

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

***“IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRÁULICO EN
RANICHICO PARA EXPLOTACIÓN EN LA UNIDAD MINERA PALLANCATA –
HOCHSCHILD MINING”***

PARA : *Optar el Título de Ingeniero de Minas*

PRESENTADO POR : *Bach. Nicanor Ildegar Ruiz Hinojoza*

Ayacucho – Perú

2016

DEDICATORIA

Para Camila, Gustavo mis hijos que son mi mayor tesoro. Ana mi esposa, por su incondicional apoyo a mi lado.

A mi madre Antonia, mis tíos Rodolfo y Roberta, mis hermanos por el apoyo y los consejos para mejorar cada día mas.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga mi alma mater que me brindó los conocimientos para desenvolverme en vida Profesional.

A la empresa Hochschild Mining en la Unidad Pallancata representada por el Gerente de Operaciones Ing. Manuel Peralta que me brindó el apoyo en la realización del presente trabajo profesional.

A mis docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas quienes me brindaron sus sabias enseñanzas.

RESUMEN

El presente proyecto tiene la finalidad de implementar la planta y el sistema de Relleno Hidráulico en interior mina específicamente en la zona de Ranichico por un tema ambiental, aprovechando las labores mineras existentes en la veta Virgen del Carmen en los niveles 4570 al 4530, nivel de bocamina Ranichico 4520. La capacidad de relleno instalada será de 50 m³/hora de pulpa, llegando a una capacidad de 600 m³/día. El Proyecto de relleno hidráulico contempla abastecer de relleno a los tajeos con minado en corte y relleno convencional ascendente, en dos líneas de alimentación; una con descarga por gravedad en las vetas Virgen del Carmen, San Javier y Rina, y la segunda línea impulsadas por bombas enseriadas hacia las vetas Luisa, Yurika, Yanelly. La instalación de la línea de relleno consiste en tuberías HDPE de 4" de diámetro de una longitud de 2.5 KM aproximadamente. El costo de la implementación asciende a US \$ 408, 342.30 Dólares Americanos, incluidos en excavación, Sistema de bombeo, tanque agitador y accesorios, obras civiles y metal mecánica, también se realizó la evaluación económica del relleno detrítico vs el relleno hidráulico siendo este último mucho más rentable.

INTRODUCCION

“El relleno hidráulico se aplicó por primera vez el año 1864 en la mina Shenandoah en Pennsylvania, Estados Unidos, como control de la subsidencia, posteriormente se fue mecanizando y optimizando su uso en la explotación en la minería subterránea. En el Perú se aplicó relleno hidráulico en el año 1937 en la mina Lourdes de Cerro de Pasco con la finalidad de controlar incendios, implementándose luego al ciclo de minado. Se define como relleno hidráulico al material que es transportado en forma de pulpa por tuberías¹. En su mayoría el material es el relave de planta concentradora, pero también se utiliza arenas glaciares y otros materiales granulares que se encuentra en la naturaleza.”¹⁴, En la actualidad es muy importante el relleno hidráulico en el ciclo de minado ya que optimiza, la estabilidad del macizo rocoso, en la Unidad minera Pallancata de Hochschild Mining se está migrando de mecanizado a convencional por la reducción de potencias en las vetas que tiene en reserva la mina por ende se requiere buscar una alternativa de relleno para la nuevas zonas de minado convencional, así que se realiza el estudio de implementación de un sistema de relleno hidráulico en la zona de Ranichico; “Para las etapas de relleno se deberá de cumplir con las siguientes disposiciones: Realizar estudios de resistencia, granulometría, límites de contenido de agua, estabilidad física y química del material de relleno”¹, basados en el reglamento que rige la minería en el Perú se debe cumplir en realizar los estudios para poder implementar una planta de Relleno hidráulico; donde se realizan los cálculos necesarios para obtener el tanque más óptimo, cual es el mejor diámetro de tubería, si la cantidad

de agua con que contamos será suficiente, para lo cual planteamos dos interrogantes el diseño de planta de relleno contemplando la zona de descarga de volquetes (relave), que equipo requerimos (capacidad) para transportar el relave que cantidad debemos mezclar que tipo de relave necesitamos. Para el sistema de relleno también se realizó el estudio de la línea piezométrica para calcular si el sistema funcionaba solo por gravedad o se requerirá un o más bombas para rellenar los tajos. “Siempre es preferible percibir una suma de dinero hoy que mañana”⁷, necesitamos hacer una evaluación económica con el relleno hidráulico y detrito si es rentable y se puede recuperar la inversión en que palazo de tiempo y con qué beneficios. Para ello en el presente trabajo de investigación se realizaron los estudios necesarios para garantizar una planta de relleno eficiente y sistema que pueda cumplir con la exigencia requerida para la producción en tajeos convencionales.



CONTENIDO

CAPITULO I.....	13
GENERALIDADES	13
1.1. Ubicación y Accesibilidad.	13
1.2. Clima y Vegetación.....	14
1.3. Historia de la Mina.....	15
1.4. Fisiografía.	17
1.5. Recursos de la Zona.	20
1.6 Planteamiento del Problema.....	20
1.7 Planteamiento De Hipótesis.	21
1.8 Objetivo del Estudio.....	21
1.9. Metodología de Trabajo.	22
1.10. Justificación.	22
CAPITULO II	23
GEOLOGIA DEL YACIMIENTO Y ESTIMACION DE RECURSOS Y RESERVAS	23
2.1 Geología Regional.....	23
a. Pre – Hatun.....	24
b. Toba – Hatun.....	24
c. Post Hatun.	25
d. Intrusivo.	25
e. Alteración.....	26
2.2 Geología Estructural.....	27



a. Basamento cretácico.	27
b. Unidad Inferior.....	27
c. Unidad Media.....	28
d. Unidad Superior.	28
e. Unidades intrusivas.....	28
2.2.1 Columna Estratigráfica:	29
2.3 Geología Local.....	30
2.4 Geología Económica.....	31
2.5 Paragénesis Del Yacimiento (Análisis de Yacimiento).....	31
2.6 Estimación De Recursos.	34
2.6.1 Recurso Mineral Medido.....	34
2.6.2 Recurso Mineral Indicado.....	34
2.6.3 Recurso Mineral Inferido.....	35
2.7 Estimación De Reservas.....	35
2.7.1 Reserva Mineral Probada.....	35
2.7.2 Reserva Mineral Probable.....	35
2.8 Modelo De Reservas.....	36
CAPITULO III.....	38
MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	38
3.1 MÉTODOS Y DISEÑO DE EXPLOTACIÓN.....	38
3.1.1 Taladros Largos.....	39
3.1.1.1 Bench and Fill (BF).....	39
3.1.1.2 Subnivel Ascendente con Relleno Cementado (SARC).	40
3.1.1.2.1 Planta de Relleno Cementado (Paste Fill).....	45



3.1.1.2.2 Consideraciones generales Paste Fill.	45
3.1.2 Diseño Integral Para Taladros Largos.....	47
3.1.2.1 Galerías.	47
3.1.2.2 By Pass.....	48
3.1.2.3 Rampas Operativas.	49
3.1.2.4 Cruceros de Acceso.....	50
3.1.2.5 Chimenea Raise Boring de ventilación y Ore Pass.....	50
3.1.2.6 Subniveles.	50
3.1.2.7 Chimeneas Slot.	50
3.1.2.8 Operaciones Unitarias.	54
a. Diseño de Taladros Largos.....	54
b. Perforación.	56
c. Voladura.	60
d. Acarreo y Limpieza.....	62
e. Relleno.	63
3.1.3.1 By Pass.....	65
3.1.3.2 Galería.	65
3.1.3.3 Rampas Operativas.	66
3.1.3.4 Chimenea Raise Boring de Relleno (Waste Pass).....	66
3.1.3.5 Chimenea Raise Boring de Ventilación.	66
3.1.3.6 Cruceros Basculantes.	67
3.1.3.7 Chimenea Ore Pass.	67
3.1.3.8 Operaciones Unitarias.	69
a. Perforación y Diseño De Mallas.	69



b. Voladura.....	70
c. Acarreo y Limpieza.....	71
d. Relleno	71
CAPITULO IV.....	73
IMPLEMENTACION DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRAULICO PARA LA EXPLOTACION MINERA.....	73
4.1. Relleno Detrítico.....	73
4.1.1 Características generales.....	73
4.2. Relleno Hidráulico.....	74
4.3 Demanda de Relleno en Ranichico 2014.....	77
4.4 Excavaciones mineras.....	78
a. Cronograma de excavación:.....	81
b. Requerimiento de personal:	81
c. Dimensiones y Costos de Excavación:	81
4.5 Obras civiles.....	82
a. Gantt de implementación del Sistema:.....	83
4.6. Implementación del sistema de relleno hidráulico, línea de bombeo. ...	84
4.6.1. Descripción del sistema de relleno hidráulico.....	85
a. Flow Sheet de la Planta de relleno hidráulico:.....	85
4.6.2. Características de Relave desaguado:	87
4.6.3. Calculo de flujo de relleno.....	88
4.6.3. Calculo de abastecimiento de agua y relave desaguado.....	89
4.6.4. Características del tanque agitador.....	90
4.6.5. Características de la Línea de Bombeo:.....	91



a.	Capacidad de la Bomba:.....	92
b.	Diámetro de Tubería:	92
c.	Características de bomba requerida:	93
<input type="checkbox"/>	Velocidad Limite:	94
<input type="checkbox"/>	Coeficiente de uniformidad (Cu):	94
<input type="checkbox"/>	Velocidad de Percolación(VP):.....	94
d.	Potencia de la Bomba:.....	95
e.	Cálculo de la cabeza dinámica.	96
4.6.6.	Línea piezométrica.	98
a.	Línea Piezométrica, Planta RH – Luisa.....	100
b.	Línea Piezométrica, Planta de RH – Yurika.	104
c.	Selección de Bomba:.....	109
4.6.7.	Costo de implementación del sistema de relleno.	112
a.	Presupuesto resumido:.....	112
b.	Presupuesto detallado:.....	112
<input type="checkbox"/>	Presupuesto Obras Civiles y metal mecánica:	112
<input type="checkbox"/>	Presupuesto tanque agitador y accesorios:.....	113
<input type="checkbox"/>	Presupuesto Sistema de bombeo:.....	113
<input type="checkbox"/>	Presupuesto de Excavación:.....	113
4.7.	Evaluación económica Relleno detrítico e hidráulico.....	114
4.8.	Resultados y Discusiones:.....	114
4.8.1	Resultados:	114
a.	Flujo de relleno y Abastecimiento de agua y relave:	115
b.	Abastecimiento de agua y relave:	115



c. Del Sistema y del tanque agitador:.....	115
d. Línea Piezométrica Luisa:.....	115
e. Línea Piezométrica Yurika:.....	116
f. Evaluación económica de relleno detrítico e hidráulico:	116
4.8.2 Discusiones:	117
a. Flujo de relleno y Abastecimiento de agua y relave:	117
b. Abastecimiento de agua y relave:	117
c. Del Sistema y del tanque agitador:.....	118
d. Línea Piezométrica Luisa:.....	118
e. Línea Piezométrica Yurika:.....	118
f. Evaluación económica de relleno detrítico e hidráulico:	119
CONCLUSIONES	120
RECOMENDACIONES	121
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	122
ANEXOS	124



CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Ubicación y Accesibilidad.

La U.O. Pallancata, se ubica en el Distrito de Coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas, Departamento de Ayacucho; aproximadamente 520 Km. al Sureste de Lima y 180 Km. al SW del Cusco. La Operación Minera más cercana, dista 15 Km. al NNE y es la Mina Selene-Explorador, de Compañía Minera Ares.

Coordenadas:

Ubicación

GEOGRAFICA		UTM		ALTITUD (m.s.n.m.)
Long. Oeste	Lat. Sur	Este	Norte	
73° 10' 47"	14° 44' 28"	695,958	8'369, 502	4000 a 4700

Tabla 01

Localización Mina

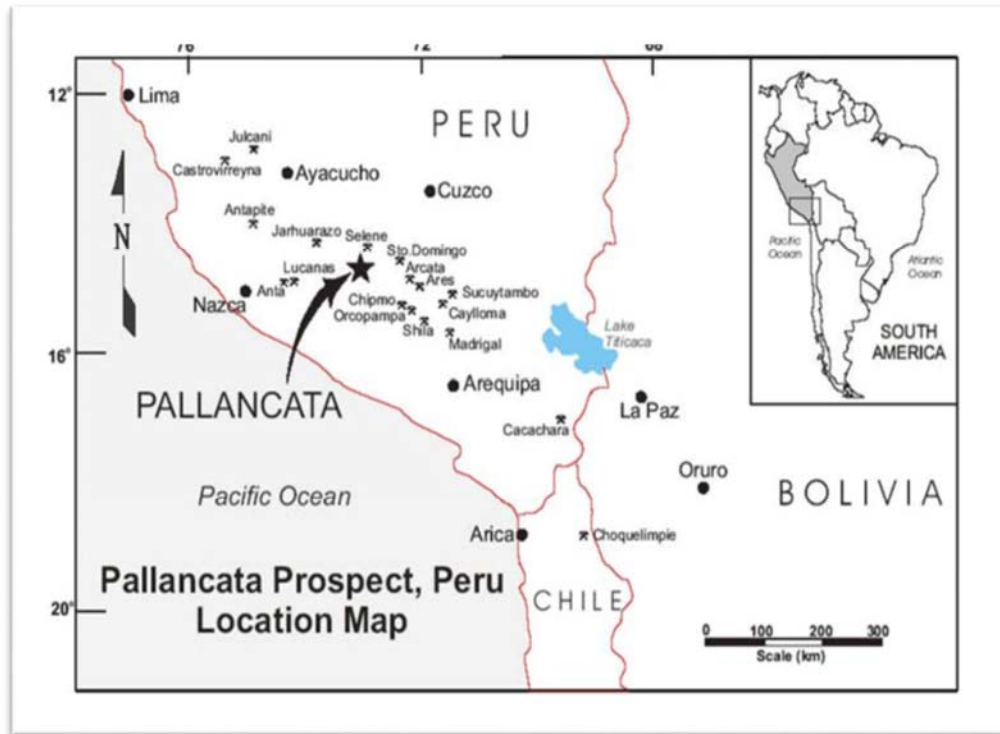


Fig. 01

Las vías de comunicación de la U.O. Pallancata son:

Accesibilidad			
RUTA	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (Hr)	TIPO DE VIA
Lima-Nazca- Puquio-Izcahuaca	740	15	Asfaltada
Izcahuaca - Mina	45	1.5	Afirmada

Tabla 02

1.2. Clima y Vegetación.

El clima en Pallancata consiste de una estación seca y otra húmeda. Los meses más húmedos son de diciembre a marzo. Las temperaturas van de menos 5°C a 20°C típico de la región del altiplano, con una temperatura media anual de 8°C (46°F). La temperatura máxima es 18,8°C (66°F) en noviembre y el promedio mínimo es

de menos 7.5°C (18.5°F) en julio. La precipitación es de unos 610 mm (24 pulgadas) anuales de los cuales el 80% cae en los meses de invierno, de noviembre a marzo. La media máxima de las precipitaciones se produce en enero (133.3 mm, 5.25 pulgadas) y mínima, en julio (2.4mm, 0.1 pulgadas).

Situado en la Cordillera Occidental del Sur de Perú, las elevaciones en la zona van desde aproximadamente 4000 a 4700 m. La topografía es accidentada. La altitud, la exposición de rocas, pendientes pronunciadas y la falta sustancial de la cubierta del suelo da como resultado una falta de vegetación importante.

1.3. Historia de la Mina.

Trabajos históricos de la época colonial se han encontrado a lo largo de las Vetas Pallancata y Mariana como labores a media barreta y pequeñas canchas de mineral. Entre los años 1970 y 1980 el titular Sr. Javier Triveño ha trabajado la Veta Pallancata en pequeña escala esporádicamente.

Las concesiones Pallancata N°1 y Virgen del Carmen N°1 fueron originalmente propiedad del Sr. Javier Triveño Pinto. En el 2002 IMC mediante su subsidiaria Minera Oro Vega S.A.C. firmó un acuerdo con opción de compra con esta persona. La propiedad Pacapausa era controlada por la filial peruana de Southwestern Resources la cual firmo un acuerdo con opción de compra con Oro Vega el 20 de junio de 2005.

Entre julio de 2002 y diciembre del 2005. IMC titular de la propiedad a través de su filial en Perú, Minera Oro Vega S.A.C. ("Oro Vega") ha realizado trabajos de exploración que han incluido cartografía geológica de superficie y subterránea, muestreo sistemático y dos fases de perforación en el 2003 y 2005.

El 13 de diciembre del 2005, Internacional Mineral Corp. (IMC) y Compañía Minera Ares SAC (Ares); firman una carta de intención para formar un Joint Venture para el Proyecto Pallancata; propiedad de IMC anteriormente. Ares, fue elegida entre otras 4 compañías concursantes previamente seleccionadas por IMC.

Anterior a la firma del contrato de Joint Venture, Ares disponía de 60 días de tiempo a partir de la fecha de emisión de los permisos Medio Ambientales otorgados por el MEM, para iniciar un Due Dilligence, consistente en la ejecución de 2,500 m. de perforación diamantina y el relogueo y remuestreo a cuarto de cores, de los principales sondajes ejecutados por IMC, principalmente en el sector denominado Brecha Oeste (Pallancata Oeste), ya que el mayor volumen y potencial de Recursos conocidos a la fecha se ubican en este sector.

El 18 de enero del 2006 y previo al permiso de perforación que debería otorgar el MEM; Ares inicia el relogueo y remuestreo a cuarto de cores, de 5255.53 m. distribuidos en 18 sondajes diamantinos, perforados anteriormente por IMC en el sector Brecha Oeste. Los datos del relogueo geológico - geotécnico y el remuestreo geoquímico, han sido ingresados al GEMM, previo control de QAQC, para el posterior Modelamiento de los recursos. Es importante informar, que Ares muestreó los mismos intervalos de muestreo de IMC, con fines de comparación.

Las muestras provenientes del remuestreo de los testigos de perforación, fueron enviadas a 2 Laboratorios externos, SGS y ALS Chemex, con los respectivos controles de blancos, estándares y duplicados. El procedimiento de QAQC realizado muestra una buena correlación entre los valores reportados por IMC y los obtenidos por Ares durante la etapa del remuestreo: 96% para el oro y 93% para la plata.

A partir del mes de septiembre y hasta el 17 de diciembre del 2006, se ejecutó la segunda etapa de perforación diamantina. El programa de Infill Drilling, realizado con 04 máquinas diamantinas sobre la Veta Pallancata, estuvo a cargo de MHC, quien proyectó y supervisó la ejecución de 43 sondajes diamantinos; en los sectores noroeste y central de la Veta Pallancata. El metraje total perforado durante esta etapa, ascendió a 10,401.95 m. de perforación diamantina, a un costo total de US\$ 1'169,497.66.

En junio del 2007 se iniciaron las operaciones mineras en la zona denominada Pallancata Oeste llegando a extraer en el año 106,377 TMS con 1.43 g Au/t y 307.28 g Ag/t.

La producción de mineral para el año 2012 es de 1'055,705 TMS del minado subterráneo. La producción se distribuirá entre las minas Pallancata Oeste, Pallancata Central, Pallancata Este y las vetas Rina, San Javier, Virgen del Carmen, Cimoide, Anais e Isabela.

