

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**“APLICACIÓN DEL METODO DE MINADO CUT AND FILL STOPING EN
LA EMPRESA MINERA LOS QUENUALES”
INFORME DE SUFICIENCIA**

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

**ELABORADO POR
JESUS EFRAIN CASTILLO CHAVEZ**

**ASESOR
ING. TITO LUIS PALOMINO FLORES
LIMA-PERU**

2014

AGRADECIMIENTOS

El agradecimiento especial es para mis padres que siempre estuvo en los momentos más importantes de mi carrera; para todos mis hermanos que me brindaron su apoyo Incondicional.

A los profesores, quienes compartieron sus conocimientos y sus experiencias en servicio del alumnado, buscando siempre la excelencia para un futuro mejor.

DEDICATORIA

A mi Alma Mater compuesta por una excelente plana docente y alumnos emprendedores y forjadores que me llena de orgullo formar parte de la institución educativa. A la Empresa Minera los Quenuales, por brindarme la oportunidad de poder afianzar mis conocimientos y por la capacitación continua en busca de mejora en los procesos productivos.

RESUMEN

En el presente informe se abordará el tema de estudio de los cambio de métodos de explotación convencionales de vetas angostas por el método taladros largos en vetas angostas.

El problema de la aplicación de los métodos convencionales de explotación son de baja productividad y por el tema de seguridad existe mayor exposición del personal a los techos inestables que se generan después de la voladura. Por ello, el interés de este trabajo en investigar la aplicación de un método de minado más productivo y que disminuya la exposición del personal a condiciones inseguras y por el tema de salud un menor uso de equipos vibratorios.

Para la aplicación del método del método Cut and Fill Stoping debemos tener en consideración las condiciones estructurales que deben cumplir la estructura mineralizada y de la roca encajonante , además de parámetros geomecánicos para asegurar la estabilidad; y se debe llevar controles específicos en la perforación y en el carguío que permitan mejorar la productividad de los tajos con el nuevo método, así se lograra mejores recuperaciones de mineral sin disminuir el valor de este por los problemas de dilución.

ABSTRACT

In the present report the subject approached will be the study of the changes of conventional methods of narrow vein operation by the method long narrow vein drills.

The problem of the application of the conventional methods of operation is of low productivity and by the subject of security due to the exhibition of the personnel to the unstable ceilings that are generated after the blast. For that reason, the interest of this work in investigating the application of a method of more productive mining and that diminishes the exhibition of the personnel to uncertain conditions and by the subject of health due to the use of vibratory equipment.

For the application of the method of the Cut method and Fill Stopping we must have in consideration the structural conditions that must fulfill the structure mineralized and of the encajonante rock, in addition of geomechanic parameters to assure the stability; and one is due to take specific controls in the perforation and carguío that allows to improve the productivity of the edges with the new method, therefore it was obtained better mineral recoveries without diminishing the value of this by the dilution problems.

ÍNDICE

	Pág.
Introducción	13
1.CapituloI: Aspectos Generales	
1.1 Localización y acceso	14
1.2 Producción de la mina	15
1.3 Geología regional	17
1.4 Estratigrafía	17
1.4.1 Terciario	17
1.4.1.1 Formación Casapalca	17
1.4.1.2 Formación Carlos Francisco	18
1.4.1.3 Formación Bellavista	18
1.4.1.4 Formación Río Blanco	19
1.4.2 Cuaternario	19
1.4.2.1 Intrusivos	19
1.4.2.2 Pórfido Taruca	19
1.4.2.3 Pórfido Victoria	19
1.5 Geología estructural	21
1.6 Mineralogía	22
1.6.1 Minerales de mena	22
1.6.2 Minerales de ganga	22
1.7 Geología económica	

1.7.1	Vetas	22
1.7.2	Cuerpos	22
1.8	Descripción del método de minado en yauliyacu	23
1.8.1	Corte y Relleno Ascendente Convencional	23
1.8.1.1	Preparaciones	24
1.8.1.2	Costo del método	26
1.8.1.3	Ventajas del Método Corte y Relleno Convencionales.	27
1.8.1.4	Desventajas del método Corte y Relleno Convencionales.	27
2.CapituloII: Selección del método de minado		
2.1	Características para la aplicación del método.	28
2.2	Parámetros numéricos para seleccionar el método	30
2.3	Costos de métodos de explotación	34
3.CapituloIII: Método de minado Cut and Fill Stopping		
3.1	Descripción del método de explotación	36
3.2	Dimensionamiento de tajeos	37
3.2.1	Clasificación Q'	39
3.2.2	Mapeo geomecánico	39
3.2.3	Modelamiento de estabilidad	40
3.2.3.1	Cálculos de los parámetros para modelar en Phases	41 44
3.2.4	Análisis por el método Gráfico de estabilidad	47

3.3	Calculo de la dilución del método Cut and Fill Stopping O' Hara	48
3.4	Calculo de la recuperación para el minado	49
3.5	Productividad	49
3.5.1	Productividad para el método de minado Cut and Fill Stopping	50
3.5.2	Productividad para el método de minado corte y relleno	50
3.6	Cálculo de recursos y reservas para el método Cut and Fill Stopping	
	Ascendente	51
3.7	Detalle de infraestructura	51
3.7.1	Desarrollo exploratorio	52
3.7.2	Desarrollo primario	52
3.7.3	Preparación	52
3.8	Secuencia de minado	54
3.9	Costo del método de minado Cut and Fill Stopping	
4.	Capítulo IV: Consideraciones Técnicas para el ciclo de minado	56
4.1	Perforación	57
4.1.1	Cálculo del burden según el modelo matemático de	
	Según langefors	58
4.1.2	Rendimiento de Perforación	60
4.2	Levantamiento de taladros	60
4.3	Carguío	61
4.4	Voladura	62
4.5	Limpieza de Tajos	62
4.5.1	Descripción de Scoop a Telemandos	63

4.5.2 Operación de Scoop a Telemando	64
4.5.3 Rendimiento de Scoops	66
4.5.4 Costo horario	67
4.6 Sostenimiento de labores	67
4.6.1 Sostenimiento pasivo	67
4.6.2 Sostenimiento activo	67
4.7 Relleno detrítico	
5.CapítuloV: Servicios Auxiliares Mina	68
5.1 Ventilación	68
5.1.1 Necesidad de Aire	68
5.1.2 Diseño del Circuito de Ventilación	69
5.1.3 Requerimientos Para el Circuito de Ventilación	
6.CapítuloVI: Planeamiento y control	70
6.1 Programa de producción	70
6.2 Necesidad de recursos	71
6.2.1 Necesidad de recursos Compañía	71
6.2.2 Necesidad de recursos Contrata.	72
6.3 Evaluación económica	73
6.3.1 Costo del método de minado	72
6.3.2 Valor del mineral.	74
6.3.3. Utilidad	
Conclusiones	
Recomendaciones	
Bibliografía	

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1	Parámetros de aplicación del método Corte y Relleno	23
TABLA 2	Labores de preparación del método Corte y Relleno	24
TABLA 3	Costo unitario del método Corte y Relleno	26
TABLA 4	Selección del método de minado UBC	29
TABLA 5	Clasificación de los valores según UBC	30
TABLA 6	Clasificación del método de explotación según la geometría	31
TABLA 7	Clasificación según las características geomecánicas	32
TABLA 8	Clasificación considerando la relación de esfuerzos	33
TABLA 9	Costos por método de explotación	34
TABLA 10	Características geológicas y geomecánicas de la Veta M	34
TABLA 11	Valoración por ambos métodos	35
TABLA 12	Mapeo geomecánico	39
TABLA 13	Dilución según cada método de explotación	48
TABLA 14	Recuperación según el método de explotación	48
TABLA 15	Productividad para el método de Cut and Fill Stopping	49
TABLA 16	Productividad para el método de Corte y Relleno	50
TABLA 17	Recursos y reservas de la veta M	51
TABLA 18	Costo del método de minado Cut and Fill Stopping	49
TABLA 19	Calculo del burden según langefors	57

TABLA 20	Metros perforados por la sección mina	58
TABLA 21	Cuadro de rendimiento de equipos	59
TABLA 22	Costo del explosivo en dólares por tonelada	62
TABLA 23	Rendimientos de los equipos	55
TABLA 24	Costo horario de equipos	55
TABLA 25	Costo en toneladas por hora	61
TABLA 26	Cuadro de balance de aire	69
TABLA 27	Cuadro de cálculo de rendimiento.	70
TABLA 28	Calculo de rendimiento equipo mina.	71
TABLA 29	Recursos contrata.	62
TABLA 30	Resumen de costo de operación Cut and Fill Stoping	72
TABLA 31	Leyes de los blocks a minar	73
TABLA 32	Cálculo del valor de mineral.	75

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1	Ubicación de la mina Yauliyacu	15
FIGURA 2	Sistema de extracción de la mina	16
FIGURA 3	Plano estratigráfico de la mina Yauliyacu	20
FIGURA 4	Sección longitudinal de las formaciones	20
FIGURA 5	Plano del método de corte y relleno convencional ascendente	25
FIGURA 6	Plano de Esquema de minado del método Cut and Fill Stopping	37
FIGURA 7	Mapeo geomecánico de la GL798	40
FIGURA 8	Determinación de los parámetros para el Phases	41
FIGURA 9	Modelo de estabilidad	43
FIGURA 10	Desplazamiento de la caja techo y piso en PHASES	44
FIGURA 11	Abaco para determinar la estabilidad de la abertura	47
FIGURA 12	Sección longitudinal del método Cut and fill Stopping	53
FIGURA 13	Cuadro estadístico de rendimiento de equipo	59
FIGURA 14	Diagrama pictórico del transmisor	63

INTRODUCCION

En la Unidad Yauliyacu de la Empresa Minera los Quenuales existe una tendencia ascendente en los volúmenes de producción esto motivado por mejorar la productividad de las operaciones en la unidad, disminuir los tajos convencionales en operación, bajar el costo operativo y empezar a mecanizar las operaciones, en comparación de los métodos de minado tradicionales que poseen una baja productividad alto costo de operación, es ésta la razón de la implementación del método Cut and Fill Stoping que tiene mucha aplicabilidad cuando las cajas son incompetentes y la estructura por el contrario debe presentar una roca de competencia regular.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 Localización y Acceso

La Mina Yauliyacu se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes, entre las coordenadas 11° 30' Latitud Sur y 76° 10' Latitud Oeste, a una altura promedio de 4,250 m.s.n.m. Se llega por carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Huancayo de la carretera Central, con una distancia aproximada de 129 Km. en un tiempo aproximado de recorrido de tres horas.

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, muestra un relieve relativamente empinada, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciaria mostrándose en cotas muy elevadas presencia de nieve perpetua. El afluente principal de la zona representa el río Rímac surca de este a oeste drenando dendríticamente hacia el Océano Pacífico.

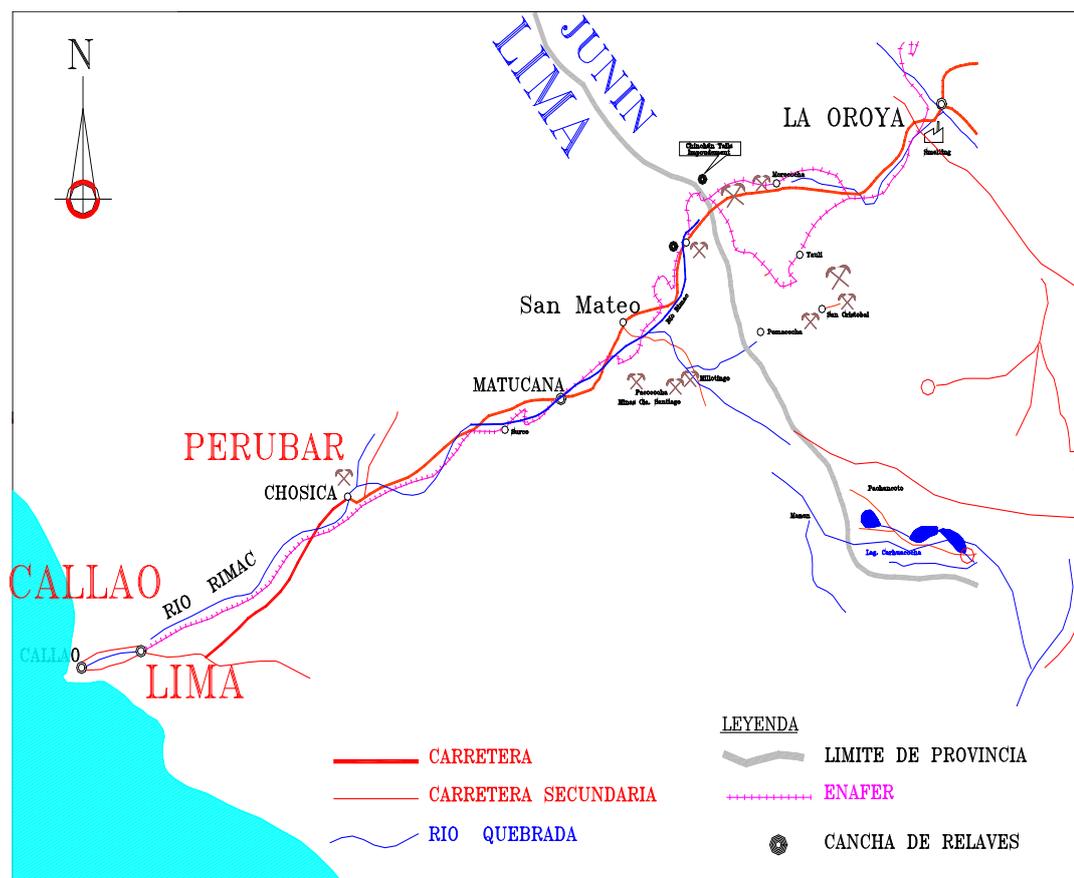


Figura1- Ubicación de la mina Yauliyacu
Fuente: Departamento del área de geología

1.2 Producción de la mina

El área de mina de la unidad minera Yauliyacu se encuentra dividida en 2 zonas, la zona alta constituida por la sección I,III, II y la zona baja está formada por las secciones VI,V,IV cada zona esta direccionada por un asistente de superintendente y cada sección tiene una jefatura de sección con soporte de las áreas de planeamiento, geología y mantenimiento, el aporte diario de mineral proviene de las seis secciones, cada sección tiene a inicio de mes un programa de producción y avances que se realiza en base a los recursos y reservas que tiene, este programa se compara diariamente con la producción real, el jefe de sección revisa el cumplimiento en cuanto a tonelaje y leyes así poder controlar su cuota de producción. El sistema de

extracción esta cargo de área de servicios que coordina la extracción con el objetivo de mantener de manera permanente el funcionamiento de la planta.



