

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE
HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



UNSCH

**"APLICACION DEL RELLENO EN PASTA PARA REDUCIR LOS
COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD MINERA CERRO LINDO"**

Tesis para optar el título de **INGENIERO DE MINAS**, que presenta el

bachiller:

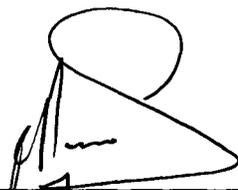
JHERSON KAROL VENEGAS OLIVARES

Ayacucho – Enero

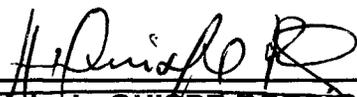
"APLICACION DEL RELLENO EN PASTA PARA REDUCIR LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD MINERA CERRO LINDO"

RECOMENDADO : 22 DE ENERO DEL 2017

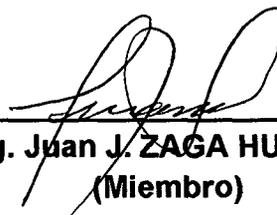
APROBADO : 30 DE ENERO DEL 2017



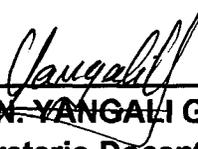
**MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
(Presidente)**



**Ing. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ
(Miembro)**

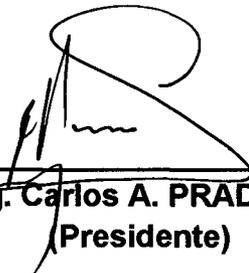


**Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)**

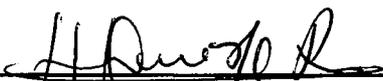


**Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)**

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 30 de enero del 2017, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller Jherson Karol VENEGAS OLIVARES, con la Tesis Titulado "APLICACIÓN DEL RELLENO EN PASTA PARA REDUCIR LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD MINERA CERRO LINDO", fue calificado con la nota de DIESEISEIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
(Presidente)



Ing. Indalecio QUIspe RODRÍGUEZ
(Miembro)



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)



Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA

Con mucho amor y cariño dedico este trabajo de tesis a mi madre, **Florencia Perlacios**, quien encaminó mi vida.

A mi familia por todo el apoyo incondicional, paciencia y comprensión.

AGRADECIMIENTO

Mi especial agradecimiento al superintendente de mina, Compañía Minera Milpo S.A.A. - U.E.A. Cerro Lindo, Ing. Horinzon Bernaola Chávez, por haberme dado la oportunidad de realizar mi trabajo de investigación en la unidad y así poder ampliar mis conocimientos teórico prácticos adquiridos en mi formación universitaria.

De igual manera mi agradecimiento al Jefe de relleno en pasta Ing. Rolando Quispe Bullón, por brindarme las facilidades para desarrollar la presente investigación así mismo cabe mencionar la ayuda prestada por todos los supervisores: Ing. Cristian Castañeda y trabajadores de todas las áreas de la unidad.

RESUMEN

La presente tesis está orientada a la adecuada aplicación del relleno en pasta para optimizar los márgenes operativos que requiere la empresa, se ha elaborado análisis de producción considerando la centralización de los tajeos en el OB2 y OB5 de los cuerpos mineralizados (OB1, OB2, OB3, OB4, OB5, OB6 Y OB7) y la optimización de las operaciones unitarias, dichas medidas nos permitirá optimizar y reducir los costos de relleno en pasta.

En la presente tesis, se ha considerado un incremento de producción, para lo cual se ha priorizado una adecuada aplicación de relleno en pasta en tajeos considerando un diseño óptimo de mezcla, capacidad de planta de relleno, el dimensionamiento adecuado de los tajeos y controlar la seguridad en el trabajo de la Unidad Cerro Lindo.

2.3.10 Sistema de distribución del relleno	82
2.3.11 Relleno de tajeos primarios y secundarios	83
2.4 COSTOS DE RELLENO EN PASTA	85
2.4.1. Ahorro por mejoramiento del diseño de mezcla	85
2.4.2. Costo de producción y seguridad en el relleno de tajeos	87
CAPITULO III RESULTADOS Y DISCUSION	89
CAPITULO IV CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	96
4.1. CONCLUSIONES	96
4.2. RECOMENDACIONES	97
ANEXOS	98
- Figura 2.1: Mapa del Perú y las tres cuencas de la parte occidental.	99
- Figura 2.3: Diagrama esquemático de los cuerpos de mineral.	100
- Figura 2.4: Reservas y plan de minado OB2, OB5 y OB6.	101
- Anexo 2.38.Cálculo de resistencia de relleno en pasta	102
- Matriz de consistencia	106
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	107

INTRODUCCIÓN

La mina Cerro Lindo propiedad de Compañía Minera Milpo S.A.A., es una mina polimetálica con leyes promedio de 2.86 % Zn, 0.33% Pb, 0.75% Cu y 0.84oz Ag/t, que actualmente viene explotando el cuerpo mineralizado Cerro Lindo mediante el método de explotación de Sublevel Stöping, con relleno en pasta que alcanza una resistencia de 410KPa a los 28 días.

El ancho de minado varía desde 20m, la altura de corte es de 30m y el largo es de 40m aproximadamente. Según los ingenieros de operación el ciclo de minado, que comienza con la perforación, voladura, desatado, extracción y termina con el relleno en pasta, podría demorar hasta 10 días de relleno de un tajeo de las dimensiones mencionadas.

En este contexto se busca realizar una optimización de la aplicación del relleno en pasta, despertando el interés de los estudiantes mineros en realizar investigación en el campo de la geomecánica y diseño con el objetivo de optimizar los costos y evaluar diferentes alternativas donde aplicando sus conocimientos podrán presentar proyectos que sean económicamente aceptados manteniendo siempre los factores de seguridad óptimos.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

1.1.1. UBICACIÓN

El proyecto Cerro Lindo se ubica a 175 Km. al sureste de Lima en el sur del Perú en el Departamento de Ica, provincia de Chincha, distrito de Chavín, paraje de Huapunga. Se encuentra exactamente en la quebrada de Topará que es la frontera entre Chincha (Ica) y Cañete (Lima), está ubicado en la carta Geológica IGN 27-L y se encuentra a una altitud de 1820 m.s.n.m.

COORDENADAS UTM:

P.P: Cerro Lindo

N: 8554400

E: 993100

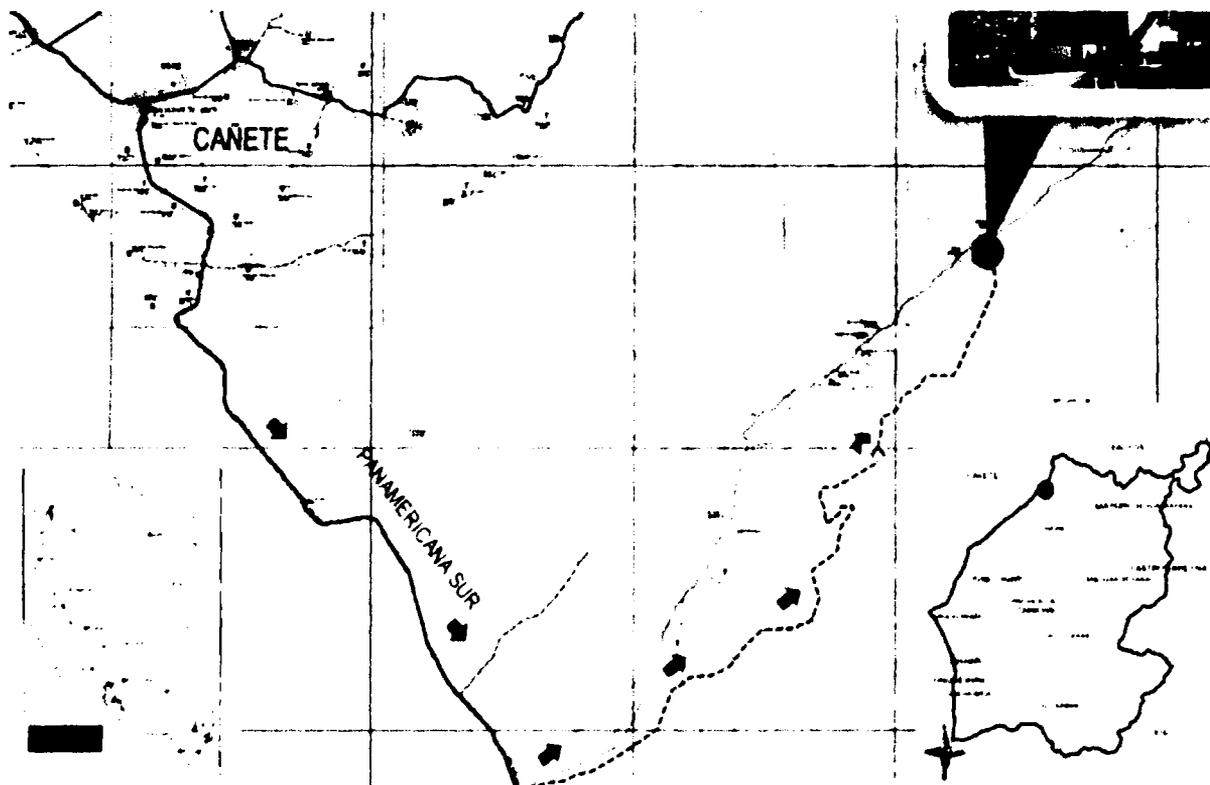


Figura 1.1: Ubicación de la Unidad Minera Cerro Lindo.

Fuente: Informe anual Milpo 2014.

Con más de 60 años de actividad, Milpo es un grupo minero orientado al desarrollo y operación de minas productoras de Zinc, Cobre, Plomo y Plata. Mina Cerro Lindo Ubicada en el distrito de Chavín, Provincia de Chincha – Ica, produce concentrados de Zinc, Cobre y Plomo.

1.1.2. ACCESIBILIDAD

El acceso al Proyecto Minero Cerro Lindo, desde la ciudad de Lima se realiza por vía terrestre, teniendo como ruta la carretera asfaltada Panamericana Sur, hasta el Km 180 aproximadamente (localidad de Jahuay). De este punto se continúa por la carretera afirmada de 60 Km. de

longitud que llega al campamento de Cerro Lindo. El tiempo de viaje de Lima a la Unidad Cerro Lindo es de cinco (05) horas aproximadamente.

1.2. CLIMA Y VEGETACION

1.2.1. CLIMA

El clima característico de esta ecorregión es templado cálido en las partes bajas y el templado frío en las partes altas. De acuerdo a la clasificación climática de W. Köppen el área donde se encuentra el proyecto presenta un Clima Seco, que se caracteriza principalmente por la evaporación que excede a las precipitaciones (lluvias), además de que siempre existe un déficit hídrico (pérdida o escasez de agua).

1.2.2. VEGETACION

La zona de estudio se halla comprendida en la ecorregión Serranía Esteparia la cual se extiende a lo largo del flanco occidental andino desde el departamento de la Libertad hasta el norte de Chile, entre los 1000 y los 3000 m.s.n.m.

La forma de vida más representativa es la herbácea, la cual se encuentra extendida principalmente en la parte baja, este tipo de vegetación presenta una serie de características morfológicas que evidentemente están relacionadas con las características climáticas y fisiográficas. Existen en el área especies silvestres de importancia comercial como el pacaé, el algarrobo y la tara. Se encontraron un total de 50 especies, pertenecientes a 46 géneros y 24 familias botánicas. Un aspecto importante es la presencia de especies reconocidas como parientes silvestres de plantas

utilizadas para alimentación como es el caso de los géneros Oxalis (oca silvestre) y Lycopersicon (tomate silvestre). Las especies arbóreas no constituyen agregaciones y su número no es representativo.

1.3. FISIOGRAFIA

El área del proyecto queda delimitada por una franja territorial que atraviesa la costa peruana desde las cercanías de la playa Jahuay en Chincha, hacia el Noreste en el distrito de Chavín también ubicada en la provincia de Chincha, circunscrita a la quebrada Topará.

La fisiografía de la franja tiene un comportamiento variable, presentando pendientes suaves u horizontales en la zona oeste de la franja hasta pendientes altas de relieve abrupto en la cercanía de la zona del proyecto, hacia el este la zona costera, colindante al litoral peruano. Comprende planicies y partes bajas de los valles costeros. El relieve topográfico es predominantemente plano a ligeramente ondulado, variando a cerros con pendientes suaves e inclinados o empinados a medida que se incrementa la altitud.

1.4. RESENA HISTORICA

Cerro Lindo se descubre hace décadas (Cía. BTX 1967) por el afloramiento de Minerales no metálicos como baritina.

Desde el año 1982 a 1987 la Compañía Minera Milpo inicia los trabajos geológicos, descubriéndose los cuerpos OB1 y OB2.

En 1,999 se ejecutaron 4,525m de galería subterránea y 35,112m de perforación diamantina, descubriéndose en su totalidad el OB5.

En el año 2,002 se realizó el estudio de factibilidad teniendo recursos medidos de 34 MT con 5.2% de Zn, 0.8% de Cu, 36.1 gr/t de Ag y 0.28 % de Pb y además con un mineral inferido de 10 MT.

1.5. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

La aplicación de la tecnología de relleno de pasta ha demostrado un auge continuo desde el primer sistema que se puso en marcha, a finales de los años 90 en los andes del Perú.

En el año 2001, la mina San Rafael aplicó esta tecnología en un proyecto dividido por fases, iniciando con un estudio de selección de alternativas, un programa de ensayos del material (Relaves, cemento portland y escoria molida), estudio de factibilidad, ingeniería de detalle, construcción, comisionado y puesta en marcha.

Todas estas etapas contaron con un apoyo constante del Consultor.

En este enfoque se vio la necesidad de equilibrar la disposición de relaves desaguados en superficie y la disposición de relleno en pasta.

Los avances en la tecnología de espesamiento, la tendencia en recuperar mayores niveles de agua en los relaves y la reducción de costos operativos, ha hecho posible la implementación de sistemas de disposición subterráneos como el relleno en pasta así como la disipación de relaves desaguados en superficie.

1.6. ORGANIZACION - DISEÑO METODOLOGICO DE TRABAJO

- a) TIPO DE INVESTIGACIÓN. Aplicada.
- b) NIVEL DE INVESTIGACIÓN. Descriptivo-Analítico.
- c) DISEÑO. Transversal – Correlacional.
- d) POBLACIÓN Asiento minero Cerro Lindo.
- e) TAMAÑO DE MUESTRA. Tajeos de Cerro Lindo.
- f) SELECCIÓN DE MUESTRA. Muestreo no probabilístico.
- g) UNIDAD DE ANÁLISIS. Cada tajeo minero.
- h) RECOLECCIÓN DE DATOS. Observación directa e información documentada.
- i) INSTRUMENTOS DE MEDICIÓN. Datos estadísticos.
- j) PROCESAMIENTO DE DATOS. Evaluación de la información.
- k) ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS. Análisis de datos logrado

1.7. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El éxito de una mina tanto en seguridad como en productividad y utilidad radica plenamente en el manejo adecuado de materiales e insumos manteniendo el equilibrio con tendencia a optimizar los costos operativos y productivos, así mismo la oportuna estabilidad que se le dé al vacío creado propio de una explotación, optimizando la correcta aplicación del sistema de relleno en pasta para la explotación subterránea. Cerro Lindo busca reducir el insumo de mayor costo para la producción de relleno en pasta velando la correcta estabilidad del macizo rocoso, para lo cual se optó por

un laboratorio de concreto en la que se hace un minucioso y correcto estudio, prueba y análisis del relleno.

1.7.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

a) PROBLEMA PRINCIPAL

¿De qué modo una adecuada aplicación del relleno en pasta influye en la reducción de los costos operativos en la Unidad Minera Cerro Lindo?

b) PROBLEMAS SECUNDARIOS

- ¿En qué medida el diseño de mezcla de relleno en pasta y la clasificación geomecánica influyen en el incremento de producción del mineral a 20,000 TMD y capacidad de planta de relleno en la Unidad Minera Cerro Lindo?
- ¿De qué modo las dimensiones y la estabilidad de los tajeos influyen en el costo de producción y seguridad en la Unidad Minera Cerro Lindo?

1.8. JUSTIFICACION E IMPORTANCIA

Ésta óptima aplicación del relleno en pasta brinda una mayor eficiencia en los trabajos de extracción del 100% del mineral reduciendo la dilución y costos operativos en minado por taladros largos en cuerpos.

La contaminación del medio ambiente por rellenos con los relaves, son originados cuando se incrementa el tamaño de granos los sólidos, se presentan desgastes de las tuberías que es proporcional al cubo del

diámetro de los granos generándose roturas de los mismos. Donde incrementa los costos de mantenimiento, remediación y demoras en el ciclo de minado.

En el relave abunda mayormente la pirita (63.36 %) como tal puede o no generar drenajes ácidos, dependiendo de la capacidad de neutralización del resto de materiales y de la cantidad de sulfuros que produciría drenaje ácido, hacia las plantas de tratamiento de aguas ácidas generando costos para neutralizar los sólidos en suspensión.

La utilización del relleno con resistencia compresiva superior en tiempo de fraguado con respecto al relleno con relaves, involucra adicionar un mínimo de cemento para controlar la calidad de relleno, la velocidad de colocación que controla la velocidad de producción.

El involucramiento de diversos actores donde no se genera aspectos ambientales en áreas urbanas, agrícolas, áreas naturales protegidas, evitando conflicto y satisfacción con las comunidades de nuestro entorno, con el compromiso de fortalecer y mejorar las relaciones de interés mutuo que permitan su desarrollo sostenible.

1.9. OBJETIVOS

a) OBJETIVO GENERAL

Reducir los costos operativos con una adecuada aplicación del relleno en pasta en la producción de 20000TMD de mineral en la Unidad Minera Cerro Lindo.

b) OBJETIVOS ESPECIFICOS

- a) Evaluar el diseño de mezcla de relleno en pasta y la clasificación geomecánica para incrementar la producción del mineral y capacidad de planta de relleno en la unidad minera Cerro Lindo.
- b) Determinar las dimensiones y la estabilidad de los tajeos para optimizar los costos de producción y mejorar la seguridad en la Unidad minera Cerro Lindo.

1.10. PLANTEAMIENTO DE LA HIPOTESIS

a) HIPOTESIS GENERAL

El consumo adecuado de cemento en la aplicación del relleno en pasta influirá en la reducción de costos operativos en la Unidad Minera Cerro Lindo.

b) HIPOTESIS ESPECIFICOS

- Un adecuado diseño de mezcla de relleno en pasta y la clasificación geomecánica favorecerán para el incremento de producción del mineral y capacidad de planta de relleno en la unidad minera Cerro Lindo.
- Las dimensiones la estabilidad de los tajeos repercutirán en el costo de producción y seguridad en la unidad minera Cerro Lindo.

1.11. VARIABLES E INDICADORES

a) VARIABLE INDEPENDIENTE

Aplicación de relleno en pasta en tajeos.

INDICADORES

- a) Diseño de mezcla de relleno en pasta %.
- b) Dimensiones de los tajeos m³.
- c) Clasificación geomecánica RMR, RQD, Q.
- d) Estabilidad de tajos. N.

b) VARIABLE DEPENDIENTE

Reducción de costos operativos en la Unidad minera Cerro Lindo.

INDICADORES

- a) Producción de mineral TMD.
- b) Capacidad de planta de relleno M³/HR
- c) Costos de producción \$/TM, Factor de seguridad %

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANÁLISIS DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

2.1.1. CONDICIONES GEOLOGICAS DEL MACIZO ROCOSO

A. GEOLOGIALOCAL

La estratigrafía está dominada por lavas brechadas y masivas como piroclásticas de composición riolítica a riodacítica.

El depósito de Cerro Lindo pertenece al Grupo Casma del Cretácico (Albiano Cenoniano), éste grupo aflora en la parte Occidental del Perú a lo largo de toda la costa.

El Grupo Casma es una serie volcano sedimentario ocupando una cuenca marginal, este grupo constituye un arco volcánico extensivo.

El depósito se encuentra en la formación volcano sedimentario Huranguillo, emplazada en la cuenca cañete. **Figura 2.1.**

B. GEOLOGIA REGIONAL

Regionalmente la serie volcano sedimentario que alberga al depósito polimetálico de Cerro Lindo, forma una faja de formación de 30 km por 10 km NO, ésta secuencia está intruída y rodeada por pulsaciones terciarias del Batolito de la Costa.