El Año 2014 es de 1, 095,000 TMS con leyes de 272.4 gr de Ag y 1.3 gr de Au.

1.4. Fisiografía.

El ámbito del estudio, abarca un espacio geográfico predominantemente montañoso dominante, de relieve irregular con pendientes de 15 a 50% y alturas variables que incluye con áreas de una topografía suave (con pendientes de 4 a 15%), conformados por superficies más o menos amplias, planas a ligeramente onduladas; en algunos sectores con agua superficial, provenientes de las partes altas. se presenta el plano de los relieves de la zona del proyecto con sus respectivas pendientes. En base al boletín de la carta geológica (INGEMMET, 1991) se ha logrado diferenciar las siguientes unidades geomorfológicas, las cuales se muestran en la Ta bla:

Unidades Geomorfológicas

UNID. GEOMORFOLOGICAS	DESCRIPCION	LITOLOGIA	ALTITUD m.s.n.m.
Altas Cumbres:	Se encuentra en las partes más altas del valle Pallancata, presenta fuertes pendientes en las partes más altas. Se caracteriza por presentar zonas muy abruptas e inaccesibles, con abundantes escarpas, crestas pronunciadas y picos elevados, los valles pequeños tienen paredes empinadas. El grado de erosión es fuerte, el que se puede apreciar por la diferencia de cotas de esta	Presenta tobas brechoides, lavas y piroclastos redepositados que constituyen las formaciones Alpabamba y Aniso.	3,800 a 5,000 m.s.n.m.



unidad, además tiene un amplio desarrollo de escombros de talud profundos surcos ocasionados por las corrientes de agua.

Presentado una pendiente de moderada a fuerte, geomorfológicamente se caracteriza por presentar colinas por áreas se observa escarpas no muy pronunciadas, también se observan cotas altas pero no presentan picos conspicuos ni crestas escarpadas El grado de erosión es moderado a fuerte y la naturaleza litológica permite el desarrollo de colinas.

Colinas Presenta tobas, piroclasticos y 4,000 a 4,600 m.s.n.m. repositadas y lavas, que constituyen la formación Aniso y Saycata.

Esta unidad se presenta cerca de la zona de la divisoria de aguas. La pendiente se caracteriza por ser suave a moderada. Se caracteriza por terrenos suaves, generalmente de forma alargada a redondeada, su origen se deduce que es por la acción glacial. El grado de erosión es moderado, siendo el agente principal de erosión la lluvia y el viento.

Lomadas Predominan tobas brechoides, tobas, piroclasticos y 4,400 a 4,600 m.s.n.m. repositados que representan a las formaciones Alpabamba, Aniso, Saycata y Sencca.



Morrenas	<p>La distribución de la geoforma es irregular, constituye geoformas de agradación, la pendiente del terreno es muy suave. Se distinguen de las lomadas por ser estas de degradación mientras las morrenas son de agradación, además se distinguen de las primeras por la cresta morrénica. El grado de erosión es suave, ya que generalmente se ubica bajo una sola cota, lo que no le da pendiente de erosión, siendo la erosión pluvial su principal agente feudatario.</p>	Consta de una mezcla heterogénea de gravas y limo.	4,400 a 4,600 m.s.n.m.
Valles Fluviales	<p>Esta unidad se encuentra cortando a las demás unidades, siendo su distribución variada presentándose para valles fluviales, en las paredes de los valles son empinadas con su forma en “V”. Esta unidad se caracteriza por no formar terrazas en el fondo del valle, también se denota un trazo rectilíneo lo que denota control estructural del sistema de fracturas o fallas.</p>	Se ubica sobre todos los tipos de roca del área que corta las diferentes unidades estratigráficas.	2,600 a 4,000 m.s.n.m.

Tabla 03



1.5. Recursos de la Zona.

El área de estudio se ubica en la zona de vida de la Tundra Pluvial - Andino Subtropical, que se distribuye entre los 4,300 a 5,000 m.s.n.m. (ONERN, 1976). El relieve de esta región es mayormente ondulado sobre el césped, accidentado en algunas quebradas y escarpado sobre las cimas de los cerros de pendiente pronunciada. Las especies que componen la zona de vida, se han adaptado para resistir condiciones ambientales de frío intenso y vientos, desarrollando generalmente hábitos desde herbáceos arrosados al ras del suelo, agrupaciones de hierbas acojinadas o almohadilladas y manojos de pastos cortos a medianos; en pocas zonas sin embargo, las laderas rocosas proporcionan las condiciones necesarias para el crecimiento de especies arbustivas o herbáceas que necesitan de mayor humedad y menor temperatura que en terrenos abiertos.

Las condiciones climáticas, eliminan toda posibilidad de cultivos agrícolas, es así que solo se encuentran en el área, vegetación que es resistente a estas condiciones climáticas, tales como ichu y algunas gramíneas. En cuanto a la fauna, en el área del proyecto se encuentran esporádicas especies tales como el puma, zorro, vizcacha, taruca, venado; también se encuentra en el área la presencia de aves tales como el quivio o gran colina, pucopuco, colecole y perdiz. No existe presencia de especies en extinción o amenazadas que se encuentren en el listado oficial a cargo del Instituto Nacional de Recursos Naturales (INRENA).

1.6 Planteamiento del Problema.

La Unidad Minera Pallancata tiene varias zonas en proyecto de explotación por el método Corte y Relleno Ascendente (Zona Ranichico), en reemplazo de zonas actualmente en explotación como Pallancata Central, Pallancata Oeste. Para dar la continuidad operativa de la mina, las nuevas zonas mineralizadas tienen que ser planificadas con bastante antelación.



1.6.1 Problema Principal.

¿Cómo influye la implementación del sistema de relleno hidráulico en la explotación de la Unidad Minera Pallancata?

1.6.2 Problemas Secundarios.

- ¿En qué medida el buen diseño de la planta de relleno hidráulico contribuye en la productividad de las operaciones en la Unidad Minera?
- ¿Cuál es el relleno más óptimo para el ciclo de minado que garantizara el flujo de producción requerido?

1.7 Planteamiento De Hipótesis.

1.7.1 Hipótesis Principal.

La implementación del sistema de relleno hidráulico influye en la explotación de la Unidad Minera Pallancata.

1.7.2 Hipótesis Secundarias.

- El buen diseño de la planta de relleno hidráulico contribuye en la productividad de las operaciones en la Unidad Minera.
- La evaluación del relleno más óptimo en el ciclo de minado garantiza el flujo de producción requerido.

1.8 Objetivo del Estudio.

1.8.1 Objetivo General.

Conocer la influencia de la implementación del sistema de relleno hidráulico en la explotación de la Unidad Minera Pallancata.

1.8.2 Objetivo Específicos.

- Determinar la contribución del buen diseño de la planta de relleno hidráulico en la productividad de las operaciones en la Unidad Minera.

- Evaluar el relleno más óptimo para el ciclo de minado que garantice el flujo de producción requerido.

1.9. Metodología de Trabajo.

El método de investigación a realizar es analítica y evaluativo para la implementación de planta de relleno hidráulico en Ranichico para la explotación en la unidad minera Pallancata - Hochschild Mining.

- a. **Tipo de Investigación:** Aplicativo
- b. **Nivel de Investigación:** Descriptivo – Analítico.
- c. **Trabajo de campo:** consiste en recoger la información geológica y de explotación mina, registro de datos de las operaciones unitarias y de las áreas de trabajo.

- **Trabajo de gabinete:** Revisión bibliográfica, diseño de la Planta de Relleno Hidráulico y sus redes de distribución, procesamiento y evaluación de datos, elaboración del trabajo de tesis.

1.10. Justificación.

La implementación de planta de relleno hidráulico en Ranichico contempla abastecer de relleno a los tajeos con minado en corte y relleno ascendente, en dos líneas de alimentación; una con descarga por gravedad en las vetas Virgen del Carmen, San Javier y Rina, y la segunda línea impulsadas por bombas enseriadas hacia las vetas Luisa, Yurika y Yanelly para lograr una mayor productividad, por lo tanto, justifica su aplicación del relleno hidráulico e implementación de la planta.



CAPITULO II

GEOLOGIA DEL YACIMIENTO Y ESTIMACION DE RECURSOS Y RESERVAS

2.1 Geología Regional.

Es un sistema epitermal de baja sulfuración caracterizado por vetas de cuarzo con contenidos de plata y oro.

La geología regional del área comprende el volcánico terciario del Mioceno Medio y secuencias sedimentarias desde el Jurásico hasta el Cuaternario.

Las rocas volcánicas del Terciario medio que pertenecen a las formaciones de Aniso y Saycata están dominando la geología local en esta área de Pallancata.

El área fue mapeada en noviembre del 2004 por el Dr. Warren Pratt y Julia Crummy a escala 1:5,000 a esta escala fue necesario subdividir las formaciones Aniso y Saycata en:



a. Pre – Hatun.

Dominada por volcaniclásticos redepositados, intercaltados con flujos de lavas y sills de alto nivel, de andesitas afaníticas y porfiríticas.



Foto N° 01 Andesita Afanítica y Porfiríticas

b. Toba – Hatun.

Muy caracterizada por afloramientos blanquecinos masivos, rica en pómez, con abundantes cristales de cuarzo y biotitas euhedrales, a veces alteradas a clorita o en zonas cercanas a las vetas a muscovita. Es el resultado de una gran erupción ignimbrítica yace discordantemente a la secuencia Pre-Hatun y rellena paleo-superficies de valles y montañas.

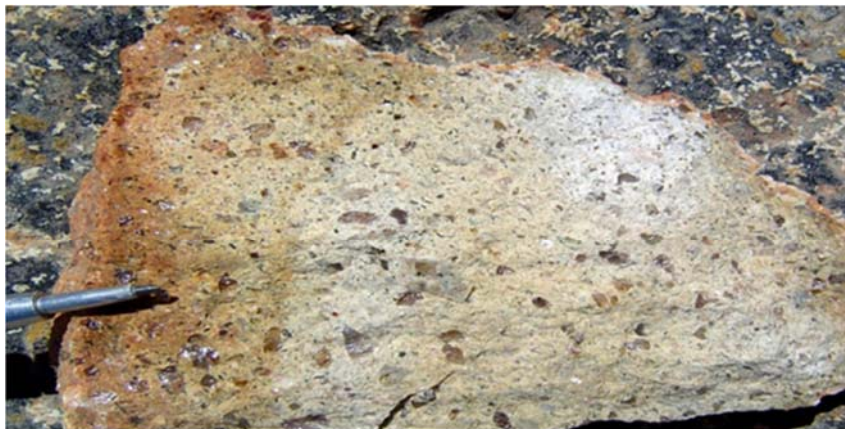


Foto N° 02



c. Post Hatun.

Flujos de lavas andesíticas y sills de alto nivel, representan a la formación Saycata, afaníticas a débilmente porfiríticas frecuentemente con una foliación de flujo fuerte.



Foto N° 03 Flujo de lavas andesíticas y Sills de alto nivel

d. Intrusivo.

Hay 3 intrusiones post-mineral: San Javier, Cerro Ares y Sarnahuri. Estos intrusivos son stocks de riolita, con contactos verticales, los cuales se emplazaron en superficie para formar domos.

En profundidad, debajo de la estructura de Pallancata, hay un gran cuerpo de andesita porfirítica caracterizada por feldespatos euhedrales, anfíboles y biotitas. La naturaleza de este cuerpo no es entendida totalmente, pero lo más probable es que sea un lacolito con dedos dispersos.



Foto N° 04 Forma de Domos

e. Alteración.

La estructura principal se encuentra identificada por un halo de fuerte silicificación la alteración argílica avanzada ocurre en un gran cuerpo al oeste de la Zona de San Javier (Cerro Ranichico).

Esta alteración mide aproximadamente 2 kilómetros cuadrados con un espesor entre 50 y 75 metros, forma peñas grandes, cavernas teñidas con jarosita, alunita y limonita.



Foto N° 05 Alteración Argilítica



2.2 Geología Estructural.

La mina Pallancata se ubica en la zona noreste del cuadrángulo de Pacapausa (30-p), cuyo mapa geológico a escala 1/100,000 (Dávila, 1991) la sitúa en rocas volcánico sedimentarias de la formación Aniso, que se compone de intercalaciones de areniscas tobáceas grises a verdosas, con areniscas conglomerádicas. Sin embargo, en el cuadrángulo de Chulca (30-q) Palacios (1994), describe hacia la zona noroeste de la hoja un amplio afloramiento de la formación Alpbamba, compuesto de rocas piroclásticas riolíticas a dacíticas. Por esta razón no se distingue un contacto claro entre estas dos formaciones.

En la cartografía geológica de superficie a escala 1/10,000 realizada, se distinguen distintos rasgos texturales y composicionales que corresponderían, además de las formaciones Aniso y Alpbamba, a otras unidades geológicas.

Las unidades de origen volcánico fueron divididas en tres miembros (inferior, medio y superior) tomando como referencia a una toba ignimbrítica de composición riolítica que constituye un buen marcador estratigráfico.

a. Basamento cretácico.

A pesar de que no aflora en el área de la mina, se pueden observar comúnmente clastos de pizarras negras y areniscas como componentes de algunas tobas. Se observan bien en afloramientos, aunque se aprecian mejor en testigos de sondeos. Estos fragmentos pueden provenir de rocas del basamento cretácico, ya sea arrancados de cuellos volcánicos o arrastrados durante el transporte (Pratt W. 2005). Estas rocas sedimentarias del basamento cretácico, afloran a 5 km al sur de la veta Pallancata, donde Dávila (1991) describe a la Formación Ferrobamba, conformada por calizas gris-negruscas, masivas y calizas areniscosas gris clara a amarillentas.

b. Unidad Inferior.

Esta secuencia es difícil de generalizar debido a sus grandes cambios laterales, sin embargo, es posible diferenciar a la base una secuencia de rocas volcanoclásticas en



estratos gruesos, a veces masivos, de tobas lapillíticas de grano grueso muy ricas en pómez, de composición dacítica a riódacítica, las mismas que gradan hacia el techo a tobas lapillíticas de grano medio-fino hasta llegar a tobas de cristales, repitiéndose esta secuencia de forma cíclica. Esta litología se alterna con lutitas tobáceas de color rojo a verde, con un claro componente sedimentario indicando su deposición en ambientes lagunares o subacuados.

c. Unidad Media.

Esta unidad la compone una toba de cenizas de composición dacítica a riolítica, resultado de una gran erupción ignimbrítica debida a una gran caldera o fisura (Pratt, W. 2005). Esta toba forma grandes afloramientos de color blanco y generalmente es masivo y no estratificado, en algunas zonas se puede observar una moderada “foliación” de soldadura reflejada en pómez alineada (*fiamme*). Los fragmentos de pómez y la ceniza son abundantes en esta toba, además es común encontrar cristales rotos de cuarzo bipiramidal y cristales euhedrales de biotita.

d. Unidad Superior.

Esta unidad se compone de coladas andesíticas de textura afanítica a débilmente porfirítica de 50 a 75 m en espesor. Presentan un fuerte bandeamiento de flujo son de color oscuro, se observan fenos de plagioclasa y hornablenda, además presentan débil magnetismo. Este miembro se correlaciona con los volcánicos Saycata descritos por el INGEMMET (Dávila, 1991).

e. Unidades intrusivas.

Las unidades intrusivas principales encontradas en el área son de composición andesítica y riolítica, las cuales además de diferir en composición, parecen también diferir en el tiempo en que se emplazaron.

2.2.1 Columna Estratigráfica:

Columna Estratigráfica

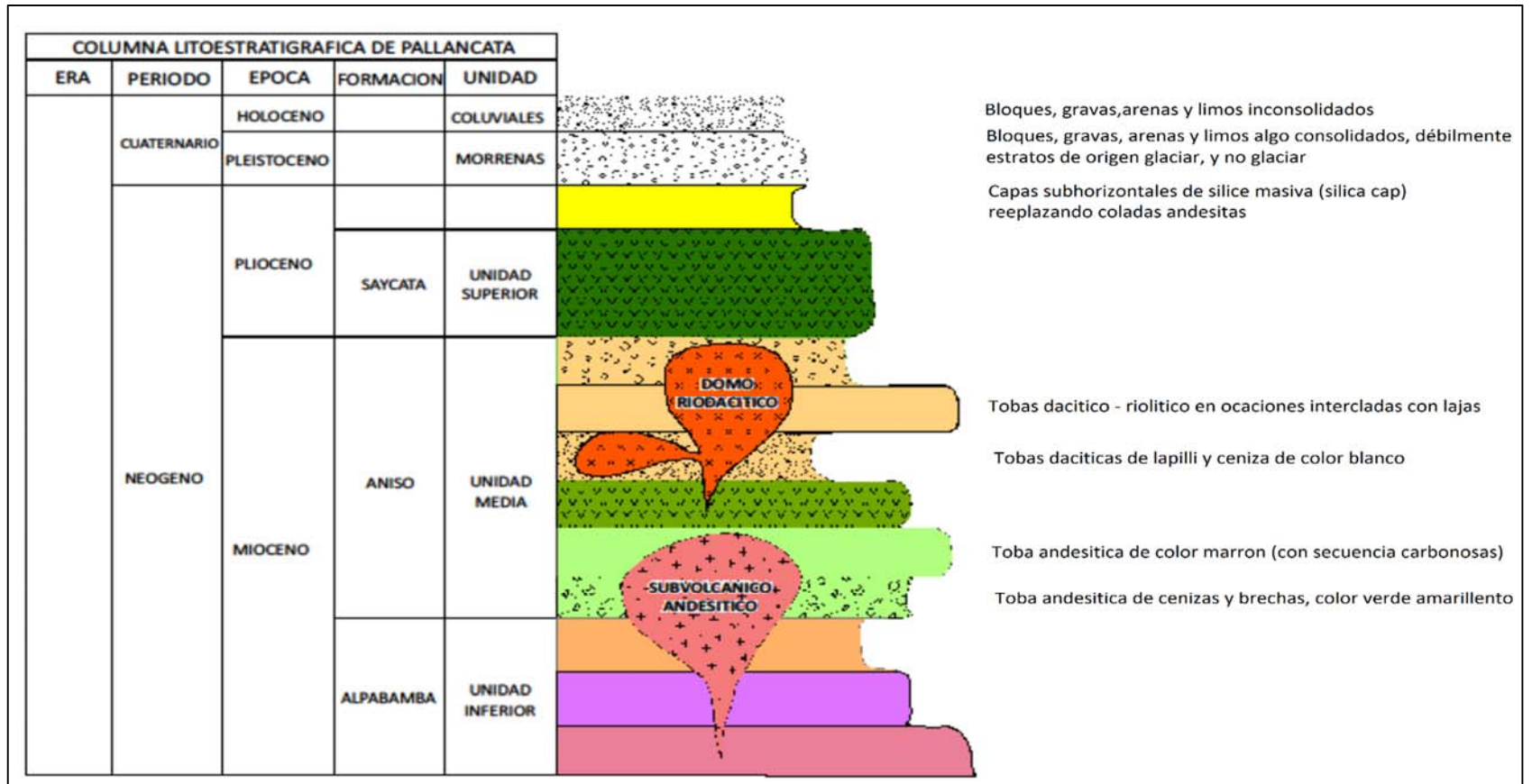


Fig. 02



2.3 Geología Local.

La veta Pallancata está asociada a una gran falla sinuosa de rumbo E – ESE, que corta a la veta a veces en forma paralela y otras ligeramente en diagonal, sin embargo, el rumbo promedio es siempre subparalelo a la veta y su buzamiento subvertical, aunque la dirección del mismo también varía. Esta falla está flanqueada por varias fallas menores subparalelas, pero menos continuas.