Figura 2– Sistema de extracción de la mina
Fuente: Área de servicios-Mina

1.3 Geología Regional

La Secuencia estratigráfica del distrito está constituida por rocas sedimentarias y volcánicas, cuyas edades fluctúan desde el cretáceo hasta el cuaternario. La estructura principal es el anticlinal de Casapalca, que constituye un pliegue moderadamente abierto en la parte central del distrito, el cual se cierra hacia el norte hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al este. Cuerpos intrusivos de composición intermedia se encuentran intruyendo la secuencia sedimentaria y volcánica.

1.4 Estratigrafía

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aprox. de 5400m.

1.4.1 Terciario

1.4.1.1 Formación Casapalca

Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en dos miembros:

Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

Miembro Carmen: Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos

y conglomerados volcánicos con una potencia que varía de 80 a 200m. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

1.4.1.2 Formación Carlos Francisco

Se encuentra sobre las rocas sedimentarias y se constituye en una potente serie de rocas volcánicas. Esta ha sido dividida en tres miembros:

Miembro Tablachaca: Se encuentra sobreyaciendo al miembro Carmen y se constituye en una sucesión de rocas volcánicas formadas por tufos, brechas, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas. Localmente presenta niveles de conglomerado.

Miembro Carlos Francisco: Sobre el miembro Tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco que consiste de flujos andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfirítica que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

Miembro Yauliyacu: Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

1.4.1.3 Formación Bellavista

Esta formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

1.4.1.4 Formación Río Blanco.

Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación.

1.4.2 Cuaternario

El Cuaternario está representado en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

1.4.2.1 Intrusivos

En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración.

1.4.2.2 Pórfido Taruca

Diques y stocks que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona sureste del área. Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasas-albita), hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

1.4.2.3 Pórfido Victoria

Un cuerpo intrusivo de color gris claro se encuentra en la parte norte del área (no ha sido verificado). El afloramiento es aprox. De 300m. De ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

ERA	SISTEMA	SERIE	FORMAC.	MIEMBRO	POTENCIA (m)	GRÁFICO	DESCRIPCIÓN		
MESOZOICO	CRETACEO	Superior	F. Jumasha		250		Calizas estratificadas en capas medianas a gruesas, alternadas con horizontes de margas y lutitas.		
				F. Casapalca	Capas Rojas	1300		Intercalaciones de areniscas, limolitas y lutitas rojas, alternadas ocasionalmente con areniscas calcáreas y areniscas guijarrosas.	
					Carmen	100 a 250		Conglomerado cuarcítico, algo calcáreo en matriz arena limosa, ocasionalmente capas de arenisca y limolitas rojas.	
				F. Carlos Francisco	Tablachaca	400 a 700		Conglomerados, gravas y cantos, intercalados con tobas, brechas tobáceas, aglomerados y rocas porfíricas.	
					Carlos Francisco	400 a 1000		Derrames andesíticos porfíroides, intercalados con flujos de brecha volcánica y pórfidos.	
					Yauliyacu	400 a 900		Tobas con intercalaciones de toba lapilíticas, ocasionalmente capas de andesita, limolitas y areniscas tobáceas.	
				F. Bellavista		300		Calizas margosas y silicificadas, tobas finas, lutitas y limolitas.	
					Medio	F. Rio Blanco	600		Tobas, areniscas tobáceas, aglomerados, brechas tobáceas, ocasionalmente tobas andesíticas.
						Milto Inga	1000		Derrames andesíticos y riolacíticos, flujos de brecha.
				Superior	Paco-cocha			Derrames andesíticos y basálticos intercalados con flujos de brechas y andesitas tobáceas.	
					CUATERNARIO		Glaciar	N.D.	
				Fluvio glaciar			N.D.		Material acarreado por ríos y quebradas, erosionados de los depósitos glaciares.

Figura 3 -Plano Estratigráfico de Mina Yauliyacu
Fuente: Área de geología- yauliyacu

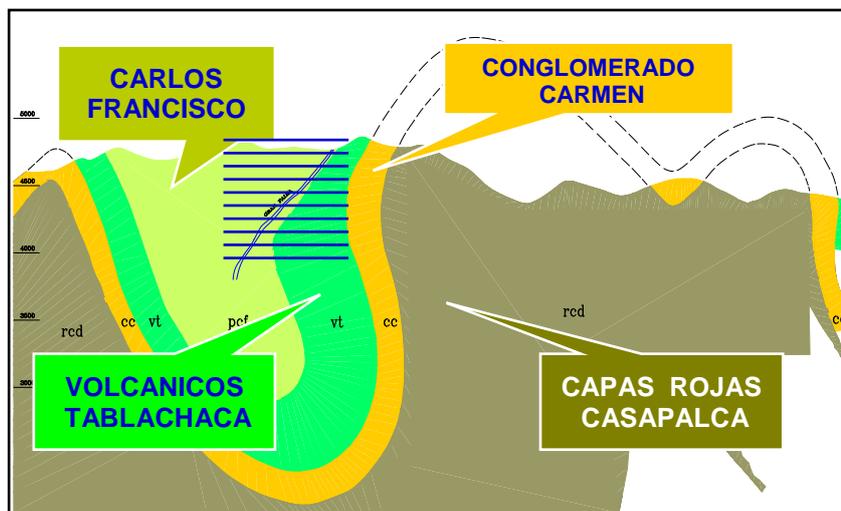


Figura 4- Sección longitudinal de las formaciones
Fuente: Departamento de geología

Pórfido Carlos Francisco		Capas Rojas Casapalca	
Volcánicos Tablachaca		Conglomerado Carmen	

1.5 Geología estructural

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes en rumbo general de N20°O, lo que hace que sean casi paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el Anticlinórium Casapalca que presenta pliegues (sinclinales y anticlinales) asimétricos.

En el área se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: Infiernillo con rumbo N38°O y buzamiento de 70° al SO, Rosaura de rumbo N43°O y buzamiento 80° al SO (presenta mineralización), América con rumbo N38°O y

1.6 Mineralogía

1.6.1 Minerales de Mena

La mina Yauliyacu es productora de zinc, plomo, plata y cantidades menores de cobre. La mineralogía es constituida por esfalerita, galena, tetraedrita y calcopirita como minerales de mayor abundancia.

1.6.2 Minerales de ganga

Los minerales de ganga están representados por pirita, calcita y cuarzo

1.7 Geología económica

1.7.1 Vetas

que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura mas importante tiene una longitud aprox. De 5 Km. De los cuales 4 Km. Han sido ya explotados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2000m. Las vetas son angostas, generalmente menores de 1.30 de ancho.

1.7.2 Cuerpos

Son disseminaciones que se encuentran en la caja piso y el caja techo las leyes que se presentan son de plata y zinc y puede ser de tres tipos:

- Stockwork y disseminaciones laterales a las vetas.
- Vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados.
- Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

1.8 Método de minado convencionales

En la Unidad Minera Yauliyacu se trabajan las vetas angostas con los métodos de Shirinkage y Corte y Relleno Convencional Ascendente los cuales describiremos a continuación

1.8.2 Corte y Relleno Ascendente Convencional

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes tajo, y en algunos casos especiales el techo.

Tabla 1- Parámetros de aplicación del método Corte y Relleno

1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	0.8	<2.0m
Buzamiento	>45°	>65°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>40 MPa	>50 MPa.
Resistencia (Mena)	s/profundidad	>50 MPa.
Fracturamiento (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturamiento (Mena)	Media-Baja	Baja
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico

Fuente: Informe de Parámetros de Minado en Unidad Minera Yauliyacu

1.8.2.1 Preparaciones

Para el método de corte y relleno ascendente convencional se debe tener una galería base y chimeneas gemelas a los extremos, los tajos tienen una dimensión de 60 metros de largo y 60 metros de altura (figura 5), en la parte media del tajo se construye un buzón – camino – buzón el cual va levantándose conforme se va minando el tajo, el camino sirve de acceso y como chimenea de servicios auxiliares (ingreso de agua, aire y ventilación), el winche se coloca en el lado del buzón y va girando para cada ala dependiendo el ciclo de explotación en el tajo

Tabla 2- Labores de preparación para el método Corte y Relleno Ascendente

ITEM	LABOR DESCRIPCION	Sección	Unid.	Cant.	Min. Ton.	Des. m3
1	Galería de Exploración - 1er. Niv. De trabajo.	2.5x2.5	m.	200	1750	
2	Ch. reconocimiento. 1y 2	1.5x1.5	m.	100	756	
3	ByPass	3.0x3.0	m.	200		
4	Chimenea camino central	1.5x1.5	m.	50		
4	Ventanas de extraccion	3.0x3.0	m.	45		
5	Ch. OrePass 3 y4	1.5x1.5	m.	100		
			Total :	695	2506	

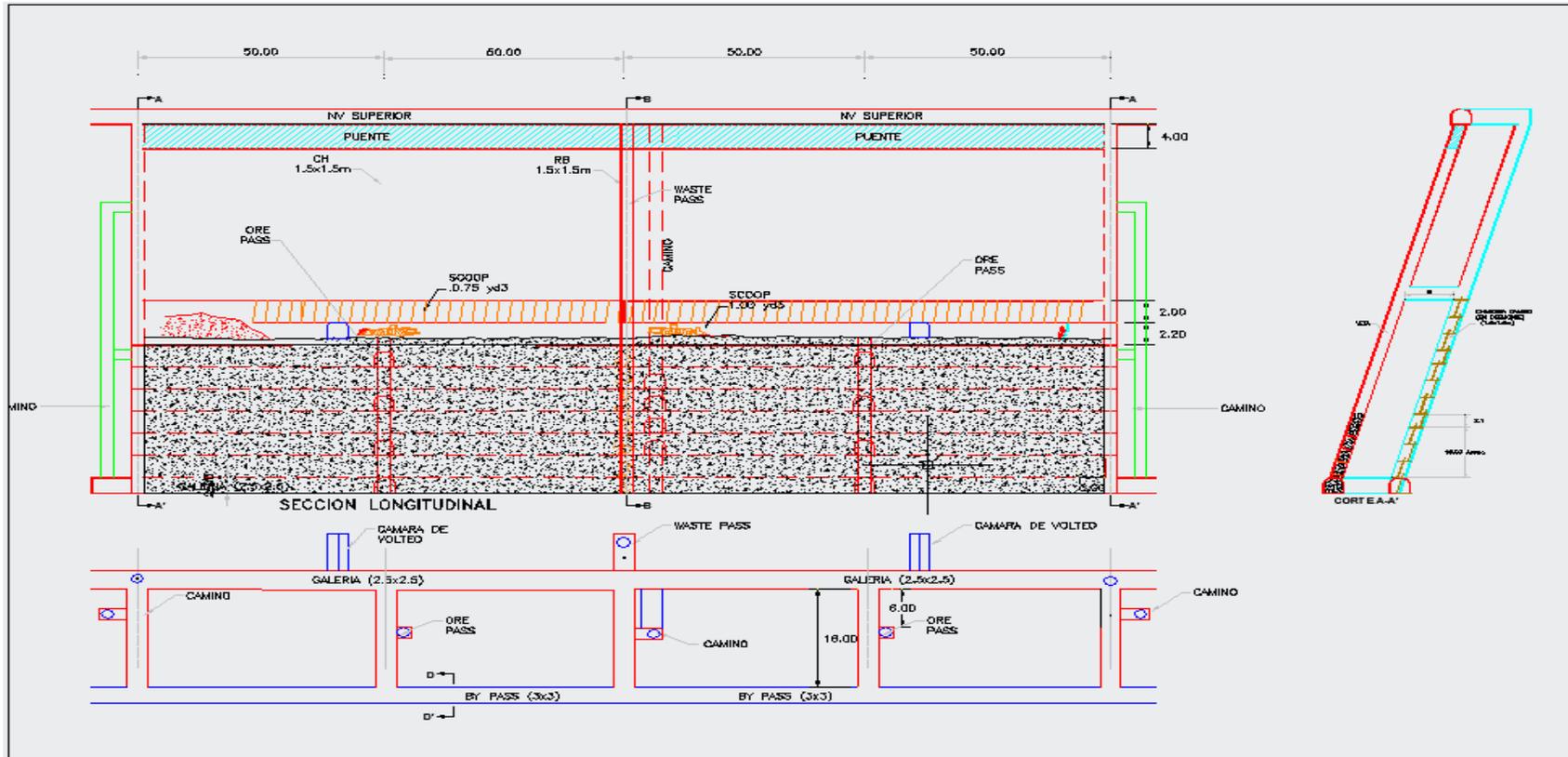


Figura 5- Plano del método de corte y relleno convencional ascendente.
Fuente: Departamento de Planeamiento e Ingeniería

