el método de corte y relleno es mayor que el de tajeo por subniveles en 31%. Esto al ser expresado en el flujo de caja; además, del tiempo de vida del cuerpo siendo explotado bajo el método de tajeo por subniveles, representa un mejor VPN para el método de tajeo por subniveles.

- Por los puntos anteriormente mencionados, se concluye que el método minado tajeo por subniveles con la configuración optimizada es el método más adecuado a emplearse en la explotación del cuerpo Copola. Debido a, que el método de tajeo por subniveles con la configuración optimizada tiene un VPN US\$ 9,959,500, que es mayor al VPN del método corte y relleno con la configuración optimizada en 12.9%. Como se puede observar en la

Tabla 7-19:

**Tabla 8-3 – Valor presente neto – Configuración optimizada**

Método de minado	VPN (US\$)
Corte y Relleno Ascendente	8,819,472
Tajeo por subniveles	9,959,500

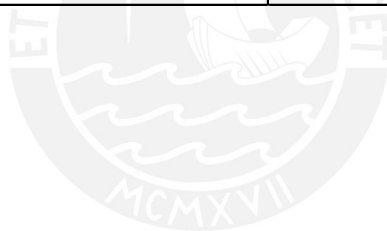
## BIBLIOGRAFÍA

1. KONYA, C. Y ALBARRÁN, E.: Diseño de voladuras, 1998.
2. EXSA: Manual técnico de voladura, sexta edición.
3. LÓPEZ JIMENO, C., LÓPEZ JIMENO, E. Y GARCÍA BERMÚDEZ, P.:  
Manual de perforación y voladura de rocas, 2003.
4. ROSAS LIZÁRRAGA, S.: Memorias de clase de Geología de Minas,  
2010.
5. GALA SOLDEVILLA, F: Memorias de clase de Valorización Minera,  
2012.
6. MARIO DEL RIO: Memorias de clase de Minería Subterránea, 2011.
7. THE NORTHERN MINER: Minería Explicada, 2015.
8. Arlette Beltrán, Hanny Cueva: Evaluación Privada de Proyectos, 2008
9. DONALD W. GENTRY, THOMAS J. O'NEIL: Mine Investment  
Analysis, 1984.

## ANEXOS

### ANEXO 1 – CÁLCULO DE COSTO DE BRAZOS DE BATIDO

Item	Valor	Unidad
Distancia bypass-veta	40	m.
Altura de brazos de batido	12	m.
Area de brazos de batido	240	m2
Ancho de sección	4	m.
Densidad	2.70	t/m3
Tonelaje de brazos de batido	2,592	t
Costo de desarrollo C&F	840	\$/m
Costo de brazos de batido	43.26	\$/t
Factor de ajuste 1	1.00	
Costo brazos de batido (2,3,4)	112,138	\$
Factor de ajuste 2	1.00	
Costo primer brazo de batido	33,600	\$
<b>Costo total brazos de batido</b>	<b>145,738</b>	<b>\$</b>
Largo de tajeo (2 alas)	50	m.
<b>Tonelaje por tajeo</b>	<b>17,387</b>	<b>t</b>
<b>Brazo de batido</b>	<b>8.38</b>	<b>\$/t</b>



ANEXO 2.1 – FLUJO DE CAJA CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA (Parte 1)

	MES									
	-1	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Producción		8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087
Ley Zneq		5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62
Valor Mineral		1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949
Costo de Producción		660,934	660,934	660,934	660,934	660,934	660,934	660,934	660,934	660,934
Ingresos (EBITDA)		581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015
Depreciación										
Ingreso a ser afectado por impuestos		581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015
Impuestos		174,305	174,305	174,305	174,305	174,305	174,305	174,305	174,305	174,305
Flujo de Caja de operaciones después de impuestos		406,711	406,711	406,711	406,711	406,711	406,711	406,711	406,711	406,711
Desarrollos	1,188,096									
Flujo de Caja Proyectado Después de Impuestos	-1,188,096	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015
VPN	7,565,947									



ANEXO 2.2 – FLUJO DE CAJA CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN CLÁSICA (Parte 2)