La falla Pallancata, tuvo una historia muy activa, antes, durante y después de la mineralización, esto queda evidenciado en los testigos de sondeos en los que se pueden apreciar amplios intervalos con brechas tectónicas que incluyen fragmentos de roca (volcánicos) y veta (cuarzo y calcedonia con pirita) en una matriz muy fina, esta misma brecha, se encuentra alterada por una silicificación intensa y a continuación pasa a otra brecha tectónica con fragmentos de esta antigua brecha silicificada, pero además, con fragmentos del encajante (volcánicos) y de la veta mineralizada (cuarzo con sulfuros de plata) en una matriz de harina de falla. Las evidencias cinemáticas de esta falla indican que es de tipo sinistral, una de ellas es la morfología de la veta Pallancata con una apariencia “en rosario”, con zonas de gran potencia que alcanzan hasta 30 m de espesor (dilacionales) y otras donde se adelgaza (estrechamientos) hasta tener solo un metro de espesor. Además, en profundidad se han reconocido fracturas extensionales oblicuas a la veta formando vetas simoidales secundarias, cuya orientación confirma esta interpretación. Otro rasgo importante para afirmar que el movimiento en esta zona es de tipo sinistral, son las venillas menores sin-tectónicas que tienen una morfología en “cola de caballo”, indicando también un movimiento sinistral. Sin embargo, los grandes cambios deposicionales en la vecindad de la veta Pallancata (lentes de lava que se acuñan hacia la zona de la veta, rodeados por tobas formando slumps) han conducido a interpretada como un graben complejo que controló la deposición de estas unidades volcánicas. Otra interpretación que se le asigna es la de un posible margen de caldera.



2.4 Geología Económica.

2.4.1 Mineralización.

La mineralización pertenece a un sistema de baja sulfuración con contenidos de Ag y Au, en un sistema complejo de vetas, brechas y zonas silicificada.

La mineralización, principalmente de Ag, está relacionada con zonas de veta brecha con texturas de reemplazamiento de carbonatos, lixiviación parcial y bandeamiento.

El oro ocurre como electrum u oro nativo:

- a. El electrum se forma después de la argentita.
- b. El oro libre ocurre dentro de la pirita y goetita rellenando microfracturas y poros.

La plata ocurre como Argentita y Plata rojas(proustita):

- a. Crecen en espacios dentro de los minerales transparentes.
- b. Reemplazan parcialmente a esfaleritas y calcopiritas.



Foto N° 06 Mineralización

2.5 Paragénesis Del Yacimiento (Tipo De Yacimiento).

La inversión del sulfuro de plata (Ag_2S), fue usada ampliamente por algunos autores como geotermómetro (Roy, Majumdar y Hulbe, 1959). En los sistemas experimentales, los minerales formados en un sistema binario Ag-S comprenden a

Acantita, como el polimorfo monoclinico de baja temperatura que de acuerdo con Kracek (1946) y Frueh (1957), que al calentarla se invierte entre 177.8°C (para mezclas ricas en plata) y 176°C (para mezclas ricas en azufre) al polimorfo cúbico de cuerpo centrado (Argentita).

La Argentita muestra una inversión de alta temperatura a una forma cúbica de cara centrada, observándose una considerable desviación de la fórmula original a diferencia de Acantita que es esencialmente estoiquiométrica (Keighn & Honea, 1969). La inversión de low- a high-argentite varía en temperatura desde 586°C para composiciones ricas en plata, a 622°C para composiciones ricas en azufre. La presencia de argentita original puede estar indicada por una morfología isométrica de los cristales.

La inversión argentita – acantita se pensó que quedaba evidenciada por la formación de maclas “en hoja de laurel”, desafortunadamente, el maclado en acantita puede formarse por debajo de la temperatura de inversión de 176 °C (Taylor 1969). Lo que por sí sola no la convierte en un buen geotermómetro, pero sí su asociación con otros minerales como pirargirita y miargirita.

De acuerdo con los estudios realizados por Keighin & Honea (1969) en el sistema Ag-Sb-S entre 600°C y 200 °C muestran dos diagramas que son de mucha utilidad para este estudio (entre 300° y 200°), donde se muestran las fases en equilibrio existentes en la síntesis, la misma que se observa en este sistema natural, las mismas que son Argentita – pirargirita y pirargirita – miargirita, como se muestra a continuación.

De estos diagramas se puede deducir que una paragénesis de argentita-pirargirita y pirargirita-miargirita, con ausencia de allargentum, billingsleita y estibnita podría haberse formado entre los 300 y 200°C en equilibrio, debido a que por debajo de 300°C la asociación Allargentum-pirargirita desaparece, al quedar sustituida su línea de unión por la línea pirargirita-plata, permaneciendo en equilibrio miargirita-pirargirita o pirargiritaargentita.

En las muestras estudiadas es posible ver a Argentita coexistiendo con pirargirita, aunque algunas veces se observa reemplazándola, podría tratarse de las fases



iniciales de deposición de argentita. Además, con ayuda de la microsonda electrónica se han encontrado inclusiones de miargirita en pirargiritita, y sus bordes no indican un desequilibrio entre ambas. Esto indicaría que después de la deposición de esfalerita y galena a temperaturas entre 260° y 240°C el sistema aún se encontraba por encima de 200°C cuando se depositaban proustita-pirargirita, polibasita-pearcetita, calcopirita, electrum, uytenbogaardtita, miargirita y finalmente argentita. Esta hipótesis se ve reafirmada además por la abundante presencia de adularia seudorómbica diseminada, muy intercrecida con la mena, la que según Dong & Morrison (1995), dado su intercrecimiento con calcedonia (Qz₂) se debería haber formado a temperaturas alrededor de los 220°C o menores.

Otra asociación paragenética muy importante descrita en el cuadro de Barnes (1979) es la de Estefanita – pirargirita+argentita. La estefanita es un mineral relativamente común en yacimientos argentíferos. Estudios de Keighin & Honea (1969) describen que al calentar en vacío o en aire a Estefanita, ésta se descompone a los 197 +/- 5°C en argentita más pirargirita. La asociación aparentemente incompatible de estefanita + argentita + pirargirita se reporta con frecuencia en yacimientos, siendo interpretada por los autores como una representación de una deposición tardía de estefanita sobre el par formado más tempranamente de argentita + pirargirita. En Pallancata, las muestras donde se encuentra a Estefanita, este desequilibrio es muy notorio donde estefanita reemplaza tanto a argentita como a pirargirita.

La presencia de estefanita puede servir para establecer un límite superior en las temperaturas tomando en cuenta su deposición. Es decir, se puede afirmar que la temperatura del sistema no pudo exceder los 197 +/- 5 °C a partir de la formación de estefanita, lo que la convierte en un importante geotermómetro. Con la deposición de estefanita, se completa casi la totalidad de la mena depositada en Pallancata, teniendo entonces, un rango de temperatura entre 240°C y 200°C en el que se produjo la mayor concentración metálica. Después de estefanita aún se siguen depositando otros sulfuros, pero no tan abundantes como los anteriores, tal es el caso de Jalpaita (Ag₃CuS₂), la que se encuentra formando bordes mirmequíticos (de reacción) con argentita. La Jalpaita, de acuerdo con Anthony,



J.W. et al. (1990) se forma a temperaturas por debajo de los 117°C, indicando que el sistema aún se encontraba depositando minerales de mena (Ag) mientras se iba enfriando. Finalmente se tiene a Estromeyerita (AgCuS), la que de por sí no indica ninguna temperatura de formación, únicamente se la ve con inclusiones de electrum y de Mckinstryita ((Ag,Cu)₂S) la que sí resulta importante, debido que Anthony (1990) cita que éste mineral se forma a temperaturas menores a 94.4°C, posiblemente Estromeyerita se haya formado entre los 200°C y 94.4°C por las inclusiones que presenta.

Una vez más quedaría demostrado que el sistema seguía siendo bastante rico en plata, aun cuando sus temperaturas descendían por debajo de lo que suele considerarse el límite epitermal.

2.6 Estimación De Recursos.

2.6.1 Recurso Mineral Medido.

Parte de un recurso mineral para el cual puede estimarse con un alto nivel de confianza, su tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en exploración detallada y confiable, información sobre muestreo y pruebas obtenidas mediante técnicas apropiadas, de afloramientos, zanjas, tajos, túneles, laboreos y sondajes, las ubicaciones están espaciadas con suficiente cercanía para confirmar continuidad geológica y de leyes. Esta categoría requiere un alto nivel de confianza en el entendimiento de la geología y controles del yacimiento, la confianza en la estimación es suficiente para permitir la aplicación apropiada de parámetros técnicos y económicos y para permitir una evaluación de la viabilidad económica.

2.6.2 Recurso Mineral Indicado.

Parte de un recurso cuyo tonelaje, morfología, características físicas, leyes y contenido mineral pueden estimarse con un nivel de confianza medianamente razonable. El estimado se basa en la información de exploración, muestreo y pruebas reunidas con técnicas apropiadas de lugares tales como afloramientos,

zanjas, pozos, labores mineras, beneficios y taladros; no obstante, los lugares están demasiado distantes o inadecuadamente espaciados para confirmar la continuidad geológica y de leyes, pero si lo suficientemente cercanos para asumirlas. La confianza en el estimado resulta suficientemente alta como para aplicar los parámetros técnicos y económicos para una posible evaluación de pre-factibilidad económica.

2.6.3 Recurso Mineral Inferido.

Parte de un recurso cuyo tonelaje, leyes y contenidos minerales pueden estimarse con un bajo nivel de confianza, resulta inferido a partir de evidencias geológicas y/o leyes asumidas por muestreos superficiales, pero no verificadas en profundidad. La confianza en el estimado es insuficiente como para aplicar parámetros técnicos y económicos o realizar una evaluación económica de pre-factibilidad que merezca darse a conocer al público.

2.7 Estimación De Reservas.

Basados en el código JORC de acuerdo a la certeza en:

2.7.1 Reserva Mineral Probada.

Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido, Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan producirse cuando se explota el mineral. En esta etapa se han realizado evaluaciones apropiadas que puedan incluir estudios de factibilidad e incluyen la consideración y modificación por factores fehacientemente asumidos de minería, metalúrgicos, económicos, de mercadeo, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales.

2.7.2 Reserva Mineral Probable.

Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Indicado y en algunas circunstancias del Recurso Mineral Medido, Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan producirse cuando se explota el mineral. En esta etapa se han realizado evaluaciones apropiadas que puedan incluir

estudios de factibilidad e incluyen la consideración y modificación por factores razonablemente asumidos de minería, metalúrgicos, económicos, de mercadeo, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran a la fecha en que se presenta el informe, que la extracción podría justificarse razonablemente. Una Reserva Mineral Probable tiene un nivel más bajo de confianza que una Reserva Mineral Probada.

TERMINOLOGIA Y RELACION ENTRE LA INFORMACION DE EXPLORACION, RECURSOS Y RESERVAS MINERALES

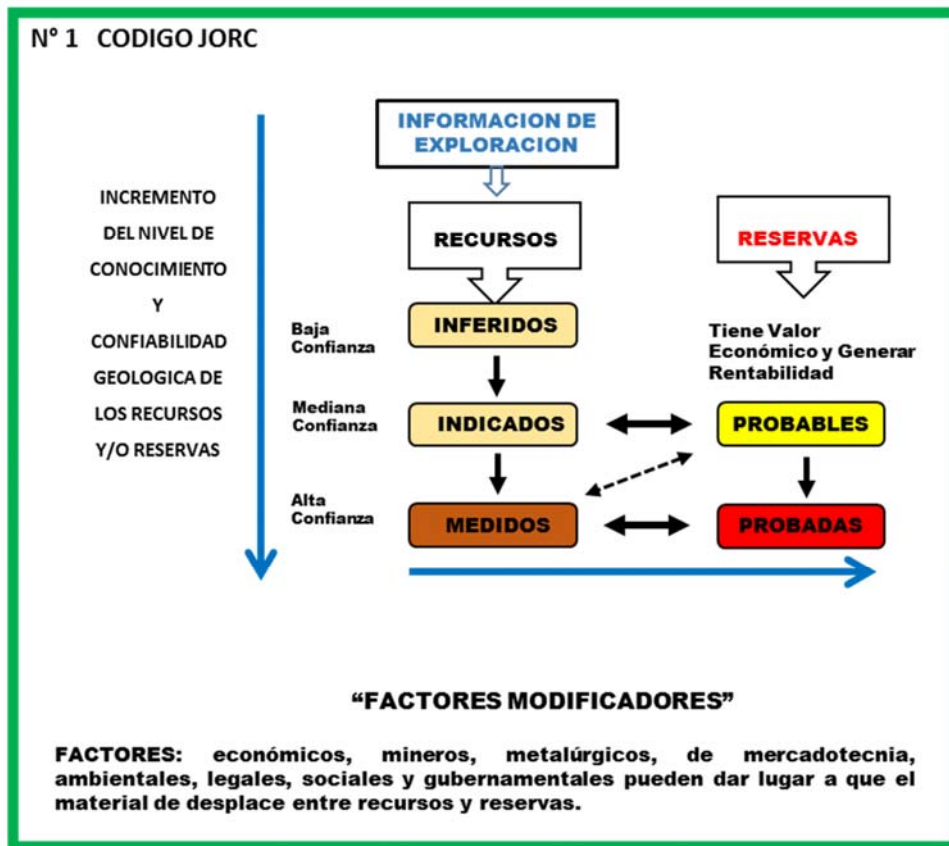


Fig. N° 03 Estimación de recursos y reservas

2.8 Modelo De Reservas.

Una vez obtenido el modelo de recursos que Geología entrega, Planeamiento es el encargado de aplicar distintos filtros, tanto económicos, operativos y geomecánicas para la estimación de reservas; previo a esto se tienen corridas económicas a Corto y Largo plazo con la cotización internacional de los metales a extraer, para nuestro

caso Oro y Plata, y de esta manera determinar los parámetros óptimos con los que los recursos pasan a ser reservas.

Con la ayuda del soporte informático y algunas de las herramientas del entorno MineSight se realiza cortes de una porción de la veta o toda, según sea el caso, que se quiere evaluar como puede ser veta, bloque o tajo y en base a los bloques del modelo que posean una ley atractiva. Una vez identificada la zona se promedian los valores de ley, tonelajes y potencias. Esto se realiza utilizando la herramienta Iterative Planner de MineSight, que realiza cortes en la porción de la veta a cubicar para que al final nos dé como resultado la suma de esos cortes definidos con anterioridad.

Se debe trabajar con el modelo de bloques actualizado con las últimas leyes.

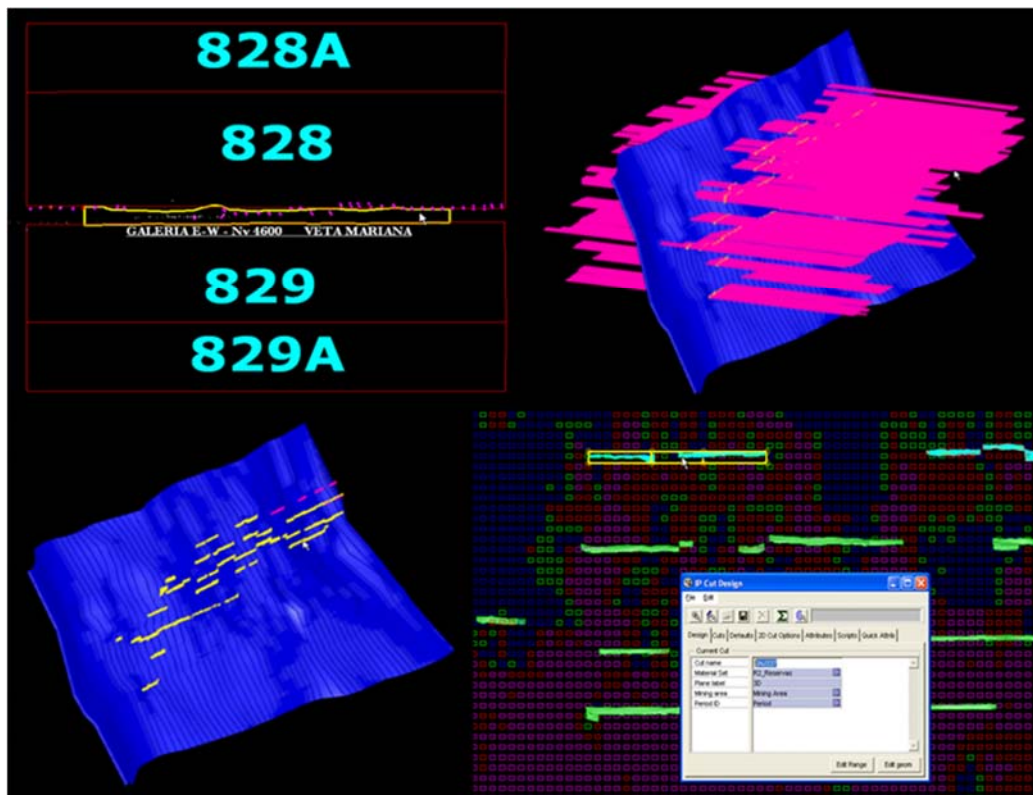


Fig. N° 04 Cubicación de reservas



CAPITULO III

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

3.1 Métodos y Diseño de Explotación.

En esta parte se tratará con bastante detalle los trabajos realizados en la unidad Minera Pallancata, bajo la supervisión de Planeamiento Mina.

En la unidad minera Pallancata, todos los trabajos de minado, preparación y desarrollo, control de mineral (reconciliación de mineral), proyectos etc.; están bajo la supervisión directa del área de planeamiento. Es por esta razón que a continuación revisaremos y detallaremos los distintos parámetros de diseño y minado, algunos de los cuales ya han sido calculados.

Además, veremos como punto principal, como se realiza el planeamiento a corto plazo, los cálculos y diseños en general. Actualmente contamos con dos métodos principales de minado que son:

- Taladros Largos
 - ✓ Bench and Fill (BF)
 - ✓ Sub Niveles Ascendentes con Relleno Cementado (SARC)
- Corte y Relleno (CR) en breasting y Realce:
 - ✓ Corte y relleno Mecanizado CRM
 - ✓ Corte y relleno Semi Mecanizado (CRSM)
 - ✓ Corte y Relleno Convencional (CRC)

3.1.1 Taladros Largos.

3.1.1.1 Bench and Fill (BF).

El método Taladros Largos con su variante Bench and Fill (Banqueo y Relleno), se realiza en vetas con una potencia mayor o igual a dos metros, se realiza en forma longitudinal desde los niveles inferiores en forma ascendente.

La preparación para este método, consiste en disponer de un acceso principal rampa principal de acceso, además de diseñar y ejecutar una rampa auxiliar en forma ascendente con una pendiente de +15 % con la finalidad de acceder a la veta y construir subniveles cada 10 m. de altura con una sección típica de 3.5 m. x 4.0 m a lo largo del tajeo y además se debe construir un By Pass que se encuentre en forma paralela a la mineralización el cual tiene la finalidad de ser el acceso tanto para rellenar como para extraer el mineral y finalmente se procede a delimitar el área de mineralización ensanchando la galería ejecutada a toda sección mineralizada en los tramos que esta requiera.