1.8.2.2 Costo del método

Tabla3 - Costo unitario del método Corte y Relleno Ascendente Convencional

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN REALCE				
Datos				
Longitud	60.0 mts	Longitud de Perf.	1.5 mts	
Ancho de minado	1.1 mts	tiempo de perf neta/tal	4.68 min	
Altura	55.0 mts	tiempo de perf total/tal	5.88 min	
Tonelaje del Block	8,261 Ton	Velocidad de perf	0.33 mts/min	
Tonelaje por corte	264.6 ton	Tal/guardia	28 tal	
Nº de cortes	22.7 cortes	Mts perf/disparo	42 mts	
Altura de labor	2.1 mts	tiempo perf total/disp	164.64 min	
Perforación con barreno de 4 y	5.0 pies	Rendimiento	15.3 mts/hr	
		Malla	0.5 0.5 m2	
		Ton Rotas/taladro	1.0 tms	
		Ton Rotas/disparo	27.9 tms	
PU DE EXPLOTACION			US\$/Tm	29.54
CONSUMO DE AGUA				
	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
CONSUMO DE AGUA POR PERFORADORA	3	lt/min		
CONSUMO TOTAL POR DISPARO	84	Lts		
COSTO DE AGUA POR DISPARO		\$/Lt	0.0024	
COSTO DE AGUA / TONELADA			US\$/Tm	0.20
COSTO DE RELLENO CON SCOOP de 2.2				
	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
TON/HR	45.4			
HORAS	182.0		73.07	13296.5
COSTO POR TONELADA			US\$/Tm	1.37
TRANSPORTE POR LOCOMOTORA NV PRINCIPAL				
	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
	1	1	0.00	0.00
COSTO DE TRANSPORTE / TONELADA			US\$/Tm	0.00
PREPARACION				
	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
SUBNIVEL 0.8 X 2.10	25	m	243.18	5957.9
CHIMENEA de 1.5m. x 1.5m.	55	m.	276.11	15186.1
OP. de 1.5 m. x 1.5m.	55	m.	276.11	15186.05
SUB-TOTAL			US\$	36330.0
COSTO DE PREPARACION / TONELADA	134.5		US\$/Tm	4.40
SUB TOTAL			US\$/Tm	35.3
SUPERVISION (CIA)			US\$/Tm	1.09
MATERIALES			US\$/Tm	
ENERGIA			US\$/Tm	1.22
MINA				
			US\$/Tm	37.62
PLANTA			US\$/Tm	8.50
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	0.97
INDIRECTOS			US\$/Tm	7.49
GASTOS LIMA (APROXIMADO)			US\$/Tm	
TOTAL			US\$/Tm	54.58
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)			US\$/Tm	8.82
COSTO TOTAL			US\$/Tm	63.40
INVERSION DE POR METODO DE MINADO				
	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Galeria de Reconocimiento 2.5m. x 2.5m.	m	60	700.30	42018.0
Chimeneas de reconocimiento (1) 1.5 X 1.5	m	60	514.72	30883.2
Total Inversion \$				72901.2
Costo unitario de inversion \$/Ton				8.82

1.8.2.3 Ventajas del Método Corte y Relleno Ascendente Convencional

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- La recuperación es cercana al 90%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

1.8.2.4 Desventajas del Método Corte y Relleno Convencional

Las desventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de Sostenimiento.

CAPITULO II

SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO

2.1 Características para la aplicación del método

Teniendo en cuenta las características espaciales del depósito que son probablemente los más determinantes, debido a que ellos deciden ampliamente si se escoge minería a cielo abierto o la minería subterránea, y las propiedades geomecánicas de la roca encajonante que comprimen el depósito, la roca in situ y también características de la estructura mineralizada, también es importante las consideraciones económicas ya que finalmente, estas determinan el éxito de una empresa minera. Estos factores gobiernan la elección del método minero porque afectan la salida de material, la inversión, el flujo de caja, el periodo de retorno de la inversión y de beneficio. Son factores clave en la selección de métodos subterránea, en nuestro caso haciendo uso de un procedimiento numérico de selección UBC que consiste en calificar cada parámetro del yacimiento de acuerdo al método que se está evaluando. Abajo se tiene unas tablas de numéricas, cada número tiene un peso.

Tabla 4 - Selección del método de minado UBC

FORMA	
Masivo	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud
Tabular	Dos dimensiones tienen muchas veces el mismo espesor, que no suele superar los 35m.
Irregular	Las dimensiones varían en cortas distancias

POTENCIA	
Muy delgado	< 3 m
Delgado	3 - 10 m
Intermedio	10 - 100 m
Potente	30 - 100 m
Muy potente	> 100 m

BUZAMIENTO	
Echado	< 20 grados
Intermedio	20-55 grados
Inclinado	> 55 grados

PROFUNDIDAD	
Superficial	0-100 m
Intermedio	100 - 600 m
Profundo	> 600 m

DISTRIBUCION	
Uniforme	El grado de cualquier punto del depósito no varía significativamente de la calificación de la media.
Diseminado	El grado tiene características zonales, y cambia de un lugar a otro.

Errático	El grado cambia radicalmente en cortas distancias
----------	---

RMR Bieniawski (1989)

Muy malo	0 - 20
Malo	20 - 30
Regular	40 - 60
Bueno	60 - 80
Muy bueno	80 - 100

RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL

Muy débil	< 5
Debil	5 - 10
Moderado	10 - 15
Fuerte	> 15

2.2 Parámetros numéricos para seleccionar el método de minado

Para determinar el método de explotación óptimo se ha tenido que colocar un valor a cada de las características geológicas que anteriormente se ha descrito así como las características geomecánicas

Tabla 5 - Clasificación de los valores

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

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

METODO	FORMA			POSICION			ESPEJOR					DISTRIBUCION			PROFUNDIDAD		
	Masivo	Tabular	Irregular	Plano	Moderado	Empinado	M. Angosta	Angosto	Intermedio	Potente	M. potente	Uniforme	Masivo	Errático	<100	100 - 600	>600
Cielo abierto	4	2	3	3	3	1	1	2	3	4	4	3	3	2	4	0	-49
Hundimiento de bloques	4	2	0	3	2	4	-49	-49	0	3	4	3	2	2	2	3	3
Sulevel Stoping	3	4	1	2	1	4	-10	1	3	4	3	4	4	3	3	4	2
Sublevel Caving	3	4	1	1	1	4	-49	-49	0	4	4	3	2	2	3	2	2
Tajo Largo	-49	4	-49	4	0	-49	4	3	0	-49	-49	4	1	0	2	2	3
Camaras y Pilares	0	4	2	4	0	-49	4	3	1	-49	-49	4	2	0	3	3	2
Shirikage	0	4	2	-49	0	4	4	4	0	-49	-49	3	2	2	3	3	2
Corte y Relleno	1	4	4	1	3	4	3	4	4	1	0	2	3	4	2	3	4
Tramos de horizontales	1	2	0	4	2	0	1	1	0	2	1	2	1	1	2	1	1
Con entibacion	0	1	4	2	3	2	4	3	2	0	0	0	1	3	1	1	2

Tabla 7 - Clasificación de los métodos considerando las características geomecánicas

METODO	RMR Mineral					RMR Caja Piso					RMR Caja Techo				
	M. debil	Debil	Moderado	Fuerte	M. fuerte	M. debil	Debil	Moderado	Fuerte	M. fuerte	M. debil	Debil	Moderado	Fuerte	M. fuerte
Cielo abierto	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4
Hundimiento de bloques	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2
Sulevel Stoping	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
Tajo Largo	6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	0	0	0	0	0
Camaras y Pilares	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	0	0	0	0	0
Shirikage	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3
Corte y Relleno	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
Tramos de horizontales	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
Con entibacion	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0

Tabla 8 - Clasificación de los métodos considerando la relación la resistencia de la roca intacta y el sigma 1

METODO	RSS Mineral				RSS Caja Piso				RSS Caja Techo			
	M. debil	Debil	Moderado	Fuerte	M. debil	Debil	Moderado	Fuerte	M. debil	Debil	Moderado	Fuerte
Cielo abierto	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
Hundimiento de bloques	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
Sulevel Stoping	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
Tajo Largo	6	5	2	1	6	5	2	2	0	0	0	0
Camaras y Pilares	0	0	3	6	0	0	2	6	0	0	0	0
Shirikage	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Corte y Relleno	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	3	2
Tramos de horizontales	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1
Con entibacion	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

2.3 Costos de métodos de explotación

Tomando las consideraciones económicas en la tabla N° 9 se tiene un resumen del costos de operación del por cada método desde convencionales hasta mecanizados

Tabla 9 - Costo de operación por método

COSTO POR METODO DE EXPLOTACION US\$/TMS JUNIO 2,013							
MET	jun-13	jun-13	jun-13		jun-13		
	COSTO DE MINADO	PREPAR	COSTO DE PLANT,ADM,OTRS	COSTO DE PRODUCCION	COSTO LIMA	CUT OFF 2012	COSTO DE OPERACIÓN (TOTAL)
SLC	15.45	6.73	16.80	38.98	5.17	44.15	44.15
SLV	17.17	9.46	16.80	43.42	5.17	48.60	48.60
CR-CM	19.08	8.60	16.80	44.48	5.17	49.65	49.65
CR-VC	33.22	4.40	16.80	54.42	5.17	59.59	59.59
CR-VCS	50.80	5.15	16.80	72.75	5.17	77.92	77.92
CFS	22.05	8.47	16.80	47.32	5.17	52.49	52.49
SHR	28.27	6.35	16.80	51.42	5.17	56.59	56.59
AVANCES	0.00		16.80	16.80	5.17	21.97	21.97
				MARGINAL			ECONOMICO

Aplicando entonces este método de valoración numérica UBC para nuestro caso en la estructura M se tiene en la tabla N° 10 las características geológicas y geomecánicas

Tabla 10 - Características geológicas y geomecánicas

Parámetro	Calidad
Espesor	Promedio=2.7 m
Tipo	Irregular
Buzamiento	N80°W
Grado de distribución	Uniforme
Intermedio	100 -600
RMR	47-53 y34
RMS	19-63-20-12.33

Tomando en cuenta los datos de la tabla 10 se procede a valorar tomando en consideración el método de corte y relleno convencional y la aplicación de un método mecanizado Cut and Fill Stopping como segunda alternativa.

Tabla 11- valoración por ambos métodos.

FORMA	CARACTERISTICA VETA M	CAT AND FILL STOPING	CORTE Y RELLENO
Tabular	Tabular	4	4
Potencia	Delgado	-10	5
Intermedio	Intermedio	4	3
Distribución	Uniforme	4	2
RMR Mineral	Moderado	4	2
RMR Caja Piso	Moderado	3	4
RMR Caja Techo	Medio	0	3
RSS Mineral	Moderado	4	3
RSS Caja Piso	Debil	2	1
RSS Caja Techo	Debil	2	1
TOTAL			
PUNTUACION		17	28

Este primer análisis, que ha considerado factores netamente geológicos y geomecánicos, se puede visualizar a la aplicación del método del Corte y Relleno tiene mayor puntaje de valoración Sin embargo, la propuesta del presente informe de implementar el método de minado de Cut and Fill Stoping es una alternativa a minar debido a su alta productividad su bajo costo de operación y por el tema de seguridad menor riesgo al personal materiales, equipos y al medio ambiente.

CAPITULO III

METODO DE MINADO CUT AND FILL STOPING

3.1 Descripción del método de explotación

El método de minado Cut And Fill Stopping denominado también como el método de minado AVOCA se aplica en depósitos verticales con potencias mayores a 1.9m y cuyas cajas son de competencia pobre. Este método es bastante versátil, con un rango de aplicación amplio especialmente en condiciones de rocas incompetentes o de características impredecibles. Permite una buena recuperación y selectividad de las reservas, se puede obviar sin problemas las irregularidades del yacimiento. Los sectores estériles pueden quedar como pilares, así mismo se puede dejar mineral disparado de baja ley en el caserón. La dilución es controlable utilizando sistemas de protección adecuados. En la fig6. Se observa el esquema de diseño de minado

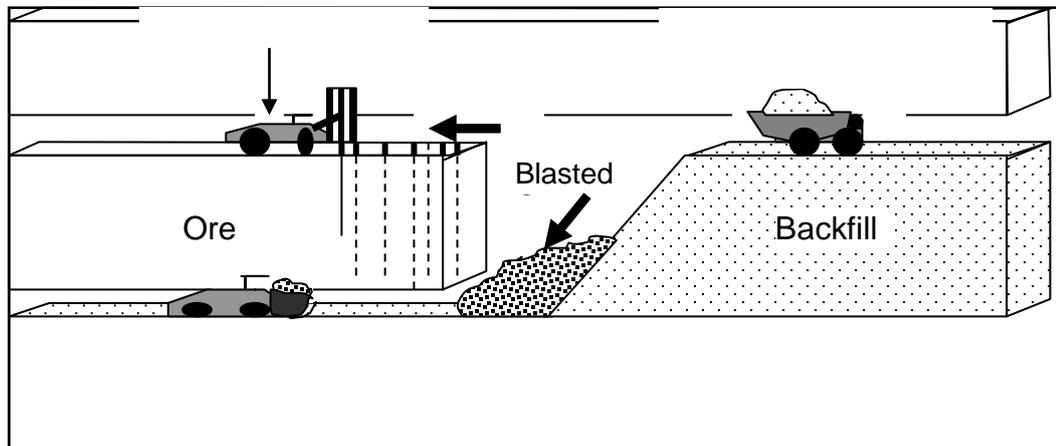


Figura 6- Esquema de minado del método Cut and Fill Stopping.
Fuente: Departamento de Ingeniería

3.2 Dimensionamiento de tajeos.

El dimensionamiento de los caserones se determina utilizando técnicas geomecánicas, para el caso se aplica el “Método Gráfico de Estabilidad”, y que demuestra ser una herramienta adecuada de diseño, que puede ser aplicada en otros yacimientos con similares condiciones a fin de mejorar la productividad.