	MES							
	10	11	12	13	14	15	16	17
Producción	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	7,717
Ley Zneq	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62
Valor Mineral	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,185,110
Costo de Producción	660,934	660,934	660,934	660,934	660,934	660,934	660,934	630,686
Ingresos (EBITDA)	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	581,015	554,425
Depreciación			-237,619					-237,619
Ingreso a ser afectado por impuestos	581,015	581,015	343,396	581,015	581,015	581,015	581,015	316,805
Impuestos	174,305	174,305	103,019	174,305	174,305	174,305	174,305	95,042
Flujo de Caja de operaciones después de impuestos	406,711	406,711	477,996	406,711	406,711	406,711	406,711	459,383
Desarrollos								
Flujo de Caja Proyectado Después de Impuestos	581,015	581,015	343,396	581,015	581,015	581,015	581,015	316,805

ANEXO 3 – FLUJO DE CAJA TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN CLÁSICA

	MES						
	-1	1	2	3	4	5	6
Producción		24,882	24,882	24,882	24,882	24,882	18,764
Ley Zneq		4.96	4.96	4.96	4.96	4.96	4.96
Valor Mineral		3,367,380	3,367,380	3,367,380	3,367,380	3,367,380	2,539,368
Costo de Producción		1,551,061	1,551,061	1,551,061	1,551,061	1,551,061	1,169,667
Ingresos (EBITDA)		1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,369,701
Depreciación							-197,834
Ingreso a ser afectado por impuestos		1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,171,867
Impuestos		544,896	544,896	544,896	544,896	544,896	351,560
Flujo de Caja de operaciones después de impuestos		1,271,424	1,271,424	1,271,424	1,271,424	1,271,424	1,018,141
Desarrollos	1,187,004						
Flujo de Caja Proyectado Después de Impuestos	-1,187,004	1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,816,319	1,171,867
VPN	8,797,798						

ANEXO 4.1 – FLUJO DE CAJA CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA (Parte 1)

	MES									
	-1	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Producción		8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087
Ley Zneq		5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62
Valor Mineral		1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949
Costo de Producción		683,601	683,601	683,601	683,601	683,601	683,601	683,601	683,601	683,601
Ingresos (EBITDA)		558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348
Depreciación										
Ingreso a ser afectado por impuestos		558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348
Impuestos		167,504	167,504	167,504	167,504	167,504	167,504	167,504	167,504	167,504
Flujo de Caja de operaciones después de impuestos		390,844	390,844	390,844	390,844	390,844	390,844	390,844	390,844	390,844
Desarrollos	0									
Flujo de Caja Proyectado Después de Impuestos	0	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348
VAN		8,819,472								

ANEXO 4.2 – FLUJO DE CAJA CORTE Y RELLENO ASCENDENTE – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA (Parte 2)

	MES							
	10	11	12	13	14	15	16	17
Producción	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	8,087	7,717
Ley Zneq	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62	5.62
Valor Mineral	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,241,949	1,185,110
Costo de Producción	683,601	683,601	683,601	683,601	683,601	683,601	683,601	652,315
Ingresos (EBITDA)	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	532,795
Depreciación			0					0
Ingreso a ser afectado por impuestos	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	532,795
Impuestos	167,504	167,504	167,504	167,504	167,504	167,504	167,504	159,839
Flujo de Caja de operaciones después de impuestos	390,844	390,844	390,844	390,844	390,844	390,844	390,844	372,957
Desarrollos								
Flujo de Caja Proyectado Después de Impuestos	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	558,348	532,795

ANEXO 5 – FLUJO DE CAJA TAJEO POR SUBNIVELES – CONFIGURACIÓN OPTIMIZADA

	MES						
	-1	1	2	3	4	5	
Producción		24,882	24,882	24,882	24,882	24,882	18,764
Ley Zneq		4.96	4.96	4.96	4.96	4.96	4.96
Valor Mineral		3,367,380	3,367,380	3,367,380	3,367,380	3,367,380	2,539,368
Costo de Producción		1,589,250	1,589,250	1,589,250	1,589,250	1,589,250	1,198,466
Ingresos (EBITDA)		1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,340,902
Depreciación							
Ingreso a ser afectado por impuestos		1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,340,902
Impuestos		533,439	533,439	533,439	533,439	533,439	402,270
Flujo de Caja de operaciones después de impuestos		1,244,691	1,244,691	1,244,691	1,244,691	1,244,691	938,631
Desarrollos	0						
Flujo de Caja Proyectado Después de Impuestos	0	1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,778,130	1,340,902
VPN		9,959,500					