Para el proceso de explotación se realiza la perforación un slot o chimenea que servirá como cara libre de sección típica de 1.5 x 1.5 m.

El mineral producto de la voladura cae por gravedad en la galería primaria (nivel Base de extracción) donde la limpieza del mineral roto se realiza con ayuda de equipos de bajo perfil a control remoto (scooptram diesel 6.0 y 4.0 Yds3) hacia los Ore Pass ubicados aproximadamente en la parte central del tajeo, quedando de esta manera el tajeo completamente vacío con una luz de 14 m. de altura.

La ventaja de este método consiste en que permite obtener una alta recuperación del mineral con una baja dilución (aproximadamente 18%), en forma rápida y segura.

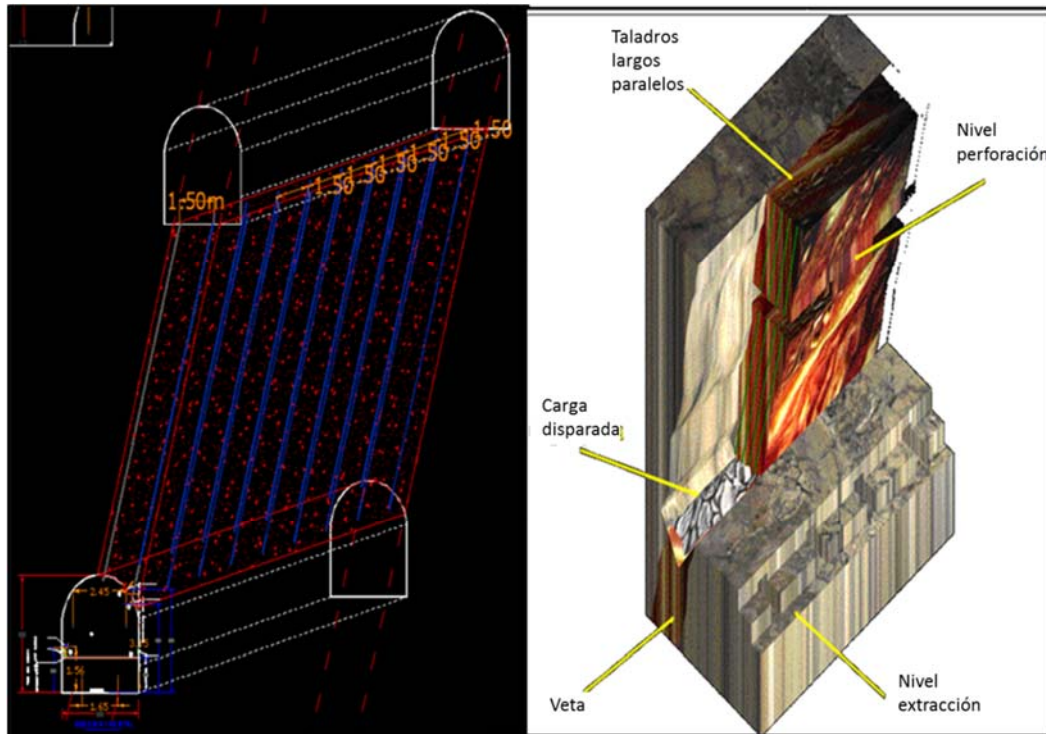


Fig. N° 05 Taladros Largos (Bench and fill)

3.1.1.2 Subnivel Ascendente con Relleno Cementado (SARC).

El método de taladros largos con su variante Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado, básicamente tiene su variante en el minado en forma transversal a la veta en la zona central de la mina, comprendida básicamente por dos vetas contiguas, Pallancata Central y Ramal Central, vetas que en su conjunto llegan a tener una potencia de 45 m. en la parte media.

Al igual que en el método anterior (BF), el acceso es por una rampa auxiliar con +15% de pendiente, y se irán preparando subniveles y niveles base desde donde se ejecuta el minado que están contemplados en el diseño integral, estos subniveles están comprendidos desde los subniveles superiores (+070, +060, +050, +040, +030, +020, +010 e inferiores como (-010, -020, -030, -040, -050, -060, -070);

además de estos en cada subnivel tiene ya ejecutado un By Pass que va en forma paralela la estructura mineralizada que servirá como acceso tanto para la extracción como para el relleno.

La principal diferencia de este método SARC, radica en la ejecución de Paneles Principales y Paneles Secundarios en forma transversal a la veta a partir del By Pass de acceso generado en cada subnivel; además como parte del diseño integral se tienen ejecutadas Chimeneas RB, que se encuentran estratégicamente ubicadas, una principal que se encuentra en la parte media del Tajeo que es por donde bajan las tuberías de Relleno en Pasta y de servicios auxiliares, y otras laterales que sirven como echaderos Ore Pass y de Ventilación en ambos extremos.

El minado se ejecuta en forma ascendente desde los niveles base, y se va minando en forma de paneleo, ejecutando la preparación de paneles primarios en dos subniveles generando la cabeza y pie para el minado de taladros largos entre estos dos subniveles y proseguir en forma ascendente y luego este ser relleno con pasta, dando la posibilidad de minar el panel contiguo y proseguir con el ciclo de minado.

Se comienza con diseños en MineSight del laboreo a realizar con los respectivos accesos como se muestra en el siguiente gráfico.

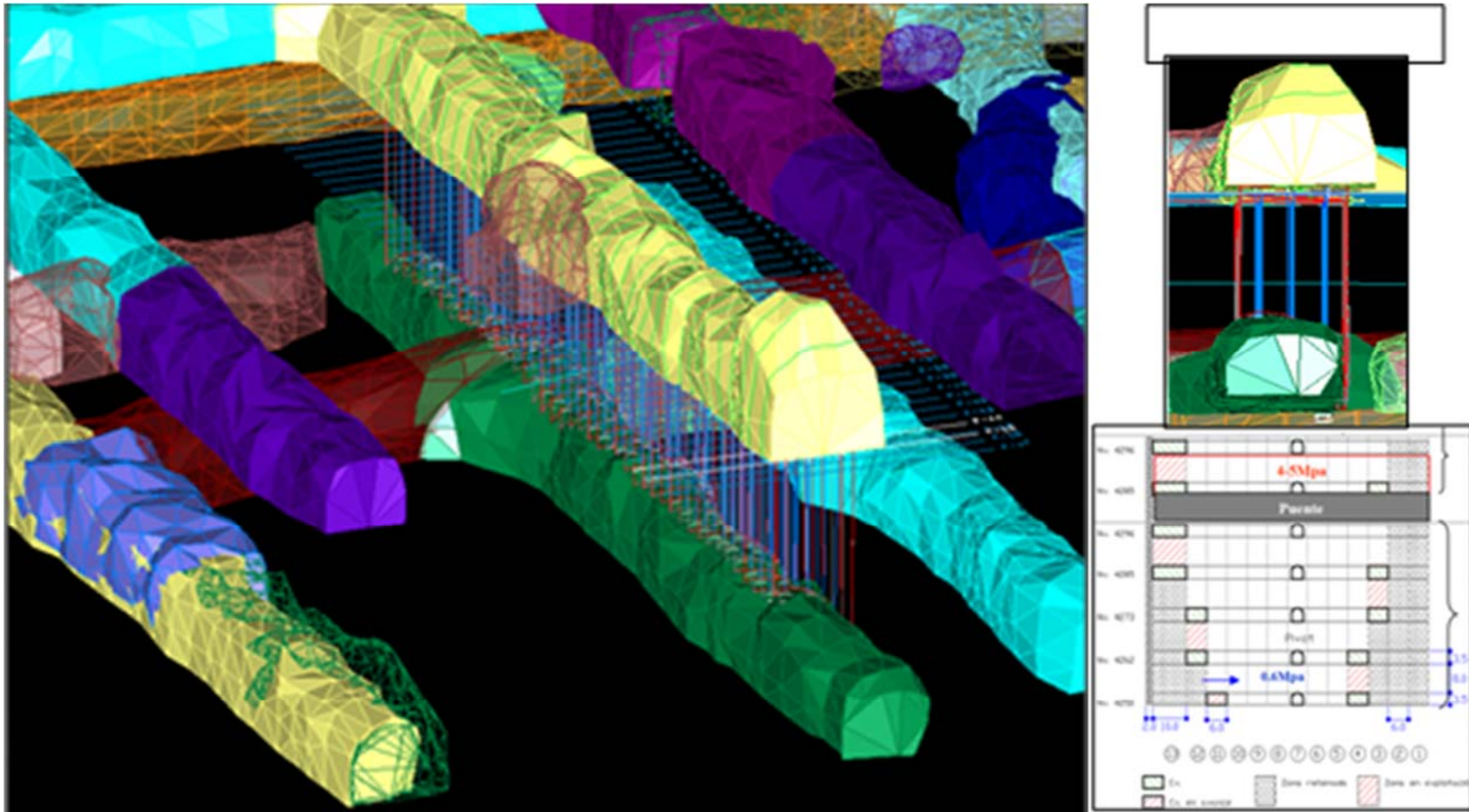


Fig. N° 06 Diseño de taladros (mine sight)

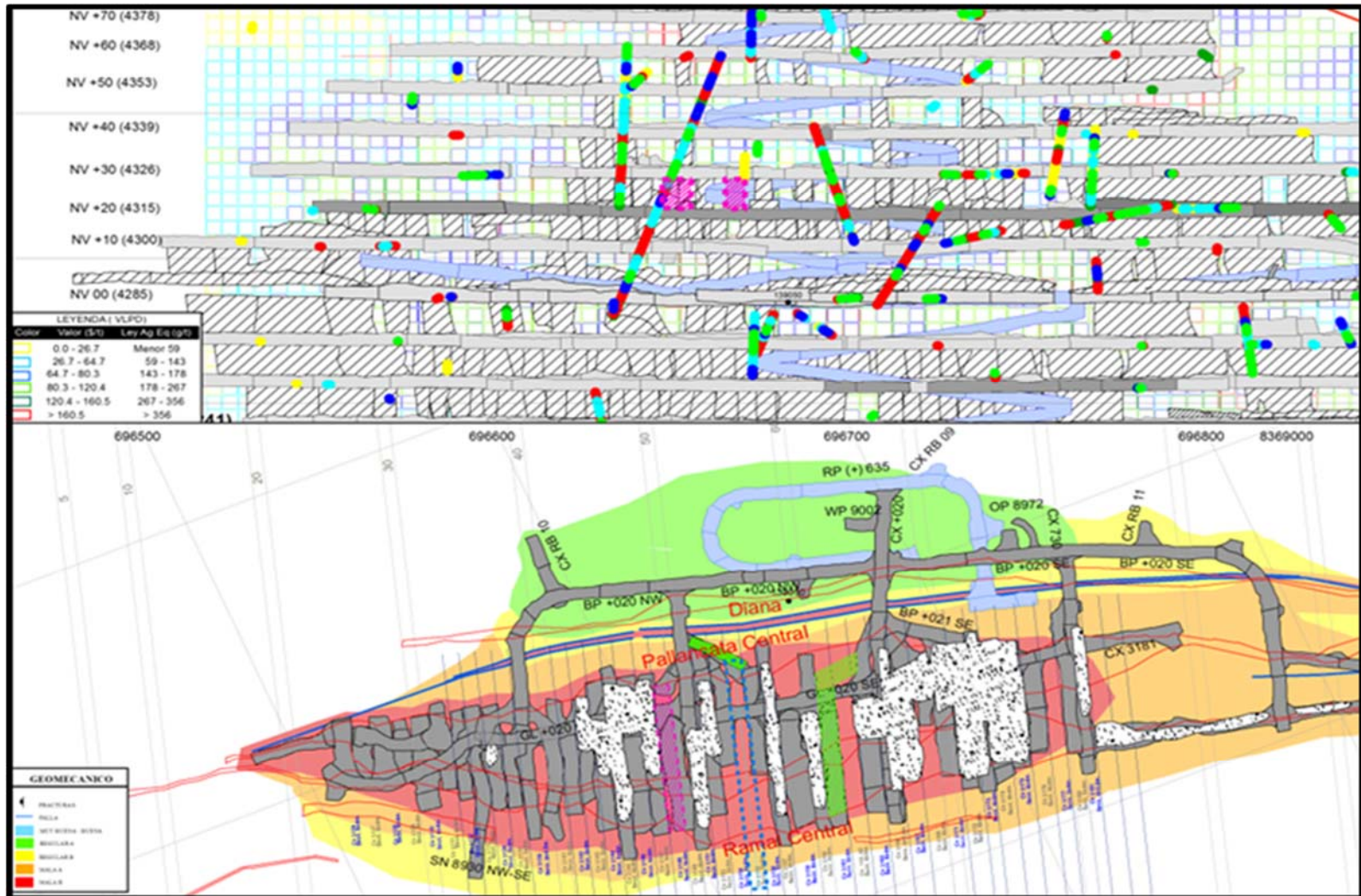


Fig. 07 Sub Nivel Ascendente con Relleno Cementado (SARC)

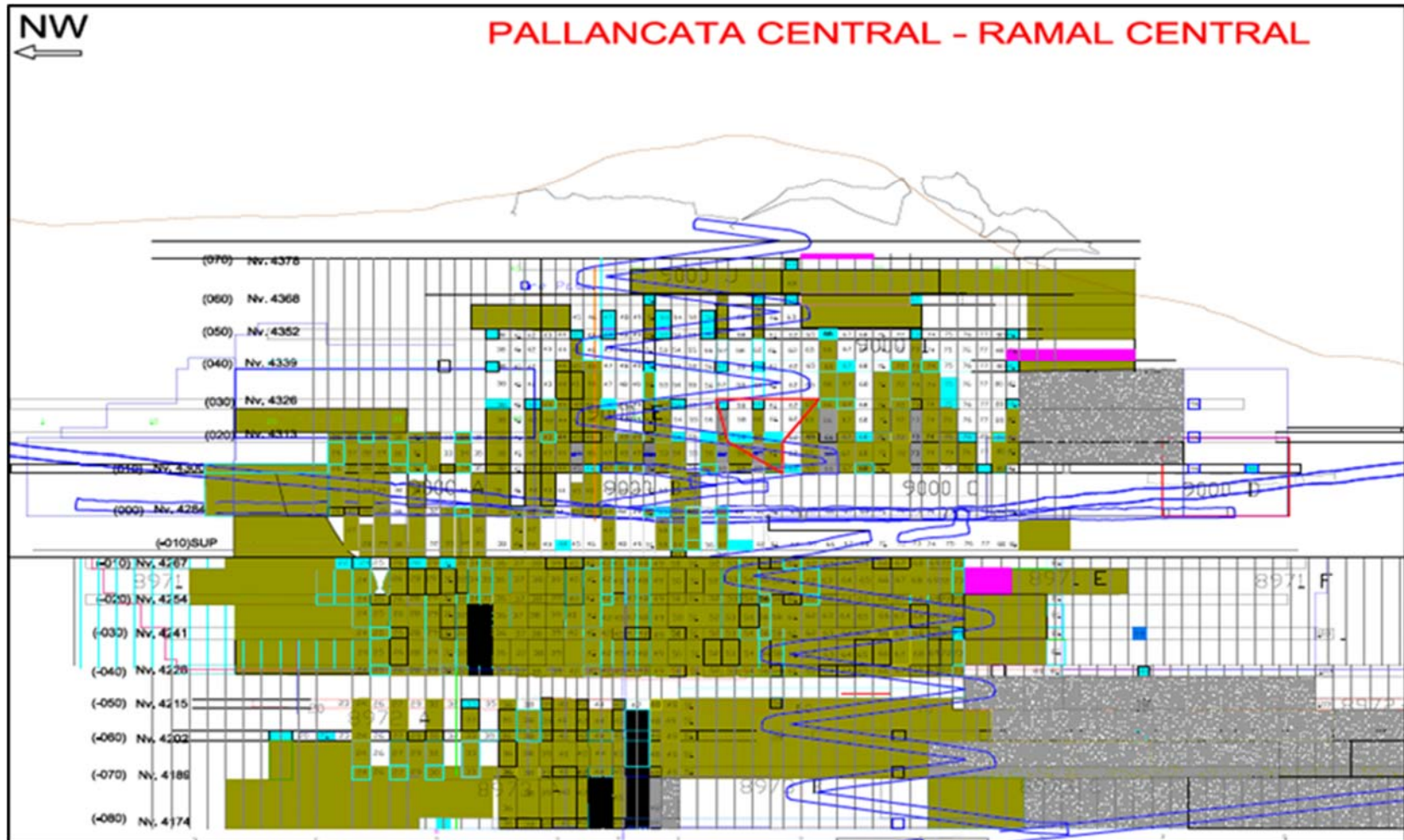


Fig. 08 Secuenciamiento de Minado (SARC)

3.1.1.2.1 Planta de Relleno Cementado (Paste Fill).

En la actualidad se cuenta con una moderna planta de relleno cementado, la cual funciona con el relave generado en la planta de tratamiento de Selene, que es transportado con los volquetes que llevan mineral a Selene y retornan con relave según sea la necesidad de relleno.

La planta de relleno se encuentra ubicada en la parte más alta de zona central (Cota: 4409.20), y lo más cerca posible al cuerpo mineral, reduciendo así el trayecto horizontal de tuberías.

3.1.1.2.2 Consideraciones generales Paste Fill.

De acuerdo a las características del relave y a la distribución geométrica de las labores a rellenar, la planta se ubicó en la cota 4409.20 (tope de la losa del edificio del mezclador MX-01) tal que permita el descenso del material por efectos de la gravedad, es decir que exhiba una cabeza estática favorable para vencer las gradientes de presión ocasionadas por fricción y distribución del relleno correspondiente al cuerpo Central hasta el horizonte definido por el cono de influencia.

El diseño del circuito de manejo y la mezcla deben de ser robusto, de manera que pueda absorber los cambios en la granulometría y mineralogía de la fracción gruesa de los relaves desaguados producidos. Como las variaciones en la humedad del mismo. Se estima que la fracción -20 micrones en el relave desaguado estará en el rango de 8 a 20% y que la humedad variará entre 18 a 20%, lo que permitirá un adecuado traslado del material de relave desaguado desde la planta de desaguado en Selene a la zona de la planta de relaves en la U.O. Pallancata, sin causar impactos ambientales negativos durante su transporte. El sistema de mezcla de relaves debe ser capaz de responder rápidamente a los diferentes requerimientos de recetas para satisfacer las necesidades de relleno de los tajos de los cuerpos mineralizados en Pallancata Central.