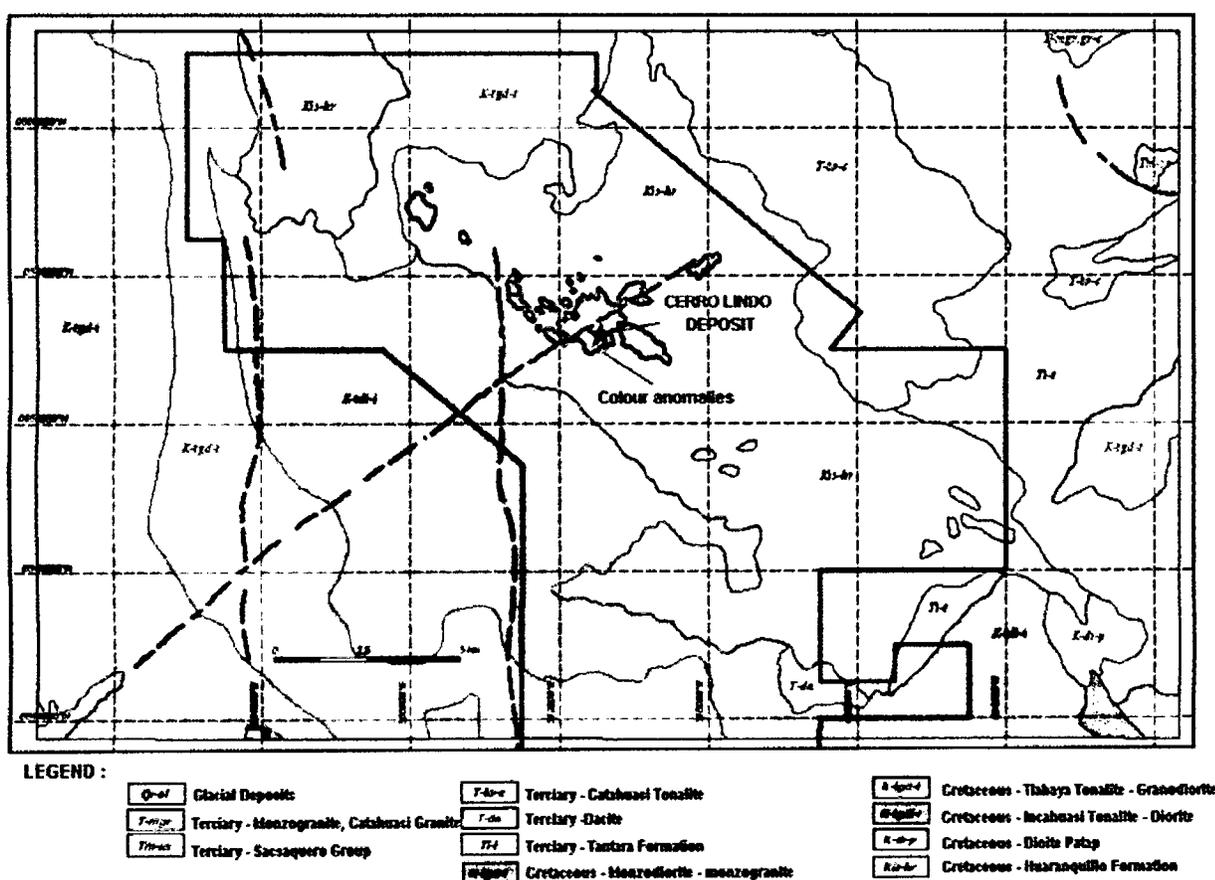


Figura 2.2: Plano regional de la formación Huaranguillo, rodeado de los intrusivos.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2015.

INTRUSIVOS

Las rocas intrusivas del batolito de la Costa, de edad Cretácica, están constituidos principalmente por granodioritas que rodean las unidades volcánicas sedimentarias. Existen otros afloramientos, más antiguos y de mucha menor dimensión.

Finalmente existe gran cantidad de diques intruyendo las secuencias volcánicas sedimentarias, como pórfido andesítico, esta última corta incluso al intrusivo granodiorítico.

METAMORFISMO

Las rocas intrusivas del batolito de la Costa produjeron un metamorfismo regional prominente a las rocas volcánicas encajonantes, como milonitas con ensamble cuarzo – feldespatos – muscovita – biotita – andalucita presentando texturas granoblásticas.

C. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Cerro Lindo es un depósito geoméricamente definido orientado al NW, buzando al SW con ángulo de 65, teniendo una longitud aproximada de 800 metros, un espesor de 200 metros y una profundidad de 450 metros, los cuerpos definidos son OB1, OB2, OB3, OB4, OB5, OB6 y OB7 que están controlados estructuralmente por fallas y éstas intruidas por diques andesíticos porfíricos transversales al depósito que cambian abruptamente el desplazamiento y las potencias.

Estructuralmente Cerro Lindo está caracterizado por bloques estructurales limitados por fallas. Existen tres familias de fallas regionales, las cuales se describen adelante. **Figura 2.3.**

FALLAS NW

Este sistema es muy antiguo dan la forma de la cuenca donde se han depositado los sulfuros masivos.

FALLAS NE

Este sistema ha tenido igual importancia en la deposición de los sulfuros masivos, son transversales y sirvieron como conductos de la mineralización, actualmente estas fallas están ocupadas por diques andesíticos porfíricos.

FALLAS NS

Es un sistema de fallas inversas posterior a la deposición mineral y desplazan el OB1 que dificulta la interpretación y correlación de las unidades. En el OB5 también existen diques y fallas NS pero con desplazamiento moderado.

D. GEOLOGIA ECONOMICA

PARAGÉNESIS

Cerro Lindo es un depósito de sulfuros masivos volcanogénicos, los sulfuros masivos bandeados de baritina y Zn se depositaron por precipitación de los fluidos hidrotermales calientes en contacto con el agua de mar. Éstas son pertenecientes al Grupo Casma de edad Cretácico, estas rocas se acumularon dentro de una cuenca durante el proceso de

subducción. La secuencia volcánica sedimentaria consiste de lavas y piroclastos félsicos, esta secuencia finalmente es intruida por el batolito de la costa.

MINERALOGÍA

La nomenclatura de las rocas y minerales en este depósito de Sulfuros masivos está clasificada de la siguiente manera:

- SPB - Zn (Mineralización económica que contiene Sf-Ba-Py rico en esfalerita).
- SPB – Cu (Mineralización económica que contiene Sf-Ba-Py.Cu rico en cobre).
- SPP (Mineral no económico que contiene sulfuros masivos como la Py).
- SSM (Volcánico que contiene Py diseminada).
- V (Volcánico).
- D (Dique andesítico porfirítico)

RECURSOS Y RESERVAS

Los recursos de minerales del yacimiento Cerro Lindo son la base fundamental para la realización de las estimaciones de reservas de minerales explotables. **Figura 2.4.**

El nivel de recursos: (medidos + indicados) es de 30.74%, Este puede ser re categorizado a reservas probadas y probables.

Se estima por experiencia en la UMCL, que la mitad de estos recursos puede cambiar de categoría.

Para la evaluación del proyecto de estudio a 20k TMD se han considerado los Recursos y Reservas (al 31 diciembre 2015).

Para simular la vida económica de la UMCL y realizar un Trade Off entre una producción de 18k TMD y otra de 20k TMD se deberá agotar en el tiempo las 83, 952,478TM con sus leyes respectivas.

El Trade Off nos indicara con cual escala de producción se debe trabajar 18k TMD o 20k TMD. Para ello tenemos CAPEX, OPEX, horizonte de vida económica; con todo se ha determinado el VAN y TIR.

Tabla 2.5. Recursos y reservas de la Unidad Minera Cerro Lindo.

ESTIMACION DE RECURSOS Y RESERVAS AL 31 DE DICIEMBRE 2015						
ITEM	CUT OFF- NSR 18.08 \$/TMS					
	TMS	AG OZ/TMS	PB %	ZN %	CU %	NSR \$/TMS
RESERVA PROBADA	11,570,161	0.84	0.33	2.86	0.75	56.41
RESERVA PROBABLE	20,808,063	0.76	0.19	1.81	0.78	46.37
TOTAL RESERVAS	32,378,225	0.79	0.24	2.18	0.77	49.96
RECURSO MEDIDO	13,415,550	0.93	0.36	2.74	0.72	54.46
RECURSO INDICADO	13,234,666	0.95	0.28	2.50	0.97	60.24
SUB TOTAL RECURSOS	26,650,216	0.94	0.32	2.62	0.84	57.33
RECURSOS INFERIDOS	24,924,037	0.61	0.22	2.62	0.71	51.41
TOTAL RECURSOS	51,574,253	0.78	0.27	2.62	0.78	54.47
RECURSOS + RESERVAS	83,952,478	0.78	0.26	2.45	0.78	52.73

Fuente: Milpo, PERUMIN 2015.

Tabla 2.6. Estimación del balance metalúrgico en Cerro Lindo al 2016.

BALANCE METALURGICO 2016		
ITEM	UNID	2016
TRATAMIENTO	TMS	7,020,000
CONC DE CU	TMS	184,704.0
LEY CU	%	24.31
LEY AG	Oz/TMS	11.05
REC CU	%	80.72
REC AG	%	38.20
CONC DE ZN	TMS	324,854.4
LEY ZN	%	55
REC ZN	%	91
CONC PB	TMS	23,727.6
LEY PB	%	64
LEY AG	OZ/TMS	64
REC PB	%	68
REC AG	%	26
TOTAL CC	TMS	533,286.0

Fuente: Departamento de ingeniería Unidad Cerro Lindo.

2.1.2. CONDICIONES GEOMECAICAS DEL MACIZO ROCOSO

La caracterización de un macizo rocoso constituye la fase inicial en todo estudio geológico-geotécnico e implica la descripción de las características particulares que intervienen y que juegan un papel importante en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso frente a procesos de desestabilización, como pueden ser la ejecución de excavaciones a tajo abierto y subterráneo o cualquier otro mecanismo que altere el estado inicial del macizo rocoso como elemento de construcción.

Es importante mencionar la caracterización de macizos rocosos que está fundamentalmente basada en las observaciones y descripciones hechas a partir de afloramientos y sondajes de perforación. Es ese sentido dichas descripciones no solo tiene que tener un contenido geológico sino que también deben estar acompañadas de medidas y ensayos adicionales, que junto al análisis geomecánico permiten obtener parámetros básicos de diseño en los proyectos de ingeniería de rocas para así modelar el diseño de mina.

Por lo tanto, los resultados de la clasificación geomecánica del macizo rocoso, son indicadas a continuación en la tabla las condiciones geomecánicas de las labores mencionadas; respecto a su ubicación sea caja techo, caja piso o mineral se agruparon los resultados de la clasificación.

Tabla 2.7. Condiciones geomecánicas del yacimiento Cerro Lindo.

CONDICIONES GEOMECAÑICAS DE LABORES				
ITEM	CAJA TECHO	CONTACTO	ORE BODY	CAJA PISO
E= Mpa	9600	7910	8000	9850
ν	0.3	0.35	0.38	0.38
s= Mpa	96	94	70	100
RQD	45-50	45-50	65-75	65-75
RQD prom	48	48	70	70
RMR	38-42	38-40	50-60	50-60
RMR prom	40	39	55	55
TIPO	IVA	IVA	IIIA	IIIA
CALIDAD DE MASA ROCOSA	Mala A	Mala A	Regular A	Regular A

Fuente: Elaboración propia con datos de Milpo - PERUMIN 2015.

A. RQD (ROCK QUALITY DESIGN)

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de los testigos de la perforación diamantina.

Asimismo, en las estaciones geomecánicas realizadas en las labores subterráneas se estimó considerando el grado de fracturación, que a partir del espaciamiento medio entre discontinuidades se puede correlacionar un estimado del RQD.

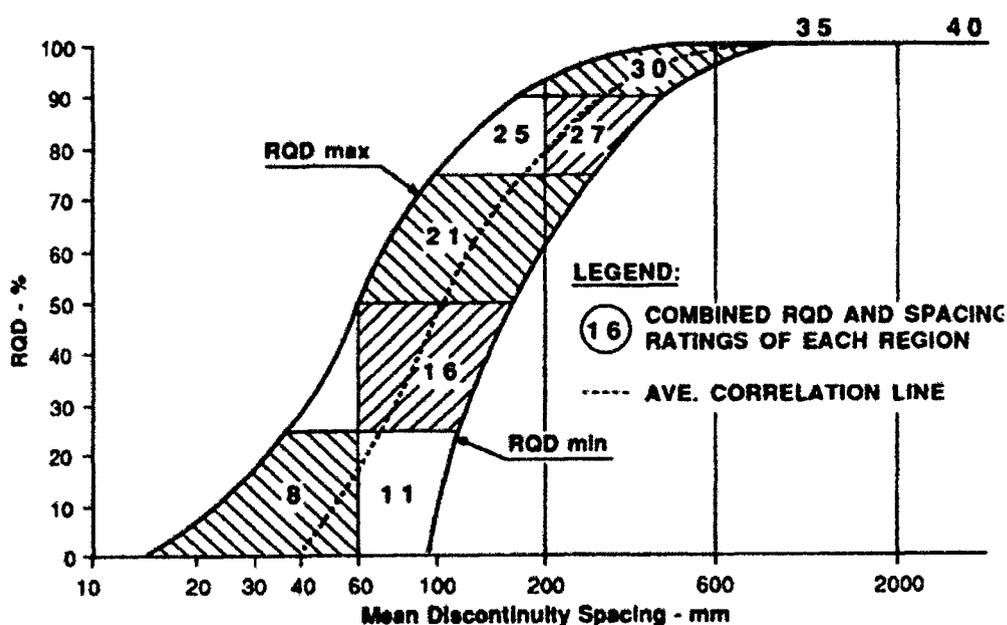


Figura 2.8.Relación RQD y Espaciamiento de las discontinuidades.

Fuente: Bieniawski (1976)

A partir del espaciamiento medio entre discontinuidades se puede correlacionar un estimado del RQD.

B. CLASIFICACIÓN GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

El sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski RMR (1976) valora al macizo rocoso de acuerdo a la calidad de roca, el mismo que considera cinco parámetros: resistencia a la compresión uniaxial (σ_c), índice de calidad de la roca (RQD), espaciamiento de las discontinuidades (S), condición de las discontinuidades (J) y condición de agua (WC).

$$RMR = \sigma_c + RQD + S + J_c + W_t$$

- S, Espaciamiento de juntas.
- J_c , Condición de juntas.
- W_t , Presencia de agua subterránea.

Tabla 2.9. Criterio para clasificar la masa rocosa.

TIPO DE ROCA	RMR	CALIDAD
II	Mayor a 60	BUENA
IIIA	51-60	REGULAR A
IIIB	41-50	REGULAR B
IVA	31-40	MALA A
IVB	21-30	MALA B
V	Menor a 21	MUY MALA

Fuente: Bieniawski-1989

C. CONDICIONES GEOMECANICAS DE LAS LABORES

En UMCL hay tres tipos de rocas, los sulfuros donde está el mineral, los volcánicos y los diques que cortan transversalmente a los sulfuros y volcánicos.

LABORES DE DESARROLLO

Nuestras labores de desarrollo están en la caja piso, que consta de roca sedimentaria volcánica riódasítica, en esta zona se tiene construida los echaderos, la rampa 074 y 678 juntos con los accesos al cuerpo. Ésta presenta discontinuidades de 500 a 600mm de espaciado con superficies ligeramente rugosas y paredes altamente meteorizadas ligeramente mojado.

LABORES DE PREPARACIÓN

Las labores de preparación están mayormente dentro del cuerpo mineralizado de sulfuros, donde están construidos los cruceros y galerías. Ésta presenta discontinuidades de 400 a 600mm de espaciado con superficies ligeramente rugosas y paredes altamente meteorizadas y mojado.

MODELAMIENTO GEOMECANICO OB5

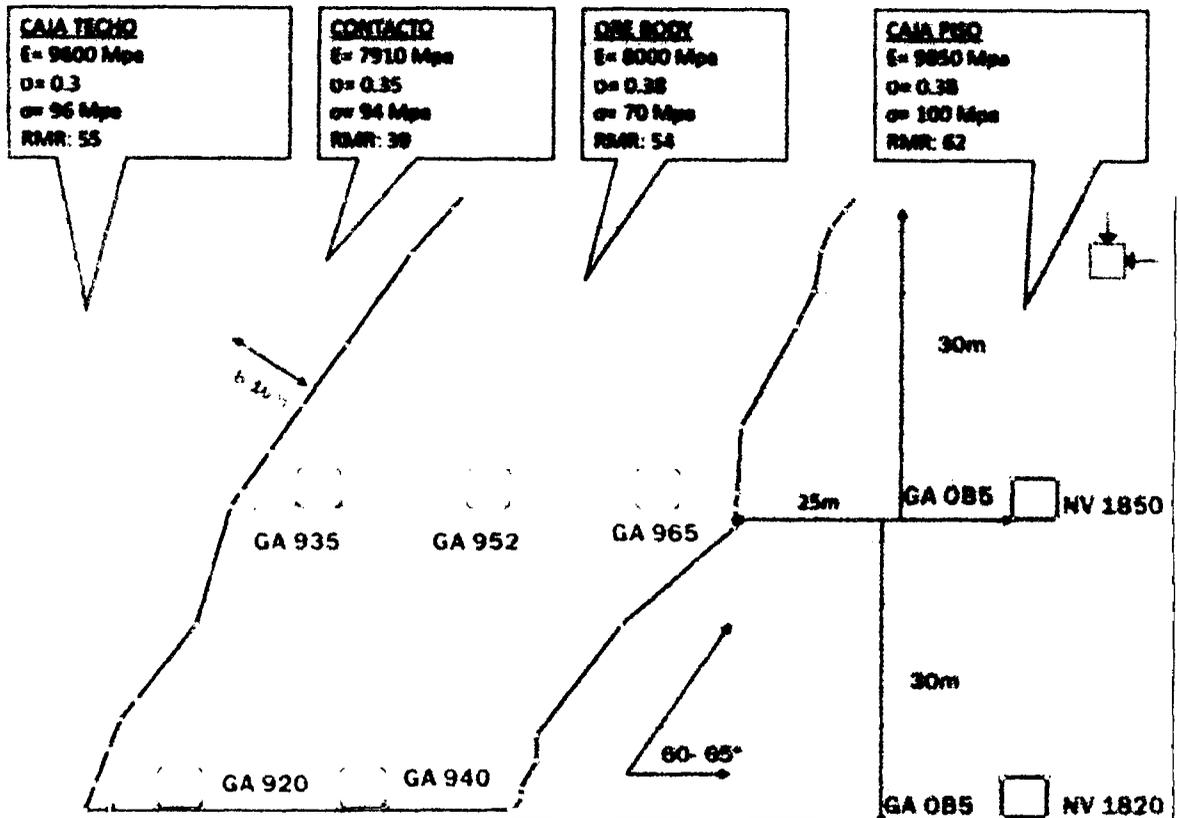


Figura 2.10. Sección transversal del modelamiento geomecánico del OB5 de la mina Cerro Lindo.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2013

La figura muestra el modelamiento geomecánico del OB5 de la mina Cerro Lindo en sección transversal del yacimiento, caja techo, contacto, cuerpo y caja piso indicando sus condiciones geomecánicas correspondientes.

2.1.3. MÉTODO DE MINADO SUBLEVEL STOPING

Este método se aplica preferentemente en yacimientos de formas tabulares verticales o subverticales de gran espesor, por lo general superior a 10 m. Es deseable que los bordes o contactos del cuerpo mineralizados sean regulares. También es posible aplicarlo en yacimientos masivos de gran potencia como los cuerpos mineralizados. Tanto la roca mineralizada como la roca circundante deben presentar buenas condiciones de estabilidad; vale decir, deben ser suficientemente competentes o autosoportante.

El sublevelstopping es un método en el cual se excava el mineral por tajadas verticales dejando un vacío, por lo general de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical.

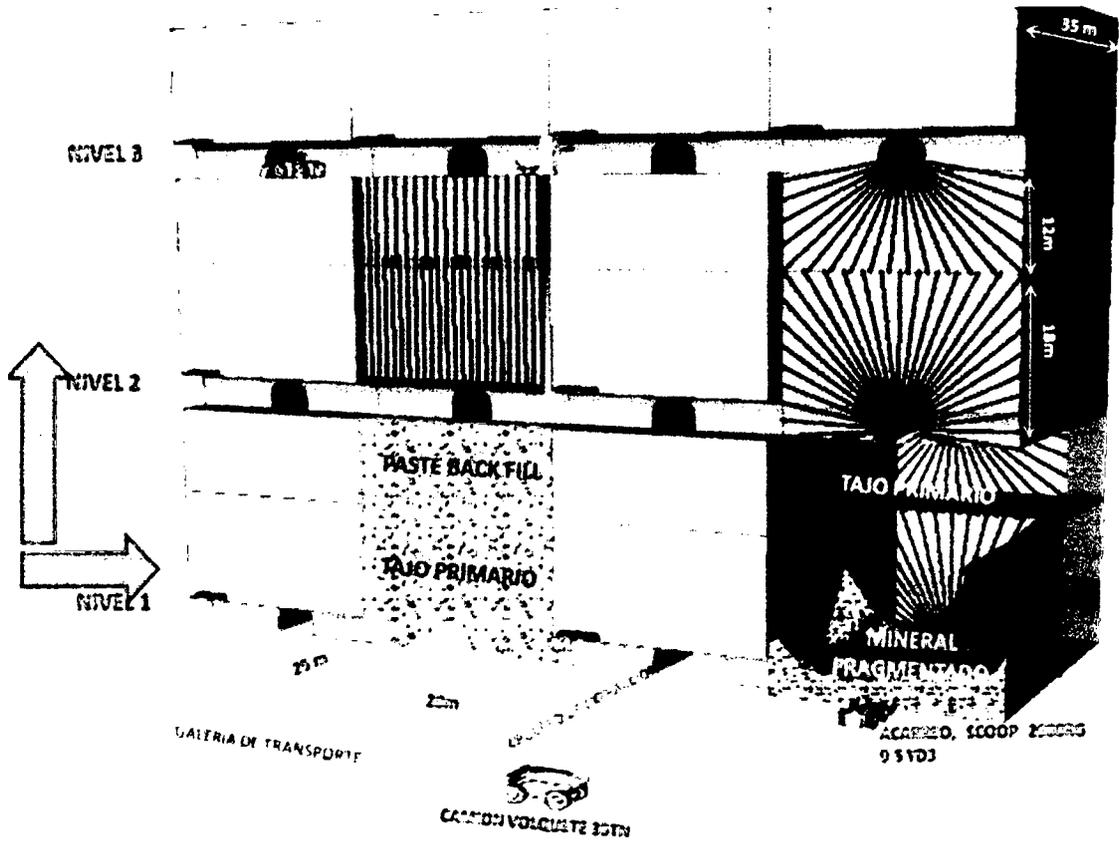


Figura 2.11. El Método Sublevel Stóping mina Cerro Lindo.

Fuente: PERUMIN 2015.

Se aplica para tajos de 30m de altura, 20m de ancho y 35m de largo aproximadamente con alta tecnología de explotación en la secuencia de minado.

Tabla 2.12. Parámetros geomecánicos del yacimiento cerro lindo.

PARAMETROS	SUB LEVEL STOPING	TIPO DE ROCA	CERRO LINDO	TIPO DE ROCA
ÁNGULO DE BUZAMIENTO	60		65-70	
RMR CPO MINERALIZADO	60	REGULAR	50-60	REGULAR
RMR ROCA CAJA PISO	75	BUENA	60-70	REGULAR
RMR ROCA CAJA TECHO	50	REGULAR	50-60	REGULAR

Fuente: Elaboración propia con datos tomados del departamento de ingeniería de la Unidad Minera Cerro Lindo.

A. CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO CERRO LINDO PARA LA APLICACIÓN DEL SUBLEVEL STOPING

- Mineral y rocas encajonantes competentes.
- Yacimientos verticales con formas y dimensiones regulares.
- Angulo de buzamiento > 60°.
- En nuestro caso sub niveles cada 30 metros, el cuerpo mineralizado se divide aproximadamente en tajos de 30m x 20m x 30m (18000 m³ y / o 81000 TM).
- Productividad: 15-40 ton / hombre turno.
- Método no es selectivo porque los cuerpos son irregulares.
- Uno de los métodos subterráneos de más bajo costo.

B. VENTAJAS

- Muy favorable para mecanización.
- Tasa de producción alta (18,000 ton / día).
- Método seguro y fácil de ventilar.
- Recuperación sobre 90%.
- Dilución baja: < 20%
- Perforación puede adelantarse.
- En operaciones grandes, las voladuras semanales son frecuentes en turnos entrenados y eficientes ya que se utilizan grandes cantidades de explosivo, por ende requiere una ventilación coordinada.
- Mineral está disponible de inmediato al iniciarse la voladura de producción.
- Método muy económico.
- Alta productividad.
- Ningún consumo de madera.
- Presentan buena seguridad durante las preparaciones.
- Buena ventilación.

C. DESVENTAJAS

- Mayor preparación
- No es selectivo; grandes cavidades vacías.
- Voladura secundaria frecuente.

D. ESQUEMA MALLA DE PERFORACIÓN SLOT

Sección (m): 20 X 2.5 X 27

Malla (m): 1 X 1

Perforación: Taladros paralelos.

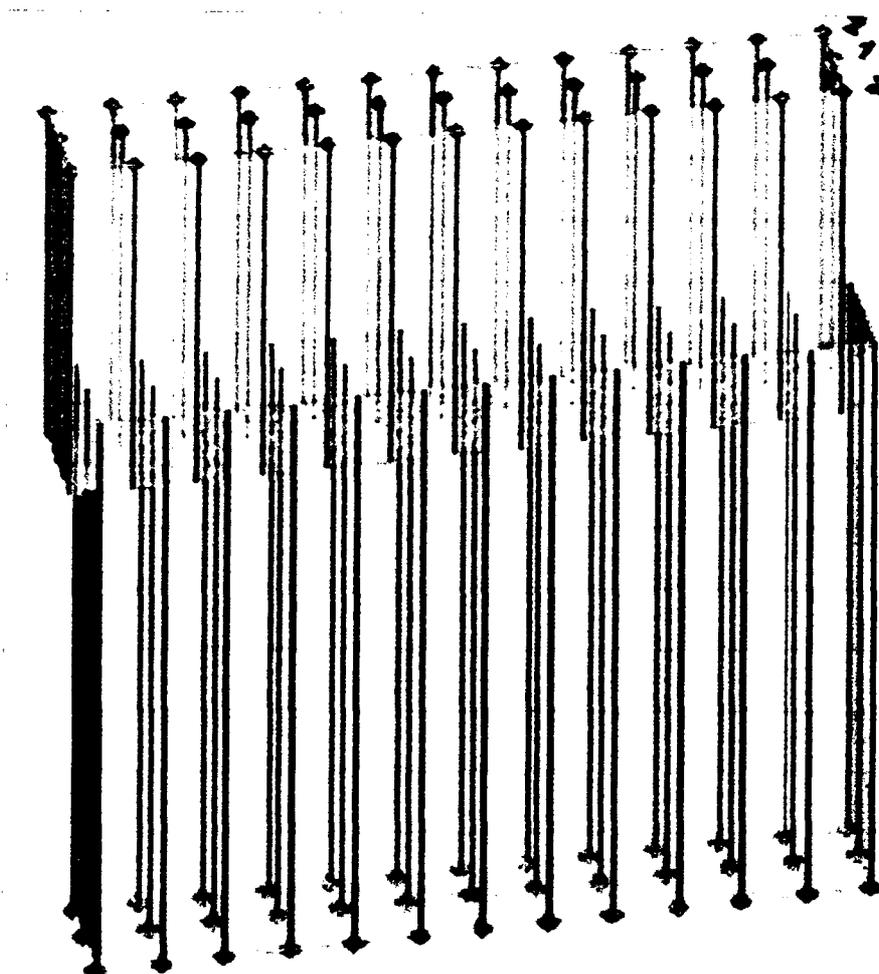


Figura 2.13. Vista isométrica de la malla de perforación de Slot.

Fuente: PERUMIN 2015.

Equipo Simba y/o Raptor con taladros paralelos según las características indicadas.

2.1.4. CICLO DE MINADO

Las fases del ciclo de minado son: perforación, voladura, limpieza con telemando y relleno.

A. PERFORACION

Se realiza con el equipo Simba 352, con barras de 4 pies de longitud y broca de 64mm de diámetro. Se realiza la perforación de acuerdo a la malla previamente diseñada por el Área de Planeamiento.

Tabla 2.14. Parámetros de perforación radial en las labores de explotación (tajeos Unidad Cerro Lindo).

PARÁMETROS	SIMBA –ITH	RAPTOR –DH
MALLA POSITIVA, m	2x2	2x2
Diámetro broca ,mm	64- 2.5''	64- 2.5''
Longitud vertical taladro, m	17.5	17.5
MALLA NEGATIVA, m	2.20x2.20	2.20x2.20
Diámetro broca ,mm	76- 3''	76 - 3''
Longitud vertical taladro, m	10.5	10.5
EFICIENCIA m/hr	26	24
m/mes	12480	11520
COSTO \$/m	8.83	7.01
\$/TMS	1.32	0.92

Fuente: Elaboración propia con datos tomados del departamento de mina de la Unidad Cerro Lindo.

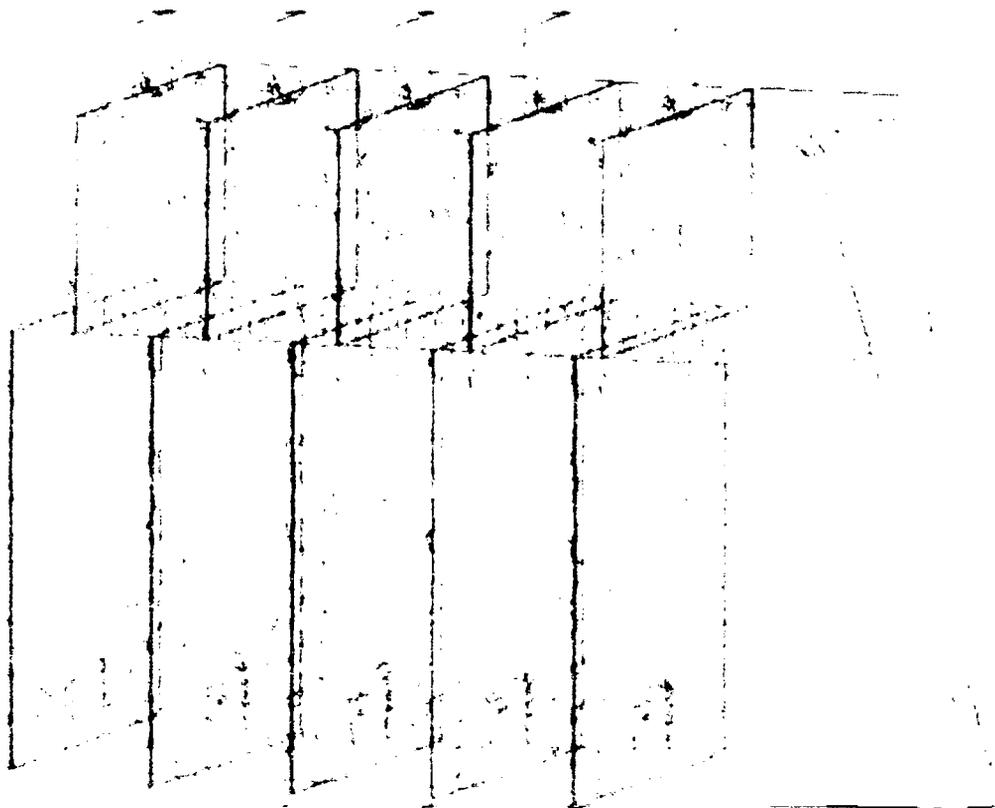


Figura 2.15. Vista isométrica del esquema de perforación radial.

Fuente: PERUMIN 2015.

Donde se indica isométricamente las secciones y taladros positivos y negativos realizados por el equipo Simba y Raptor respectivamente.

B. VOLADURA

Se realiza el carguío con el equipo Anfoloader (cargador neumático mecanizado).

ACCESORIOS DE VOLADURA: Fanel de periodo corto (15m): Carmex (guías ensamblada).

EXPLOSIVOS: Cordón detonante (Pentacord 5P): Emulsión 3000 (2" x12")

AGENTE DE VOLADURA: Anfo.

Tabla 2.16. Parámetros de voladura radial en la Unidad Cerro Lindo.

PARÁMETROS VOLADURA RADIAL	
Número de taladros	26
Area de sección (m ²)	337
Burden	2
Volumen a disparar (m ³)	680
Densidad del mineral	4.5
Tonelaje a romper	3,060
Factor de potencia (Kg / tm)	0.20
Anfo : (kg)	612
Anfo: (Kg / m)	2.35
Total metros perforados	357
Total metros perforados cargados	260
Costo voladura (\$ / Tm)	0.26
Indice de perforación (Tm /m)	8.56

Fuente: Elaboración propia con datos tomados del departamento de mina de la Unidad Cerro Lindo.

C. LIMPIEZA, CARGUIO Y TRANSPORTE

Posterior a la voladura, el desatado de rocas suspendidas es puntual con Skayler a fin de garantizar los accesos seguros para el inicio del ciclo de limpieza con el uso de telemando.

La limpieza del mineral se realiza con scooptram R1600G de 6 yd³ y 9.5yd³ de capacidad, para el ingreso al tajeo vacío es operado por telemando (por aspecto de seguridad del operador), para luego cargar a los camiones volquetes o camiones de bajo perfil, los cuales transportan el mineral a los echaderos.

Tabla 2.17. Parámetros de equipos de limpieza y acarreo de la Unidad Cerro Lindo.

PARÁMETROS	SCOOPS		VOLQUETES	
	CAT-R1600G	CAT-R2900	MB-4143K	MB-3355
Capacidad, m ³	4.8	7.2	20	15
Capacidad, Yd ³	6Yd ³ , 10TM	9.5Yd ³ , 16TM	35	25
Rendimiento, TM/hr	90	150/210	70	50
Costo, \$/hr	95.87	125.25	37	25.5

Fuente: Elaboración propia con datos tomados del departamento de mina de la Unidad Cerro Lindo.

D. RELLENO

El ciclo de relleno se inicia cuando se culmina con la explotación del tajeo respectivo, mediante el emplazamiento de relleno en pasta.

El relleno es el primer elemento de sostenimiento del método de explotación Sublevel Støping. El relleno en pasta es bombeado desde la Planta de Relleno con 2 bombas Putzmeister, a través de tubería metálica de 8" Ø, con un porcentaje de sólidos de 75%.

2.2. DISEÑO DE MINA

2.2.1. ASPECTOS GENERALES Y GEOMECÁNICA

Los métodos empíricos y analíticos usados en el diseño, son herramientas fundamentales para el análisis de estabilidad de las excavaciones que se realizan durante las operaciones de extracción de mineral empleando el método de Sublevel Støping.

Los resultados obtenidos permitieron establecer las siguientes conclusiones:

- Las galerías resultan bastante estables si bien pueden presentar localmente inestabilidades debido a la formación de bloques de roca. Estas inestabilidades son fácilmente controlables mediante las instalaciones de anclaje. Puntualmente puede ser necesario el empleo de shotcrete.
- Los pilares entre los tajeos tienen un diseño óptimo.

- Los tajeos inducen una apreciable plastificación en el terreno circundante en la caja techo, además el análisis estructural define inestabilidades de cuñas de roca. Todo ello exige el diseño de un sistema de refuerzo condicionado por las dimensiones de las excavaciones y por el método de explotación. Este refuerzo a base de pernos cable se ha optimizado para los techos.

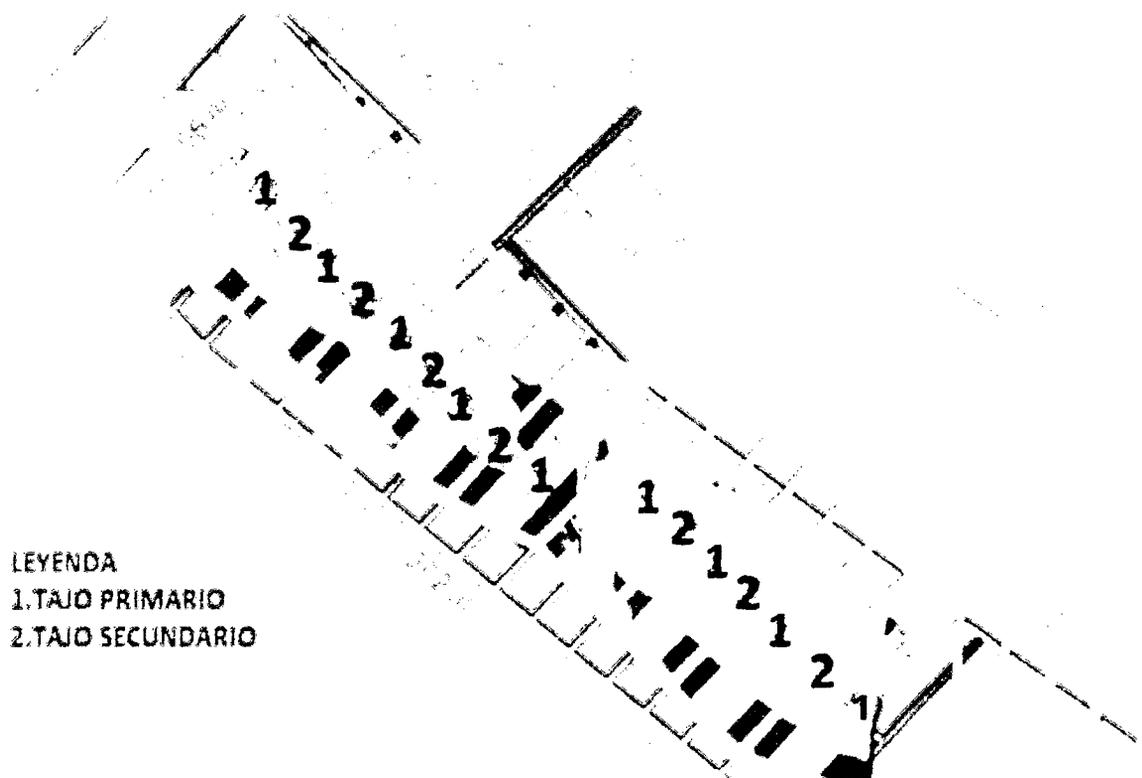


Figura 2.18. Diseño de mina en el cuerpo mineralizado OB5.

Fuente: PERUMIN 2015.

El OB5 tiene dimensiones de 362m de largo y 58m de ancho aproximadamente, donde se indica la explotación de tajeos primarios y secundarios.

LUZ MÁXIMA DE EXCAVACIÓN ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO

El análisis de numerosos casos de excavaciones sin refuerzo en roca, con diferente Índice RMR, ha definido una fórmula para la luz máxima de excavación sin refuerzo según la siguiente expresión:

$$\text{LUZ MÁXIMA (ANCHO DE LABOR)} = \text{ESR} \times 0.035 \times \text{RMR}; \text{RMR} < 60$$

$$\text{LUZ MÁXIMA (ANCHO DE LABOR)} = (\text{ESR} \times 0.4 \times \text{RMR}) - 22; \text{RMR} > 60$$

Clave	Tipo de excavación	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 -5
B	Pozos verticales de sección circular	2.5
C	Excavaciones mineras permanentes, túneles hidráulicos, túneles piloto, pozos planos, excavaciones iniciales de gran sección	1.6
D	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferroviarios de sección media.	1.3
E	Cavernas hidráulicas, túneles de gran sección, excavaciones militares, emboquilles de tuneles.	1.0
F	Instalaciones nucleares, estaciones de ferrocarriles e instalaciones industriales	0.8

Fuente: Hoek & Brown

Figura 2.19. Relación entre el tipo de excavación subterránea con ESR (Excavation Support Ratio – Índice de soporte de roca)

Fuente: Hoek & Brown – 1980.

Utilizando la primera fórmula, ya que nuestro RMR el cuerpo mineralizado es no mayor a 60, en el cuerpo Cerro Lindo el RMR promedio es de 67.

ESR = 1.6 (para galerías permanentes).

$$\text{LUZ MÁXIMA (ANCHO DE LABOR)} = (1.6 (\text{Galería}) \times 0.4 \times 60) - 22$$

$$\text{LUZ MÁXIMA (ANCHO DE LABOR)} = 16.5 \text{ m.} = 17\text{m}$$



Figura 2.20. Longitud de la excavación y tiempos d estabilidad sin soporte.

Fuente: Hoek & Brown – 1980.

Según la tabla si intersectamos 17m de ancho de labor, nos indica que se trata de una roca TIPO REGULAR A a BUENA con un mes de auto sostenimiento.

2.2.2. MODELAMIENTO DE ESFUERZOS Y SECUENCIA DE MINADO

A continuación mostramos la secuencia de minado, distribución, relleno, redistribución de esfuerzos post relleno en pasta para así tener un análisis lógico de la velocidad de explotación en la Unidad Cerro Lindo.

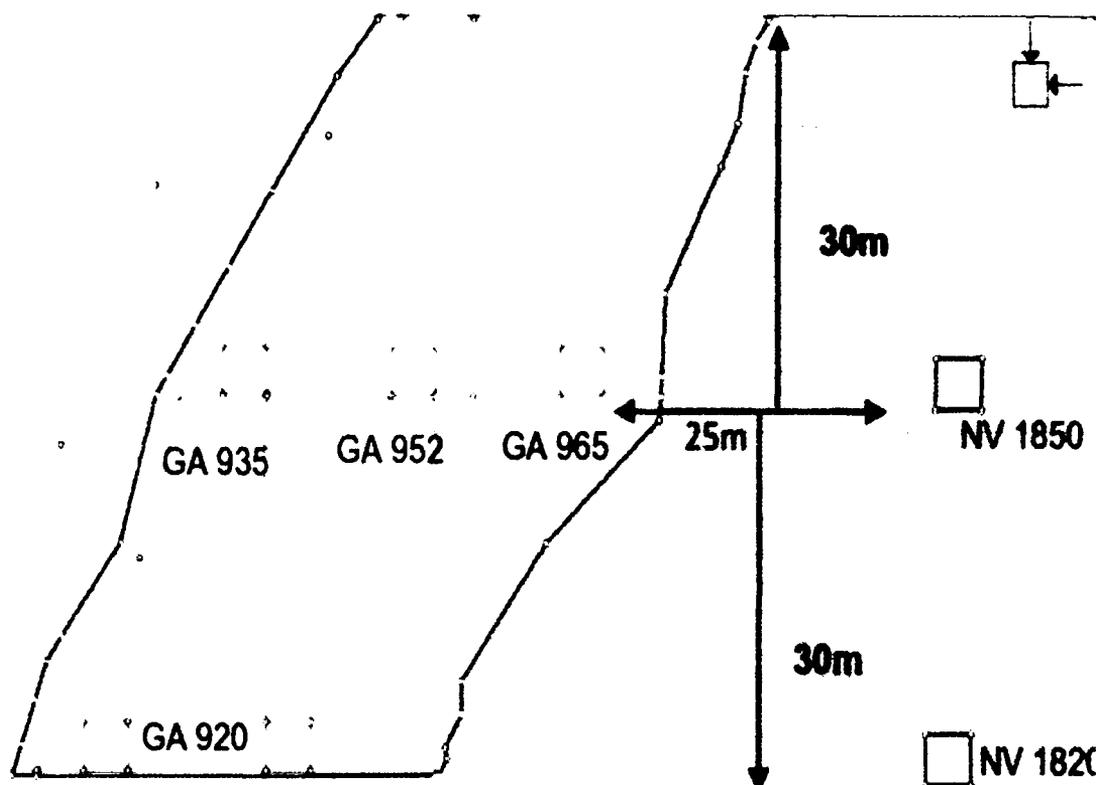


Figura 2.21. Modelamiento de minado de un tajeo.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2015

Aquí se muestra que la caja techo es reforzada y/o sostenida por cable bolting que sostienen el volcánico post contacto para evitar el colapso del tajeo durante la explotación.