En “Método Gráfico de Estabilidad” fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos. Información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento.

En forma resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S . El primero es el número de estabilidad modificado y representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde: Q' : es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A : es el factor de esfuerzo en la roca

B : es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C : es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S , para la superficie del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área de la sección transversal de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”.

Usando los valores del número de estabilidad N' , y el radio hidráulico S , se estima la estabilidad de un tajeo a partir del “gráfico de estabilidad”.

3.2.1 Clasificación Q'

El Índice de Calidad Tunelera modificado Q', es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de la masa rocosa, exactamente de la misma forma que la clasificación de la masa rocosa NGI (Barton, 1974) estándar, excepto que el factor de reducción del esfuerzo SRF es fijado en 1.00. El sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, de tal manera que el factor de reducción por agua en juntas J_w es comúnmente 1.0.

3.2.2 Mapeo geomecánico

Se realizó el mapeo geomecánico en dichas zonas: Galería 798S y Galería 798N Nv. 1700; además se observa 3 familias principales de discontinuidades, los datos se observa en el siguiente cuadro

Tabla 12. Mapeo geomecánico

	Buz. (°)	Direcc. Buz (°)	Condición
Junta 1	80	130	Principal
Junta 2	90	10	Secundaria
Junta 3	65	335	Secundaria
Fallas	70	305	Sist. Falla paralelo a Veta



Figura 7- Mapeo geomecanico de la GL798N/S

3.2.3 Modelamiento de estabilidad

Para tal análisis se utilizó el Software Geomecánico PHASES; utilizando el Corte mostrado en la Figura.8. se determina y se tomas los datos de campo de las características geomecánicas de la roca encajonante y de la estructura mineralizada y de acuerdo a la secuencia de minado determinado por el Dpto. de Planeamiento.

3.2.3.1 Calculo de los parámetros para modelar en el Phases

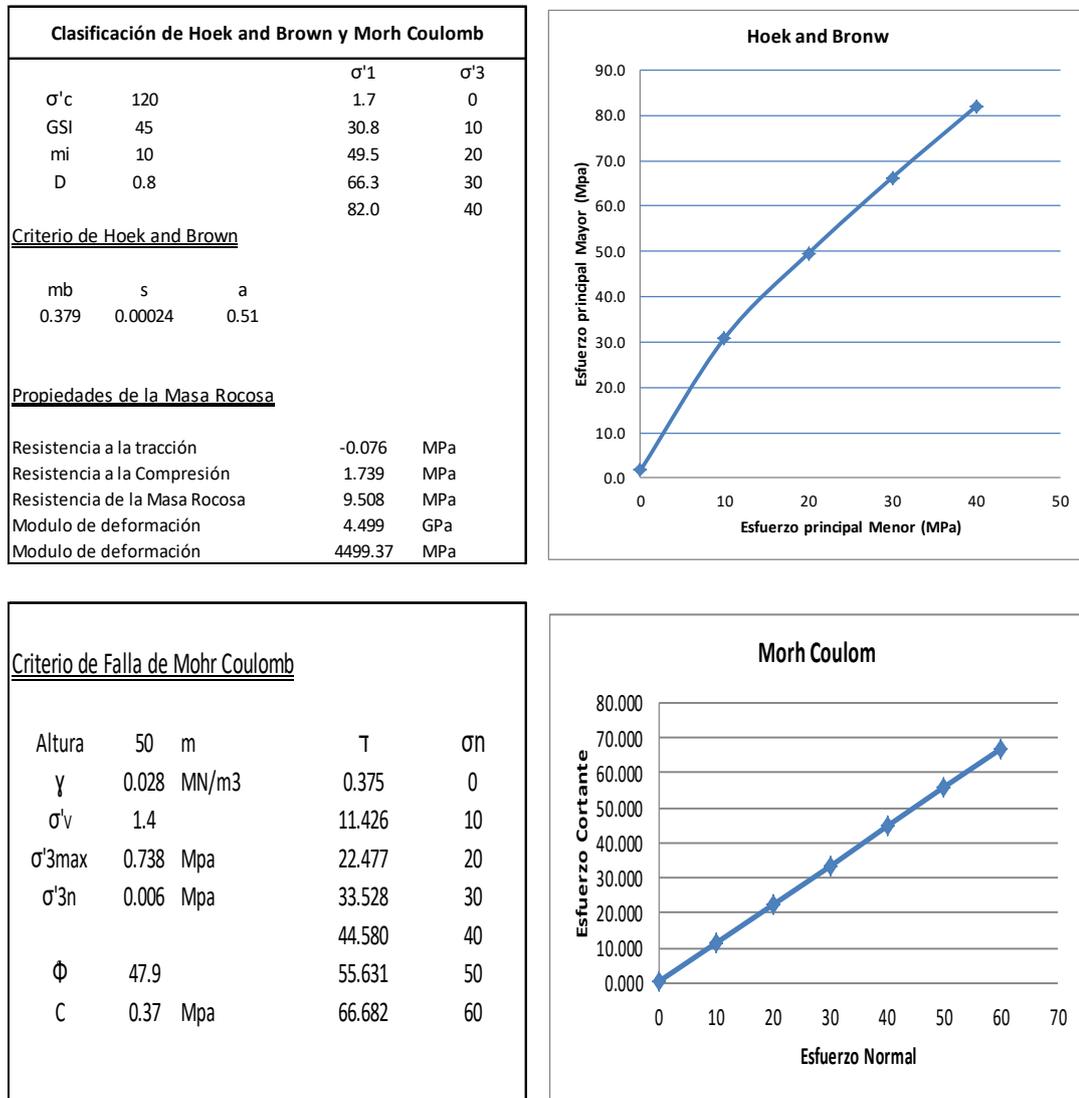


Figura 8 – Determinación de los parámetros para el Phases
Fuente: Departamento de geomecanica

ALTURA DE UNA LABOR
 $H=2 \times \text{ESR} \times Q^2$

RMR	55
Q	3.4

$Q = \text{EXP}((\text{RMR} - 44)/9)$

ESR	3
Q	3.4

→ **H = 9.78**

Q=Índice de Barton
 ESR= Relación Excavación - Soporte
 1.7 - 5 Para labores mineras provisionales
 1.6 Para labores permanentes, acueductos para plantas hidroeléctricas

ANCHO DE UNA LABOR
 $A=K \times H$

K	1.3
H	9.78

→ **A = 12.72**

H= Altura de una labor
 K = Constante

INDICES HOEK - BROWN

RMR	55
mi	10

→

m	0.402
s	0.00055
E	13.335

$m = m_i \times \text{EXP}((\text{RMR}-100)/14)$
 $s = \text{EXP}((\text{RMR}-100)/6)$
 $E = 10^4 \times ((\text{RMR}-10)/40)$
 E: Modulo de Young

CALCULO DE ESFUERZOS IN SITU

DATOS

E (GPa)	4.50
Altura (m)	600
K	0.33
y MN/m ³	0.028

CALCULOS

σ_v	16.80
σ_h	5.61

$k = 0.25 + 7E_i \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$

MAXIMA APERTURA SIN SOSTENIMIENTO

RQD	45
Jn	9
Jr	2
Ja	1.5
Jw	1
SRF	2.5
ESR	3.5

→

Q	2.667
Max. Abertura	10.36

$m = m_i \times \text{EXP}((\text{RMR}-100)/14)$
 $s = \text{EXP}((\text{RMR}-100)/6)$
 $E = 10^4 \times ((\text{RMR}-10)/40)$
 E: Modulo de Young

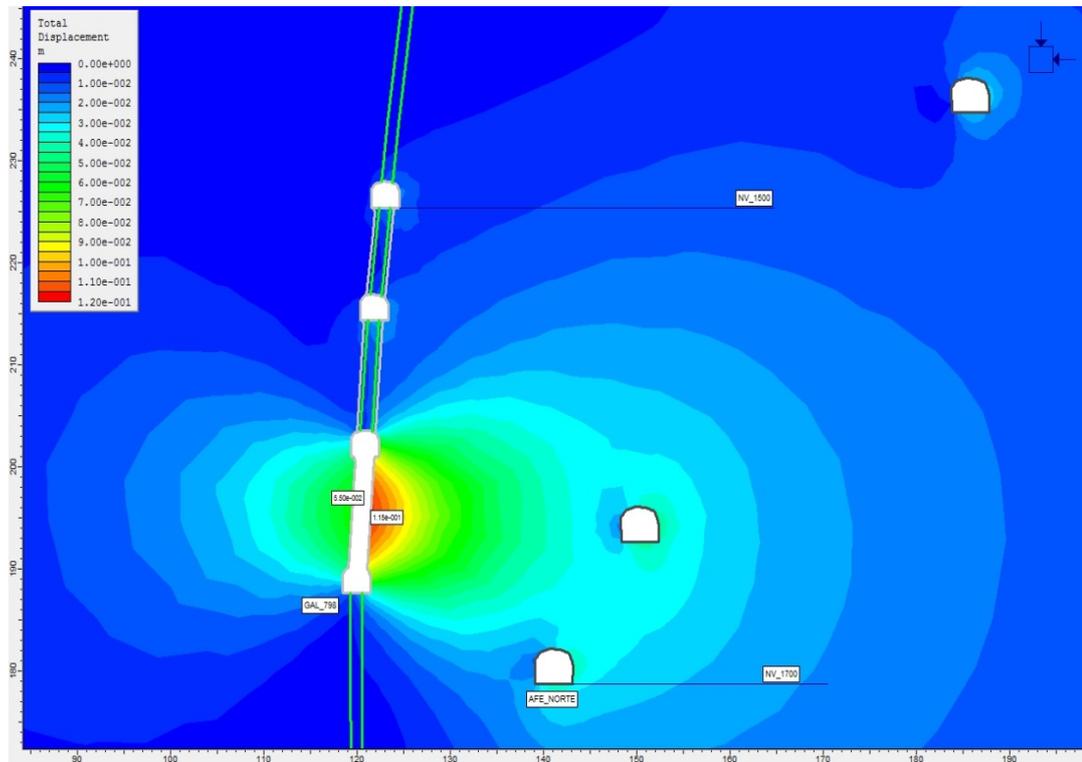


Figura 9 - Modelamiento de estabilidad

Fuente: Departamento del área de geomecánica

Para la Etapa inicial de minado, se puede observar que la caja techo es más estable con un factor de seguridad de 1.3 y la caja piso es menos estable con un valor de seguridad que varía de 1.04 – 1.30; representando una Condición Estable.

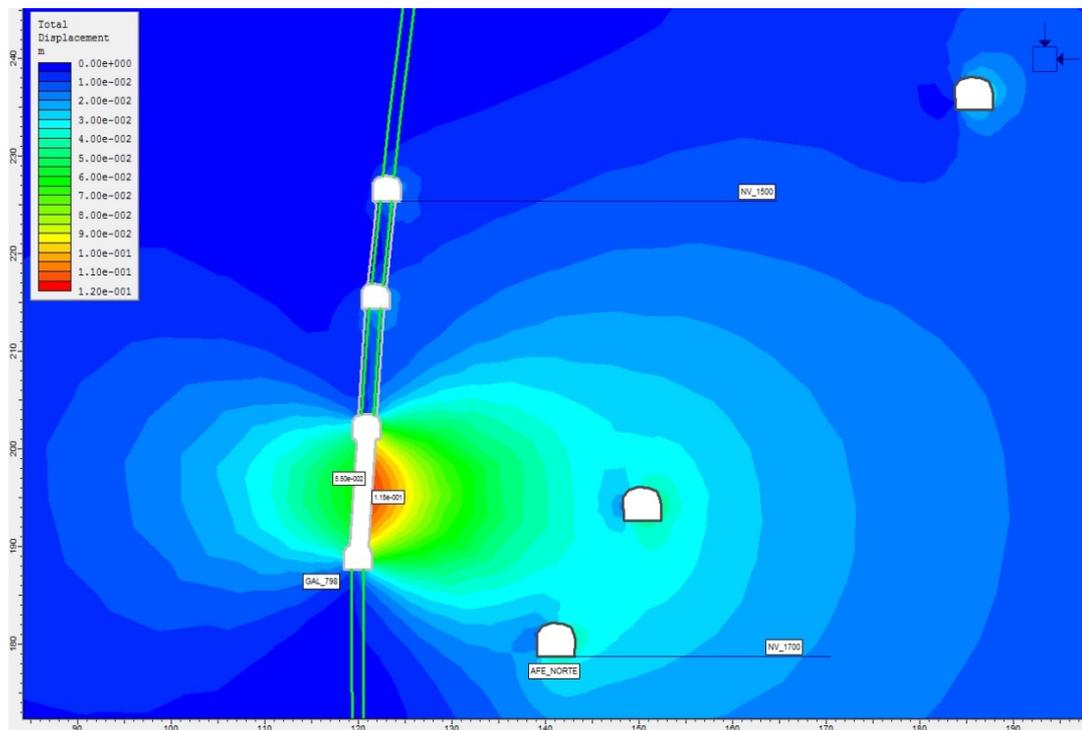


Figura 10 - Determinación del factor de seguridad en Phases
Fuente: Departamento del área de Geomécánica

En esta imagen podemos observar un desplazamiento máximo de 12 cm en la caja piso durante el proceso del minado.