Fig. 09 Componentes para el Relleno en Pasta

CARACTERISTICAS OPERATIVAS DE PLANTA

PRODUCCION	50 m ³ /h
AIRE ALTA PRESION	90 psi
TUBERIA PARA DEPOSICIÓN	6 pulg.
PRESION DE DEPOSICION	5_10 psi

CARACTERISTICAS FISICAS PASTE FILL

CONSISTENCIA (SLUMP)	8 pulg.
DENSIDAD	1870 kg/m ³
SOLIDOS	77 %
RESISTENCIA (14 días)	0.6 mpa

Tabla N° 04 Características de la Pasta (SARC)



Foto N° 07 Tajeo en Proceso de Relleno en Pasta (SARC)

3.1.2 Diseño Integral Para Taladros Largos.

Una vez determinado el método de minado, el diseño para la explotación de los tajos mediante el minado con taladros largos, es muy importante considerar los siguientes factores:

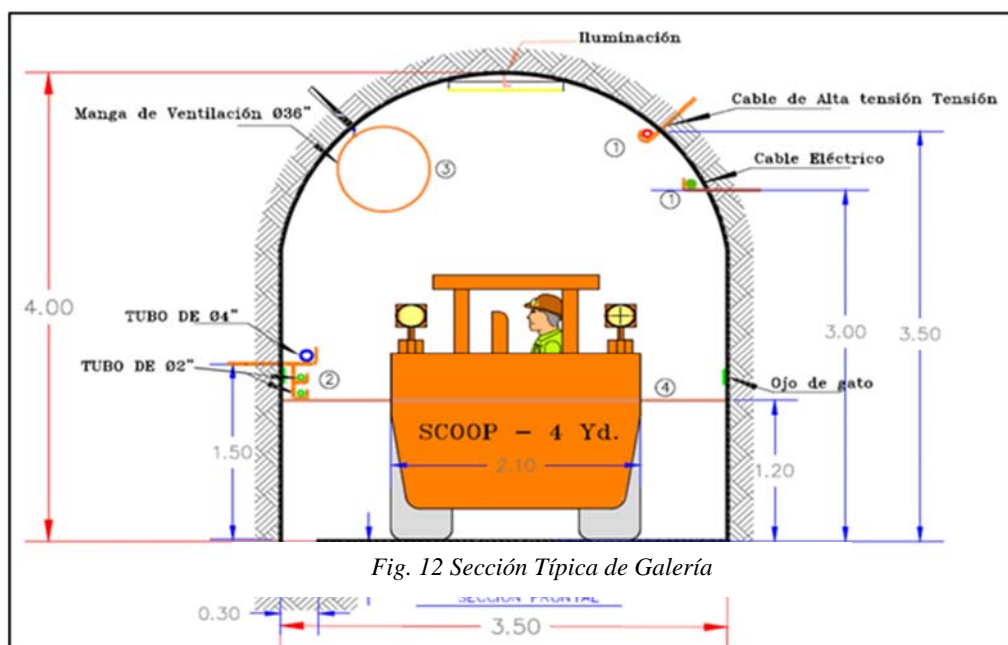
- Tipo de roca
- Tiempo de Auto soporte
- Disponibilidad de relleno
- Ventilación
- Eficiencia de equipos

Una vez considerado los parámetros antes mencionados, en los cuales los factores determinantes son el tipo de roca y la disponibilidad de relleno, se procede a realizar el diseño de explotación. El diseño fundamentalmente consta en realizar además de las galerías, un By Pass de extracción, la ejecución de rampas operativas y Subniveles de sección para equipos LHD, dichas labores permitirán dividir horizontalmente el tajo, para realizar las perforaciones verticales de producción, las cuales podemos clasificar en dos tipos: Infraestructura de Operación y Preparaciones.

A continuación, detallaremos las labores principales a ejecutarse:

3.1.2.1 Galerías.

Labor horizontal sobre veta, de reconocimiento de toda la estructura mineralizada, define la dirección que deberá seguir el By Pass, su sección mínima es de 3.5 x 4.0 con una pendiente de 0.5 %.



3.1.2.2 By Pass.

Labor considerada como Infraestructura de Operación, que se ejecuta como acceso principal para la explotación que es una labor horizontal paralela a la veta a 15 m. de distancia, de sección 4.0 x 4.0 de 0.5 % de pendiente como labor principal de acceso por la cual se realizara el transporte de mineral de los tajos y a su vez el transporte del desmonte proveniente de las labores de desarrollo y preparación.

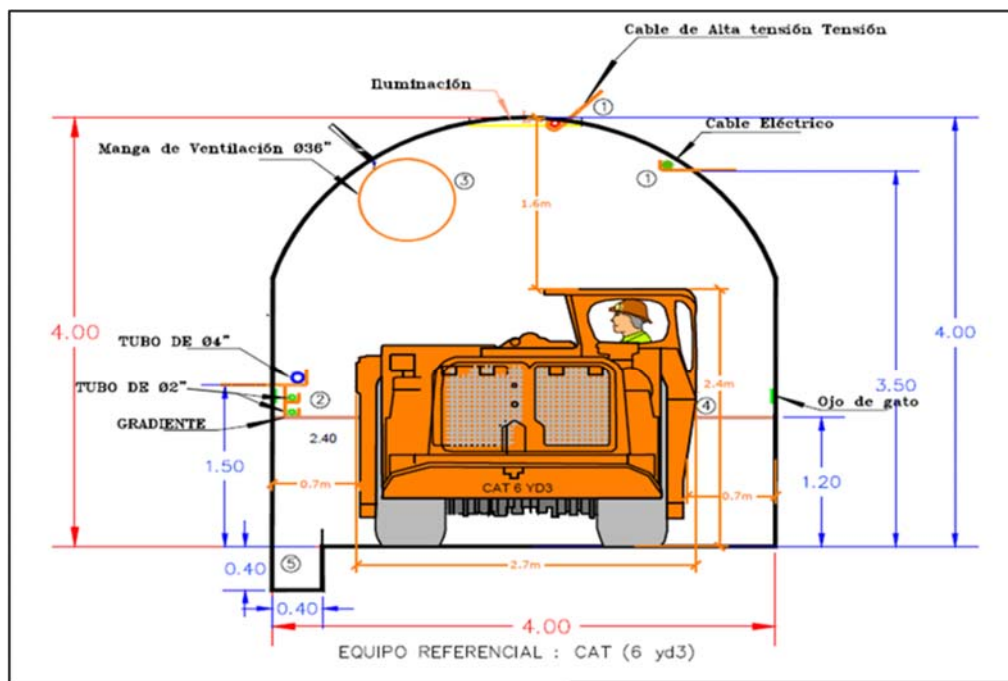


Fig. 11 Sección Típica de By Pass

3.1.2.3 Rampas Operativas.

Labor inclinada en rampa elíptica, que permite el acceso a los subniveles de preparación en la veta de sección de 4.0 x 4.0 y 3.5 x 3.5 con pendiente de 15% con radios de 18 m. y 12 m. respectivamente en los tramos de curva.

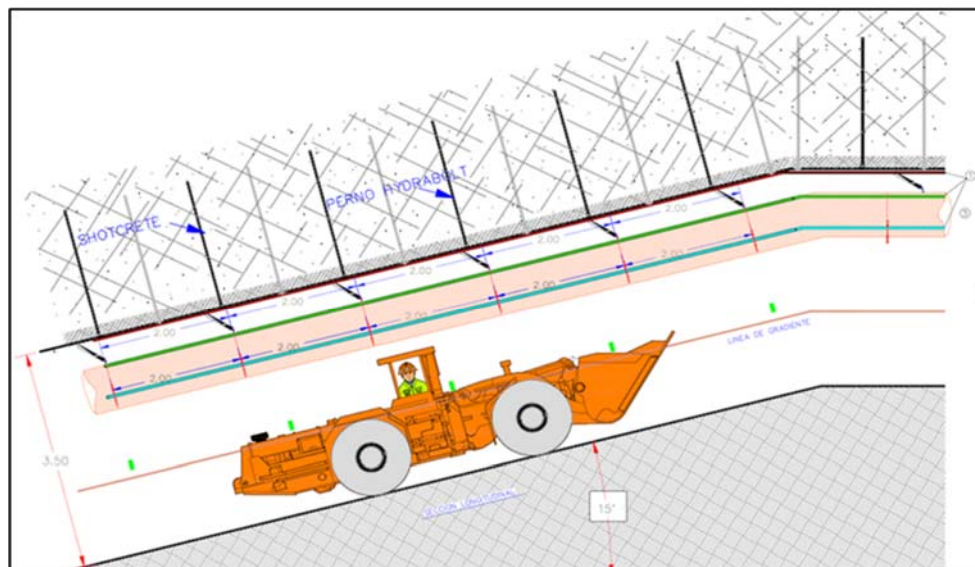


Fig. 12 Perfil Rampa Operativa

3.1.2.4 Cruceros de Acceso.

Labor horizontal desde la rampa operativa hacia el by pass y posteriormente a la veta de sección 4.0 x 4.0, que al llegar a la veta servirá de inicio a los subniveles de preparación.

3.1.2.5 Chimenea Raise Boring de ventilación y Ore Pass.

Labor vertical ejecutada mediante una chimenea Raise Borer desde superficie hasta el nivel del By Pass principal, ejecutada en desmonte, de sección circular con un diámetro de 1.5 m. y 2.1 m. los cuales servirán de extractor del aire viciado y como echaderos de mineral de las operaciones.

Generalmente los Raise Borer de ventilación están ubicados en los extremos del tajo y los Ore Pass se ubican estratégicamente a una distancia equidistante de ambos extremos (cada 150 m) para facilitar la evacuación de mineral.

3.1.2.6 Subniveles.

Labores Horizontales sobre veta, ejecutadas a 8 y 10 metros por encima de la galería base de sección 3.5 x 4.0 (Sección Mínima), el objetivo principal es generar el nivel superior desde donde se ejecutarán las perforaciones de los taladros largos.

3.1.2.7 Chimeneas Slot.

Labor vertical sobre veta, de 1.5 x 1.5 de sección, ubicadas en los extremos Este y Oeste de los tajos, su función principal es la de generar una cara libre para iniciar la secuencia de minado.



Slot Malla de Peforacion Sección de 1.5 mt x 1.5 mt

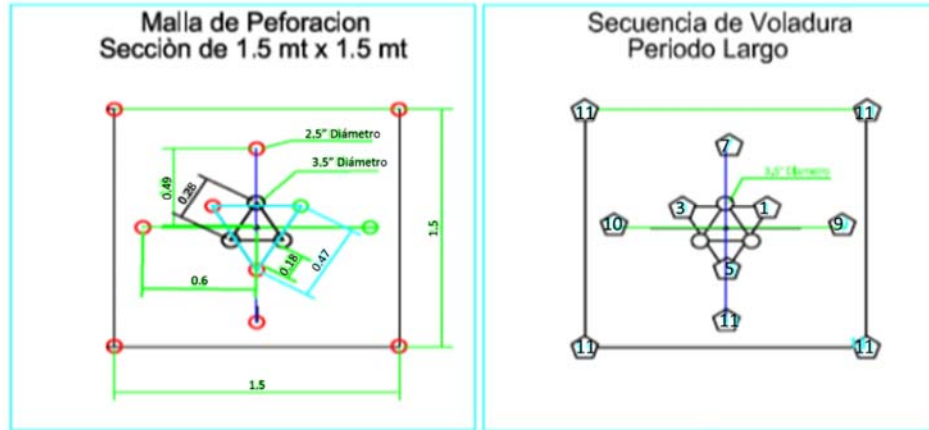


Fig. 13 Slot Malla Perforación

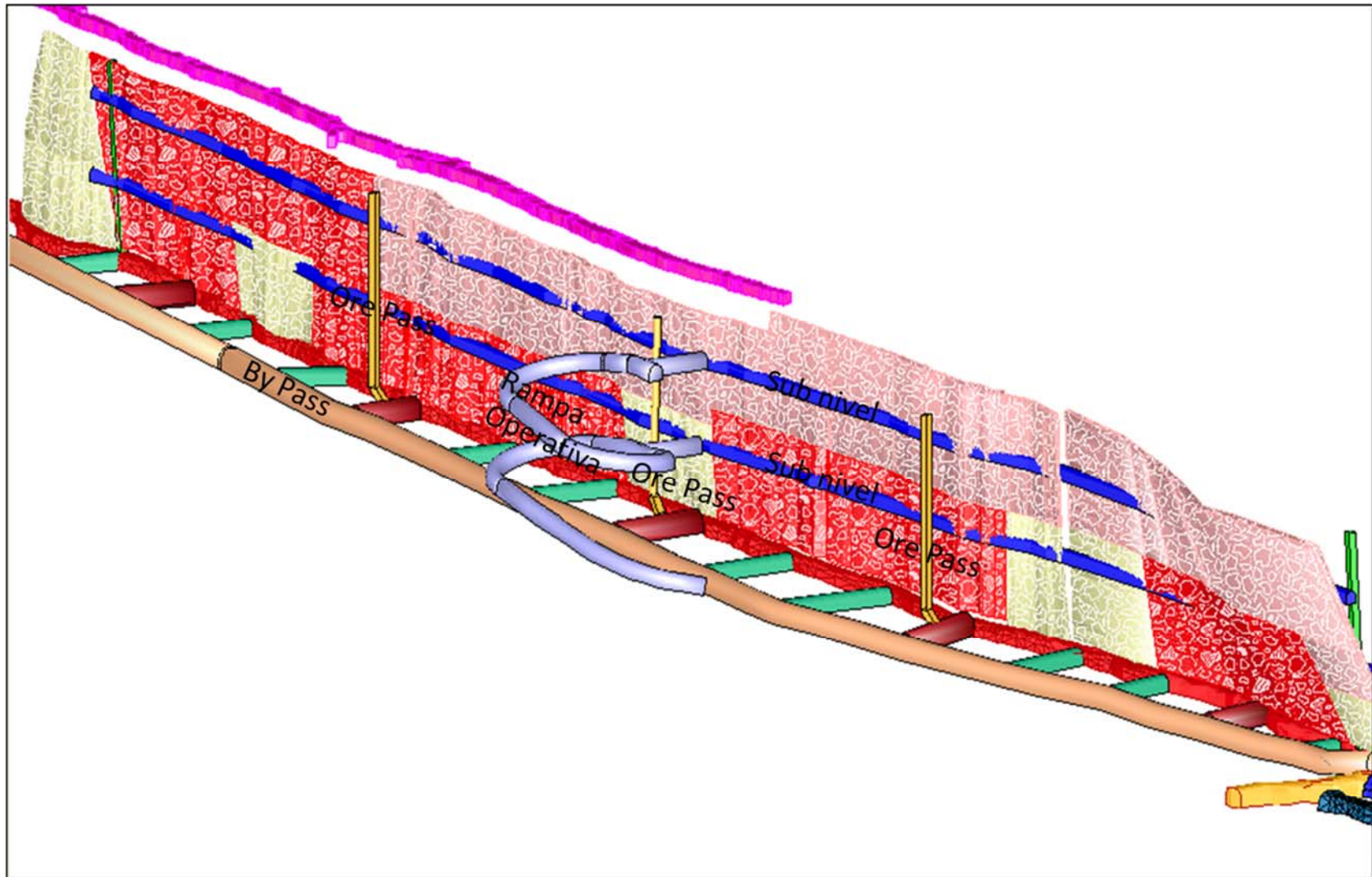


Fig. 14 Diseño de Ciclo de Minado Taladros Largos

CICLO DE MINADO TALADROS LARGOS

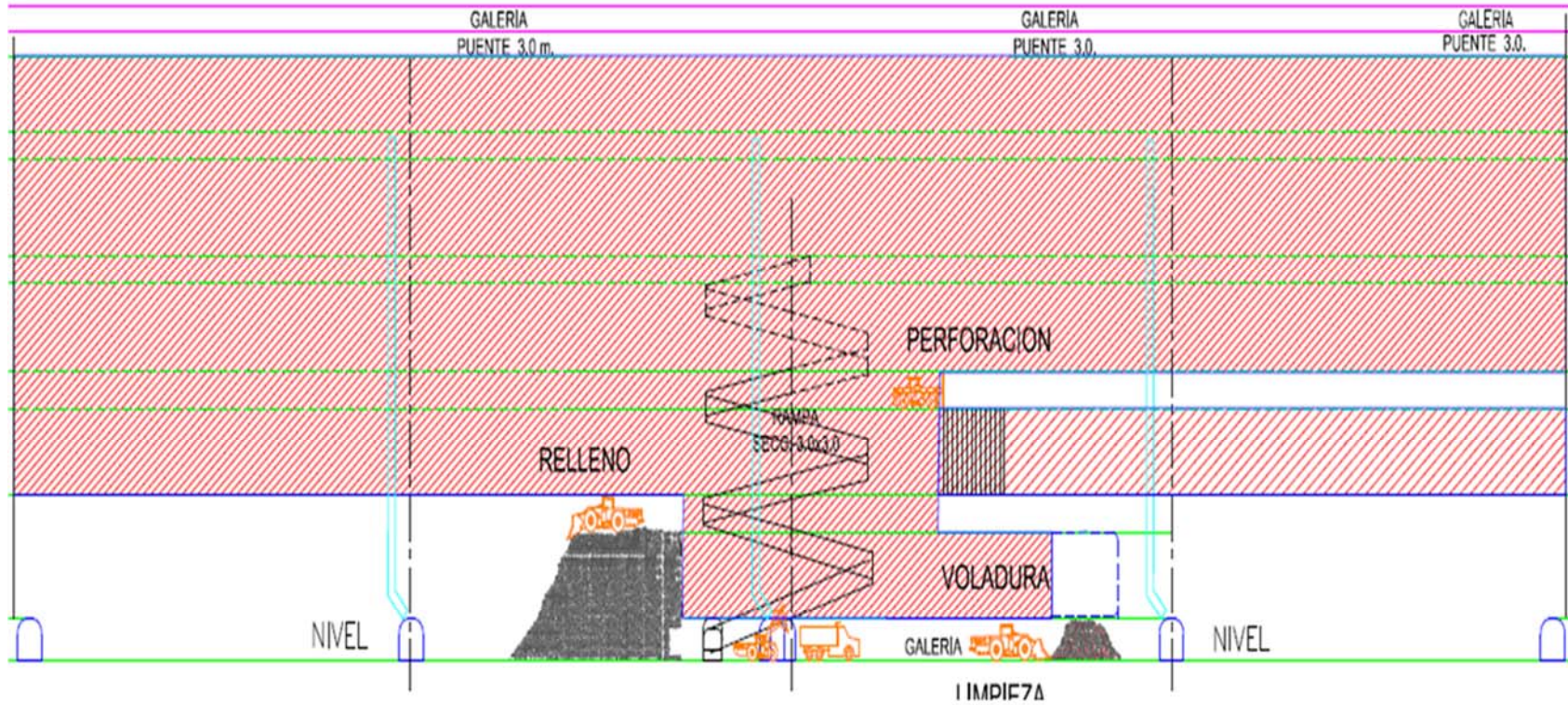


Fig. 15 Ciclo minado taladros largos



3.1.2.8 Operaciones Unitarias.

a. Diseño de Taladros Largos.

Para el diseño de taladros largos también nos apoyamos en el entorno MineSight y la topografía constantemente actualizada, para luego mediante el uso de la herramienta Ring Design, procedemos a diseñar los taladros, indicando el punto inicial y punto de llegada del Rig, además gracias a esta herramienta podemos configurar las dimensiones del equipo de perforación, radio de giro del equipo y establecer la sección adecuada del laboreo, posteriormente siguiendo el procedimiento de diseño de taladros largos en Mine Sight obtendremos un reporte indicándonos el tonelaje a romper, metros a perforar, longitud de cada taladro, número de taladros a perforar, ángulo de perforación.

Con la ayuda de esta herramienta finalmente se emite el siguiente reporte, que es con el que se procede a perforar en campo.