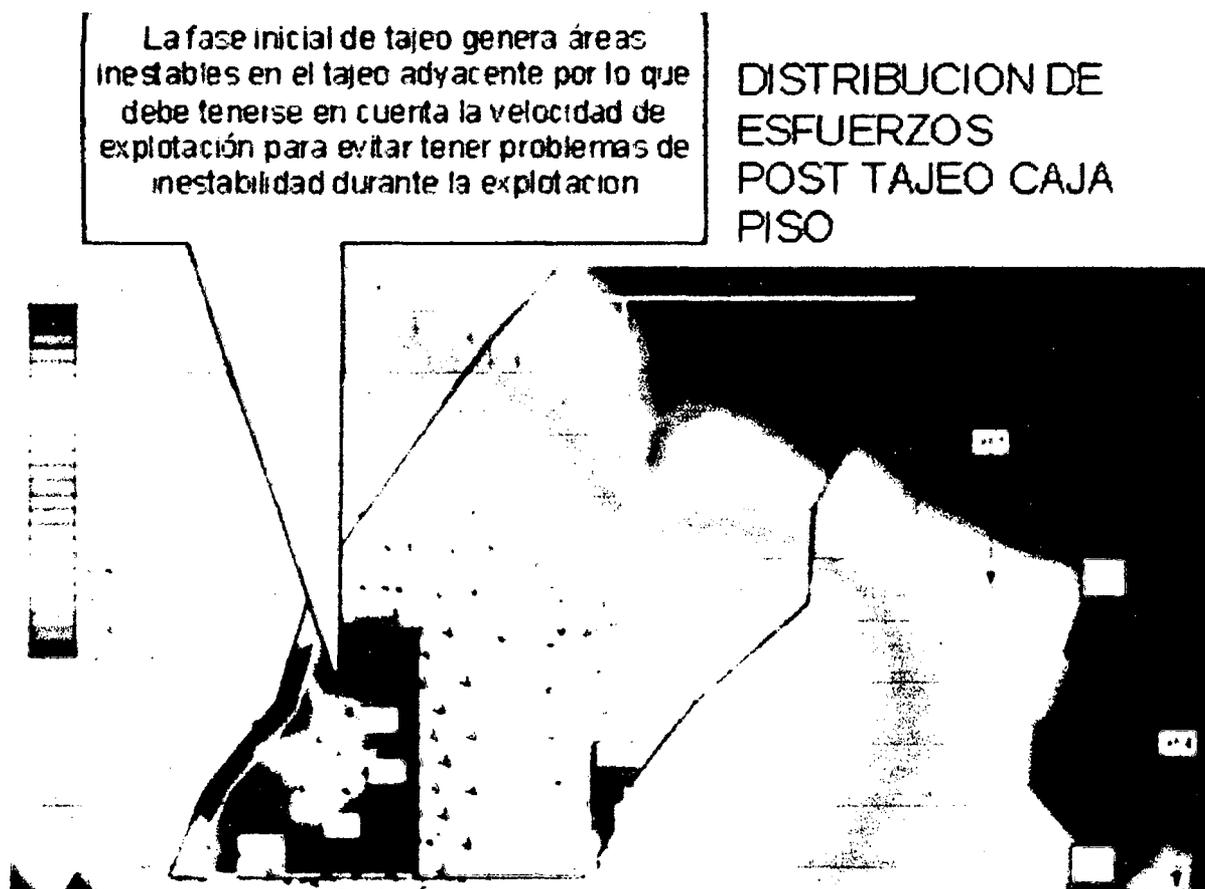


Figura 2.22. Modelamiento y distribución de esfuerzos post tajeo caja piso.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2015.

Donde se ve que se genera áreas inestables adyacentes al tajo, por ende se debe controlar la velocidad explotación.

SECUENCIA DE RELLENO EN PASTA

$E = 180 \text{ Mpa}$
 $\nu = 0.3$
 $\sigma = 1 \text{ Mpa}$
 $\Phi = 30^\circ$

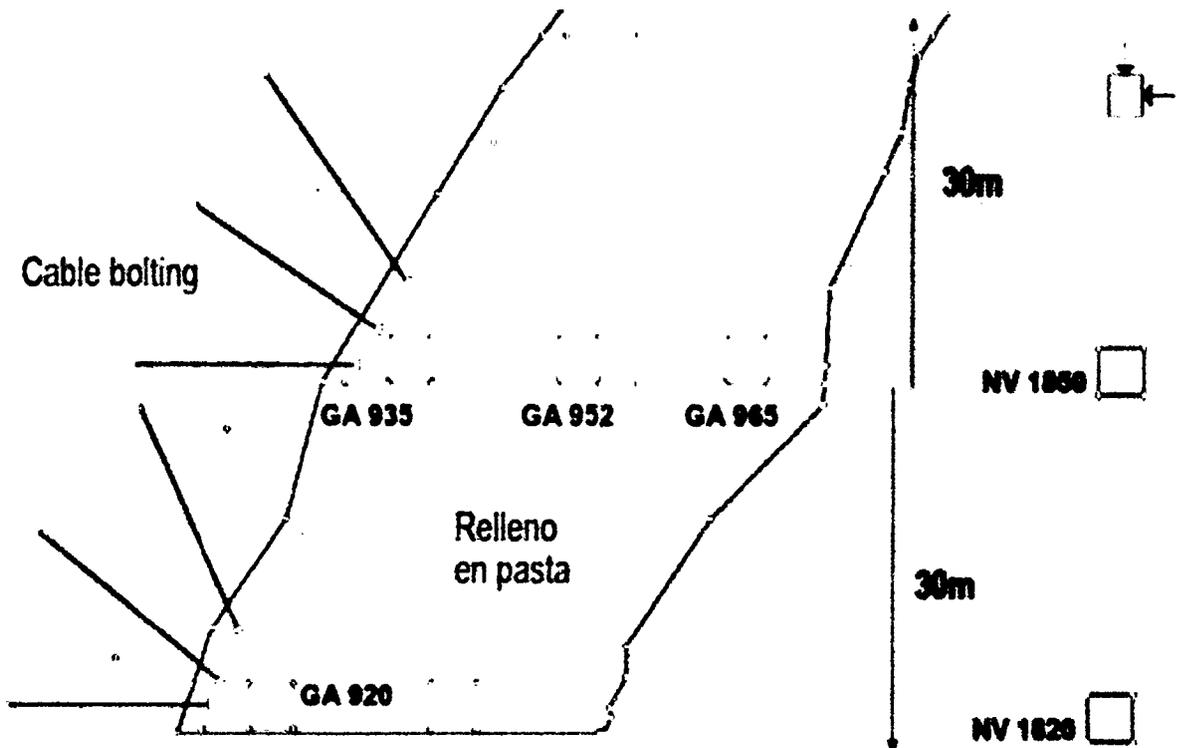


Figura 2.23. Modelamiento con relleno en pasta.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2015

Mediante el relleno se controla la estabilidad de los tajos distribuyendo y minimizando uniformemente los esfuerzos.



Figura 2.24. Modelamiento de esfuerzos post relleno en pasta.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2015.

Aquí se redistribuyen los esfuerzos, quedando en la caja y el techo esfuerzos producto de la voladura por ende se observa un terreno relajado.

2.2.3. DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS

A. APLICACIÓN DEL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Está basado en el cálculo de 2 factores:

- N': Número de estabilidad modificado
- S: Factor de forma o radio hidráulico.

B. NÚMERO DE ESTABILIDAD MODIFICADO (N')

El número de estabilidad se define como:

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

Donde:

Q': es el índice de calidad 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.

ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA MODIFICADO (Q')

El símbolo Q representa un valor de la calidad de roca en términos de lo bloqueado que se encuentre el macizo rocoso, la condición de las familias de las discontinuidades, efectos de los esfuerzos y la influencia de las infiltraciones del agua.

Calcular Q no es difícil una vez que la información necesaria ha sido recolectada. Q' es una versión modificada original aplicado a los gráficos de estabilidad y reduce el factor de reducción de esfuerzos (SRF) a 1.

$$Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \times (J_w/SRF)$$

$$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a); \text{ donde: } (J_w/SRF) = 1$$

FACTOR DE ESFUERZO DE LA ROCA (A)

El factor de esfuerzo de la roca (A), representa a los esfuerzos que están actuando sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de las resistencias compresivas no confinadas de la roca intacta, denominado " σ_c " y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo en estudio denominado " σ_1 ". El valor del factor de esfuerzos de la roca A, es por tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 .

$$A = 0.1; \sigma_c/\sigma_1 < 2$$

$$A = 0.1125 ; (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125 \quad 2 > \sigma_c/\sigma_1 > 10$$

$$A = 1.0; \sigma_c/\sigma_1 > 10$$

FACTOR DE AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE JUNTAS (B)

Muchos casos de fallas estructurales controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre.

Mientras el ángulo entre las discontinuidades y la superficie es más pequeño, más fácil será que el puente de roca intacta se rompa por efecto de la voladura, por esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades. Cuando el ángulo se aproxima a cero, aumenta ligeramente la resistencia, pues los bloques de roca actúan como una viga o losa.

FACTOR DE DESLIZAMIENTO O GRAVEDAD (C)

El factor C es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a o deslizamientos.

Potvin sugirió que tanto las fallas inducidas por la gravedad como las de deslizamientos, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α . El factor C para estos casos es calculado a partir de la siguiente relación:

a) Para caídas por gravedad y deslizamientos.

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

b) Para modos de falla por deslizamiento

$$C = 8 \text{ para } \beta = [0, 30]$$

$$C = 11 - \beta/10 \text{ para } \beta = [30,90]$$

CÁLCULO DEL RADIO HIDRÁULICO (S)

Está basado en la relación entre el área y el perímetro de la cara que está siendo estudiada.

$$HR = \text{Área/Perímetro.}$$

A un bajo número para HR se le puede oponer un débil factor de estabilidad de roca y aun así permanecer en la zona de estabilidad.

Obviamente, mientras más pequeña sea la abertura creada, más estable será esta. La configuración menos estable para un tajeo es un cuadrado.

Mediante algunos cálculos se obtiene la necesidad de crear pilares intermedios los cuales nos permitirá reducir las aberturas y nos ayudará a independizar blocks de menor dimensión de tal forma que un panel

explotado se puede ir relleno mientras el siguiente block se encuentre en su ciclo de minado con total normalidad, de esta forma se va controlando la estabilidad.

Las dimensiones de diseño de un tajo contemplan rangos que varían desde 12.5 a 20 m de ancho, 40mts de largo y de 30 m de altura.

Las dimensiones son el resultado de un trabajo Geomecánico de prueba y error de seis años, realizado tomando en consideración el factor de seguridad requerido y al cálculo del radio hidráulico.

DIMENSIONAMIENTO DEL TAJO OB5 NV1740 AL NV1770

L, 40m

W, 12.5m a 20m

H, 30m

RH, 4.76 a 8

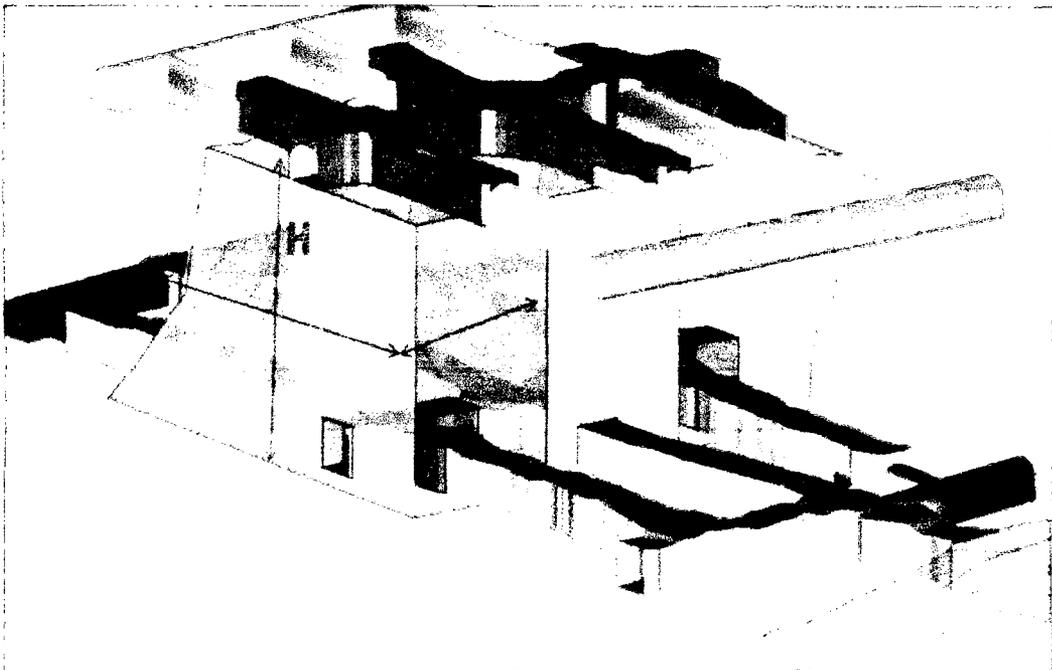


Figura 2.25. Dimensiones del tajo Cerro Lindo.

Fuente: PERUMIN 2015.

Para el análisis de estabilidad fueron llevados a cabo sobre anchos de tajeo de 15 a 25 m. y alturas de tajeo de 30 a 60 m. asimismo varias longitudes de tajeo fueron evaluadas y los resultados trazados en el gráfico de estabilidad modificado para observar si el diseño recae en las regiones estable.

RESULTADOS DEL DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO:

Para el caso del OB 2:

H: 30m. W: 15m. L: 40m

Para el caso del OB 5:

H: 30m. W: 18m. L: 35m

2.2.4. DISEÑO GEOMECÁNICO DE TAJEOS

Para el análisis de estabilidad de los tajos de minado por Sublevel Støping se ha aplicado la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

DIMENSIONAMIENTO DE LAS CAVIDADES

- Características del macizo rocoso (Numero de estabilidad).
- Estimar la geometría en función: $RADIO\ HIDRÁULICO = \frac{AREA}{PERIMETRO}$.
- Estimar esfuerzos in situ e inducidos.
- Minimizar dilución.
- Maximizar recuperación.
- Analizar orientación de tajos longitudinales y transversales.

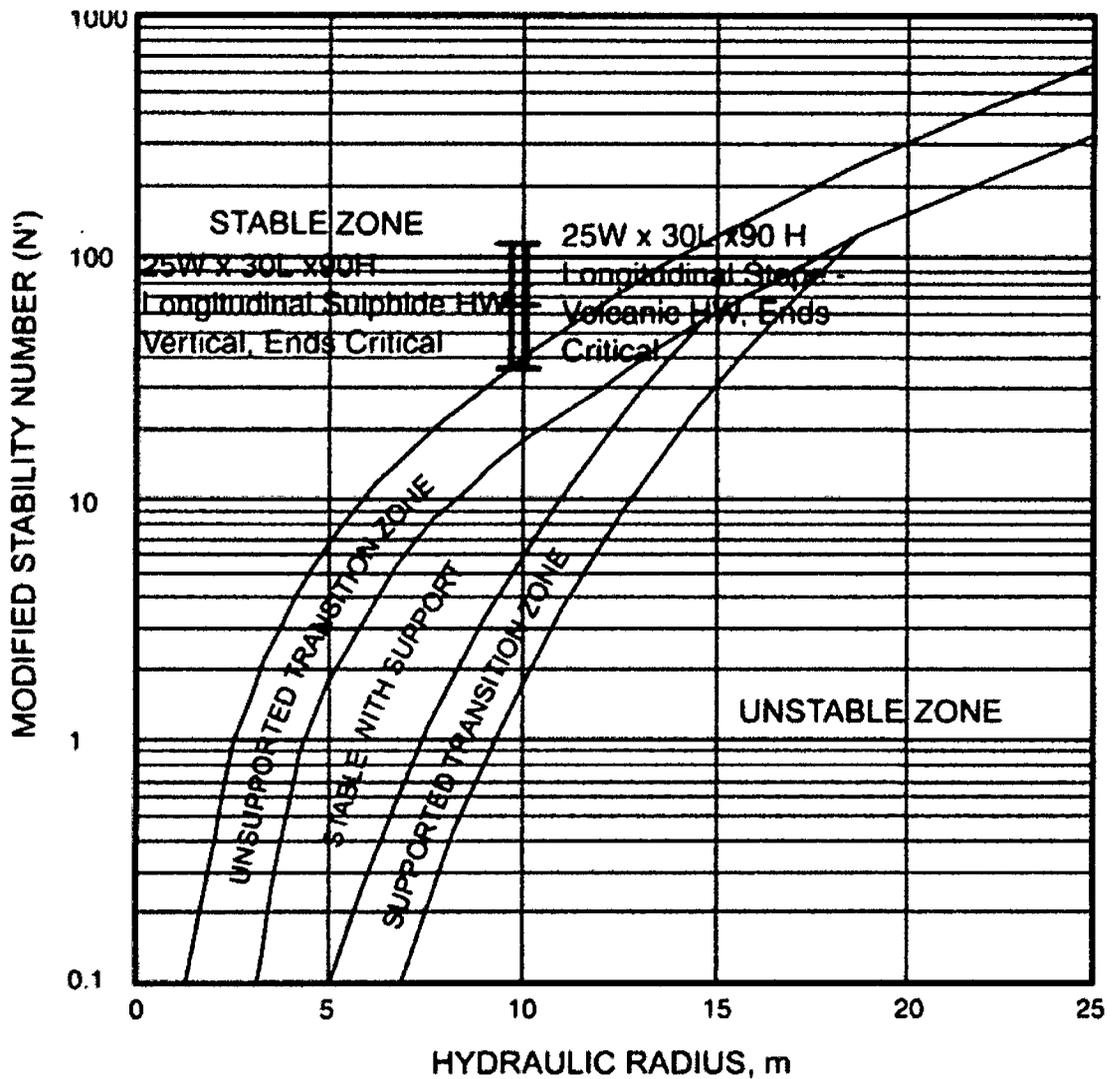


Figura 2.26. Gráfico de estabilidad de Mathews.

Fuente: Metodología de Estabilidad de Mathews – 1981.

Para el análisis de estabilidad de los tajos de minado por sublevelstopping se ha aplicado la Metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

2.2.5. ESTUDIO DE TIPOS DE SOSTENIMIENTO USADOS

A. PERNOS DE ANCLAJE BARRA HELICOIDAL

Los pernos de anclaje de barra helicoidal podrán ser de 2.10m de longitud siendo estos encapsulados con lechada de cemento, el diámetro de los taladros de perforación será de 38 a 36mm. La composición del acero de la barra helicoidal corresponderá a las especificaciones técnicas de esta, es decir sujeto a los requisitos de propiedades mecánicas ASTM A615.

La barra helicoidal tendrá un diámetro de 22mm. (7/8) y estará conjugada con placas de sujeción de 200mm x 200mm que deberán tener como norma técnica las especificaciones ASTM A536, grado 60; asimismo poseerán tuercas de fijación que deberán tener norma ASTM A36.

ACTA DE PRUEBAS PULL TESTS (PRUEBAS DE ARRANQUE) - PERNOS DE ANLAJE DE BARRA HELICOIDAL

Información de la Zona de Pruebas:
 Labor BP105
 Zona BAJA
 Nivel: 1650
 Fecha: Diciembre, 2014

Coordinadores de las pruebas:
 Jefe de Geomecánica

Prue	Tipo de Roca R.M.R.	Clase Roca R.M.R.	Número Perforación (mm)	Longitud Perforación (m)	Longitud BARRA (m)	Diámetro BARRA (mm)	Desplazamiento Alarma (mm)	Tamaño Alarma (Tn)	Tiempo Fraguado (hrs)	Observaciones
P1	42	#-B	38	2	2.1	22	20	20	48	No Cedió
P2	42	#-B	38	2	2.1	22	10	20	48	No Cedió

Observaciones.

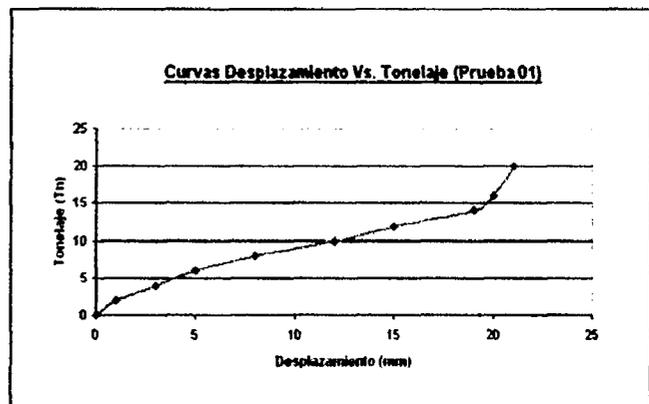
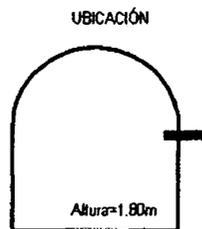
1.- Los resultados obtenidos en las dos pruebas de arranque demostraron un óptimo rendimiento de fraguado a los 48 hrs de su instalación.

ANÁLISIS DE CURVAS DESPLAZAMIENTOS Vs CARGAS

Prueba 1

Perno Helicoidal de 7"

Desplaz. (mm)	Carga (Tn)
0	0
1	2
3	4
5	6
8	8
12	10
15	12
19	14
20	16
21	20



Prueba 2

Perno Helicoidal de 7"

Desplaz. (mm)	Carga (Tn)
0	0
1	2
2	4
3	6
4	8
5	10
7	12
9	14
11	16
12	18
13	20

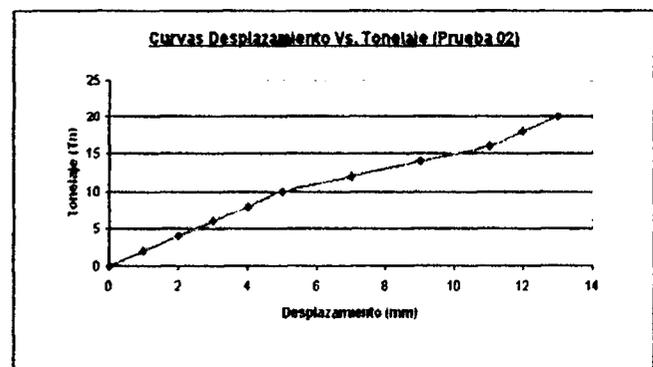
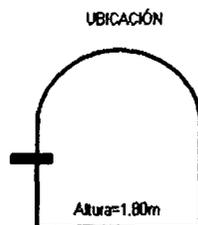


Figura 2.27. Pruebas pull test de anclaje de perno helicoidal.

Fuente: Departamento de geomecánica Unidad Cerro Lindo.

B. SHOTCRETE

El concreto lanzado es un material cohesivo y alcanza mayor resistencia que un concreto convencional con proporción de mezcla similar, esta característica se obtiene por el grado de compactación que recibe como consecuencia de la velocidad de impacto, con la que el "Chorro" de mezcla se lanza sobre la superficie rocosa, que es del orden de 80 m/s.

Su alta resistencia inicial se atribuye a la baja relación agua / cemento y al empleo de acelerantes de fraguado, que han sido desarrollados para conseguir altos valores de resistencia inicial.