3.2.4 Análisis por el Método Gráfico de Estabilidad

Considerando los datos de campo que se ha realizando sobre la estructura M Se procede a reemplazar en las formulas para estas cantidades parciales se lleva finalmente al ábaco que nos determina la zona estable.

METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD N'

1 Factor de Esfuerzo en la Roca.

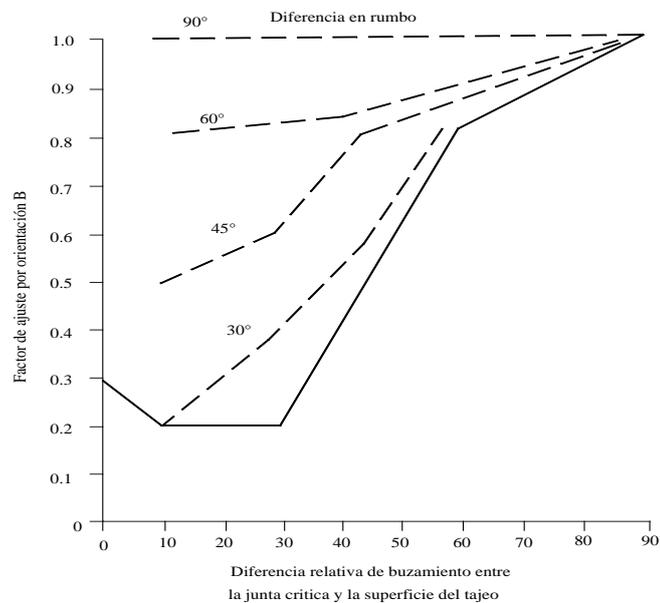
σ_c Mpa	100
σ_1 Mpa	8
σ_c / σ_1	12.5

para $\sigma_c / \sigma_1 < 2$: $A = 0.1$
 para $2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10$: $A = 0.1125 (\sigma_c / \sigma_1) - 0.125$
 para $\sigma_c / \sigma_1 > 10$: $A = 1.0$

Entonces: Factor A: 1

2 Factor por orientación de discontinuidades.

Diferencia de las discontinuidad critica y cada cara del tajeo



Entonces: Factor B: 0.3

3 Factor de ajuste por efecto de la gravedad.

Diferencia de las discontinuidad critica y cada cara del tajeo

$$C = 8 - 6 \cos \alpha ,$$

Buzamiento del tajeo. 87

Entonces: Factor C: 7.69

4 Índice de calidad Tonelero Q'

Diferencia de las discontinuidad critica y cada cara del tajeo

$$Q' = RQD/J_n \times J_r/J_a$$

RQD	J _n	J _r	J _a
50	12	1.5	2

Entonces. Índice Q' 3.13

Numero de Estabilidad N'

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

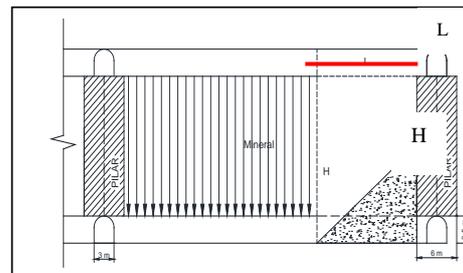
	Caja Techo
Factor de esfuerzo (A):	1.0
Factor por orientación por juntas criticas (B):	0.3
Factor Gravitacional (C):	7.69
Índice Q':	3.13

Entonces: N' 7.21

Dimensionamiento del caserón.

Longitud de bancada(L)	20 m
Altura de bancada	10 m
Sección de SN 3.0x3.5	7 m
Total altura (H)	17 m

Radio Hidraulico "S" 4.59



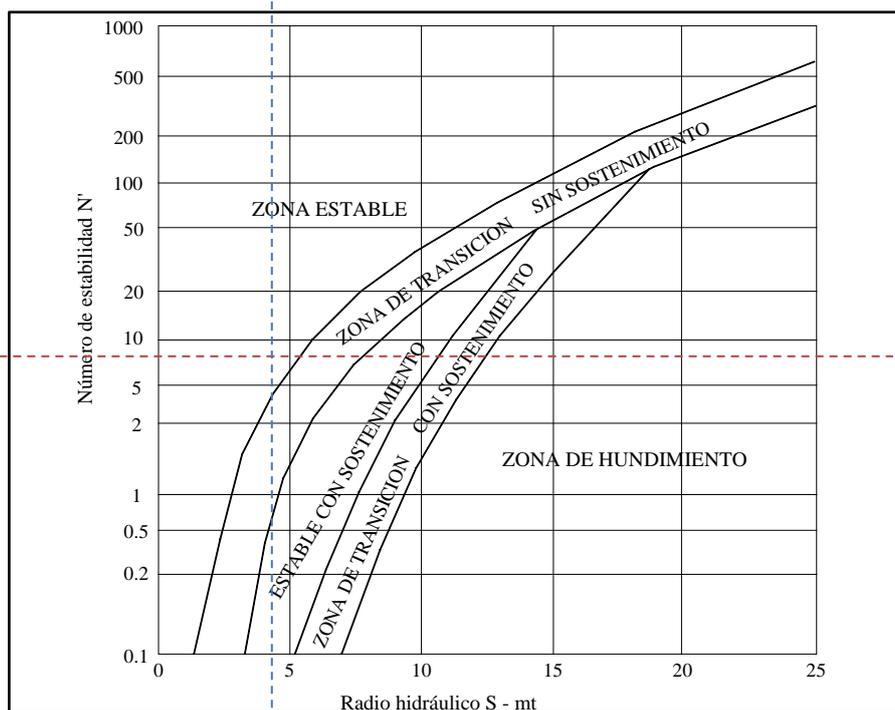


Figura 11- Abaco para determinar la estabilidad de la abertura

3.3 Cálculo de la dilución del método Cut and Fill Stopping

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 formulada por O'Hara en la década del 80 que se obtuvo de muchas polimetálicas en Canadá. El valor de la dilución está expresado en porcentaje.

Donde:

$$D = \frac{55}{\sqrt{W} \times \text{Seno } A^\circ}$$

Taladros largos

$$D = \frac{25}{\sqrt{W} \times \text{Seno } A^\circ}$$

Corte y Relleno

W : potencia de la veta en metros

A° : buzamiento, expresado en radianes

k : constante del método de minado (Taladros largos)

Tabla13- dilución según los métodos de explotación

DILUCION DISEÑO (según O'Hara)		
Dilucion = $k/((w)^{1/2} * \text{sen } a)$	Taladros Largos	Corte y relleno
k : constante	55	25
w : potencia de veta (metros)	2.5	1.6
a : buzamiento veta	87	68
Dilución diseño	29.21%	13.00%

En la mina yauliyacu después de realizar la voladura se realiza el levantamiento con equipo optech, dicha información es analizada realizando los cortes sección por sección para luego determinar el volumen roto, el volumen permisible y la dilución.

Donde:

$$Dilución = \frac{Volumen\ roto\ esteril}{Volumen\ roto\ esteril + volumen\ roto\ mineral\ programado}$$

3.4 Calculo de la Recuperación

Tabla 14- Recuperación según el método de explotación

METODO DE EXPLOTACION	FACTOR DE RECUPERACION	
	INTERVALO	MEDIO
Cut and Fill Stoping	60 - 100	80%
Corte y relleno	70 - 100	85%

3.5 Productividad.

La productividad en términos de empleados es sinónimo de rendimiento. La productividad se define como la cantidad de producción de una unidad de producto o servicio por insumo de cada factor utilizado por unidad de tiempo.

3.5.1 Calculo de la productividad por el Método Cut and Fill Stopping

Se puede rescatar diferentes valores de productividad de acuerdo a la precisión que uno desee manejar.

Tabla 15- Productividad para el método Cut and Fill Stopping

PRODUCTIVIDAD POR EL METODO CUT AND FILL STOPING		
Descripción	Parámetro	Unidad
Longitud del tajo	200	m
Ancho de veta	1.9	m
Ancho de minado	2.5	m
Altura de perforación	10	m
Burden y espaciamiento	1.2 x 1.2	m ²
Número de taladros	347	Tal
Cantidad de metros	3472	m
Metros perforados x hora	15	m/Hr
Número de días	14	días
Tonelaje x corte	11900	tn
Producción día	476	tn/día
Tonelaje/Guardia	238	tn/gdia
Rendimiento	4	tn/m
Eficiencia	35	Tn/h-guardia

3.5.2 Calculo de la productividad por el Metodo Corte y Relleno

Ascendente

Tabla 16- Productividad para el método Corte y Relleno

PRODUCTIVIDAD POR EL METODO CORTE Y RELLENO		
Descripción	Parámetro	Unidad
Longitud del tajo	200	M
Ancho de veta	1.3	M
Ancho de minado	1.6	M
Altura de perforación	2	M
Burden y espaciamento	0.5 x 0.5	m ²
Número de taladros	1280	Tal
Cantidad de metros	2560	M
Taladros x guardia	80	Tal
Número de días	16	dias
Tonelaje x corte	1684.48	tn
Producción día	105.28	tn/dia
Tonelaje/Guardia	53	tn/gdia
Rendimiento	0.7	tn/m
Eficiencia	7.52	Tn/h-guardia

3.5 Cálculo de recursos y reservas para el método Cut and Fill Stopping

La veta M compuesta esta cubicada desde el nivel 2700 hasta el nivel 1000 con recursos medidos, indicados e inferidos haciendo un total de 160,144 TMS diluidas con potencia promedio de 1.96 m y un valor de mineral de 106 dólares por tonelada, con el objetivo de aumentar estos recursos se ha desarrollado un programa de ejecución de cámaras diamantinas y las perforaciones respectivas, las cuales confirmarán los blocks sobre el nivel 2500 y los blocks por debajo del nivel 1000.

Tabla 17- Recursos v reservas de la veta M

VETA M					Leyes Planeadas					
Block	Categoría	A.V	A.M	Tonelaje	%Zn	%Pb	%Cu	Onz/Ag	VALOR	
123	Reserva	1.9	2.5	35000	2.25	1.00	0.16	3.54	96.49	
342	Reserva	1.8	2.4	5000	2.23	1.00	0.15	3.54	95.91	
345	Reserva	1.9	2.5	3000	2.32	1.00	0.15	3.54	97.24	
123	Reserva	2	2.6	4500	1.95	1.00	0.23	3.54	93.46	
234	Recurso	1.9	2.5	2500	2.00	1.00	0.15	3.54	92.51	
678	Reserva	1.6	2.2	23000	2.23	1.00	0.15	3.54	95.91	
				Tonelaje	73000	2.22	1.00	0.16	3.54	95.97

3.7 Detalle de infraestructura

- El acceso a los tajeos de explotación es por rampa y cortadas normalmente ubicados en la caja piso de los tajeos.
- La galería de extracción (bypass) debe ser desarrollada en el nivel base (caja piso) del tajeo, paralela a la zona mineralizada y en estéril, el desarrollo de estocadas o “draw points” que unen la galería de extracción con la galería sobre veta, para la recuperación del mineral derribado.
- Las galerías de perforación (subniveles) deben estar en la zona mineralizada.
- Se ejecuta una Ch - slot que sirve como cara libre para iniciar la voladura; a continuación se describen las labores necesarias para la explotación:

3.7.1 Desarrollo Exploratorio

- Galerías: Labor ubicada en la base del tajeo de 3.0x3.5 mts de sección que sirve para el reconocimiento del cuerpo mineralizado, posteriormente se usa como labor de perforación.
- Refugios: Se realizaran pequeñas excavaciones de sección de 1.80 x 2.10 cada 20 metros que nos servirá para guardar el control y el operador se ponga a buen recaudo durante la manipulación del equipo scoop con control de mando.

3.7.2 Desarrollo Primario

- By Pass: Labor ubicada en la base del tajeo de 3.0x3.5 mts de sección que sirve para el acceso a la base de extracción de mineral.
- Rampa: Labor paralela al tajeo de 3.0 x3.5 mts de sección que sirve de acceso a los subniveles intermedios de perforación.
- Chimeneas slot: Labores paralelas a la rampa de 1.5*1.5 mts que nos sirve para la cara libre en el momento de la voladura.