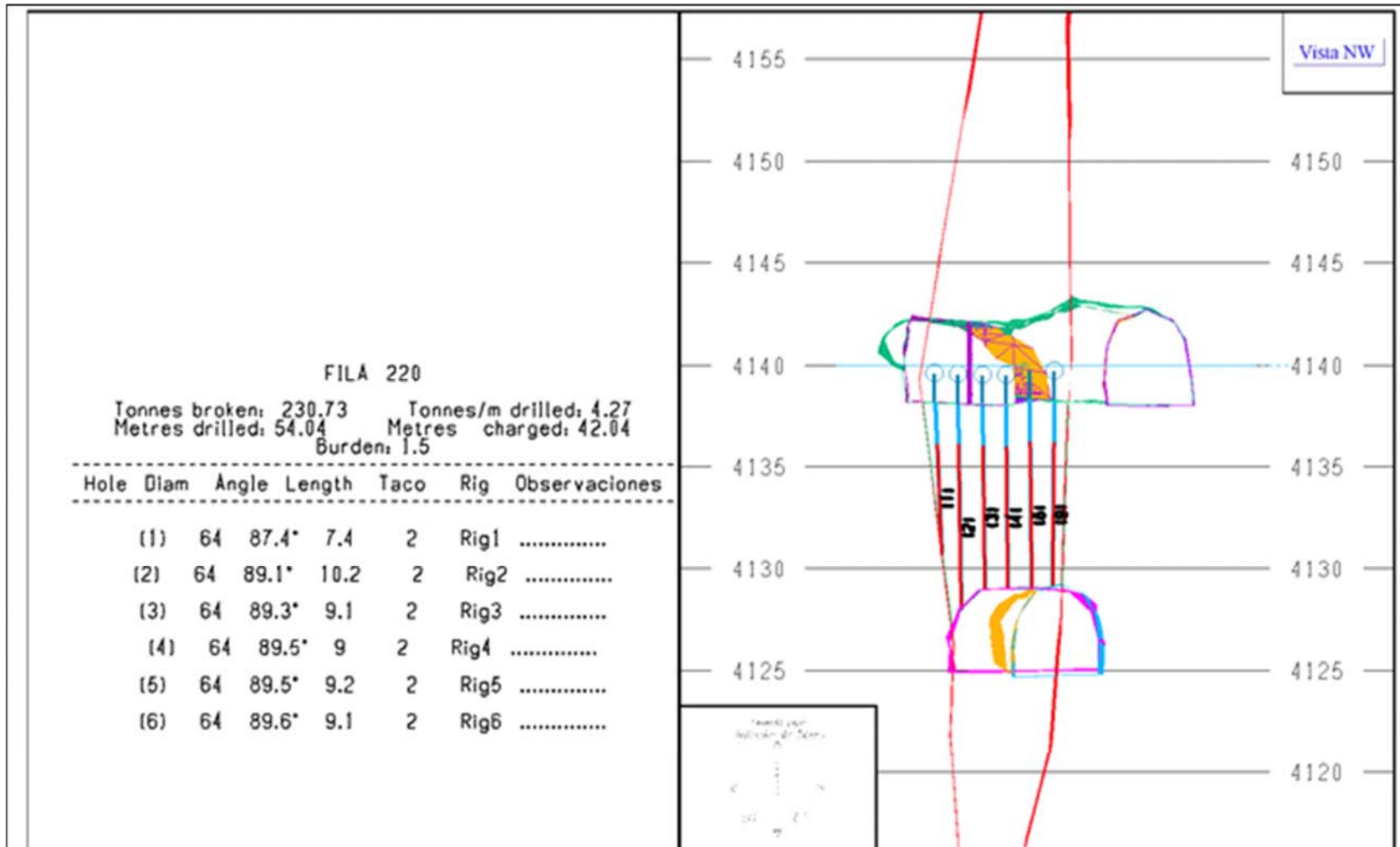


Fig. 16 Diseño de Taladros Largos en MineSight

b. Perforación.

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

- Perforabilidad de la roca
- Tamaño de fragmentación requerida
- Diámetro del taladro
- Longitud del taladro
- Orientación y espaciamiento entre taladros
- Desviación de la perforación

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

El mineral presenta una dureza de (86Mpa) moderada, la presencia de cuarzo hace que sea más abrasiva, la fragmentación del mineral proyectada es de 80%, que el mineral roto se encuentre por debajo de 7 pulg.

Añadiremos el rendimiento mensual del equipo perforador que se requiere, sería de 6000 m. La longitud máxima de perforación es de 12m.

La malla de perforación se ha determinado en función al modelo matemático de Pearse y Langerford, de ambos resultados se tomó el mayor valor del burden , de 1.2 m. y 1.5 m.

$$B \equiv \frac{D}{33} \sqrt{\frac{dc^* PRP}{c^* f^* E/B}}$$

La malla de perforación será ajustada en función a la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral desde el disparo de las dos primeras filas de taladros.

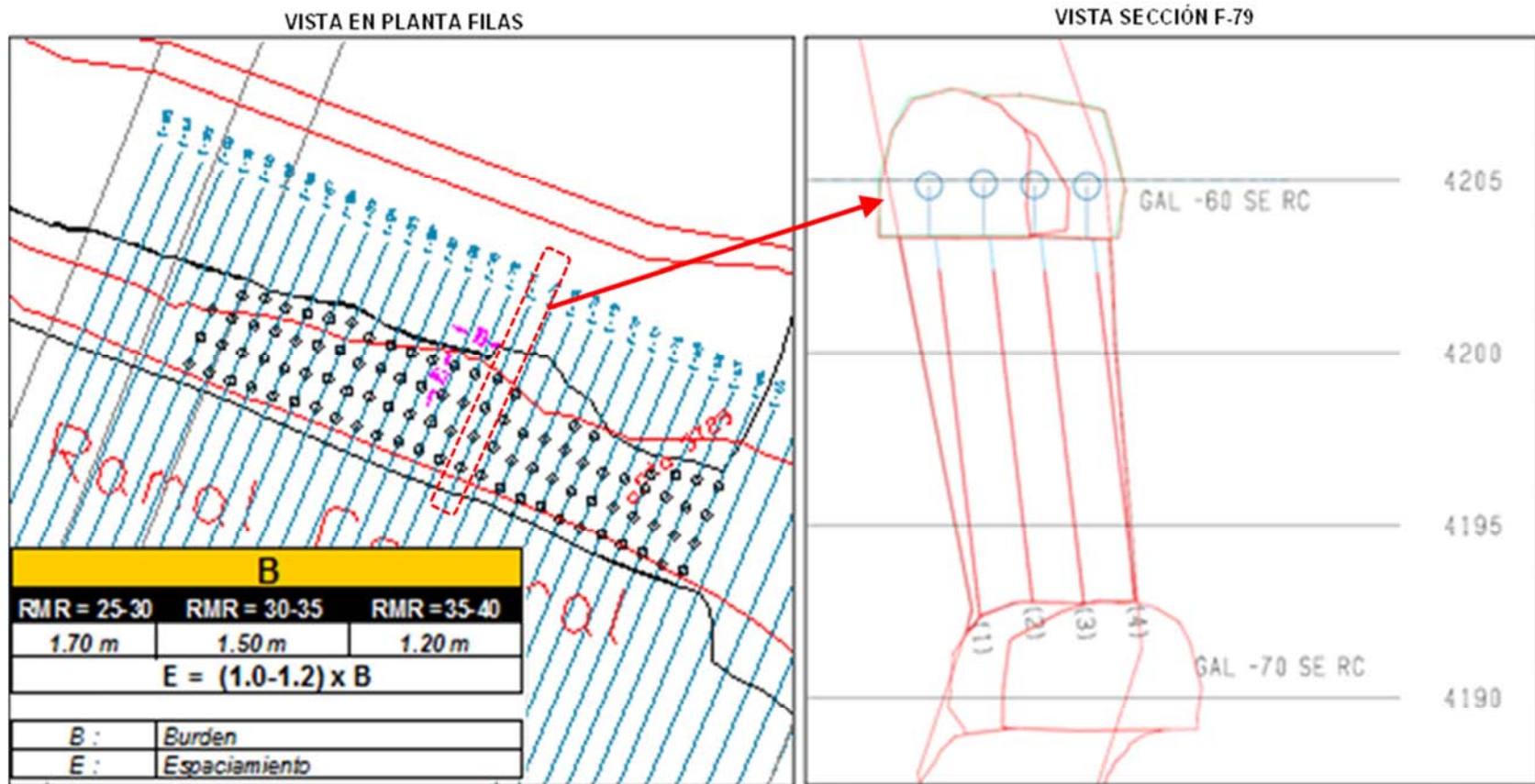


Fig. 17 Vista en Planta y sección (diseño)



El equipo de perforación a utilizar será un ATLAS COPCO BOOMER T1D, y sus especificaciones son las siguientes.

- Malla de perforación: 1.50 x 1.50 m. (Pot. de >2 m.)
1.20 x 1.00 m. (Pot. de >1 m.)
- Longitud de taladro: 10 a 12 m.
- Perforación específica: 2 a 3.5 Ton / m.
- Eficiencia/Día: 20 Tal.
- N° Guardías / Día: 2
- Metros perforados / Día: 200 m.
- Disponibilidad mecánica: 90 %



Foto N° 08 Perforación de Taladros Largos



Características del equipo	
Marca	Atlas Copco
Modelo	Boomer T1D
denominación	T1D
Perforadora	COP 1838
Accionamiento	Electro - Hidráulico
Barras de perforacion usadas	1.20m (4') ó 1.50m (5')
Broca de botones	64 mm
Altura viga	3.00 m
Ancho Equipo	2.00 m

Rendimiento	
(mp/hr)	(mp/día)
Rango	Rango
25 - 35	225 - 315

Es muy importante mencionar que solo se podrá tener buenos resultados en la voladura con un adecuado control de la perforación, considerando que el éxito de este método es el reconocimiento geométrico de la estructura mineralizada, es decir luego de la ejecución de la galería y los subniveles se deberá tener un levantamiento al detalle de la geometría de la veta, y en base a esta información se diseñaran los taladros de perforación, es importante suministrar con anterioridad dicha información es decir planos con direcciones e inclinaciones por cada taladro de perforación así como también la adecuada distribución de carga en cada taladro.

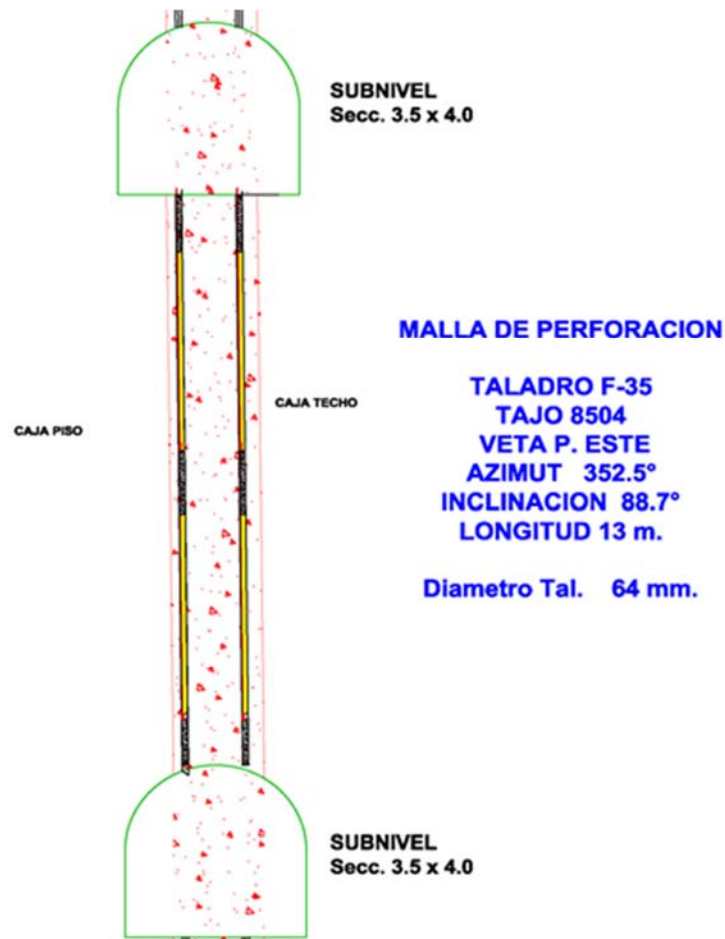


Fig. 18 Distribución carga de Taladros Largos

c. Voladura.

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

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

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

Cuadro resumen de parámetros

Explosivos	Uso Principal
AN/FO	Carga columna
Emulsiones encartuchadas	Cebo

Accesorios
Detonador no electrico (Fanel)
Mecha rapida
Cordon detonante

- De acuerdo al diámetro del taladro y a la densidad del ANFO (0,73 gr./cc), se tiene un parámetro de carguío de 1.6kg ANFO/ m lineal
- Se aplica voladura controlada cargando con emulsiones encartuchadas de menor VOD y espaciando la carga

FACTORES DE POTENCIA: (Los siguientes resultados son los obtenidos con datos empíricos obtenidos como prueba y error)

Descripción de acuerdo a vetas	Unidad (kg/Ton)
Virgen del carmen, Cimoide	0.80 - 1.0
Pallancata central, Pallancata Oeste, Ramal Central	0.25 - 0.40

Sección de distribución de carga:

Malla de Perforación y Voladura (Pot. 2.0m)

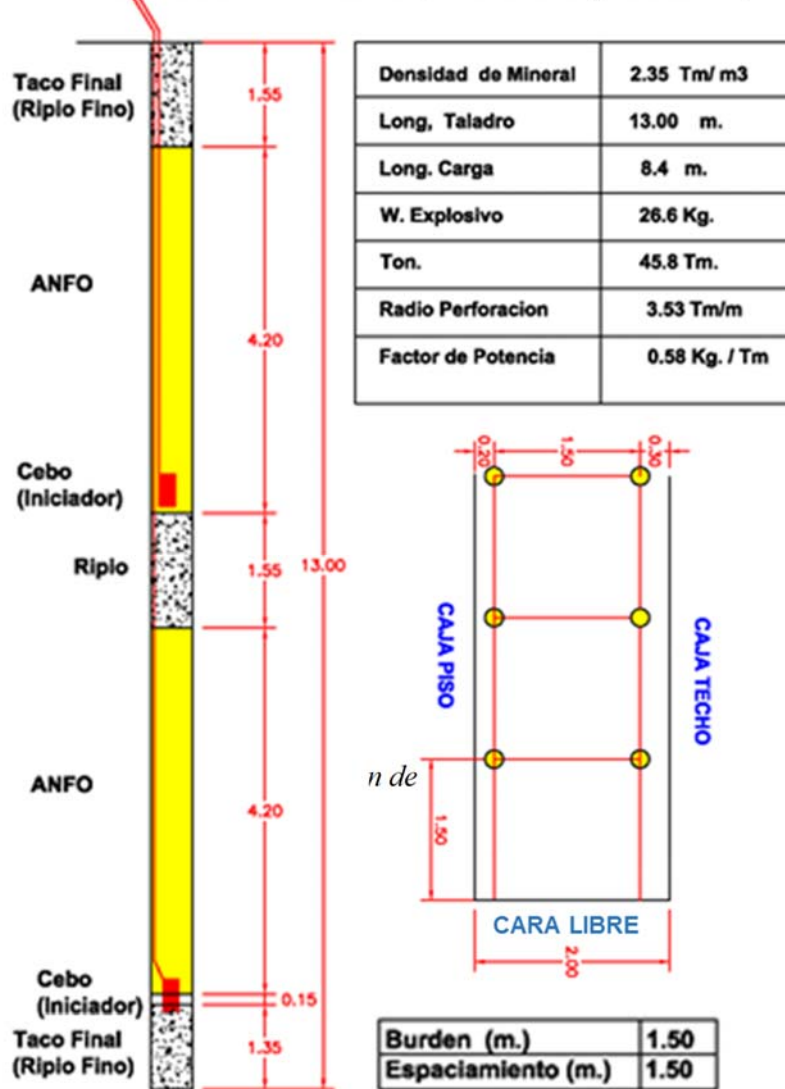


Fig. 19 Distribución carga de Taladros Largos

d. Acarreo y Limpieza.

El acarreo de mineral se realiza con un Scoop de 6 Yd3 y 4 Yd3 con Telemando (control remoto), el mineral roto que se encontrará en la galería base a la cual se accederá desde el By Pass utilizando los Draw points (labores principales de limpieza), se limpiara el mineral y será acarreado hasta las Ore Pass y/o cámaras de carguío donde el mineral será cargado a los volquetes.

En el diseño de explotación para el minado por subniveles con taladros largos se diseñaron Draw Points como labores de limpiezas las cuales se diseñaron de manera óptima para tener una buena eficiencia en el proceso de limpieza y acarreo, el diseño contempla una distancia de acarreo aproximada de 70 m. lo cual de acuerdo a la curva experimental de productividad para este equipo cuenta con un rendimiento de 62.6 ton/hr

Curva de Productividad:

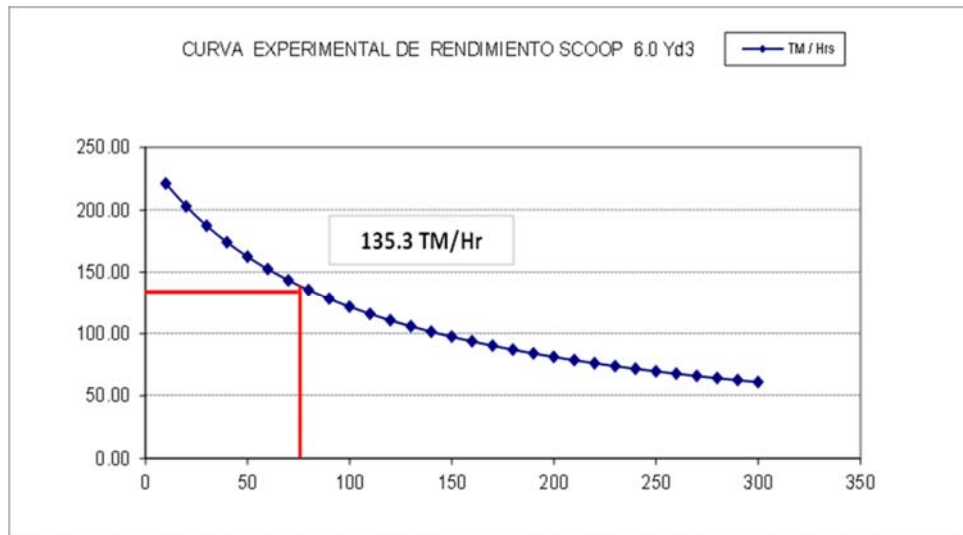


Fig. 20 Rendimiento Scocop 6 Yd3

e. Relleno.

El relleno para este método de taladros largos se realiza según sea la variante de taladros, tanto para Bench and Fill (BF) como para Sub Niveles Ascendentes con Relleno Cementado (SARC), para el caso de BF el relleno se hará con detritico y para el caso del SARC se procederá a rellenar con Pasta.