FIBRAS DE REFUERZO

La introducción de la fibra metálica en el concreto, ofrece un refuerzo tridimensional y aleatorio en toda la masa, transformando el concreto en un material más flexible y dúctil. La resistencia a la tensión no sólo se da en una o dos zonas en el concreto, sino que ocurre en toda la masa y en todas las direcciones. El concreto reforzado con fibra metálica, puede resistir esfuerzos mayores, antes y después de la aparición de la primera grieta. Si el concreto se agrieta, la fibra metálica minimizará la apertura de esta grieta.

C. CIMBRAS O DE ACERO H6

Son estructuras fabricadas con perfiles de acero de ala ancha para soporte rígido, cuya función es otorgar inmediata seguridad, ajustándose lo más posible a la línea de excavación en el frente de avance del túnel. Las vigas son curvadas de acuerdo con la geometría solicitada por el cliente.

Fabricado en dos piezas para una máxima velocidad de instalación, según la figura siguiente:

Figura 2.28. Características de las cimbras.

Fuente: Departamento de geomecánica Unidad Cerro Lindo

La designación de las cimbras es como sigue a continuación: **3 x 3.5 H6 x 20Lb/pie**, donde:

3: LUZ INTERIOR, **3.5:** ALTURA, **H6:** TIPO DE VIGA

20Lb/pie: LIBRAJE DE LA VIGA

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Material: Perfiles H de alas anchas WF Standard americano

- Norma Técnica ASTM A-36
- Limite elástico (MPa) 370
- Resistencia (MPa) 640
- Alargamiento 18%

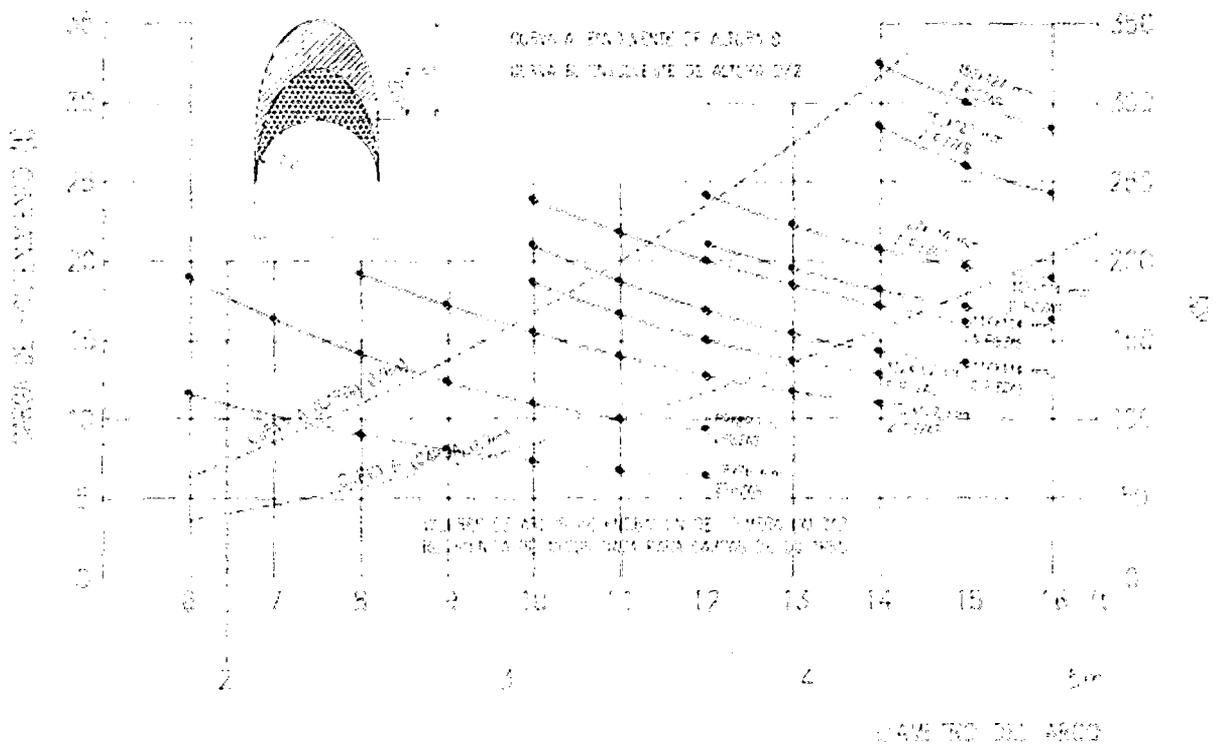


Figura 2.29. Distribución de cargas en las cimbras.

Fuente: Departamento de geomecánica Unidad Cerro Lindo.

Valores de la carga de colapso para perfiles de acero sometidos a cargas puntuales en la corona, en relación al diámetro y dimensiones de la sección.

PERFILES DE ACERO

UTILIZADOS

H6 x 20 Lb/pie

H6 x 21 Lb/pie

H6 x 25 Lb/pie

H4 x 13 Lb/pie

Se ha hecho un retro análisis (back analysis) de este fenómeno ocurrido, y utilizando los parámetros de la masa rocosa involucrados en esta ocurrencia y la información actualizada sobre la morfología de la mineralización y del terreno de superficie, se ha determinado que se requiere dejar un pilar de corona o puente de 10 m de altura mínima. Esta determinación provoca restricciones para el minado actual de las labores indicadas en el párrafo inicial de este tema. Las características de la masa rocosa, la influencia de las vibraciones producidas por las voladuras, la influencia del efecto gravitatorio sobre la masa rocosa por la apertura de excavaciones y la influencia del minado de los niveles inferiores podrían seguir provocando riesgos por rodamientos y saltos de bloques rocosos pendiente abajo, en caso de continuar con el minado de la zona que aquí se está evaluando.

D. CABLE BOLTING

Los cables son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro en la masa rocosa. El cable comúnmente usado es el denominado "trenzado simple" conformado por 7 alambres, que en conjunto tienen 5/8" de diámetro, con una capacidad de anclaje de 25 Ton. Pueden ser usados en cualquier longitud, en el rango de 5 a 30 m, ya sea en la modalidad de cable simple o doble.

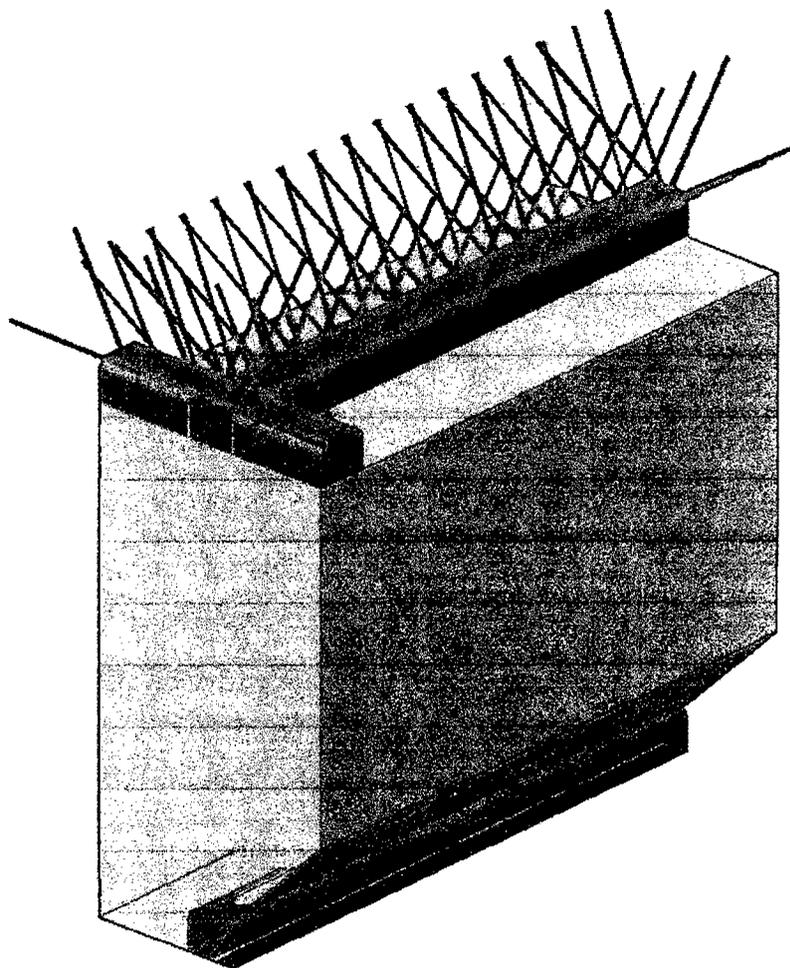


Figura 2.30: Croquis de fortificación de la caja techo con cable bolting.

Fuente: F. Rojas Toro, S.C. MINERA ATACAMA KOZAN - Chile.

CONSIDERACIONES

Son utilizados en condiciones de rocas duras, moderadamente fracturadas o fracturadas, que presenten bloques grandes a medianos, con RMR mayor o igual a 40 Pueden ser instalados en áreas estrechas.

PARÁMETROS GEOTÉCNICOS

Grado de meteorización, peso unitario, porosidad, resistencia, isotropía, dureza, plasticidad, etc.

Los Cable bolts son usados en minas subterráneas para:

- Proveer al personal y equipos de un ambiente de trabajo seguro dentro de la mina.
- Incrementar la estabilidad del macizo rocoso.
- Control de la dilución.

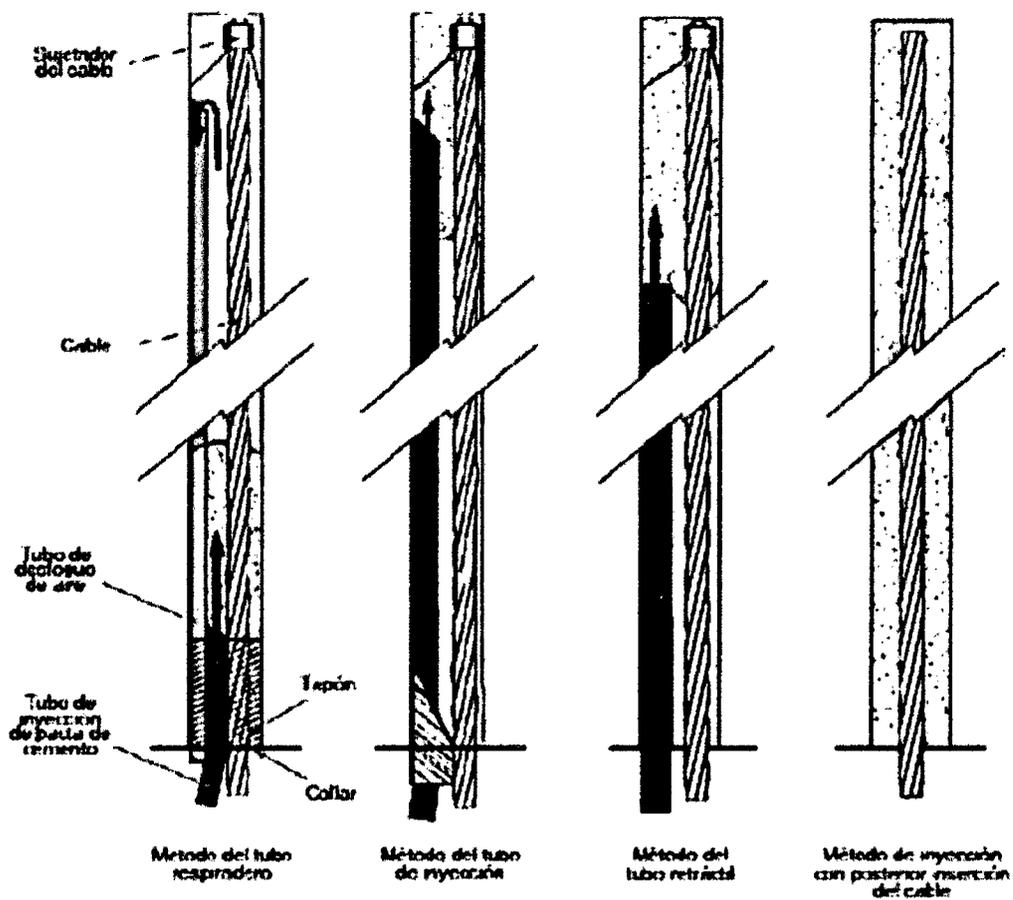


Figura 2.31. Métodos de instalación del cable bolting.

Fuente: F. Rojas Toro, S.C. MINERA ATACAMA KOZAN. Tierra Amarilla, III Región, Chile.

2.3. ESTUDIO DEL SISTEMA DE RELLENO EN PASTA

2.3.1. GENERALIDADES

A. DEFINICIÓN

La pasta es un fluido no Newtoniano, con alta concentración de sólidos.

Se utiliza los relaves totales generados en la Planta Concentradora como componente principal.

Es transportado a altas presiones para el relleno de tajos, con un fin de dar mayor estabilidad a las excavaciones subterráneas adyacentes al tajo rellenado.

Se mezcla con cemento y escoria metalúrgica molida, para obtener una pasta con valores de resistencia a la compresión uniaxial, a una pasta con valores de resistencia a la compresión uniaxial requeridas en función a la resistencia del macizo rocoso, a un determinado tiempo de curado.

El éxito de una mina tanto en seguridad como en productividad radica plenamente en la oportuna estabilidad del vacío creado propio de una explotación, por lo cual habiendo varios tipos de relleno. Cada uno de ellos son empleados dependiendo del tipo de explotación subterránea, Cerro Lindo optó por el sistema de relleno en pasta la cual se presta satisfactoriamente al método de explotación usado en esta mina, por lo cual velando también por la correcta estabilidad del macizo rocoso se optó por un laboratorio de concreto en la que se hace un minucioso y correcto estudio, prueba y análisis del relleno a fin de que su uso en mina sea segura y confiable en las futuras operaciones en niveles inferiores.

B. RELLENO EN PASTA EN LA UNIDAD CERRO LINDO

Se considera que solo el 85% de los espacios vacíos dejados por el minado de los tajeos se rellena con Pasta, el 15% es relleno con relleno proveniente de las labores de avance, se consideran los siguientes parámetros:

- P.E. mineral Insitu=4.55.
- P.E. Relleno =2.9.
- % Relleno Tajeo con pasta = 85 % y
- Ratio (Ton Cemento/Ton-Relave) = 3 %

La Resistencia que se logra luego de 3 meses de secado de los tajeos varía desde 0.85 a 1.5Mpa, esta resistencia es suficiente para generar paredes auto estables en el minado de los tajeos secundarios.

C. DISPOSICIÓN DEL RELLENO EN PASTA

La técnica de deposición de relaves desaguados, sea relaves espesados, filtrados o pasta de relleno cementada requiere ser bien considerada en cualquier planeación para una nueva mina, o la extensión de la relavera existente.

El método de relaves espesado fue desarrollado por Robinsky en 1975, según él:

- Espesando el relave podría crear una pulpa que no se segrega, y una playa de mayor pendiente.

- El resultado es la eliminación, o la disminución significativa del tamaño o volumen de muro.

CANCHA DE RELAVES SECOS

- El filtrado y deposición de relaves en UMCL es una actividad considerada estratégica, debido al impacto que este puede generar en el entorno de las operaciones (15k=1.4kCC+13.6k relave).
- Milpo cuenta con dos canchas para la deposición de relaves secos denominadas Pahuaypite 1 y 2, entre ambos suman una capacidad de 20 MM m³ (usado hasta hoy 3.5MM m³), la deposición es por andenes, 2H: 1V (26.54 ° de inclinación).
- Se utilizan tres filtros de banda, Payloader, camiones, motoniveladora, tractor de orugas, rodillos (95% Proctor Estándar) y sistemas.
- A la Planta de Filtrado ingresa relaves con densidad 2,450 Grs/Lt y sólidos de 75/82%.
- Luego del filtrado de banda sale con una densidad de 3,050 Grs/Lt, y los sólidos de 87.5/90%.
- La humedad varía entre del 10 al 12.5%.
- El control del nivel de agua se realiza mediante piezómetros colocados estratégicamente.
- Costo de deposición de relaves 2.12 US\$/TM.

D. APLICACIÓN DE LA TECNOLOGÍA DEL RELLENO EN PASTA

La aplicación de la tecnología de relleno de pasta ha demostrado un auge continuo desde el primer sistema que se puso en marcha, a finales de los años 90 en los andes del Perú.

En el año 2001, la mina San Rafael aplicó esta tecnología en un proyecto dividido por fases, iniciando con un estudio de selección de alternativas, un programa de ensayos del material (Relaves, cemento portland y escoria molida), estudio de factibilidad, ingeniería de detalle, construcción, comisionado y puesta en marcha.

Todas estas etapas contaron con un apoyo constante del Consultor. Todas estas etapas contaron con un apoyo constante del Consultor.

En este enfoque se vio la necesidad de equilibrar la disposición de relaves desaguados en superficie y la disposición de relleno en pasta.

Los avances en la tecnología de espesamiento, la tendencia en recuperar mayores niveles de agua en los relaves, ha hecho posible la implementación de sistemas de disposición subterráneos como el relleno en pasta así como la disipación de relaves desaguados en superficie.

2.3.2. OBJETIVOS DE SU APLICACIÓN

a. La aplicación del Sublevel Stopping en cerro lindo considera la aplicación del relleno en pasta con la finalidad de :

- Ayudar en la recuperación de los tajeos secundarios adyacentes
- Proporcionar sostenimiento regional y limitar la subsidencia.
- Proporcionar un método de depositación de relaves.

- b. La adecuada resistencia del relleno será requerida en los tajeos Para mantener una pared de relleno auto estable en el tajeo Primario, mientras el mineral del tajeo secundario adyacente Es extraído. Considerando el peso del relave total de 28600 N/m³ y una Altura de relleno de 30m, la UCS crítica de diseño con un factor de seguridad de 1.5 es de 1 Mpa. (ec. Mitchel).
- c. La idea es la de diseñar el Relleno a utilizar, a fin de obtener un techo seguro después del relleno y continuar con las operaciones de minado debajo del relleno; optimizar los costos que demande su producción, transporte y colocación; asegurando un buen comportamiento, frente a caídas grandes de la mezcla, en donde no se puede controlar completamente la homogeneidad, cohesión. Por ende es difícil obtener las resistencias requeridas.
- d. Los requerimientos técnicos para un mejor rendimiento del relleno están siendo cada vez de mayor demanda, al mismo tiempo, los costos están disminuyendo. El reto es producir y emplazar suficientes cantidades de relleno disponible, con materiales de bajo costo que satisfagan los requerimientos del método de minado. Únicamente por medio de la consideración del relleno como parte total de la operación puede elegirse la mejor opción.

2.3.3. PLANTA DE RELLENO EN PASTA

Según el diagrama de flujo del relleno en pasta, la capacidad de planta es de 10300ton/día, con 120m³/Hr.

A continuación vemos el inicio y la secuencia del diagrama de flujo.

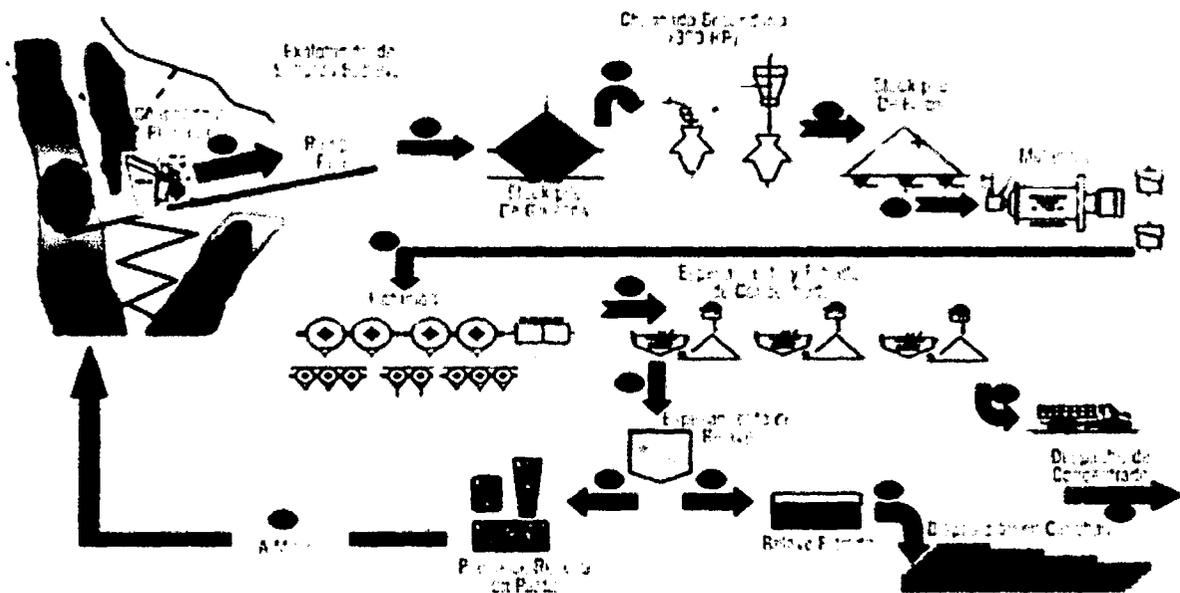


Figura 2.32. Diagrama de flujo de preparación de relleno.

Fuente: Método de Relleno en Pasta en la unidad minera Cerro Lindo

A. ESPESADO

Es la primera etapa de separación sólido-líquido, cuyos parámetros en el proceso son los siguientes.

- El Espesador es un equipo de separación sólido-líquido por sedimentación continua, con floculación, en un tanque cilíndrico de 80 pies de diámetro.

- Se alimenta 110 TMS por hora contenidas en una pulpa de 8.2% de sólidos.
- El Under Flow es el producto obtenido, una pulpa con 60% de sólidos.
- El Over Flow es agua clarificada que rebosa hacia unas bombas que lo recirculan al proceso de la Planta Concentradora
- Ingresan los siguientes tipos de relaves: Gruesos de pirita, Finos (lamas).
- La dosificación del floculante es de 19 gramos por tonelada métrica seca de sólidos.