3.7.3 Preparación

- Draw Point: Ventanas ubicadas en la base de un tajeo de 3.0x3.5 mts de sección distanciadas a 50 mts una de otra, se utiliza para la extracción del mineral.
- Subniveles: Labores intermedias que se realizan sobre la estructura mineralizada esto se realizaran cada trece metros de nivel a nivel a los dichos niveles servirá para realizar la perforación

3.8 Secuencia de minado

El minado se inicia por uno de los paneles extremos en forma ascendente (hay 6 paneles en promedio x tajeo), se inicia el minado con la perforación de taladros positivos desde la base del tajeo hasta el 1er subnivel luego se procede con la voladura hasta una longitud de 20 metros luego se procede a meter relleno detrítico seguidamente se realiza la voladura de los siguientes tramos hasta minar completamente el primer panel y apenas terminado la limpieza de los últimos 20 metros se rellena completamente y se procede a minar el segundo panel así continuar minando el 3er y cuarto panel hasta concluir completamente el minado del tajeo.

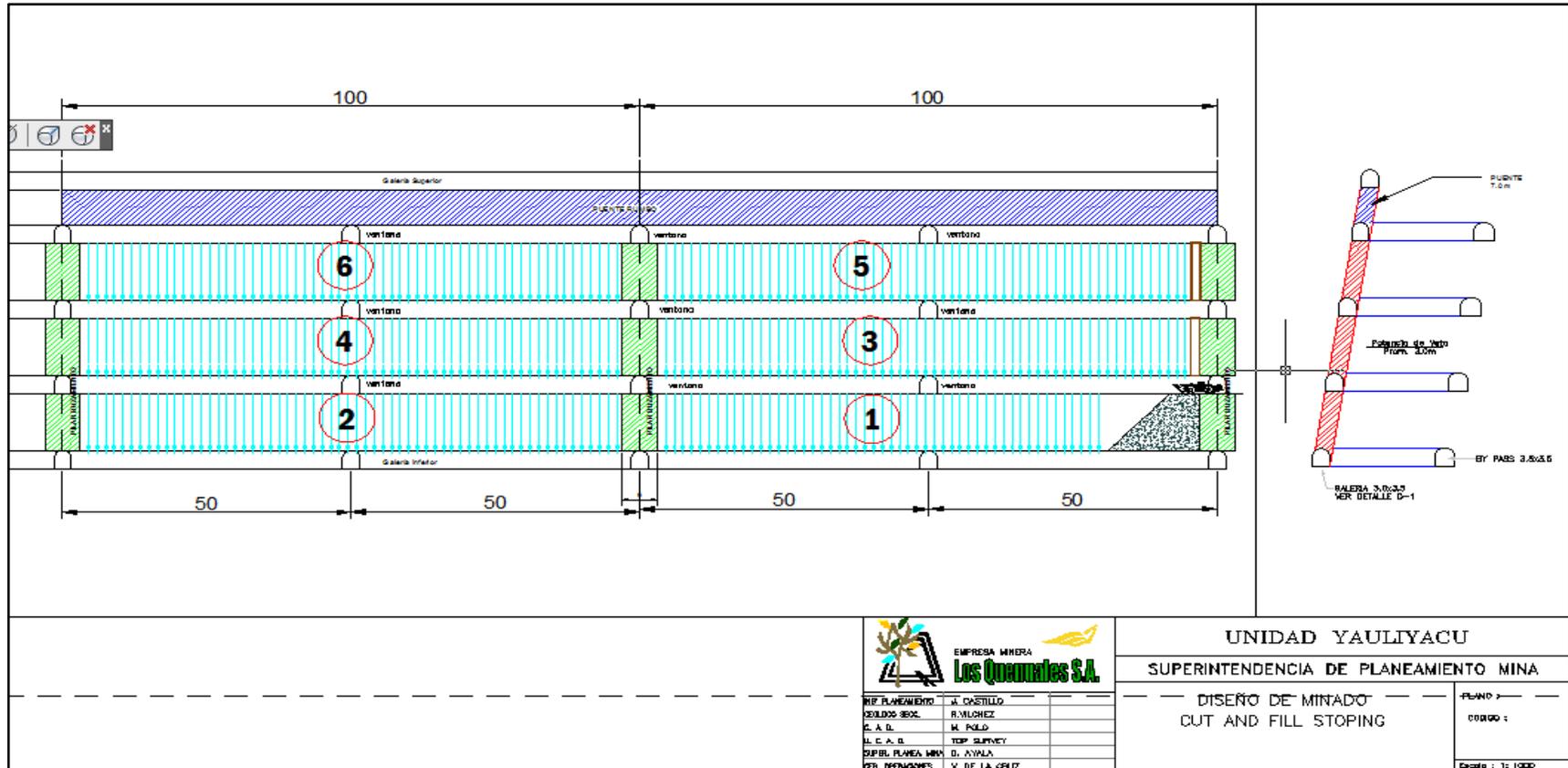


Figura 12- Sección longitudinal del método Cut and fill Stopping
 Fuente: Departamento del área de planeamiento

3.9 Costo del método de minado Cut and Fill Stopping

Tabla 18 – Costo del método Cut and Fill Stopping

COSTO DEL METODO DE EXPLOTACION CUT AND FILL STOPING				
LONGITUD	200 mts	Longitud de Barra.4pies	1.20 mts	
ANCHO	2.5 mts	Tiempo Perf/Barra	2.23 mint	
ALTURA DE PERF	10 mts	Tiempo Perf/mt	2.71 mint/mt	
EFICIENCIA PERFORACION	85%	Velocidad de Perf Neta	0.91 mts/min	
EFICIENCIA DISPARO	85%	Rendimiento	15.00 mts/hr	
P.E.	2.8 Tm/m3	Ton rotas/taladro	40.3 Ton/tal	
TONELAJE/CORTE	16,471 Tms	Tms/ml	4.03 Ton/ml	
ALTURA DE BLOCK	50 mts	dilucion	15%	
TONELAJE DE BLOCK	60941 Tms			
KGS DE EXPLOSIVO	34632.5 Kgs			
FACTOR DE POTENCIA	0.60 Kgs/Tms			
RATIO DE CARGUIO	2.80 Kgs/m			
MALLA DE PERFORACION: 2 : 1	1.20 1.20			
Nº DE TAL/SECC	1.5 Tal			

PERFORACION ACCESORIOS	Rend	Unid	Costo \$/.	Sub Total
COSTO/METRO	15.00	m/h		
HORAS/GDIA	6	horas		
GDIA/DIA	2	Unid		
DIAS/MES	25	dias		
MALLA PERFO	1.44	m2		
No taladros/corte	408	Unid		
Metros perforados/corte	4085	m		
horas de perf	272	hrs		
Días de perf	22.69	dias		
Cantidad total perforacion	12254.90	m	8.5	104,167
Subtotal			US\$/ml	104,167
Subtotal			US\$/Tm	1.71
Mano de Obra				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.71

VOLADURA	Rend	Cant.	Costo \$/.	Sub Total
Emulnor de 1 1/2x8		1224	0.668	817.63
Anfo Superfam (1.5 Kg/m)	1.5	34313.7	0.98	33627.45
Fanel de 17 mts		1224	3.4	4161.6
Carmex 7 pies		47	0.73	34.4
Pentacord 3P		1000	0.24	240.0
Sub-total 1				38881.0
Subtotal				0.64
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.64

RELLENO DETRITICO	Rend	Cant.	Costo \$/.	Sub Total
Ton /HORA	40			
Horas		1219	94.53	115215
Mano de Obra				0
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.89

PREPARACION	Cantidad	Unid	Costo \$/.	Sub Total
GALERIA Inf. 3.0m.x 3.5m.	200	m	518	103,600
GALERIA Sup. 3.0m.x 3.5m.	200	m	518	103,600
SUBNIVEL 1 S 3.0 m. X 3.5 m.	200	m	518	103,600
SUBNIVEL 1 S 3.0 m. X 3.5 m.	200	m	518	103,600
SUBNIVEL 1 S 3.0 m. X 3.5 m.	200	m	518	103,600
DRAW POINT 3.0m. X 3.5m.	240	m	518	124,320
VENTANAS 3 m. X 3.5 m.	114	m	518	59,052
CHIMENEAS DE SERVICIO (2) 1.5 X 1.5	80	m	276.11	22,089
rampa 3.0 m. X 3.0 m.	0		477.11	0
SUB TOTAL				516,261
Costo /tonelada	1034		US\$/Tm	8.47

LIMPIEZA SCOOP 3,5 YD3	Cantidad	Unid	Costo \$/.	Sub Total
Ton/Hora	40			
Horas/gdia	5			
Gdia/día	2			
Día/mes	25			
Horas	1523.52941			
Días	152.35			
scoop		\$/hora	94.53	144019.2353
Subtotal				2.4
Mano de Obra				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	2.36

SOSTENIMIENTO		Cant.	Costo \$/.	Sub Total
Malla y split set (Malla 1.5 m. x 1.5 m.)	M2	7155.00	17.59	125856.45
Costo /tonelada			US\$/Tm	2.07

PLANILLA		US\$/Tm	3.00
MATERIALES		US\$/Tm	1.08
ENERGIA		US\$/Tm	1.24

COSTO MINA		US\$/Tm	22.46
PLANTA		US\$/Tm	8.20
MANTENIMIENTO		US\$/Tm	0.83
INDIRECTOS		US\$/Tm	7.07
GASTOS LIMA (APROXIMADO)		US\$/Tm	3.39
TOTAL		US\$/Tm	41.95
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)		US\$/Tm	8.41
COSTO TOTAL		US\$/Tm	50.35

INVERSION DE POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3.5m x 3.5m	m	150	540.00	105,339.0
By Pass de 3.0m. X 3.5m.	m	600	518.00	406,875.0
Total		750		
Total Inversion \$				512,214.0
Costo unitario de inversion \$/Ton				8.4

(Incluye sostenimien

CAPITULO IV

CONSIDERACIONES TECNICAS PARA EL CICLO DE MINADO

4.1 Perforación.-

La perforación se realiza con Jumbos Electrohidráulicos con los cuales es posible perforar bancos de 12 metros ya sea en forma positiva o negativa. Estos equipos necesitan subniveles de 3,0 x 3,5m para lograr un buen performance de perforación Durante la perforación se realizan controles de la calidad de ejecución de los taladros perforados de acuerdo al diseño, esto se logra mediante el levantamiento topográfico, en caso de encontrarse desviaciones se procede a su corrección.

Las mallas de perforación y la longitud de los taladros están en función al análisis geomecánico. El nivel de perforación debe reunir las condiciones necesarias para una buena perforación como: sección de acuerdo a la altura del equipo, el techo y piso lo mas horizontal posibles y limpio. Los indicadores y el abastecimiento de aire, agua, energía eléctrica permiten un normal trabajo de perforación es decir las condiciones deben darse antes se empezar la perforación.

4.1.1 Cálculo del burden según el modelo matemático de Langefors

éste parámetro constituye el más importante en el diseño de la malla de perforación, esta variable nos asegura el resultado después de realizar la voladura, hay muchos estudios para el cálculo de este parámetro aquí de muestra:

Calculo del burden según Langefors

Reemplazando se obtiene:

Tabla19- Cálculo del burden según langefors

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LANGEFORS	
Bmax	$B = \frac{D}{33} X \sqrt{\frac{Dc \times PRP}{c \cdot f \cdot E/B}}$
Bmax	Burden máximo en m.
D	Diámetro del taladro, en mm.
C	Constante de roca
Dureza de la roca	Constante de la roca
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75
F	Factor de fijación
Factor de fijación	
Vertical	1
Inclinado, 3:1	0.9
Inclinado, 2:1	0.85
E/B	Relación entre el espaciamiento y el burden.
Dc	Densidad de carga, en g/cm ³ .
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo.
L	Longitud del taladro
D	Diámetro del taladro
B práctico	Bmax - (2 x D) - (0.02 x L)

Determinación del Bmax.

Datos:	
D	64 mm
C	1.05
F	0.85
Dc	0.76
PRP	1
L	10
E/B	1.25

Reemplazando se obtiene:

Bmax	1.6
Bpráctico	1.2

4.1.2 Rendimiento de la perforación

Es importante que los equipos de perforación de taladros largos tengan un buen rendimiento para garantizar la producción diaria, mensual de la mina para ello se lleva un control por equipo.