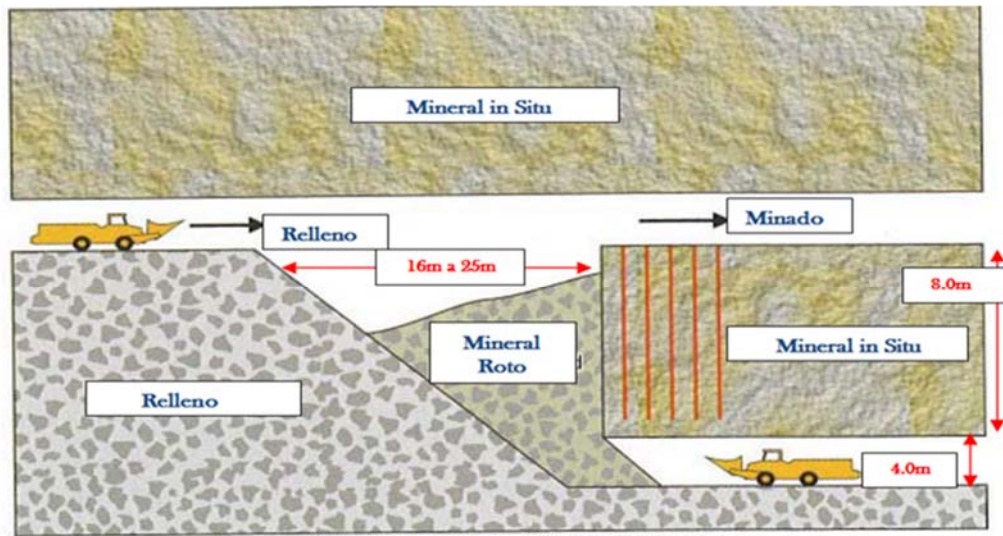


Fig. 21 Ciclo de Limpieza y relleno en taladros lagos

3.1.3 Diseño de Minado para Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.

El otro método de minado que se viene implementando recientemente en la unidad es el Corte y Relleno Mecanizado ascendente con el uso de relleno detrítico, es un método de realce, donde el mineral es arrancado por franjas verticales de 8 pies empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material detrítico, que sirve de piso para continuar con el siguiente corte.

Para el diseño de explotación de los tajos mediante el método de corte y relleno ascendente, e Fig. 24 Ciclo de Limpieza y relleno de taladros largos

- Tipo de roca
- Tiempo de Auto soporte
- Disponibilidad de relleno
- Ventilación
- Eficiencia de equipos



Una vez considerado los parámetros antes mencionados, en los cuales los factores determinantes son el tipo de roca y la disponibilidad de relleno, se procede a realizar el diseño de explotación.

El diseño fundamentalmente consta en realizar además de las galerías y un By Pass de extracción, la ejecución de rampas operativas y cruceros basculantes de sección para equipos LHD, dichas labores permitirán el acceso al tajo a medida que va ascendiendo en explotación.

3.1.3.1 By Pass.

Se ejecuta una infraestructura de operación como labor principal de extracción esta es una labor horizontal paralela a la veta a 15 m. de distancia, de sección 4.0 x 4.0 de 0.5 % de pendiente como labor principal de acceso por la cual se realizará el transporte de mineral de los tajos y a su vez el transporte de desmonte proveniente de las labores de desarrollo y preparación.

3.1.3.2 Galería.

Labor de desarrollo horizontal sobre veta, de reconocimiento de toda la estructura mineralizada, define la dirección que deberá seguir el by pass, su sección es de 3.5 x 3.5. con pendiente de 0.5 %

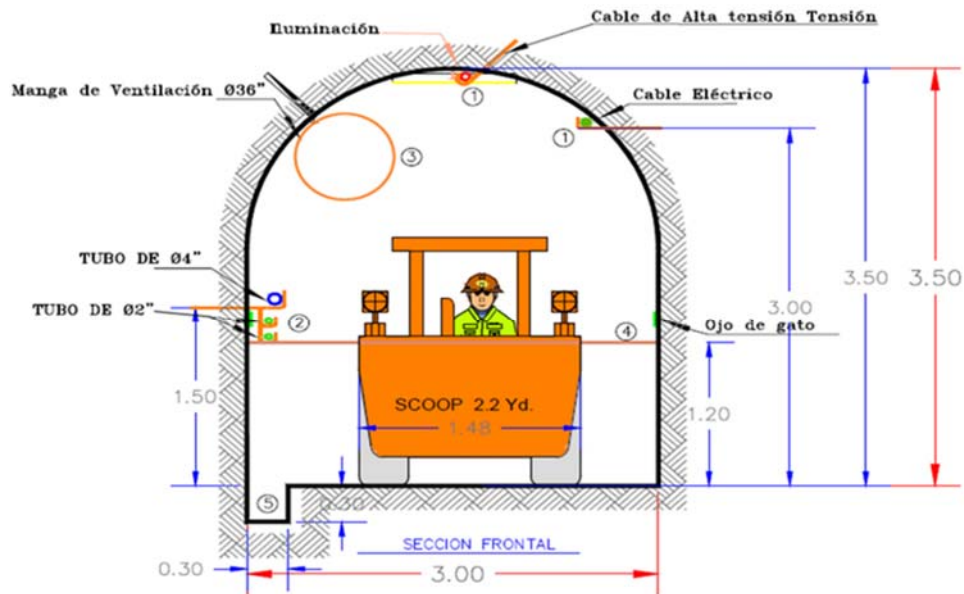


Fig. 22 Sección Típica de Galería 3.0m x 3.5m

3.1.3.3 Rampas Operativas.

Labor inclinada en rampa en forma de “8”, que permite el acceso a la veta a medida que van subiendo los cortes del tajo. de sección de 3.5 x 3.5 pendiente de 15% con radios de 12 m. en las curvas.

3.1.3.4 Chimenea Raise Boring de Relleno (Waste Pass).

Labor vertical ejecutada mediante una chimenea Raise Borer desde superficie hasta el tajo, paralela a la veta a 7 m. de distancia, de sección circular con un diámetro de 1.5 m. por la cual se echará material detrítico que servirá como relleno del tajo después de cada corte.

3.1.3.5 Chimenea Raise Boring de Ventilación.

Labor vertical ejecutada mediante una chimenea Raise Borer desde superficie hasta el By Pass, ejecutada en desmonte, de sección circular con un diámetro de 1.5 m. la cual servirá de extractor del aire viciado de las operaciones.



3.1.3.6 Cruceros Basculantes.

Labor inclinada en desmonte, de acceso desde la rampa hacia el tajo en minado se sección 3.0 x 3.5 de pendiente - 15 % que posteriormente con el minado del tajo ira batiendo hasta + 15 % mediante Desquinche en la corona del crucero, hasta llegar al siguiente corte el cual necesitara otro crucero basculante.

3.1.3.7 Chimenea Ore Pass.

Labor vertical en desmonte paralela a 7 m. del tajo, de 1.5 x 1.5 de sección, ejecutada mediante un Raise Bore o de manera convencional , su función principal es la de evacuación del mineral cuando el tajo se encuentre en operación, en la parte inferior de la chimenea se instalara una tolva neumática de descarga directa a los volquete.

DISEÑO DE EXPLOTACION - CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

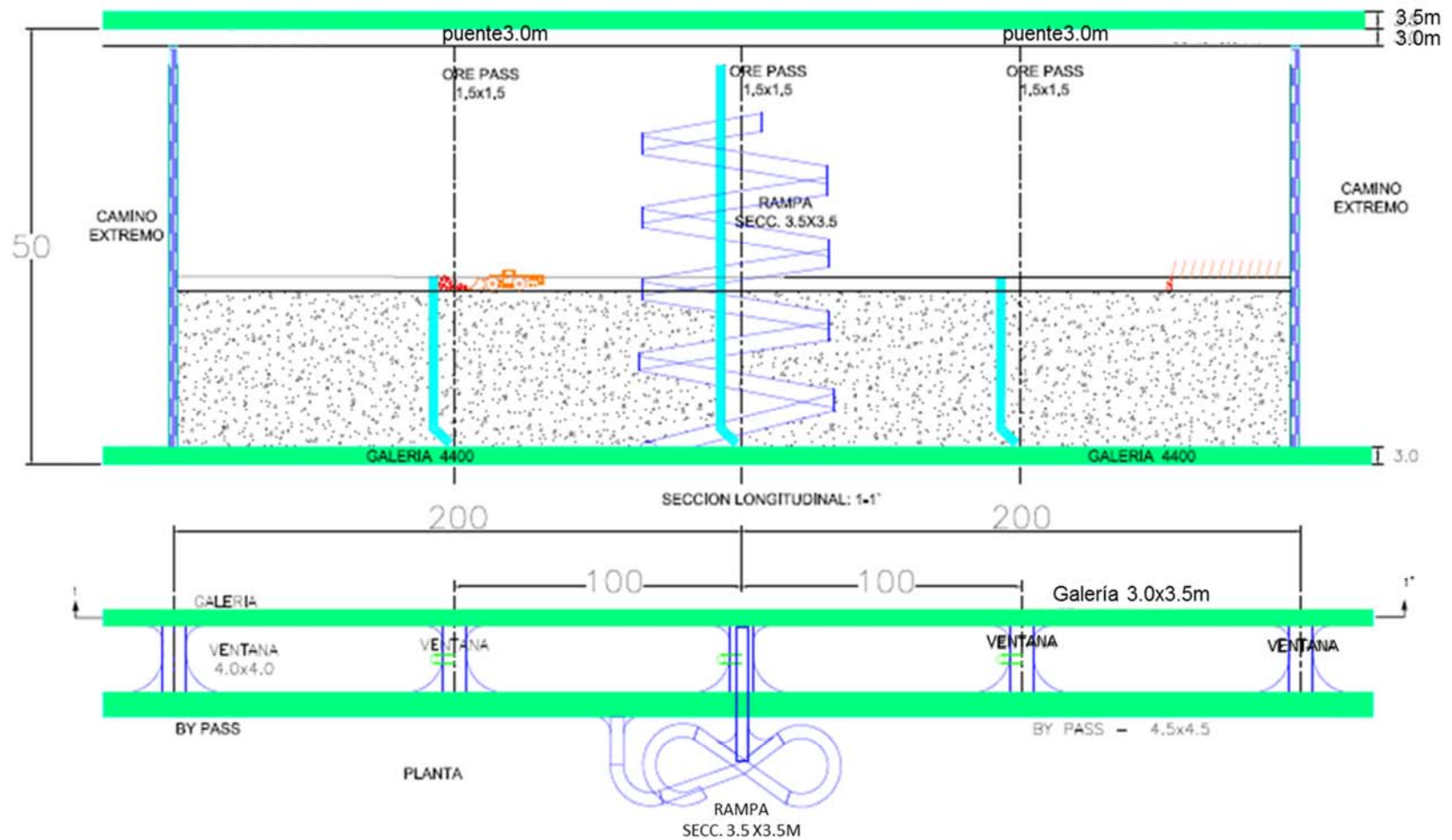


Fig. 23 Estándar Corte y Relleno Semi mecanizado

3.1.3.8 Operaciones Unitarias.

a. Perforación y Diseño De Mallas.

El diseño de mallas de perforación en los tajeos es imprescindible, porque nos permite controlar las cajas y la dilución, manteniendo un ancho de minado adecuado, en la explotación de los tajos se tiene un ancho de minado que varía entre 1.0 m. a 2.0 m dependiendo de la potencia de la veta, por tal razón se calcularon diferentes Burden y Espaciamiento para las diferentes potencias en los distintos tajos.

Para el cálculo de la malla de perforación se utilizó el criterio de PEARSE que utiliza el concepto de la energía de detonación por unidad de volumen, de la cual se obtuvo la siguiente ecuación:

$$B = VK \times 10^{-3} \times D \times (PD/RT)^{0.5}$$

Donde:

B = Burden (m).

VK = Cte. que depende de la característica de las rocas. (0.7 – 1.0).

D = Diámetro del barreno (mm.)

PD = Presión de Detonación (Kg./cm²).

RT = Resistencia a la Tracción de la Roca (Kg/cm²).

Para hallar la Presión de Detonación usaremos el Modelo Matemático dado por: R. FRANK CHIAPPETTA (Blasting Análisis International, Inc).

1. Para una columna de carga desacoplada:

$$Pb = 1.69 \times 10^{-3} \times p \times D^2 (rc/rh)^{2.6}$$

Donde:

P_b = Presión del taladro en PSI.

r_h = Radio del Taladro en pulgadas.

r_c = Radio de la carga explosiva en pulgadas.

p = Gravedad específica del explosiva.

D = Velocidad de denotación del explosivo en Pies/Seg.

C = Porcentaje del total de la columna cargada expresada en decimales.

A continuación se muestra el cálculo de mallas de perforación (Burden x Espaciamiento) de acuerdo al tipo de roca, aplicando los modelos matemáticos de Pearse y R. Ash, para tajos en realce con Jack Leg.

Resultados de Burden y Espaciamiento, según modelos matemáticos					
Tipo Roca	Accesorios Voladura	Pearse (BxE)		Ash (BxE)	
		B(m)	E(m)	B(m)	E(m)
R III A	Fanel	0.70	0.70	0.75	1.00
R III B	Fanel	0.75	0.95	0.80	1.10
R IV A	Fanel	0.90	1.00	0.90	1.10

Cuadro N° 05 Resultados de Burden y Espaciamiento

b. Voladura.

En función de los parámetros hallados en el anexo anterior se realizaron los cálculos para la voladura de producción en el minado por corte y relleno ascendente, en la actualidad la voladura en realce es un proceso continuo en el cual se vino perfeccionando de acuerdo al tiempo en que se viene aplicando dicha técnica, a continuación se describirá la técnica con la que se desarrolla; para una rebanada de mineral se procede a cargar los taladros con anfo industrial (Examon), cada taladro utiliza como iniciador Emulsion 1000 y 3000 en caso de que se requiera mayor presión de detonación y como accesorio mininel dependiendo la longitud de taladro, utilizando finalmente cordón detonante e

ignitacord para iniciar las guías de quemado, la malla de voladura se encuentra diseñada con una secuencia de salidas determinadas en los retardos.

c. Acarreo y Limpieza.

Las operaciones de acarreo y limpieza se realizarán con equipos Scoops de 2.2 Yd³, la limpieza del mineral se realiza desde la zona donde se produjo la rotura del mineral en el tajo hacia los echaderos de mineral (Ore pass).

Cada ala de los tajos de explotación con el método de corte y relleno ascendente fue diseñado con longitudes de 100m. en las cuales se demuestran mejores eficiencias en la etapa de acarreo y limpieza, de acuerdo a la curva de productividad se obtuvo un rendimiento de 44.65 Ton/ Hr

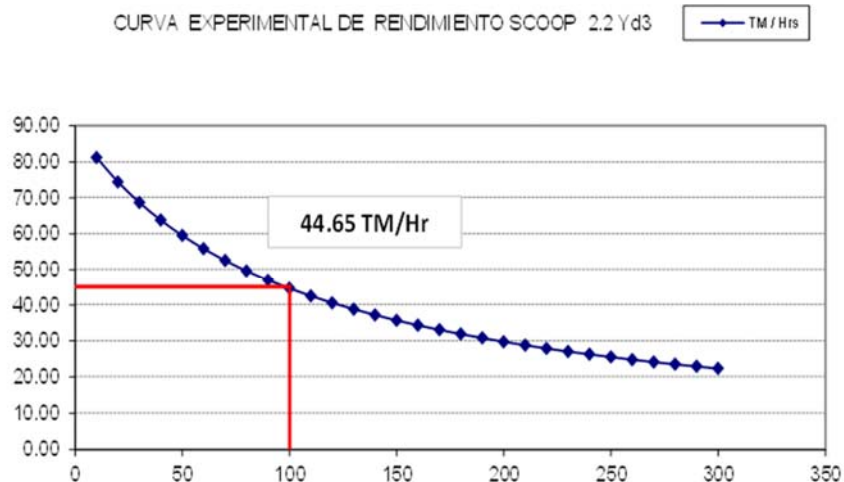


Fig. 24 Rendimiento del Scoop 2.2 Yd³

d. Relleno

El relleno se desarrollará con material detrítico que será lanzado desde superficie por medio de las Chimeneas Raise Borer de Relleno, el material detrítico llega hasta el nivel de los respectivos tajos desde los cuales se realizará el respectivo relleno de los tajos con los mismos equipos con los que se realiza la limpieza.

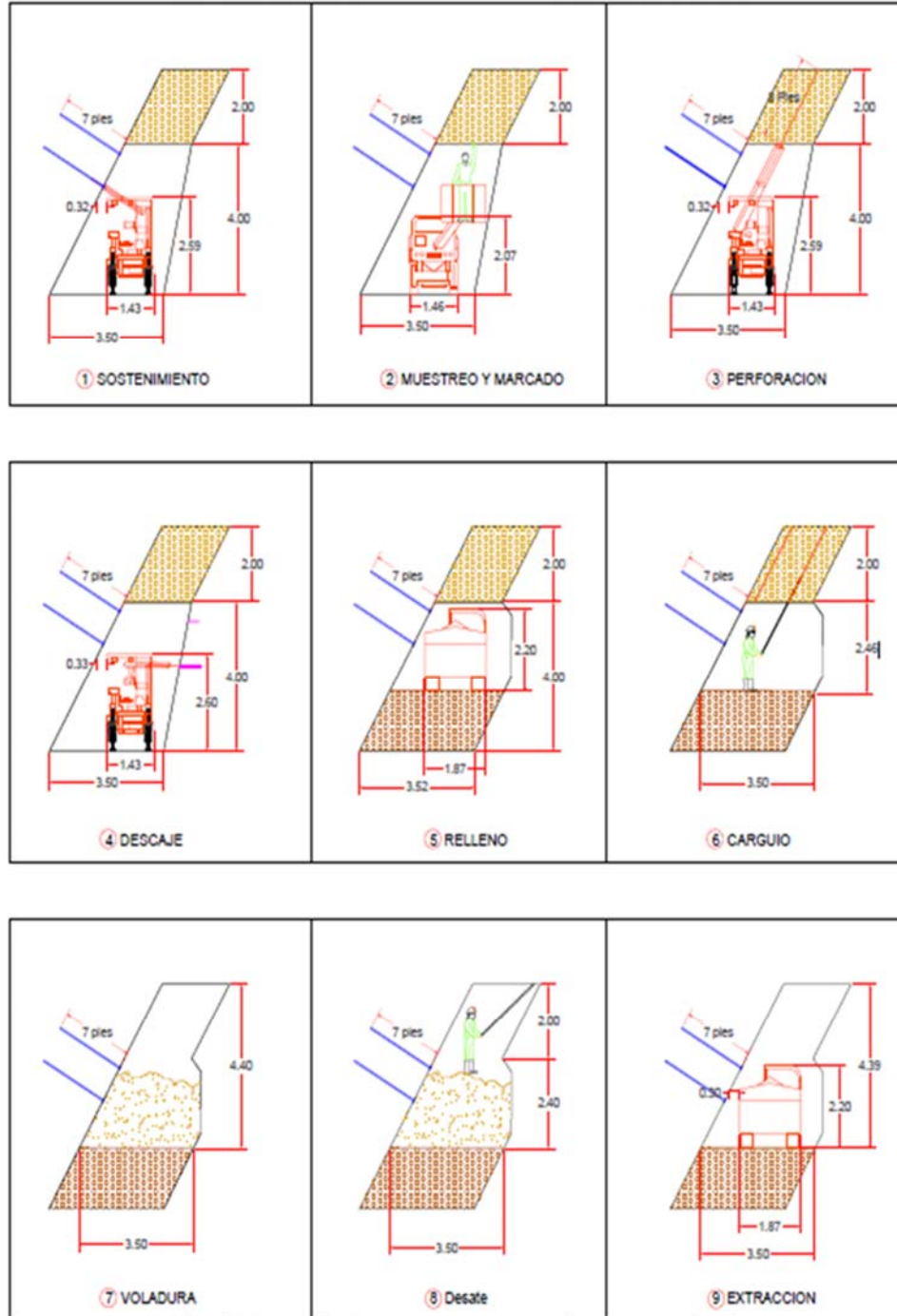


Fig. 25 Procedimiento para corte y relleno mecanizado



CAPITULO IV

IMPLEMENTACION DEL SISTEMA DE RELLENO

HIDRAULICO PARA LA EXPLOTACION MINERA

4.1. Relleno Detrítico.

Es un relleno convencional cuyo material procede de la desagregación de los cuerpos de baja ley o estériles (frentes, labores pobres, etc.).