B. FILTRADO

El Filtrado es la segunda etapa de separación solido-liquido por medio filtrante, cuyos parámetros en el proceso son los siguientes.

- Los equipos usados son dos filtros de discos, con bombas de vacío, que funcionan alternadamente.
- El filtro tiene 10 discos. Cada disco tiene 10.5 pies de diámetro, dividido en diez sectores.
- El medio filtrante son telas de material polietileno mono filamento, con permeabilidad de 20 cfm y peso específico de 11 onzas/yd².
- El vacío es generado con bomba de vacío asociada al filtro, con presión de 6 psi negativo.
- El producto es el relave filtrado llamado Keke, con 78% de sólidos. Se obtiene una producción de 110 toneladas secas por hora.

- El sistema de soplado para el desprendimiento del Keke de la tela es con aire comprimido a 15 psi de presión, con un caudal de 340 cfm.
- El Keke descarga a una faja transportadora.

C. PREPARACION DEL TAILING

El Tailing se obtiene de alimentar a un mezclador continuo de 5 m³, el Keke transportado por faja, más un flujo controlado de pulpa espesada, obteniéndose de esa mezcla una Pasta de relaves con un contenido de sólidos de 75%.

Es ingresada a una tolva intermedia en donde se almacena para luego ser descargado por tandas programadas.

D. ABASTECIMIENTO DE CEMENTO Y ESCORIA

Los silos de cemento y escoria tienen bases cónicas que están conectadas a transportadores de tornillo sin fin, a través de ellos llegan a una misma tolva que descarga al mezclador.

Los pesos de cemento y escoria son calculados en función al peso seco del tailing.

E. MEZCLADO

El sistema de mezclado es por Batch o en lotes.

En estos sistemas los distintos productos son añadidos en exactas cantidades mediante pesado, o medidas con caudalímetros máximos.

El sistema de mezclado por lotes es más utilizado cuando se necesitan hacer muchas mezclas diferentes.

En este tipo de sistemas se utilizan tanques de mezcla donde el llenado y vaciado se realiza a través de válvulas mix proof (a prueba de fugas) de forma que es posible simultanear el llenado, vaciado y limpieza de diferentes tanques al mismo tiempo.

La mezcladora es de paletas con una capacidad de 3.5 m³. Ingresan a su interior los siguientes materiales:

- Cemento
- Escoria molida
- Tailing
- Agua

El agua ingresa para darle una consistencia de fluido bombeable a la pasta.

F. BOMBEO

- La pasta de relleno del mezclador se descarga a una tolva y de ésta a la bomba.
- El equipo usado es una bomba de desplazamiento positivo, modelo válvulas de asiento, con dos pistones y unidad hidráulica.
- Presiones de trabajo: 2000 psi
- Número de emboladas: 16 e/min
- Rendimiento: 120 m³/hr
- Bombea una pasta con las siguientes características:
- La medida del slump se realiza utilizando un cono de Abrahams, de una muestra tomada de la tolva.

- Las presiones de trabajo de la bomba, pueden variar por la distancia para llegar al tajo vacío y el slump de la pasta.

2.3.4. PREPARACIÓN DE MATERIALES

Según la preparación mencionada en la planta de relleno.

A. CEMENTO

Es del tipo PORTLAND IPM a granel.

Cuando se utiliza los Relaves con cemento tipo Paste Fill surge la necesidad de utilizar en estos procesos el Cemento como elemento que compacte y rigidice la mezcla por su propiedad de que al unirse con agua, los silicatos y aluminatos se hidratan dando lugar a una pasta rígida (fraguado) proporcionando al conjunto cohesión y resistencia.

Es ingresado a interior mina con bombonas de bajo perfil, con capacidad de transportar 15 toneladas por viaje.

Luego, mediante un sistema de descarga con aire comprimido a 20 psi de presión, es llevado a un silo de 150 toneladas de capacidad.

B. RELAVE

El Tailing se pesa en una tolva y descarga al mezclador. El peso seco se calcula a partir del peso húmedo y su porcentaje de contenido de sólidos.

C. ESCORIA

Son un subproducto de la fundición de la mena para purificar los metales. Se pueden considerar como una mezcla de óxidos metálicos; sin embargo, pueden contener sulfuros de metal y átomos de metal en forma de elemento. Aunque la escoria suele utilizarse como un mecanismo de

eliminación de residuos en la fundición del metal, también pueden servir para otros propósitos, como ayudar en el control de la temperatura durante la fundición y minimizar la reoxidación del metal líquido final antes de pasar al molde.

Tiene un proceso de molienda en la Fundición de Pisco y transportado a Cerro Lindo en Big Bags de 1.5 Ton.

Es ingresado a interior mina por un proceso igual al del cemento, a un silo de 250 toneladas de capacidad.

D. AGUA

La Compañía Minera Milpo decidió la construcción de una planta que desalinice el agua de mar mediante la filtración por membranas a alta presión conocida como ósmosis inversa, donde el agua de mar es bombeada a altas presiones a través de membranas semipermeables que retienen las sales, generando una salmuera y obteniendo agua desalinizada, la cual se utilizará para las operaciones minero-metalúrgicas de la Unidad Minera Cerro Lindo.

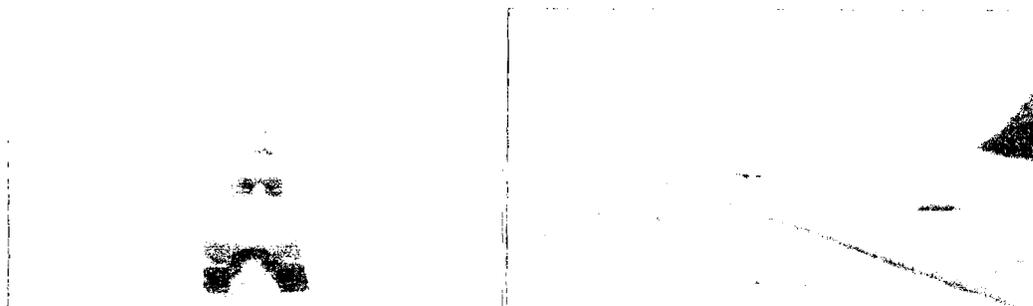


Figura 2.33. Agua de mar utilizada en cerro lindo, la cual se utilizará para las operaciones minero-metalúrgicas de la Unidad Minera Cerro Lindo.

Fuente: "Tecnologías del Relleno en Pasta"; Unidad Minera Cerro Lindo – 2012.

Estas técnicas de desalinización se convierten en una alternativa global para poder utilizar agua de mar en procesos industriales y en la obtención de agua potable ya que, acompañada de criterios adecuados en su ubicación y volumen de descargas de salmuera al cuerpo receptor, se garantiza la mitigación del impacto ambiental al ecosistema marino y conservar el agua de la quebrada Topará.

Actualmente para una operación de producción (minado mas avances) y tratamiento de minerales de 18k tpd, se necesitan 190 m³/Hrs.

El agua provenientes de la estación desaladora (proceso de osmosis inversa) ubicado en la costa.

El agua desalada tiene un recorrido de 62 km en una línea de tubería de 8" de diámetro.

Se tiene una estación de toma de agua de mar, una planta desaladora y tres estaciones de bombeo, en las cuales se tiene instalado equipos con una potencia instalada de 3,200 kw.

El agua del drenaje de mina, el agua del filtrado de relaves y del filtrado de la planta de relleno en pasta, se vuelve a utilizar.

El costo de desalar el agua de mar y transportarlo hasta la UMCL es de 2.54 US\$/M3 (Depreciación y costo operativo).

2.3.5. PARÁMETROS DE DISEÑO DEL SISTEMA DE RELLENO EN PASTA

Ensayos en laboratorio del material de relave

a) Caracterización del material.

- Granulometría.
- S.G. de los sólidos.
- PH de la pulpa.

b) Desaguado por Sedimentación

- Espesamiento.
- Por vacío.
- Por presión.

c) Filtración

d) Reología

- Resistencia a fluencia.
- Viscosidad.

e) Abrasividad

- Índice Miller.

2.3.6. RESISTENCIA DE RELLENO EN PASTA

A. EN FUNCIÓN AL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

En el Sublevel Stopping con taladros largos en cuerpos, la función del relleno es ser Pilar o Pared auto estable cuyas dimensiones de los Tajos es 40mx20mx30m de longitud, ancho y altura respectivamente con sección expuesta de 40mx20m.

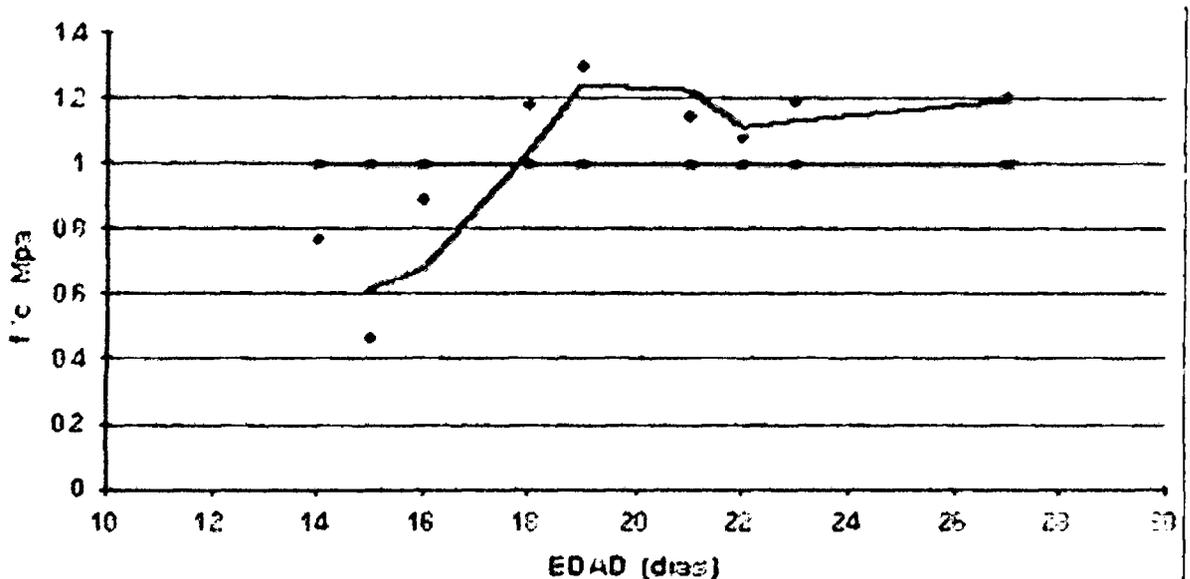


Figura 2.34. Resistencia a la compresión uniaxial.

Fuente: Departamento de relleno en pasta – Unidad Cerro Lindo.

La Resistencia a la Compresión uniaxial: 300 a 410 Kpa, con tiempo de curado de 28 días.

Tabla 2.35. Cuadro de resistencias a la compresión uniaxial en KPa.

ALTURA	POTENCIA DEL CUERPO				
	5m	10m	15m	20m	25m
25m	150	250	320	400	450
50m	160	300	410	510	600
75m	170	320	450	570	670
100m	170	330	470	600	720

Fuente: Método de Relleno en Pasta en la unidad minera San Rafael – 2012.

Está calculado en función a las dimensiones de los tajos usando el criterio de Mitchel (1982).

B. ENSAYOS DE LOS RELAVES

El tamaño de partícula:

- a) Mayor a 75 micrones, es considerado grueso, en este caso representa solo el 25%.
- b) Menor a 20 micrones es considerado ultra fino, en este caso representa el 40 %.
- c) Menor a 11 micrones es considerado lama, en este caso representa casi el 20 %.
- d) El requisito mínimo de contenido de ultra fino para formar una pasta es de 15%.

La curva característica de los relaves nos indica lo siguiente:

- Es favorable para lograr una mezcla bombeable.
- La mezcla necesitara mayor dosificación de cemento para lograr un valor de Resistencia a la compresión.

C. ENSAYOS DE RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL

El rango habitual de sollicitaciones de resistencia a la compresión a los 28 días de efectuado los rellenos de los tajos en labores mineras se coloca entre $0,50 = X = 1,45\text{MPa}$ (Resistencia No Confinada a la Compresión).

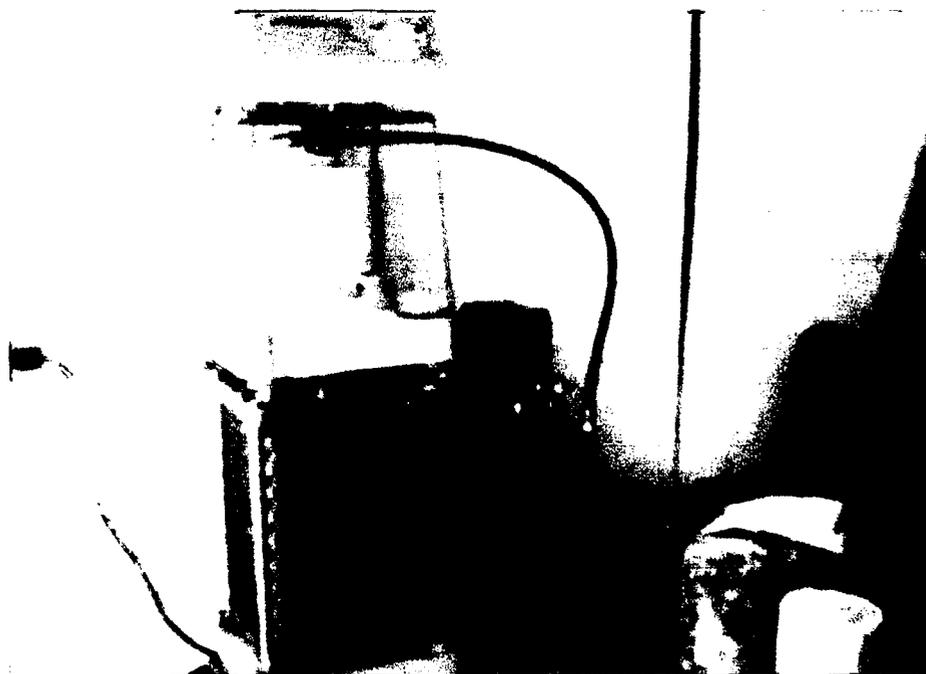


Figura 2.36. Presnsa de rotura a la compresión uniaxial, es digital con capacidad de registrar resistencias de valores bajos.

Fuente: Departamento de relleno en pasta – Unidad Cerro Lindo.

Las probetas cilíndricas, según la norma ASTM, de tecnología de concreto son de medidas: 6 pulgadas de diámetro y 12 pulgadas

Los Ensayos de Resistencia a la Compresión tienen la siguiente secuencia:

- Se preparan 3 probetas para cada fecha de ensayo, promediando los resultados.
- En total se preparan 12 probetas para cada receta.
- Las probetas se ensayan a los 7, 14, 28 y 56 días de curado
- Con los valores obtenidos se realiza una curva de Resistencias de la Pasta.

Tabla 2.37. Resistencia según en % de brinder.

%BRINDER % Escoria + %Cemento)	3%	4%	5%	6%	6%	6%	7%
% ESCORIA/CEMENTO	2.1E 0.9C	2.8E 1.2C	2.5E 2.5C	3.6E 2.4C	3.3E 2.7C	3.0E 3.0C	3.6E 3.4C
PROPORCIÓN ESCORIA/CEMENTO	70E 30C	70E 30C	50E 50C	60E 40C	55E 45C	50E 50C	52E 43C
SLUMP	8	8	8	8	8	7.5	8
DIAS DE CURADO	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN KPa						
7	71.68	94.83	111.10	115.58	136.19	145.19	154.6
14	94.98	104.8	122.32	131.71	155.90	168.74	181.5
28	109.3	132.8	150.41	170.46	197.41	213.82	232.5
56	150.0	181.0	216.83	241.92	270.18	288.80	302.3

Fuente: Departamento de relleno en pasta – Unidad Cerro Lindo.

En el **anexo 2.38** se muestra el cálculo de la resistencia del relleno en pasta, previo análisis de parámetros de resistencia del relleno.

2.3.7. RESISTENCIA COMPRESIVA EN EL MINADO SUBTERRÁNEO

El cálculo requerido para determinar la resistencia de relleno en pasta en un tajo de mina que se va a exponer una cara cuando un pilar de mineral adyacente se extrae es:

$$RC = \frac{d \times g \times ht}{(1 + ht/lg)} ; \text{KN/m}^2; \text{KPa}$$

(Ref.: Black Mountain Mine, South Africa; Tara Mines, Irlanda)

Donde:

RC = Resistencia compresiva

d = Gravedad específica del relleno in situ: relaves + cemento + agua + agua retenida (% de humedad del relleno)

g = Gravedad (m/seg²)

ht = Altura vertical en metros, entre el piso del tajo minado y la cobertura de superficie

lg = Longitud máxima o parcial en metros de la futura cara expuesta del relleno cementado.

Exposición de tajeos de 35m, 40m y 50m de longitud con altura de 30m

Ejemplo :

d =	2.9	Ton / m3	2.9	Ton / m3	2.9	Ton / m3
g =	9.81		9.81		9.81	
ht =	30	mt.	30	mt.	30	mt.
lg =	35	mt.	40	mt.	50	mt.
RC =	689.34	Kpa	731.54	Kpa	800.12	Kpa
	0.69	Mpa	0.73	Mpa	0.80	Mpa

El ejemplo indica que a medida que aumenta el área adyacente expuesta del tajo, se requiere aumentar la resistencia compresiva del relleno en pasta. Por ende un diseño adecuado de mezcla.

2.3.8. DISEÑO DE MEZCLA Y PROPIEDADES

A. DISEÑO DE MEZCLA

Los objetivos de diseño se llevaron a cabo de varias maneras, sabiendo que:

- La producción de relaves espesados a 60% de sólidos de 10% de sólidos en la alimentación, 110 TPD sólidos secos.
- La torta filtrada contiene un contenido de humedad equivalente menor que 7,5% de slump, lo que permite el control del slump dentro del intervalo deseado, después de la adición de aditivos en seco y agua; la pasta posee una consistencia al 75% de sólidos, una consistencia al 75% de sólidos.
- Material de escoria como sustituto parcial del cemento Portland, la escoria de tierra se produce a partir de los residuos de escoria de resultantes de la fundición del concentrado de estaño.

- Rellenar los antiguos tajos y recuperar los pilares de mineral (los antiguos y recientes).
- La disposición del 85% de los residuos totales en forma de pasta de relleno, equilibra el porcentaje de relaves espesados dispuestos en superficie.
- Reduce eliminación de residuos de roca en la superficie como resultado de la disposición de relleno de pasta.
- Reducción del volumen de relaves con alto contenido de piritas en los almacenamientos superficiales.
- Recirculación de agua reclamada para inmediata reutilización.
- Reducción del riesgo de contaminación del medio ambiente, como resultado la disminución significativa del agua para tratamiento y del agua para espesar los relaves que son dispuestos en superficie. Con eso se reduce los requisitos de altura de la presa.

B. PROPORCIONES MINIMAS RECOMENDADAS

Las mezclas de pasta pueden contener hasta aproximadamente un 80% de sólidos incluyendo material estéril.

Desplomes o asentamiento (medida de la consistencia de una pasta fresca - Slump) de 18 a 24 cm.

Tabla 2.39: Proporciones en tajos primarios y secundarios

PROPORCIONES	RELAVE-TAILING	CEMENTO
Tajos primarios	94% - 96%	6% - 4%
Tajos secundarios	97% - 99%	3% - 1%

Fuente: Departamento de relleno Unidad Cerro Lindo.

C. DISEÑO DE MEZCLA POR m3

Slump: 8 pulg.

Luego de los ensayos de rotura a la compresión se tiene como resultado:

Resistencia a la compresión: 350 Kpa

Tiempo de curado: 28 días

Tabla 2.40: Diseño de mezcla por m3

DISEÑO		PASTA POR m3			
ELEMENTOS	PASTA	TAILING	CEMENTO	ESCORIA	AGUA
%	100	94	2.9	3.1	-
PESO SECO Kg	1368	1290	37	41	-
PESOHUMEDO Kg	1848	1714	-	-	-
% SOLIDOS	73.5	75	100	100	-
Agua lt	480	430	-	-	50

D. PROPIEDADES

Tabla 2.41: Propiedades del relleno en pasta.

PROPIEDAD	RELLENO TIPO PASTA
Estado	65-85% sólido
Sistema de transporte	sondajes, cañerías a través de gravedad
Cemento	Si
razón agua cemento	baja a alta dependiendo de las especificaciones
Velocidad de depositación	50-200 tons/hr
Segregación	no existe segregación
Rigidez	baja a alta dependiendo de la composición
Contacto con las paredes	fácil para ajustar a paredes

2.3.9. SISTEMA DE TRANSPORTE DEL RELLENO

En cuanto al transporte del relleno cementado se dispone de dos (02) bombas PUTZMEISTER de 4000 HDR, con el cual se realiza el bombeo desde Planta hacia interior mina a una distancia promedio entre 2 a 2.5 km por una tubería de acero de \varnothing 8". El ascenso se inicia por lachimenea y luego presenta cruce por las labores por medio de codos y niples, por lo que las principales restricciones durante el proceso de transporte es la fuga del relleno por las altas presiones o el desgaste por rozamiento de la

tubería con el relleno, en el pasado se han presentado problemas de este tipo por lo cual han tenido que paralizar el bombeo hasta reparar o reemplazar el tramo de tubería que se encontraba desgastada y en algunos casos con el relleno fraguado en su interior, otra de las preocupaciones del transporte es la presión de operación de la bomba el cual se ha observado que funciona normalmente hasta 180 Bar con un máximo de 200 bar, en caso de que se sobrepasara este valor se inician los problemas por paralización de las bombas.

La planta tiene un flujo de bombeo de 120 m³/hora.

Finalmente la variación del peso durante la operación para controlar la humedad de la pasta es mediante la medición del slump, con el cual se evita problemas de la presión de operación de la bomba y se mantiene el slump característico de la pasta de 8''.