Tabla 20- Metros perforados por sección mina

SECCION	Prom-10	%	Prom-11	%	Prom-12	%
SECCION I	7112	24%	9391	26%	8219	23%
SECCION II	9084	31%	10068	28%	10170	28%
SECCION IV	4114	14%	6320	18%	7712	22%
SECCION V	8943	30%	9214	26%	8972	25%
SECCION VI	407	1%	932	3%	656	2%
TOTAL	29661	100%	35537	100%	35730	100%

Tabla- 21 Cuadro de rendimiento de equipos

EQUIPO	Prom-10	%	Prom-11	%	Prom-12	%
QUASAR	2918	14%	4113	15%	4164	14%
BOOMER	4383	21%	4453	16%	4283	14%
SIMBA 01	3353	16%	2777	10%	4043	14%
SIMBA 02	3241	16%	2637	9%	5102	17%
SIMBA 07	3958	19%	4458	16%	3082	10%
SIMBA 08	3006	14%	4898	18%	4161	14%
SIMBA 09			4596	16%	5048	17%
Propulsados	20858	70%	27931	79%	29884	84%
RAPTOR JUNIOR	2480	33%	1021	21%		
MINI RAPTOR 01	2110	28%	2688	56%	1397	100%
MINI RAPTOR 02	2753	37%	1085	23%		
DRIFTECH 03	131	2%				
No propulsados	7473	25%	4795	16%	1397	5%
KLEF 01	1329	4%	200	1%		
RAPTOR DH			2610	7%	1213	3%
RAPTOR 44					3236	9%
Alquilados	1329	4%	2810	8%	4449	12%
TOTAL	29661	100%	35537	100%	35730	100%

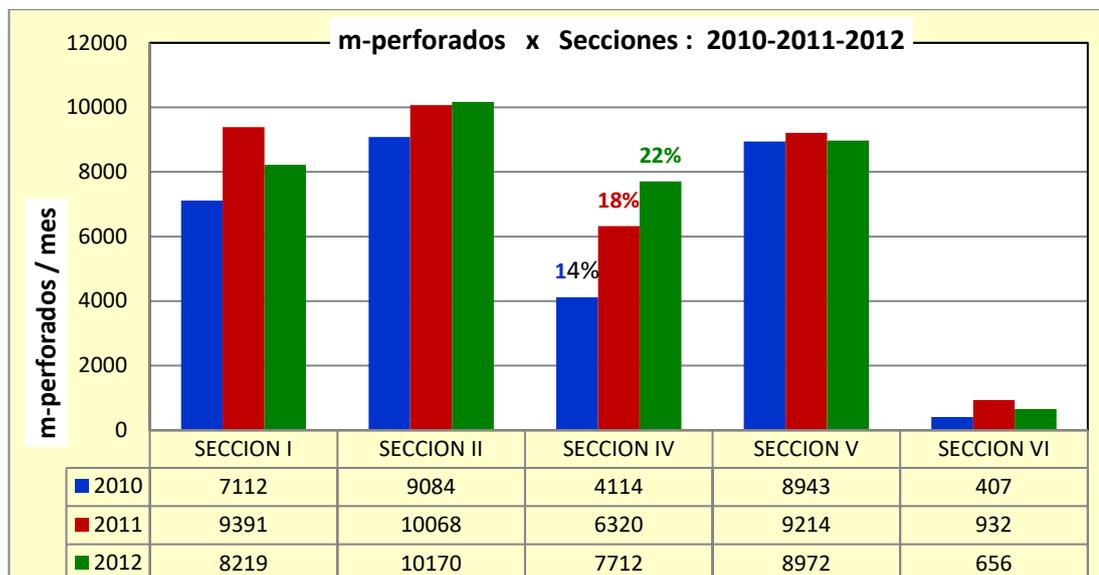


Figura 13- Cuadro estadístico de rendimiento de equipos

Fuente: Control de equipos de Área-Mina

4.2 Levantamiento de taladros

La supervisión de la Sección deberá ver que se den las condiciones necesarias para el levantamiento de taladros (taladros sin carga encima, tapados solo con costal cuando son negativos; debe retirarse el equipo del lugar previa coordinación para poder realizar el levantamiento).

El levantamiento de los taladros debe realizarse con un tubo de PVC de 2" de diámetro y recto, de lo contrario con otro material rígido y del mismo diámetro.

Los planos de levantamiento deben tener un espacio para las observaciones que se puedan dar en el proceso de levantamiento. Deberá considerar la longitud desde la información del operador. Asimismo los taladros levantados deberá mostrar con una línea tenue y punteada la tendencia de la desviación que muestra el taladro en el fondo. Este levantamiento nos permite conocer la desviación de cada taladro y antes del carguío poder corregir la perforación para evitar la sobre rotura y además controlar la dilución.

4.3 Carguío

De conformidad con el plano final de levantamiento de taladros el área de Control de Minado revisará y participará en el proceso de carguío. El plano de carguío debe señalar o indicar la utilización de voladura controlada de darse el caso, cualquier observación relacionada con la estabilidad final si lo requiere.

El carguío se realiza tapando los taladros que hayan comunicado con un saco de yute el cual permitirá que la energía del explosivo no se libere, luego se procede a introducir el cebo el cual es una emulsión de 12"x 1 1/8, por la parte inferior o

superior, se carga el taladro con el anfo a una presión de 65 PSI, de tal manera que el ANFO pueda confinarse, después de haber cargado la longitud requerida de anfo en el taladro, se procede a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento como se observa en los gráficos de carguío, dejando un espacio sin cargar que es rellenado con un taco de arcilla de 1.50 metros a 2.0 metros.

4.4 Voladura

La secuencia de la voladura debe realizarse en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los niveles de perforación, esto dará estabilidad en el área de trabajo haciendo que los bloques in situ trabajen como enormes pilares acá usualmente los disparos son de tres taladros por round.

No debe trabajarse bajo ninguna circunstancia sin el plano de levantamiento topográfico de los taladros y sin la caja de hoja autorizada por el jefe de sección en el que el disparador registra la cantidad de explosivo utilizado y resultados del disparo.

Los taladros se cargan con Anfo (Examon P) y el iniciador para estos taladros es la Emulsión semexa 65 12" x 1 1/8 en cartucho conectado a su respectivo fanel dejando un taco de 1 a 1.5 m

El carguío positivo se realiza a presión neumática con mangueras antiestáticas y cuya densidad de confinamiento es de 3.00 Kg/m, mientras que en los taladros negativos el carguío se realiza a granel (gravedad) en donde la densidad de confinamiento de la carga es de 2.57 Kg/m.

En el carguío de explosivos se maneja el criterio "Carga Operante" por debajo de 80 Kg por retardo, considerando que de acuerdo a la calidad de nuestra roca podemos trabajar en algunos casos con 120 Kg/ retardo; esto con la finalidad de minimizar el

efecto de las vibraciones en el macizo rocoso. En la tabla 28 se muestra el costo de explosivo por tonelada.

Tabla 22- Costo del explosivo en dólares por tonelada

ACCESORIOS	Rend	Unid	Costo \$/.	Sub Total
AnfoSuperfam (1.5 Kg/m)	1.5	41176.5	0.98	40352.94
Fanel de 17 mts		1224	3.4	4161.6
Carmex 7 pies		47	0.73	34.4
Pentacord 3P		1000	0.24	240.0
Sub-total 1				45606.5
Subtotal				0.75
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.75

4.5 Limpieza de tajos

La extracción de mineral se realiza con scoop manipulados con telemandos los cuales permiten que el operador se encuentre en el refugio ubicado en el hastial izquierdo de la ventana y no se exponga al vacío generado por la explotación de taladros largos.

4.5.1 Descripción de Scoop a telemando

En nuestra unidad están operando ahora 13 unidades Scooptram con RRC y se está trabajando para instalar nuevas unidades RRC en más cargadores Scooptram. El Radio Remoto Control mejora la seguridad porque el operador puede estar en la galería en una posición segura bajo un área bien soportada y a la vista del Scooptram. El cargador puede avanzar hasta la pila de mineral y cargar desde el borde de la chimenea abierta, que puede ser inestable.

La unidad de control es mucho más pequeña y ligera que otros sistemas alternativos y los operadores aprecian especialmente el poco peso del transmisor y su simplicidad.

Los elementos de seguridad adicionales incluyen una función para evitar los movimientos involuntarios, un sensor de inclinación y una empuñadura de “hombre muerto” que se dispara en caso de que el operador deje caer el transmisor.

El sistema de control remoto consiste de:

- Un Radio Transmisor
- Un Radio Receptor
- Un circuito de Interface (Hidráulico – Eléctrico)

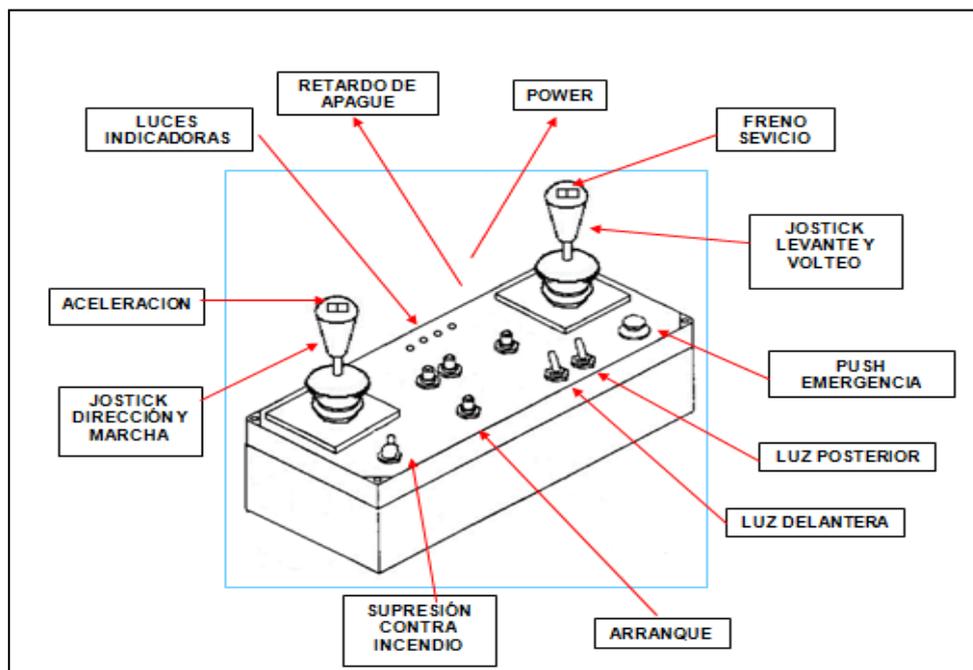


Figura 14 - Diagrama pictórico del transmisor de control remoto

Fuente: Área de mantenimiento mecánico

4.5.2 Operación de Scoop a telemando

Se realiza a control remoto donde el operador aproximadamente tiene una visualización de 20 m y este siempre debe estar ubicado debajo de un techo seguro.

Las operaciones de transporte, se llevan a efecto a través de equipos LHD, scoop de capacidad de 3.5 yd³ y 4.2 yd³ con control remoto para la limpieza de mineral así de

esa manera evitamos que el personal este menos expuesto al peligro salvaguardando su seguridad e integridad física.

Todo el mineral es transportado hacia los Orepass (Echaderos de Mineral) los cuales los recepcionan en los chuts para posteriormente ser acarreados por el SISTEMA AFE a través de carros mineros hacia los pockets, pero si el mineral viene de la zona baja de la mina se hace el proceso descrito anteriormente con la única diferencia de que estos son skipeados por el pique central para luego ser transportados hacia los pockets a través del SISTEMA AFE.

4.5.3 Rendimiento de los scoops

Es importante conocer el rendimiento de los equipos para medir en cuanto nos tardaría en limpiar un frente o un tajo y ser cada vez mas productivos.

Para determinar el rendimiento de los equipos se realiza un estudio de tiempo de todo el ciclo que realiza el equipo desde el carguío hasta la descarga hacia los echaderos asimismo se tiene que considerar los tiempos muertos. En la Tabla 23 se observa un resumen de estudio de tiempos y por consiguiente el cálculo del rendimiento para un equipo de 3.5yd³ variando las distancias de cincuenta en cincuenta metros.

Tabla 23- Rendimiento de equipos

SCOOP DE 3.5YD3

Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr)	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.00
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr)	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	6.00	6.0	6.0	6.0	6.0	6.00
Capacidad Nominal de cuchara 3.5 yd3 (Yd3)	3.50	3.5	3.5	3.5	3.5	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50
Factor de llenado de cuchara	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%	87%
Capacidad efectiva Cuchara 3.5 yd3 (m3)	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33	2.33
Densidad Promedio (Desmonte / Mineral)	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70
Esponjamiento	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%	30%
Toneladas / Viaje	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83	4.83
	4.83															
Distancias	metros															
Distancia desde frente a Pto de Descarga	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200
Tiempos	min															
Carguío de Material (Fijo)	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70	1.70
Viaje Cargado	0.58	0.69	0.81	0.92	1.04	1.15	1.27	1.38	1.50	1.62	1.80	1.92	2.04	2.16	2.28	2.40
Descarga de Mineral y Maniobras (Fijo)	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30
Viaje regreso vacío	0.55	0.65	0.76	0.87	0.98	1.09	1.20	1.31	1.42	1.53	1.50	1.60	1.70	1.80	1.90	2.00
Total Ciclo	4.12	4.35	4.57	4.80	5.02	5.24	5.47	5.69	5.92	6.14	6.30	6.52	6.74	6.96	7.18	7.40
Eficiencias																
N° Minutos por Hora (15 % Tiempos Muertos)	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50	52.50
N° Viajes hora	12.74	12.08	11.48	10.95	10.46	10.01	9.60	9.22	8.87	8.55	8.33	8.05	7.79	7.54	7.31	7.09
Eficiencia Horaria (Ton / Hora)	61.57	58.4	55.5	52.9	50.6	48.40	46.4	44.6	42.9	41.3	40.29	38.9	37.7	36.5	35.4	34.30

4.5.4 Costo horario

El costo horario que yauiyacu paga a las empresa contratista por brindarnos el servicio de limpieza de tajos como también el relleno de tajeos es:

Tabla 24-Costo horario de equipos

Equipos	Und	Precios
Alquiler de Scoop 1.5 yd3	US \$/hr	\$ 56.41
Alquiler de Scoop 2.2 yd3	US \$/hr	\$ 73.07
Alquiler de Scoop 2.5 yd3	US \$/hr	\$ 77.43
Alquiler de Scoop 3.0 yd3	US \$/hr	\$ 84.20
Alquiler de Scoop 3.5 yd3	US \$/hr	\$ 94.53
Alquiler de Scoop 4.2 yd3	US \$/hr	\$ 103.65

Dicho costo se sustenta en la sumatoria del costo de propiedad y el costo de operación

C. CAPITAL	Posesión Intereses Seguro
------------	---------------------------------

C. OPERACIÓN	Mante-Reparación Combustible Lubricantes Filtros Grasas Llantas
--------------	--

Para determinar el costo en dólares por tonelada para distintas distancias se calcula haciendo la siguiente relación entre el costo horario y el rendimiento

Tabla-25 Costo en toneladas por hora.