2.3.10. SISTEMA DE DISTRIBUCIÓN DEL RELLENO

Las conducciones de distribución están en el rango de 8,00 = Ø = 10,00 pulgadas, 200 = Ø = 250 milímetros, cuyos parámetros a determinar para su elección son.

- Determinar distancias
- Determinar cabezas entre niveles
- Calcular las resistencias, en bares
- Calcular la potencia de la bomba, si es precisa
- Seleccionar la tubería apta.

La Pasta se transporta a través de tuberías de acero al carbono.

El diámetro interno de la tubería en toda la extensión, desde la Planta hasta el Tajo, es de 8 pulgadas.

Las tuberías Sch 80, en material API 5L Grs 52, soportan hasta 1500 psi y se instalan a la salida de la Bomba.

Son unidas con acoples de empaquetadura externa, ajustado con pernos.

Para llegar a niveles inferiores se realizan taladros de 12 pulgadas de diámetro, en los cuales se instalan tuberías Sch80 de 8 pulgadas de diámetro interno, con roscas especiales en sus extremos, unidos y sellados con soldadura. Ver diagrama de distribución de relleno.

2.3.10 RELLENO DE TAJEOS PRIMARIOS Y SECUNDARIOS

A. TAJOS PRIMARIOS

Son tajeos que son explotados primero, según criterios económicos y geomecánicos. Estos tajeos son los que dan la mayor producción ya que en su mayoría sus dimensiones son mayores a los demás tajeos. Adyacentes a estos tajos se les denomina tajos secundarios.

El relleno empleado aquí contempla estrictamente el consumo de cemento y/o escoria metalúrgica ya que cumplen la función de pilar que requiere mayor resistencia para la secuencia de minado de los tajos secundarios.

B. TAJOS SECUNDARIOS

Son aquellos que se minan después de los tajos primarios posteriores a su proceso de relleno en pasta. El requerimiento de resistencia de estos tajos contemplan parámetros mínimos de consumo de cemento y/o escoria ya

que aquí termina la secuencia de minado en una parte del yacimiento o las condiciones económicas geomecánicas no son muy óptimas. Es aquí donde se debe optimizar los costos de producción de relleno.

C. SECUENCIA DE MINADO EN EL RELLENO DE TAJOS

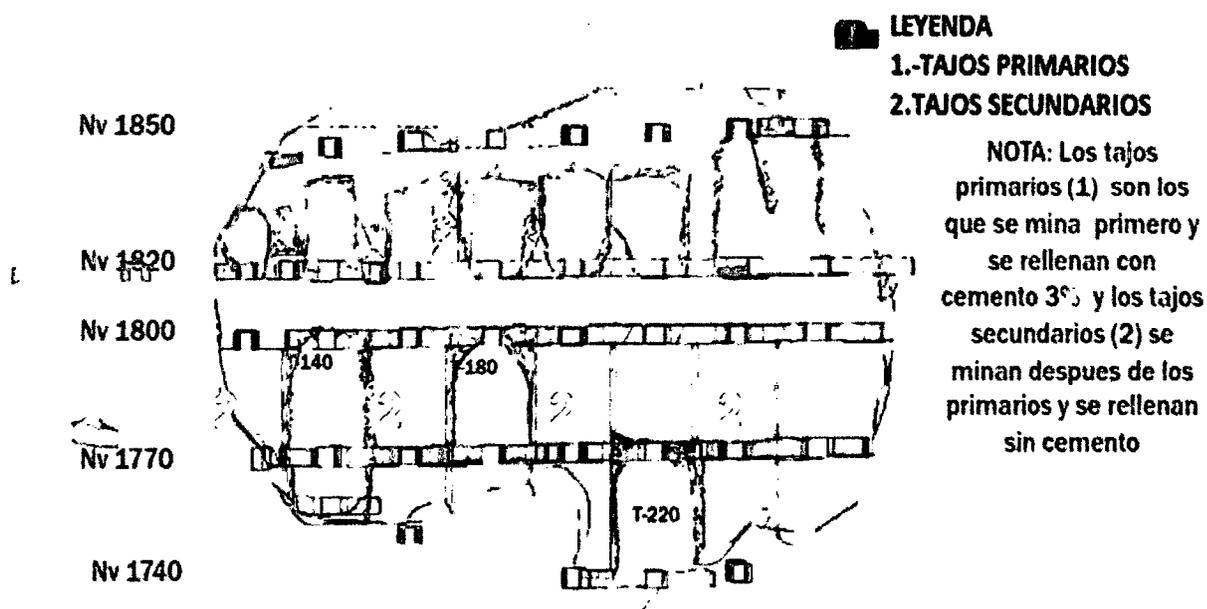


Figura 2.42: Secuencia de minado y relleno de tajos primarios y secundarios.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2015.

D. PREPARACIÓN DE TAJOS Y RECEPCIÓN DE RELLENO

Se realizan barreras y/ muros tapón de concreto armado en el nivel inferior del tajo, en las labores de acceso que sirvieron para extraer mineral y en los niveles intermedios, en las labores de acceso que sirvieron para perforación de taladros largos.

Las barreras son de desmonte proveniente de las labores de preparación.

Se acarrea con Scoop y se acumula en la labor hasta cubrir el 80% de la abertura. Se completa picando con piedras de mayor tamaño hasta cerrar completamente la abertura con puntales de madera y tablas. Se coloca tela de polipropileno por la parte interna hacia el tajo.

Las tuberías parten de la Planta de Relleno, recorriendo por la línea troncal permanente hasta llegar al nivel superior del Tajo a Rellenar. En este nivel se instala una tubería temporal hasta llegar a una labor comunicada al Tajo. Esta labor puede ser una ventana, una chimenea corta VCR o un taladro piloto.

2.4. COSTOS DEL RELLENO EN PASTA

2.4.1. AHORRO OBTENIDO POR MEJORAMIENTO DE DISEÑO DE MEZCLA

Sabiendo que el costo de cemento puesto en planta es 120\$/ton, se tiene la siguiente tabla:

Tabla 2.43: Consumo de cemento por mejoramiento de diseño de mezcla.

Mezcla cemento/relave	Consumo de cemento. Ton/m3	Total relleno requerido. M3/DIA	Total consumo de cemento Ton	Total costo cemento US\$	Costo cemento \$/m3	Costo cemento \$/ton ore	Costo cemento \$/ton relleno
1/50	0.056	4285.71	243.6	29232	6.82	1.49	2.35
1/45	0.063	4285.71	270.1	32412	7.56	1.66	2.60
1/40	0.070	4285.71	303.1	36372	8.48	1.86	2.92
1/35	0.080	4285.71	345.2	41424	9.66	2.12	3.33
1/30	0.093	4285.71	400.9	48108	11.22	2.46	3.87

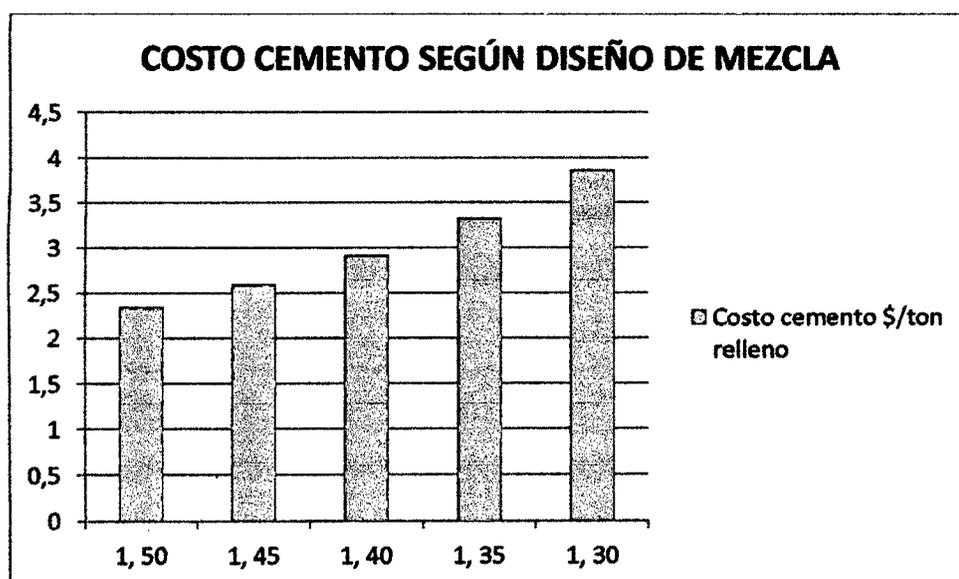


Figura 2.44: Variación de costos del cemento según diseño de mezcla

2.4.2. COSTO DE PRODUCCIÓN Y SEGURIDAD EN EL RELLENO DE TAJOS

Tabla 2.45: Costo unitario/ton de mineral extraído.

Equivalente a 4.59US\$/m³, Haciendo un total =19500*085*4.59=76,079.25\$/dia=2,282,377.7\$/mes; donde el 85% de la producción de cerro lindo es mineral.

COSTO DE RELLENO EN PASTA EN LA UMCL		
	US\$/m³	%
	DE	
	RELLENO	
MANO DE OBRA	0.8	5.51
CONSUMO DE CEMENTO	6.8	46.86
CONSUMO DE ESCORIA	4.95	34.11
CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA	0.41	2.83
OPERACIÓN PLANTA DE RELLENO	0.2	1.38
PREPARACIÓN DE BARRERAS	0.07	0.48
CONSTRUCCIÓN DE MUROS	1.03	7.10
INSTALACIÓN DE TUBERIAS	0.12	0.83
MANTENIMIENTO	0.13	0.90
COSTO UNITARIO/m³ DE RELLENO	14.51	100.00
COSTO UNITARIO/Ton DE MINERAL EXTRAIDO	4.59	

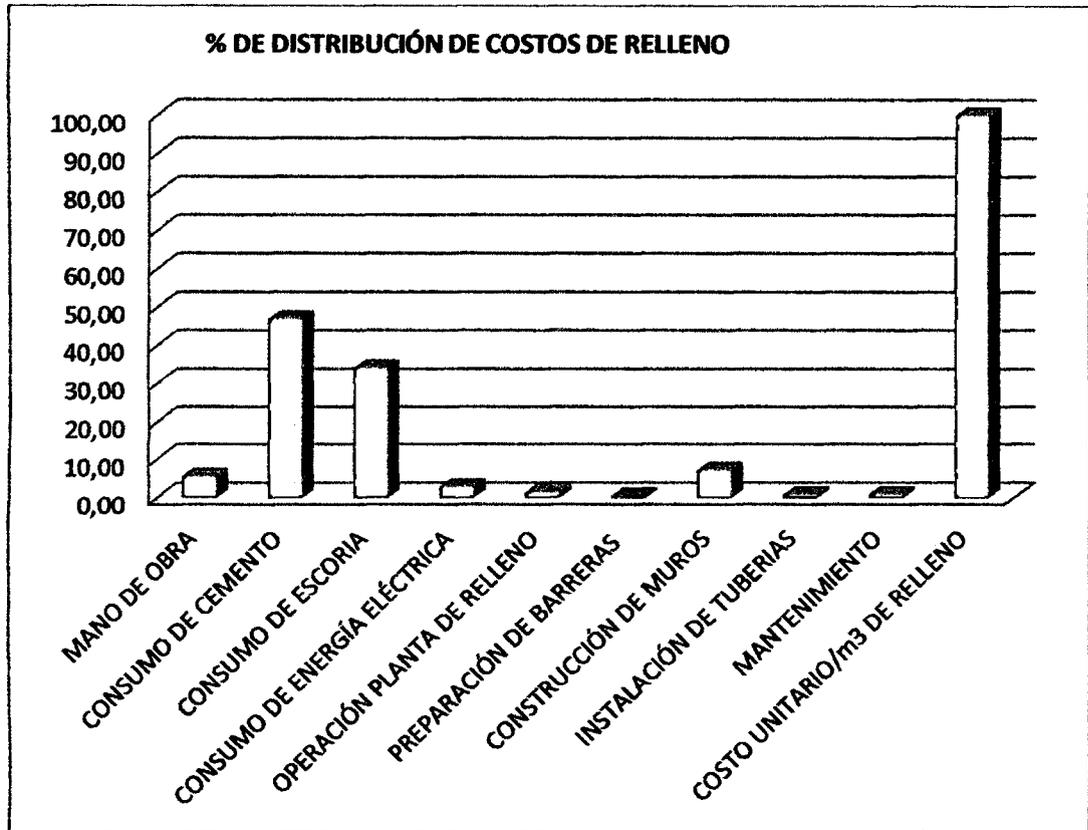


Figura 2.46: Distribución de costos por insumos y actividades.

CAPITULO III

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1. A continuación se muestra el consumo de cemento en función al volumen de producción en la actualidad y años pasados.

Tabla 3.1: Tonelajes de relleno al 2016.

ITEM	UNID	2012	2013	2014	2015	2016
PRODUCCIÓN	TM	3,956,750	5,400,000	5,400,000	6,480,000	7,020,000
VOLUMEN A RELLENAR, 85%	M3	739,173	1,008,791.2	1,008,791.2	1,210,549.4	1,311,428.5
TONELAJE DE RELAVE A RELLENAR	TM	2,143,602	2,925,494.4	2,925,494.4	3,510,593.2	3,803,142.6
TONELAJE DE CEMENTO	TM	64,308	87,477	87,477	88,021	89,485

Fuente: Departamento de relleno Unidad Cerro Lindo.

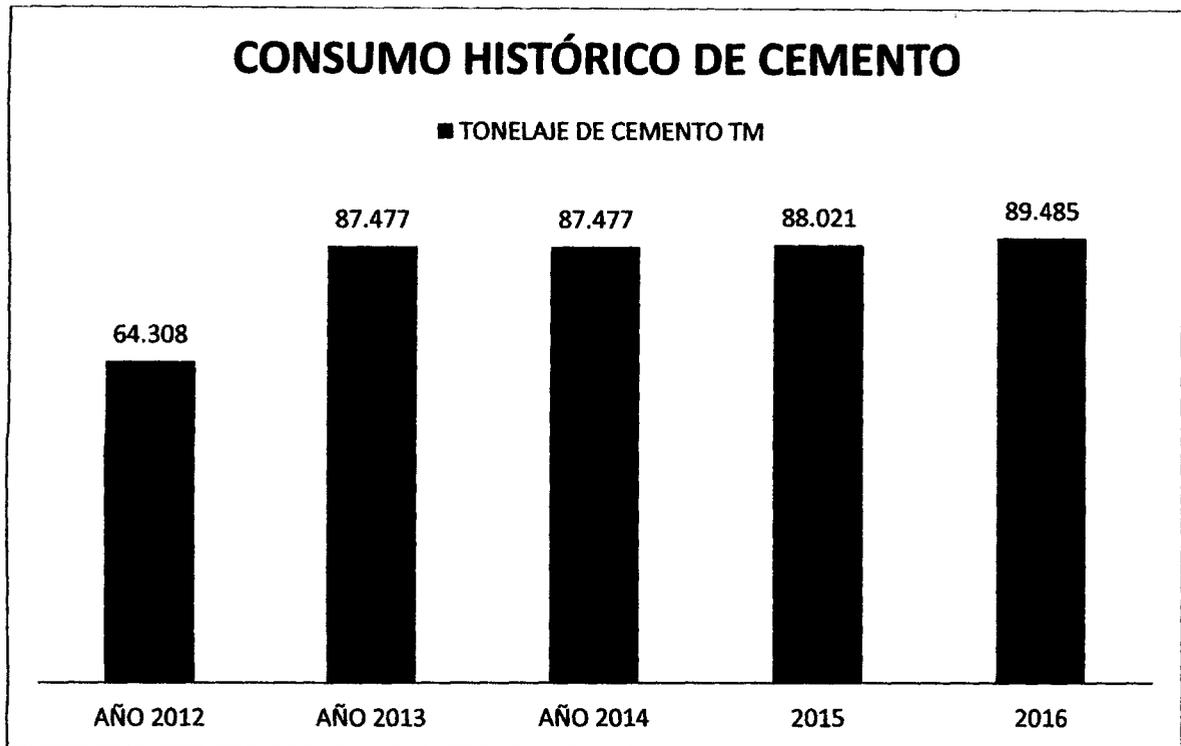


Figura 3.2: Tonelaje anual de cemento consumido.

En cuanto a la producción neta de relleno es importante mencionar que a medida que aumenta la producción de mineral, aumenta la producción de relleno en pasta teniendo en cuenta la capacidad de planta, por ende el consumo de cemento. Las alternativas de solución para la reducción de los costos operativos están ligados básicamente a la reducción del consumo cemento.

3.2. Tenemos la inversión de cemento para relleno subterráneo según el análisis realizado en 2.4.1:

Tabla 3.3: Reducción de costos según diseño de mezcla.

INVERSIÓN CEMENTO PARA RELLENO SUBTERRÁNEO	Costo cemento / ton mineral	Costo total según la producción 19500TM/DIA
Mezcla cemento/relave	\$/ton ore	US\$
1-50	1.49	29055
1-45	1.66	32370
1-40	1.86	36270
1-35	2.12	41340
1-30	2.46	47970

3.3. La cantidad de relleno en pasta requerido en cuanto al volumen de relleno requerido por día, la producción de mineral de tajeos subterráneos de los cuerpos en la Unidad Cerro Lindo, se está asumiendo como promedio anual en el año 2016, una producción diaria de 19500TMD equivalente a 7020000TM/AÑO.

Tabla 3.4: Resultados obtenidos según distribución de componentes según diseño de mezcla.

PARÁMETROS	DATOS Y RESULTADOS
Tratamiento de mineral TMD	19500 TMD
P.E. mineral	4.55 Ton/m ³
Volumen	4285.71 m ³
P.E. relleno	2.9 Ton/m ³
Relleno en pasta requerido	$4285.71 \cdot 0.85 \cdot 2.9 = 10564.27$ Ton/día

El Cabe recalcar que el espacio generado en la mina cerro lindo por los tajeos abarcan solamente el 85% de la producción total ya que no se toma en cuenta los avances ya sea en desmante o en mineral.

Tabla 3.5: Análisis de distribución en relación (cemento escoria)/relleno total = 3/100, siendo el total de relleno requerido 10564.27ton/día.

**DISTRIBUCIÓN DE COMPONENTES DEL RELLENO EN PASTA
SEGÚN DISEÑO DE MEZCLA**

% cemento	2%	
% Escoria	1%	
Relave húmedo, 97%	10247.34TonHumedo	
Cemento	211.28Ton	2% en peso
Escoria	105.64Ton	1% en peso
Agua	2673.21Ton	25.3% en peso
Relave seco	7574.13Ton	71.7% en peso
Total Ton. Relleno en pasta	10564.27Ton	100%
%Humedad relleno	25.3%	

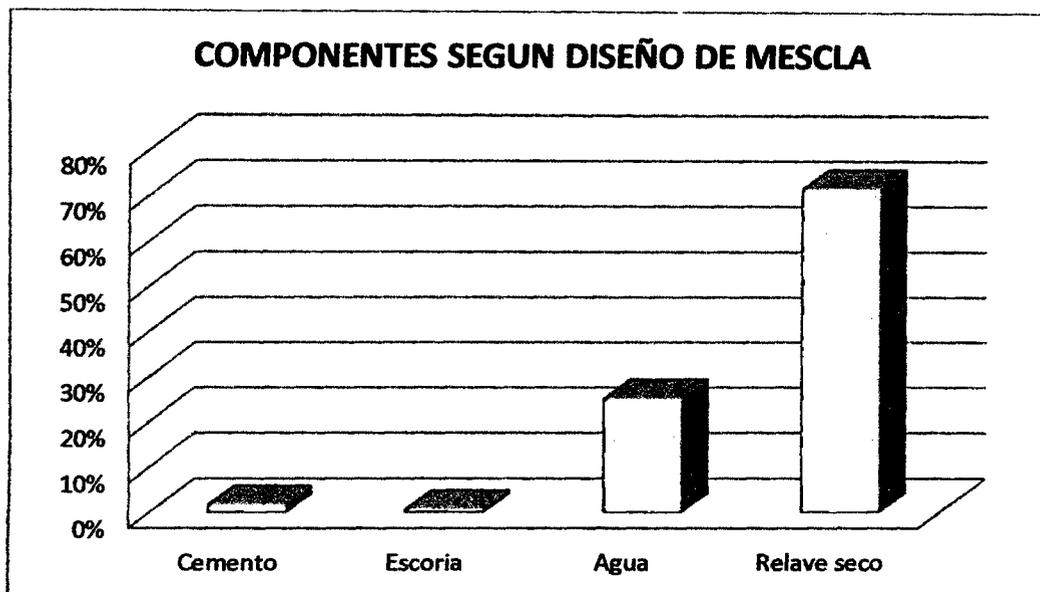


Figura 3.6: La figura muestra claramente que el cemento y la escoria son componentes mínimos pero considerablemente caros donde se debe optimizar el consumo mínimo, así como la reutilización del agua ya que es escaza en la unidad.

- 3.4. Para calcular el tiempo de relleno de un tajeo, sabiendo que requerimos 10,564.27 Ton relleno/Día según la tabla 3.4. Donde densidad de relleno 2.9 ton/m³, se rellenan tajos de 20m*40m*30m=24000m³ con 2 plantas de relleno de capacidad 120 m³/hrs cada uno, trabajando 10h efectivas por guardia.

Calculamos el tiempo de relleno de un tajeo de acuerdo a la capacidad de planta.

Una planta en un día rellena, $120 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 10 \text{ h} \cdot 2 = 2,400 \text{ m}^3/\text{día}$

Por tanto, un tajo se rellena en $24000 \text{ m}^3 / 2,400 \text{ m}^3/\text{día} = 10 \text{ días Aprox.}$

La influencia de la producción de relleno en los costos operativos según los resultados anteriores, las dos plantas producen 4800 m^3 relleno/día que equivale a $4800 \text{ m}^3/\text{día} \cdot 2.9 \text{ ton}/\text{m}^3 = 13,920 \text{ Ton}$ relleno/día cuando lo requerido es de $10,564.27 \text{ ton}/\text{día}$ lo que indica que se produce $3,356$ toneladas adicionales que involucra un costo adicional en la producción de relleno que ésta se refleja en relleno de labores que no son necesarias y en paradas de planta por falta de tajos para relleno.