Equipo	Distancia	Precio US \$/h	Rendimiento	US \$/t
Scoop 4.2	200	\$ 103.65	41.16 t/h	2.52
Scoop 3.5	200	\$ 94.53	34.3 t/h	2.76

4.6 Sostenimiento.

4.6.1 Sostenimiento pasivo

Llamado también soporte, en donde los elementos de sostenimiento son externos y actúan después que la roca empieza a deformarse

4.6.2 Sostenimiento activo

Llamado también refuerzo, en donde los elementos de sostenimiento forman parte integrante de la masa rocosa, ejemplo típico de refuerzo son los pernos de roca o los cables

4.7 Relleno detrítico

Para poner en marcha el siguiente método de minado es importante el relleno de las aberturas generadas por el minado, previamente estas aberturas son calculadas por método gráfico de estabilidad que nos da la máxima distancia abierta para luego proceder con el relleno. El relleno detrítico será generará producto de las preparaciones y desarrollos que realizan de las nuevas preparaciones de los nuevos tajos y de la profundización como rampas. Lo mas importante es que el relleno detrítico no saldrá a superficie si no que se llevaran al relleno de tajos y reducir el aspecto ambiental por la generación de desmonte.

CAPITULO V

SERVICIOS AUXILIARES MINA

5.1 Ventilación

5.1.1 Necesidad de Aire.

La necesidad de aire limpio está en función de los equipos a utilizar y el número de persona que trabajaran en la operación y a la dilución por disipar durante la ejecución del proyecto.

Inicialmente el requerimiento de aire será para 2 frentes de desarrollo que se empezara paralelamente en el NV1700 y luego esto aumentara ya que al interceptar la veta aumentará el número de labores.

El cálculo de la necesidad de aire se realizar considerando el número máximo de trabajadores y equipos que se utilizara durante el desarrollo, exploración, preparación y explotación

5.1.2 Diseño del Circuito de Ventilación

En este proyecto el aire fresco que ingresara al área de operación será por la bocamina Corina que se ubica en el nivel 800 y del RB 680 que baja del nivel 800

hasta en NV1700 y de acuerdo al avance se instalaran un ventilador auxiliar de 30000 CFM, este ventilador trabajará como un impelente y para evacuar el aire viciado lo realizará por BP AFE y llegará hasta el RB745 que se encuentra en el nivel 1700, este RB actualmente extrae el aire viciado de los niveles inferiores, lo cual mediante un ventilador principal de 175 HP (60,000CFM) será evacuado a superficie, este ventilador también evacua aire contaminado de las labores actuales que están en explotación.

5.1.3 Requerimientos Para el Circuito de Ventilación

Debido a la falta de personal primero se hará el laboreo en el nivel 1700 una vez terminado la preparación en este nivel con los mismos recursos se realizará la preparación de los nuevos blocks en el nivel 1900. En la tabla 26 se observa el balance de aire que se requiere.

Tabla 26- Balance de aire del proyecto

BALANCE DE AIRE Nv. 1700					
Personal	(6m ³ /min.)				
		Nº Personas	Caudal (m³/min.)	F. Simul.	Caudal (CFM)
	Trabajadores	4	24	1	847.2
	Serv. Mtto.	1	6	0.25	52.95
	Supervisión	1	6	0.25	52.95
	Sub. Total	6	36		953.1
Equipos	(3m ³ /min./HP)				
		HP	Nº Equipos	Caudal (m³/min.)	Caudal (CFM)
	Scoop 3,5 yd ³	165	1	165	5,825
	Sub. Total		1	165	5,825
Dilución	(Vel. 25m/min.)				
		Niveles	Sección	Caudal (m³/min.)	Caudal (CFM)
		1	10.5	262.5	9,266
	Sub. Total			262.5	9,266
	Total Necesidad de Aire (CFM)				16,044
Ingreso					
	NV800	CORINA			25,000
	Total Ingreso de Aire (CFM)				25,000
COBERTURA	156%				

CAPITULO VI

PLANEAMIENTO Y CONTROL

6.1 Programa de producción

Para el Budget 2013 se le considera a este tajo para el aporte de mineral este proyecto nos dará soporte de volumen y leyes este tajo se preparará sobre la veta M, esta veta se caracteriza por alto contenido de plata aproximadamente cinco onzas por tonelada asimismo por el contenido de plomo para este año se realizara los trabajo de infraestructura como colocación de tolvas prolongación de línea trolley y línea cauvil. se muestra el resultado de rendimiento.

Tabla27- Cuadro del cálculo de rendimiento.

Descripción	Parámetro	Und.
Longitud de tajo	200	m
Ancho de minado	2.5	m
Longitud de perforación	10	m
Numero de taladros perforados	490	m
Metros perforados	4902	m
Metros perforados por día	180	m
Dias para perforar el primer panel	27	día
Volumen de panel	5000	m ³
Densidad de roca	2.8	gr/cm ³
Tonelaje de panel	14000	t
Ton/ día	467	t

6.2 Necesidad de recursos

Para el siguiente proyecto se realiza una evaluación para determinar la cantidad de recursos que se necesita desde la preparación, perforación la voladura hasta el

acarreo y transporte de mineral los cálculos realizados están en función del rendimiento que tienen los equipos, según el rendimiento de la figura N°45 se puede llegar hasta 467 toneladas por día.

6.2.1 Necesidad de recursos compañía

Luego de la evaluación se requiere un equipo de 3 yd³ para garantizar la sostenibilidad de la producción en la tabla N°45 se sustenta la cantidad de equipos.

Tabla 28-Cálculo de rendimiento equipo mina

Scoops 3.5 yd3	Cantidad	Unidades
Distancia	150	m
Rendimiento	39	Tm/hr
Horas por gdia	6	hr.
Horas por Día	12	Hrs
Producción por Día / Scoop	616	Tm/Dia
Producción por Mes	14040	Tm
Cantidad	0.998	Unidades

Equipos Raptor 44	Cantidad	Unidades
Rendimiento	15	mts./hr
Horas por Día	12	Hrs
Metros por Día	180	Mts/Dia
Metros a Perforar	5,014	mts.
Cantidad	1.1	Unidades

6.2.2 Recursos de contrata

La contrata se encarga de realizar las preparaciones para ello tiene que disponer los recursos necesarios como personal equipos de perforación equipos de limpieza y ventiladores, se iniciara las preparaciones con dos frentes una pareja ejecutará las galerías y la otra se encargara de realizar el avance de la rampa hacia el nivel intermedio.

Tabla 29 - Necesidad personal contrata

PERSONAL DE CTTA	
CATEGORIA	CANTIDAD
Maestro perforista	6
Ayudante perforista	6
Operador Scoop	3
Operador Motorista	3
Ayudante Motorista	3

Total: 21 personas

Tabla 30-Recursos Contrata.

EQUIPO DE CTTA	
Maquina Jackleg	2
Scoop 2.5 Yd3	1
Ventilador 30,000 cfm.	1

6.3 Evaluación económica

6.3.1 Costo del método de minado

Para la determinación de la rentabilidad económica se tiene que determinar el costo total que involucra el costo de minado que incluye desde la perforación y voladura, sostenimiento, limpieza de mineral hasta el OrePass y el relleno asimismo las preparaciones como son las ventanas subniveles chimeneas galerías, las inversiones que son los Bypass, rampas principales también se considera el costo de mantenimiento, costo de planta y el costo administración lima, en la Tabla N° 45 especifica un resumen del costo de operación del método Cut And Fill Stopping.

Tabla 31- Resumen del costo de operación-Método Cut and Fill Stopping

CUT AND FILL STOPING		
PERFORACION	2.25	\$/tn
ACCESORIOS	2.16	\$/tn
VOLADURA	2.16	\$/tn
PREPARACION	8.47	\$/tn
RELLENO DETRITICO	1.89	\$/tn
LIMPIEZA	2.36	\$/tn
SOSTENIMIENTO	2.07	\$/tn
PLANILLA	5.53	\$/tn
MATERIALES	1.08	\$/tn
ENERGIA	1.24	\$/tn
PLANTA	8.2	\$/tn
MANTENIMIENTO	0.83	\$/tn
INDIRECTOS	7.07	\$/tn
INVERSION	8.04	\$/tn
COSTO TOTAL DE PRODUCCION	52.35	\$/Tn

Tabla 29-Costo de operaciónCut and FillStopping

6.3.2 Valor de mineral

En Yauliyacu anualmente el área de geología nos dan el valor de mineral con el cual se va a trabajar, estos datos es importante para determinar el valor de mineral de los blocks y también nos sirve para determinar la rentabilidad de los tajos y proyectos que se van a ejecutar las unidades del valor de mineral están en dólares por tonelada.

$$\text{Valor de mineral} = \text{Valor de mercado} \times \text{Ley mineral} \times \text{Recuperación} \times \% \text{Pagable}$$

Precios de mercado

Zn. US\$ 2000

Cu US\$ 7500

Pb US\$ 2600

Ag US\$ 21

VALOR MINERAL.	
%Zn	14.78
%Pb	8
%Cu	20.1
Onz/Ag	14.7

6.3.3 Utilidad

Para determinar el valor de los block que se va a minar se toma las leyes planeadas ya que estas leyes están castigadas por la dilución que va a tener por el método aplicado asimismo por las estadísticas que se maneja de años anteriores a las leyes se lo castiga un 30% con estas leyes castigadas se realiza la evaluación económica.

VETA M							
				Leyes Planeadas			
TONELAJE	A.V	A.V	A.M	%Zn	%Pb	%Cu	Onz/Ag
41000	1.9	2.3	41000	2.19	1.02	0.16	3.60

Tabla30-Leyes de los blocks a minar

Para determina el valor de mineral que tiene se multiplica estas leyes ponderadas con los valores puntos de cada elemento. En la tabla 31 se muestra el valor de mineral

Tabla 32- Valores de mineral

ELEMENTO	V.PUNTO	LEYES	V. MINERAL
%Zn	14.78	2.19 %	32.42
%Pb	8	1.02 %	8.14
%Cu	20.1	0.16 %	3.18
Onz/Ag	14.7	3.60 Onz/t	52.92

Precio Total **96.66 \$/t**

La utilidad por tonelada se obtiene de:

$$\text{Utilidad} = (96.66 - 52.35) \text{USD/T}$$

$$\text{Utilidad} = 42.31 \text{ USD/T}$$

Como se va explotar 41000 toneladas

Se tiene

$$\text{Utilidad} = 3'066,000 \text{USD}$$

CONCLUSIONES

1. Se mejorará la gestión de la seguridad (personal y equipos) en la mina usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos.
2. La productividad es mucho mayor usando el método de minado Cut and Fill Stopping de 28 t /hombre-Guardia con respecto a 8 t/Hombre-Guardia.
3. La principal dificultad en la aplicación del método de taladros largos en vetas es la regularidad de la estructura mineralizada, de presentar sinuosidad podríamos tener problemas de dilución en los tajos lo cual nos provocaría problemas en las leyes de mineral.
4. En la implementación podemos tener problemas del Método Cut and Fill Stopping con la estabilidad y de dilución por ello es importante seguir las recomendaciones geomecánicas.
5. Usando el método Cut and Fill Stopping se tiene un ahorro de 10 dólares por tonelada con respecto a los métodos tradicionales.
6. Para la aplicación del método requiere de mayor preparación que los métodos Convencionales.
7. Con el método tradicional de corte y relleno la dilución puede llegar hasta 12%, mientras con el nuevo minado llega hasta 20%.

RECOMENDACIONES

1. Para el minado se tiene que respetar la longitud de área abierta y luego proceder con el relleno para no provocar el colapso del tajo.
2. En la fase de producción de tajeo se tiene que dar la rapidez en la limpieza del mineral y luego proceder con el relleno.
3. Se debe controlar la perforación y levantamiento de los taladros antes de realizar el carguío.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. Hartman Howard L., 1992, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., “SME Mining Engineering Handbook”. David E. Nicholas “Applications of underground mining methods”, pag. 2093. (R1).
2. Haycocks Christopher, Aelicks R.C., 1992, “*Sublevel Stoping*”, SME Inc., pag 1717 – 1729. (R2).
3. Stephen A. Orr “Hard-Rock mining: method selection criteria – Relative direct cost comparison”, pag 1842. (R3).
4. Llanque M. Oscar, Navarro T. Vidal, 1999, “Explotación Subterránea, métodos y casos prácticos” “Elección del método y planificación de la mina”. Pág. 38-52. (R5).
5. Córdova Rojas David, Regalado David, 2004, “Dimensionamiento del minado del cuerpo Magaly – Tajeo 775 Mina Socorro”. Pág. 1-24. (R7).
6. Ames Lara V., "Teoría de Voladura de Rocas" – 2000
7. Persson, H. Lee, "Explosives and Blasting Procedures Manual" U.S. department of th Interior, Bureau of Mines USA. – 1982