Teniendo este punto de vista buscamos homogenizar y/o estandarizar la producción de mineral en la Unidad Minera Cerro Lindo de $18,000 \text{ TMD}$ a $20,000 \text{ TMD}$ optimizando los costos operativos para así cumplir y/o pasar el margen de producción de relleno en pasta.

CAPITULO IV

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

- a. La adecuada aplicación del relleno en pasta por ende un diseño de mezcla influye en la reducción de consumo de cemento puesto que la resistencia a la compresión requerida es menor, por ende la reducción de los costos operativos.
- b. Al aumentar el volumen de tajos a rellenar, aumenta el costo en preparación de los tajos, que incluye la mano de obra, barreras, muros y tuberías.
- c. El costo de mantenimiento de planta y distribución de líneas de tuberías, se incrementa por el tiempo de uso de los equipos de la Planta de Relleno y la cantidad de relleno en circuito.
- d. El consumo de escoria disminuye en gran proporción el consumo de cemento.
- e. La aplicación de Relleno en Pasta cumple una función estructural, restablece la estabilidad del macizo rocoso y por consiguiente permite la continuidad del minado.

- f. Los beneficios ambientales, 82% aproximadamente de los relaves totales generados en la recuperación metalúrgica de la Planta Concentradora, sin clasificar, incluido fino, el agua residual resultante de los procesos de separación sólido líquido, se recupera y se vuelve a utilizar en la Planta de Relleno y en la Planta Concentradora.
- g. Los métodos empíricos y analíticos para la estabilidad de tajos son herramientas fundamentales a la hora del análisis de estabilidad de las excavaciones que se realizan durante las operaciones de extracción de mineral en el Sublevel Stopping. Dada la complejidad de las excavaciones que se realizan en minería subterránea, es fundamental que los análisis que se realicen se comprueben por diversas metodologías.

4.2. RECOMENDACIONES

- a. Con una adecuada tecnología de separación sólido-líquido, que requiere inversión en maquinaria, se puede utilizar los finos existentes en los relaves y obtener un relleno cementado existente en los relaves y obtener un relleno cementado.
- b. Es recomendable realizar un estudio analítico previo que permita conocer las propiedades de los relaves cuando participan en una mezcla con cemento y luego proyectar los costos operativos.

ANEXOS

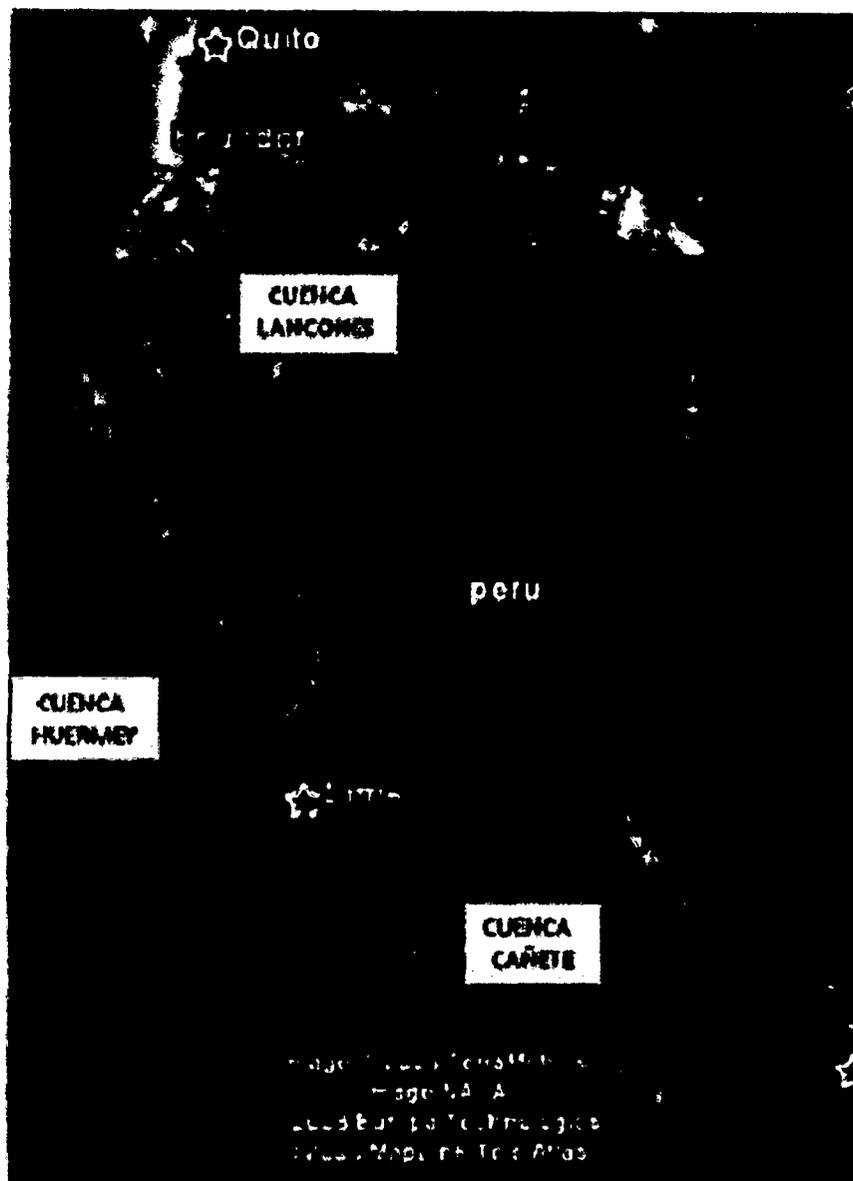


Figura 2.1: Mapa del Perú con las tres cuencas de la parte occidental.

Fuente: PERUMIN 2015.

El depósito se encuentra en la formación volcano sedimentario Huranguillo, ésta formación se encuentra emplazado en la cuenca cañete.

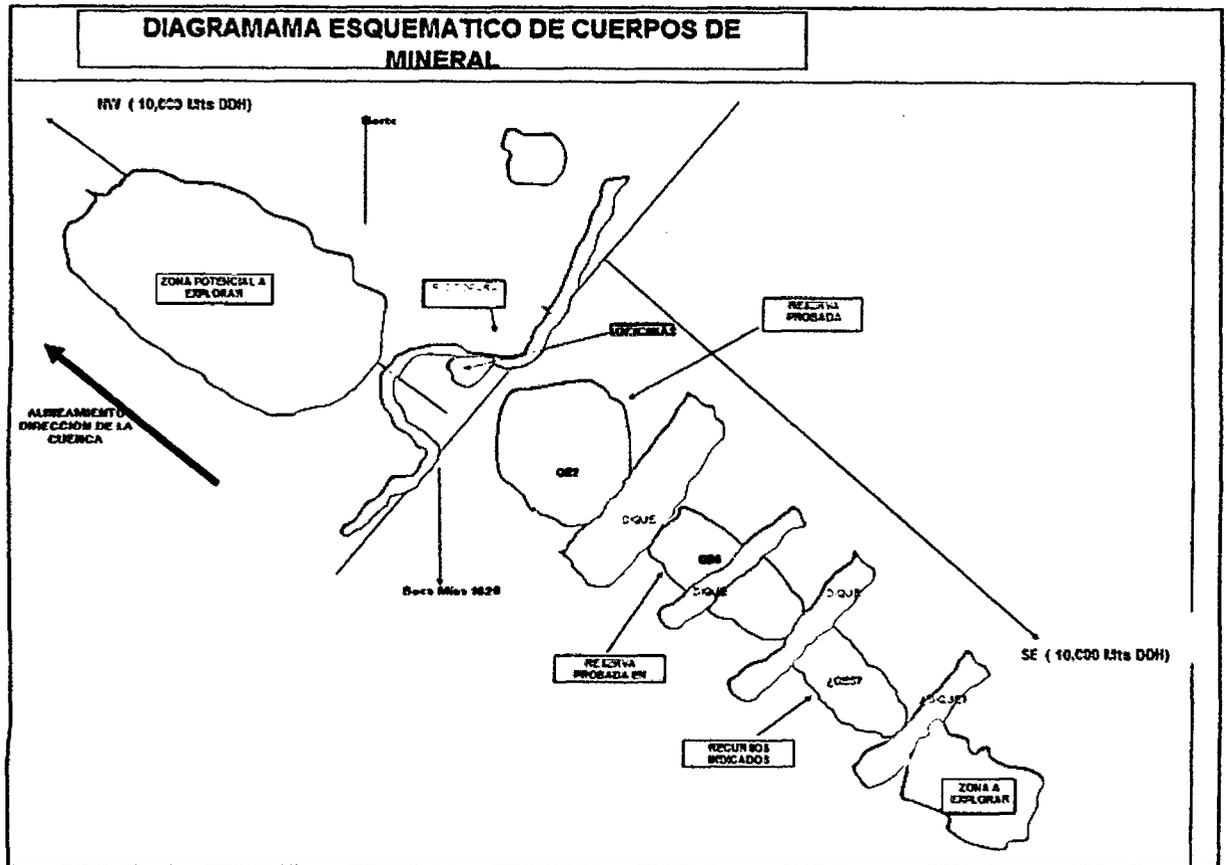


Figura 2.3: Diagrama esquemático de los cuerpos de mineral.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2015.

El yacimiento geoméricamente está orientado al NW y SE, buzando al SW con ángulo de buzamiento promedio de 65°. Se realizaron 7 líneas geofísicas, teniendo muy buenas respuestas en los cuerpos encontrados y varias anomalías en las líneas 5 -6 y 7.



Figura 2.4: Reservas y plan de minado OB2, OB5 y OB6.

Fuente: Milpo - PERUMIN 2011

Se ha realizado una simulación de producción considerando las reservas y los recursos disponibles al 31 de diciembre 2015 a los cuales se han reajustado por estrategia empresarial como se indica en la geología económica de los recursos y reservas.

Anexo 2.38. CÁLCULO DE RESISTENCIA DE RELLENO EN PASTA

Este es otro tema que ha demandado considerable tiempo de dedicación.

Cuando se tiene las condiciones de falla de un bloque relleno en el tajeo primario; en este bloque cuando se recupera en pilar adyacente, el relleno quedará expuesto en una de sus paredes adyacente al pilar, lo cual se asemeja a un talud vertical. De este modo el relleno brindará, soporte al área global de minado y permitirá a la recuperación de pilares.

El talud vertical se analiza por el método de equilibrio límite utilizando el criterio de falla de Coulomb para condiciones drenadas, donde el factor de seguridad estará dado por la relación:

F.S.=Fuerzas estabilizadores/Fuerzas desestabilizadores

F.S.=1.5

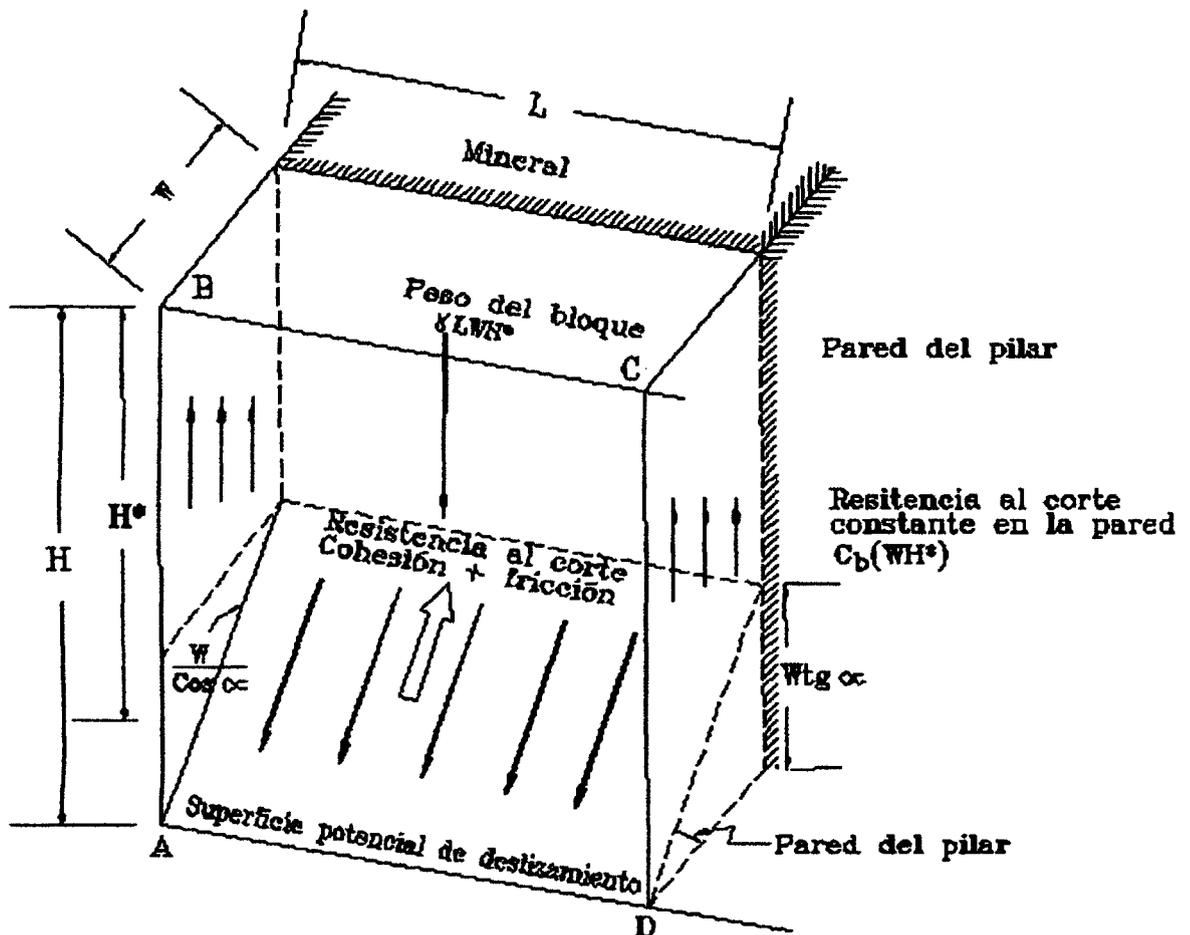


Figura 2.38. Condiciones de falla de un bloque confinado de relleno en un tajeo.

Fuente: criterios de falla de Mohr Coulomb.

Las fuerzas estabilizadoras están asociadas a la resistencia al corte en la superficie potencial de falla del relleno cementado y a la cual contribuye la cohesión y el ángulo de fricción; las fuerzas desestabilizadoras están asociadas al componente del peso del bloque a lo largo de la superficie de falla.

De los resultados obtenidos bajo las condiciones de minado establecidas por el Departamento de Ingeniería, señalamos lo siguiente:

Para el OB5, el requerimiento de resistencia del relleno para tajeos de 15m de ancho x 30 m de altura y hasta 40 m de longitud, es **0.97MPa** como se indica en la tabla 2.39. Esta resistencia permite exponer paredes y techos autoestables.

Para el OB2, el requerimiento de resistencia del relleno para tajeos de 18 m de ancho x 30 m de altura y hasta 40 m de longitud, es **1.82 MPa** como se indica en la tabla 2.39. Esta resistencia permite exponer paredes y techos autoestables.

A. COMO PARED AUTO ESTABLE

- Resistencia, $RC = nDH/(1+H/L);KPa$
- n factor de seguridad.
- D densidad del relleno.(NN/m³)
- H Altura del tajeo. (m)
- L Longitud del tajeo vista de planta (m).

B. PARA SOPORTAR LA PRESIÓN LATERAL (EMPUJE DE CAJAS).

- Resistencia $RC = n(D)HW/(KL);KPa$
- n factor de seguridad.
- D densidad sobrecarga (MN/m³)
- H Profundidad de la sobrecarga. (m)

- W, ancho del tajeo (m)
- L Longitud del tajeo vista de planta (m).
- $K = (1 + \text{sene}) / (1 - \text{sene})$, $\theta = 30^\circ$

C. PARA SOPORTE DEL TECHO

Para la secuencia del minado el pilar de Relleno se asume $\frac{1}{2}$ de la carga y el otro $\frac{1}{2}$ se asume a la roca, es decir, que la carga efectiva es igual a la mitad de la resistencia a la presión lateral.

Es decir.

- $RC = n(D)HW / (2KL); KPa$

Tabla 2.39: Parámetros de resistencia del relleno. Utilizando cada una de las 3 fórmulas de Resistencia Compresiva se tiene los siguientes resultados

DATOS	TAJO-911-OB2	TAJO-012-OB5
D	2,9Tn/m ³	2,9Tn/m ³
G	9,81 m/seg ²	9,81 m/seg ²
Ht	30m	30m
Lg	40m	35m
W	15m	18m
RESULTADOS		
RC, como pared autoestable	731.5Kpa	1493.5Kpa
RC, presión de las cajas	160kpa	219kpa
RC, como soporte del techo	80kpa	109.5kpa
REQUERIMIENTO DE RESISTENCIAS=Σ	971.5KPa=0.97MPa	1821.5KPa=1.82MPa

TITULO. APLICACIÓN DEL RELLENO EN PASTA PARA REDUCIR LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD MINERA CERRO LINDO					
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	MARCO TEORICO	HIPOTESIS	VARIABLE	METODOLOGIA
<p>1. PROBLEMA PRINCIPAL</p> <p>¿De qué modo una adecuada aplicación del relleno en pasta influye en la reducción de los costos operativos en la Unidad Minera Cerro Lindo?</p> <p>2. PROBLEMAS SECUNDARIOS</p> <p>a) ¿En qué medida el diseño de mezcla de relleno en pasta y la clasificación geomecánica influyen en el incremento de producción del mineral y capacidad de planta de relleno en la Unidad Minera Cerro Lindo?</p> <p>b) ¿De qué modo las dimensiones y la estabilidad de los tajeos influyen en el costo de producción y seguridad en la Unidad minera Cerro Lindo?</p>	<p>1. OBJETIVO GENERAL</p> <p>Reducir los costos operativos con una adecuada aplicación del relleno en pasta en la producción de 20000TMD de mineral en la Unidad Minera Cerro Lindo.</p> <p>2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <p>a) Evaluar el diseño de mezcla de relleno en pasta y la clasificación geomecánica para incrementar la producción del mineral y capacidad de planta de relleno en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>b) Determinar las dimensiones y la estabilidad de los tajeos para optimizar los costos de producción y mejorar la seguridad en la Unidad minera Cerro Lindo.</p>	<p>2.1. ANÁLISIS DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.</p> <p>Método de Minado Sublevel Stoping Ciclo de minado</p> <p>2.2. DISEÑO DE MINA Aspectos Generales y geomecánica Modelamiento de Esfuerzos y secuencia de minado</p> <p>2.3. ESTUDIO DEL SISTEMA DE RELLENO EN PASTA. . Generalidades . Objetivos de su aplicación Componentes Resistencia de relleno en pasta . Diseño de mezcla</p> <p>2.4. COSTOS DE RELLENO EN PASTA. Ahorro por mejoramiento del diseño de mezcla</p>	<p>HIPÓTESIS GENERAL</p> <p>El consumo adecuado de cemento en la aplicación del relleno en pasta influirá en la reducción de costos operativos en la Unidad Minera Cerro Lindo.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICOS</p> <p>a) Un adecuado diseño de mezcla de relleno en pasta y la clasificación geomecánica favorecerán para el incremento de producción del mineral y capacidad de planta de relleno en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>b) Las dimensiones y la estabilidad de los tajeos repercutirán en el costo de producción y seguridad en la unidad minera Cerro Lindo.</p>	<p>1. VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Aplicación de relleno en pasta de tajeos.</p> <p>INDICADORES</p> <p>a) Diseño de mezcla de relleno en pasta. % b) Dimensiones de los tajeos. m3 c) Clasificación geomecánica. RMR, RQD, Q d) Estabilidad de tajeos. N</p> <p>2. VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Reducción de costos operativos en la Unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>INDICADORES</p> <p>a) Producción de mineral TMD. b) Capacidad de planta de relleno. m3/Hr c) Costos de producción \$/TM d) Factor de seguridad %</p>	<p>a) TIPO DE INVESTIGACIÓN. Aplicada. DE</p> <p>b) NIVEL DE INVESTIGACIÓN. Descriptivo-Analítico. DE</p> <p>c) DISEÑO. Transversal - Correlacional.</p> <p>d) POBLACIÓN Asiento minero Cerro Lindo.</p> <p>e) TAMAÑO DE MUESTRA. Tajeos de Cerro Lindo. DE</p> <p>f) SELECCIÓN DE MUESTRA. Muestreo no probabilístico. DE</p> <p>g) UNIDAD DE ANÁLISIS. Cada tajeo minero. DE</p> <p>h) RECOLECCIÓN DE DATOS. Observación directa e información documentada.</p> <p>i) INSTRUMENTOS DE MEDICIÓN. Datos estadísticos. DE</p>

REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍAS

1. "Explotación subterránea métodos y casos prácticos"; Universidad Nacional del Altiplano - 1999
2. INGEMMET; "Análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea en las minas de Perú"; -1989
3. P. N. Paniukov: "Geología aplicada a la ingeniería".
4. Hoek, E. & Brown: "Excavaciones subterráneas en roca"; E.T-1980
5. GutierrezÁlvarez, David: "Aplicación del Método Sublevén Støping en el manto Cobriza"; tesis UNI – 2014.
6. Oscar Cantorin: "Método de Relleno en Pasta en la unidad minera San Rafael" - 2012
7. Rolando Quispe Bullón: "Tecnologías del Relleno en Pasta"; Unidad Minera Cerro Lindo – 2012.
8. F. Rojas Toro, S.C. Minera Atacama Kozan. Chile-2000.
9. Eduard Medina Barcena. Milpo – PERUMIN 2015, 2011.
10. Criterios de falla de Moohr Coulomb. Black Mountain Mine, South Africa; Tara Mines, Irlanda.
11. Metodología de estabilidad de Mathews, 1981. PPT-UNI 2010.