4.1.1 Características generales.

Es netamente ascendente. Su preparación requiere a veces el uso de taladros y explosivos, aunque puede ser con la ayuda de rastrillos, palas mecánicas, tractores, entre otros. Su transporte requiere waste pass, carros mineros, palas, tolvas, equipos de bajo perfil, entre otros. En la labor a rellenar se requiere de rastrillo/winche, palas manuales, etc. Para extender la carga y empaquetar convenientemente las cajas y evitar los espacios vacíos, muy comunes en este tipo de relleno, que permite los movimientos de las cajas con riesgos de derrumbes.



4.1.2 Características que debe reunir el material para relleno detrítico

- No debe adherirse a los dispositivos de transporte (control del grado de humedad).
- La producción de polvo no debe afectar al ambiente de trabajo (control de humedad).
- Su granulometría debe ser tal que no permita los espacios o poros entre los trozos y facilite el “empaquetado” de las cajas.
- Debe tener un peso específico tal que permita la compresión del material por su propio peso.

4.1.3 Obtención del relleno detrítico

En interior mina:

- De las cajas (Hueco de perro).
- De tajeos antiguos rellenos.
- De labores que se apertura en material pobre o estéril

En Superficie:

- De las canteras
- De canchas de desmonte.

4.2. Relleno Hidráulico.

El relleno hidráulico se aplicó por primera vez el año 1864 en la mina Shenandoah en Pennsylvania, Estados Unidos, como control de la subsidencia, posteriormente se fue mecanizando y optimizando su uso en la explotación en la minería subterránea. En el Perú se aplicó relleno hidráulico en el año 1937 en la mina

Lourdes de Cerro de Pasco con la finalidad de controlar incendios, implementándose luego al ciclo de minado.

El término de relleno hidráulico se debe al transporte de sólidos mezclados en un líquido cualquiera que adquiere propiedades hidráulicas. La operación consiste en captar los relaves de la planta concentradora, clasificarlos de acuerdo al tamaño de las partículas los cuales deben poseer ciertas características que permitan su transporte en suspensión como pulpas a través de una red tuberías hasta los espacios vacíos de las labores.

Al producirse un vacío subterráneo debido a los trabajos de explotación minera, este repercute sobre las capas del techo y la superficie del terreno, dependiendo de la calidad de la roca, de la magnitud del espacio abierto y de la profundidad donde se ejecutan las aberturas; es decir, las condiciones geomecánicas del terreno, lo cual permite diseñar las áreas, direcciones, sostenimientos y relleno de las labores minadas. En otros casos, continúan los desprendimientos cuando la resistencia o tenacidad de la roca no es suficiente, haciendo notar así y alrededor del tajo, los sólidos transportados deben poseer ciertas características físicas, como una granulometría apropiada, un porcentaje de sólidos en la pulpa, una velocidad de transporte superior a la velocidad crítica para evitar la sedimentación en las tuberías, y otras propiedades más.

La pulpa al ser depositados en las labores debe poseer propiedades adicionales como son una velocidad de percolación apropiada, un grado de cohesión para el soporte de los esfuerzos circundantes.

Así mismo debe poseer una estabilidad química para evitar la formación de aguas ácidas efecto de la presencia de pirita en su proceso de oxidación del sulfuro y lixiviación de los metales asociados.

4.2.1. Factores favorables del Relleno Hidráulico.

- La obtención de relave es gratuita, pues los costos de reducción a material a transportar son cargados a la planta concentradora.
- Los costos de operación y mantenimiento son bajos.
- El transporte por tuberías es más eficiente, ágil y flexible, veloz y económico que el transporte de detritus por echaderos y locomotoras.
- Las operaciones de explotación se ven agilizadas por una reducción en el ciclo de minado.
- El relleno puesto en el vacío busca su nivel en un plano horizontal por ser un fluido, evitando el esparcimiento manual o mecánico.
- Ofrece resistencia al desplazamiento de las cajas; siendo el relleno una pulpa ocupa los intersticios de los vacíos ocupando esos espacios que con el relleno mecánico no se logra alcanzar, además de la porosidad que es menor en el relleno hidráulico que en el relleno empleando detritus.
- Las formas del uso del relleno hidráulico hacen que los requerimientos de labor sean bajos, su introducción a las labores, y su fácil consistencia a la consolidación hacen que se adapten fácilmente a las técnicas modernas de minado y se preste para control automático.

- Reduce el volumen de relave a ser almacenado en superficie por el hecho de emplear parte del relave previamente clasificado disminuyendo así los costos de almacenamiento.
- Disminuye el periodo no productivo durante el ciclo de minado.
- Se disminuye la cantidad del personal y maquinaria durante la operación de relleno.
- Se reduce la cantidad de polvo en las labores y se mantiene fresco el ambiente.
- Ofrece un piso nivelado y resistente sobre todo para equipos sobre neumáticos.
- Estabilidad del techo en tajeos invertidos, para métodos de corte y relleno descendente, dónde se determinará las cargas que deben soportar y si será necesario el empleo de componentes cementantes.
- La carga estática se convierte en energía potencial, permitiendo transportar el relleno horizontalmente con la energía ganada en la caída vertical.
- Los tajeos son rellenados entre un 85% a 90%

4.3 Demanda de Relleno en Ranichico 2014.

De acuerdo a la Producción creciente programada para el 2014 que inicia en enero con 12,950 toneladas con 05 tajos requiriendo 6,734 m³ y en diciembre 39,850 toneladas con 12 tajos en operación, requiriendo 20,722 m³ de relleno haciendo una ratio **de 0.52 m³ por cada tonelada de mineral producido**. La proyección de relleno 2014 de la zona Ranichico, se requerirá progresivamente un abastecimiento de relleno hidráulico de 270 - 600 m³ /día.

La capacidad requerida de relleno es de 50 m³/hora.



PROGRAMA DE RELLENO HIDRAULICO 2014														
TIPO DE RELLENO	UNIDAD	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL
PRODUCCION RANICHICO	Ton (t)	12,950	14,100	15,100	19,800	24,200	26,950	30,100	34,400	33,550	34,200	33,150	39,850	318,350
N° TAJOS	#	5	5	5	7	8	9	10	12	12	12	12	12	
VOLUMEN	m ³ /mes	6,734	7,332	7,852	10,296	12,584	14,014	15,652	17,888	17,446	17,784	17,238	20,722	
MES	días/mes	25	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	37	
CAUDAL 50 m ³ /hr	m ³ /día	269	262	253	343	406	467	505	577	582	574	575	560	

4.4 Excavaciones mineras.

Para la implementación de la planta de relleno hidráulico en la zona de Ranichico se realizaron un mínimo de excavaciones ya que se utilizaron las existentes, mayores detalles de colocan en los anexos.

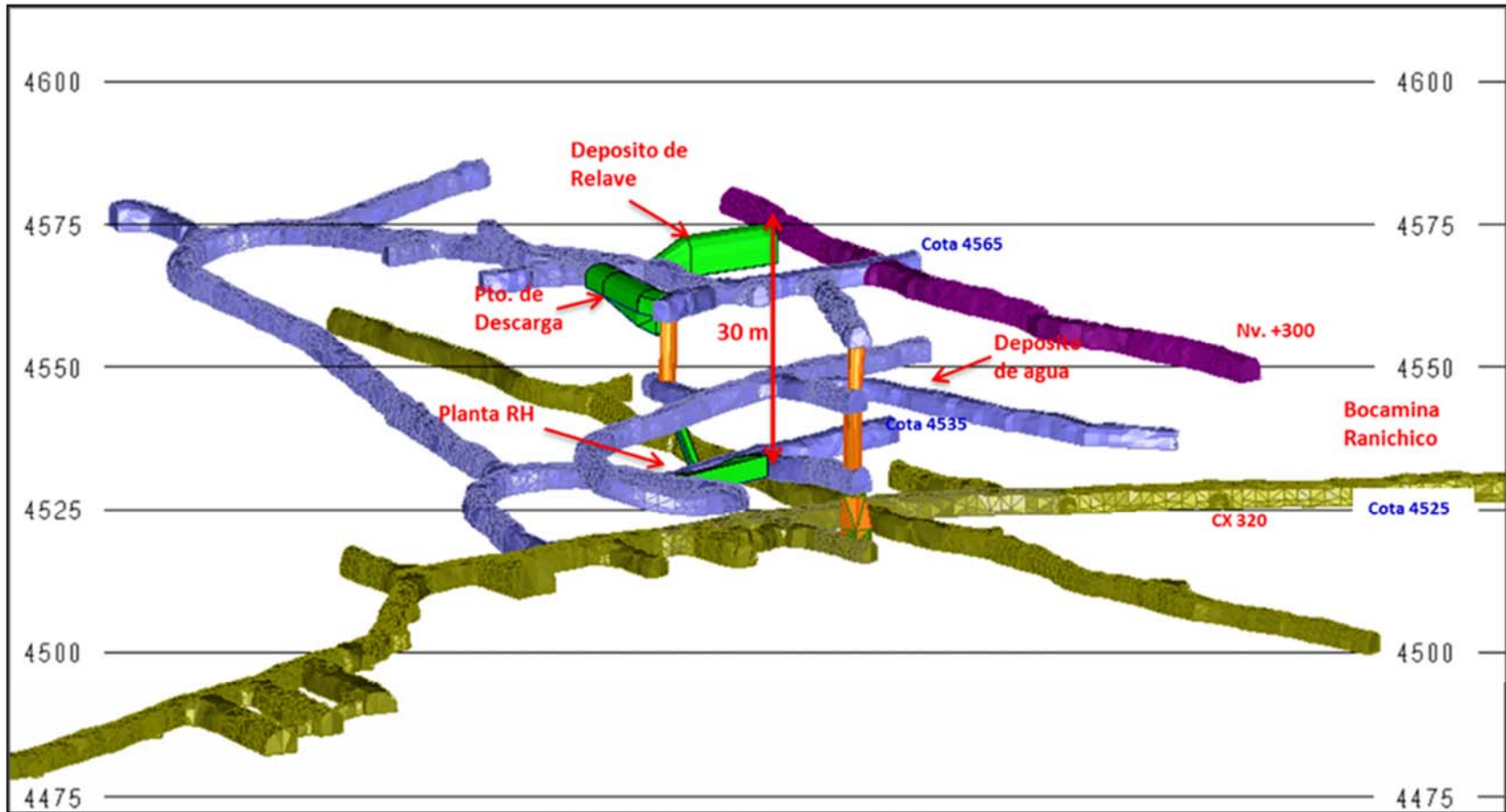


Fig. 27 Diseño de la planta de relleno

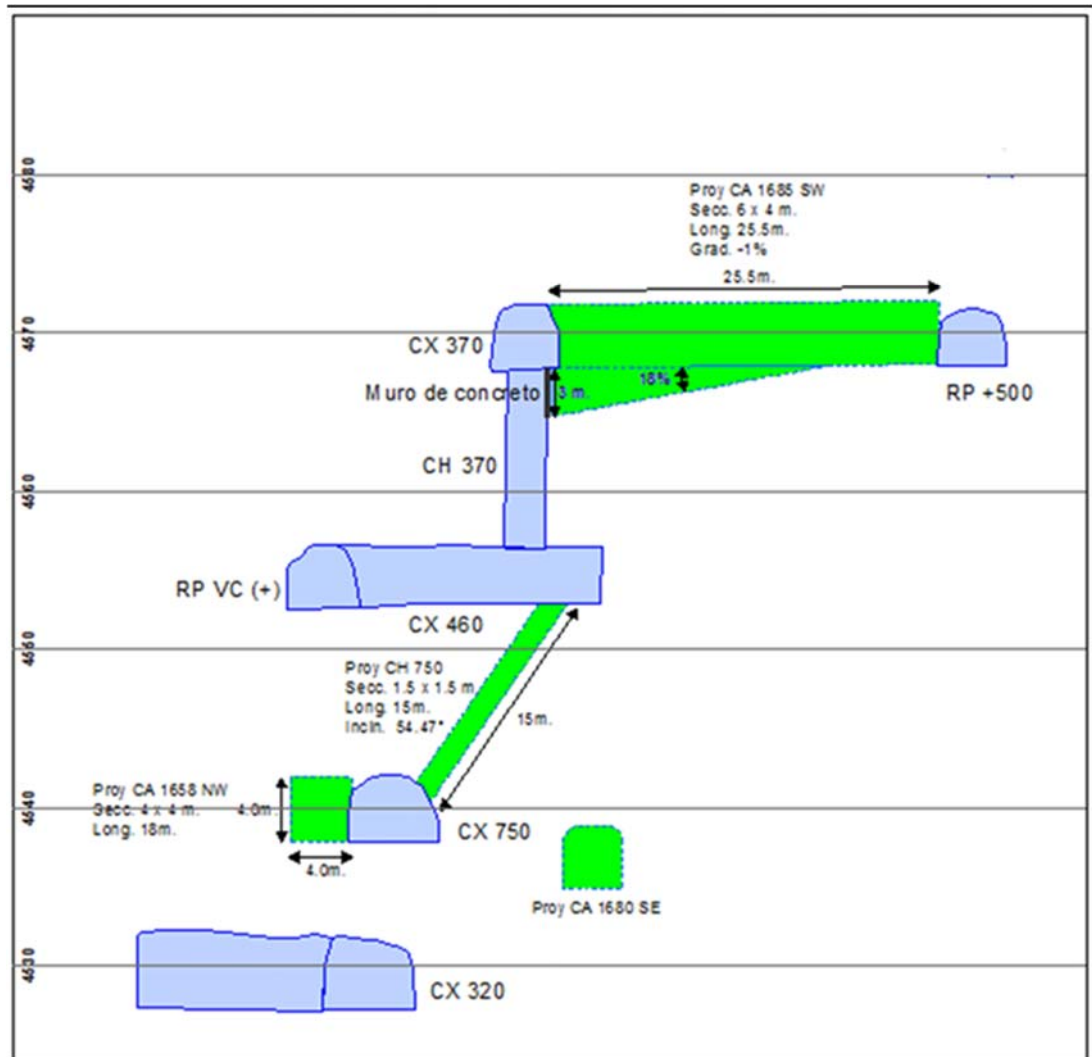


Fig. 28 Sección longitudinal de la planta de relleno

PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO RANICHICO (CRONOGRAMA Y PRESUPUESTO)

Excavación

Labor	Descripción	Sección (m)	Long.(m)	Dias	14 Dic	15 Dic	16 Dic	17 Dic	18 Dic	19 Dic	20 Dic	21 Dic	22 Dic	23 Dic	24 Dic	25 Dic	26 Dic
CA 1685 SW	Plataforma de Recepcion de Materiales	6.0x4.0	25.5	10.0													
CA 1690 NW	Patio de Maniobras (acopio de relave)	4.0x7.0	27.0	10.0													
CA 1658 NW	Sala de Control	4.0x4.0	18.0	6.0													
CA 1680 SE	Poza de Contingencia	4.0x4.0	10.0	4.0													
CH 750	CH de descarga	1.5x1.5	12.0	3.0													

El presente proyecto se requiere:

Equipos:

Cant.	Descripción
1	Jumbo
1	Scoop 6Yd3

Personal:

Cant.	Descripción
1	Operador Jumbo
1	Operador Scoop
1	Perforista
1	Ayudante

Descripción	Dimensiones (m)			m3	Costo Avance \$/m
	A (m)	H (m)	Long.(m)		
Plataforma de Recepcion de Materiales	6.0	4.0	25.5		60,708
Patio de Maniobras	4.0	7.0	27.0		77,292
Sala de Control	4.0	4.0	18.0		32,193
Poza de Contingencia	4.0	4.0	10.0		17,885
					188,077

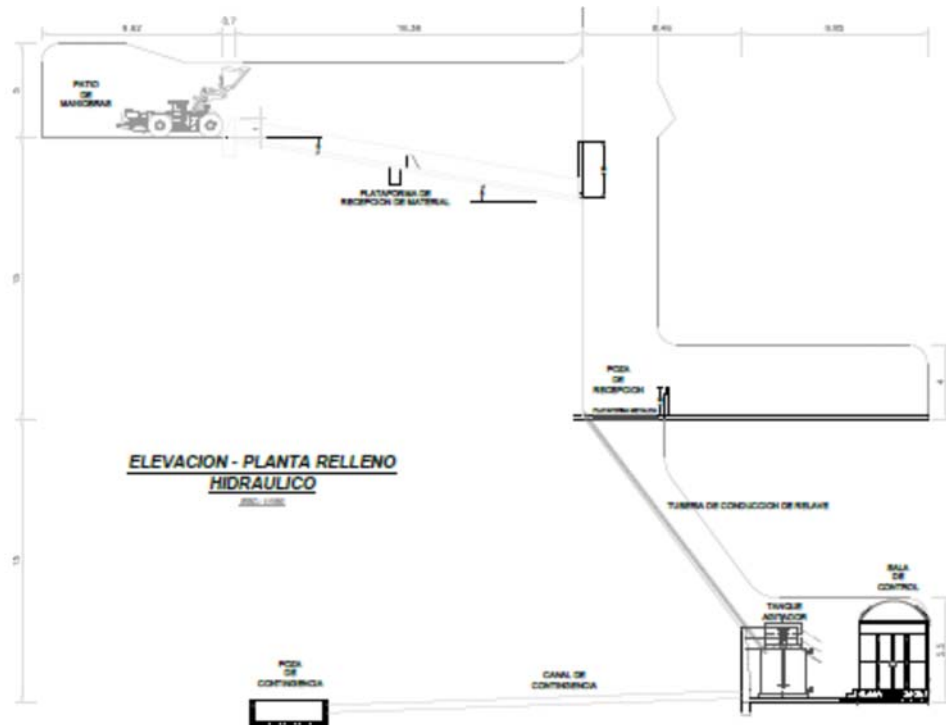
tarifa m3	Labor m3	Dif. M3
516.4	612	95.63
546.8	756	209.3

Secciones Estandar	Costo Avance		
Cx , CA	2.5	2.1	US\$/m 938
Cx , CA	3.5	3.5	US\$/m 1,684
Cx , CA	4.0	4.0	US\$/m 1,788
Cx , CA	4.5	4.5	US\$/m 1,929
Desquinche en desmote			US\$/m 120



4.5 Obras civiles.

Basados en las excavaciones subterráneas se realizó en proyecto de obras civiles las cuales contemplaron la construcción de la plataforma de recepción de materiales, la sala de control, patio de maniobras y la poza de contingencia. Los planos de adjuntan en el anexo.



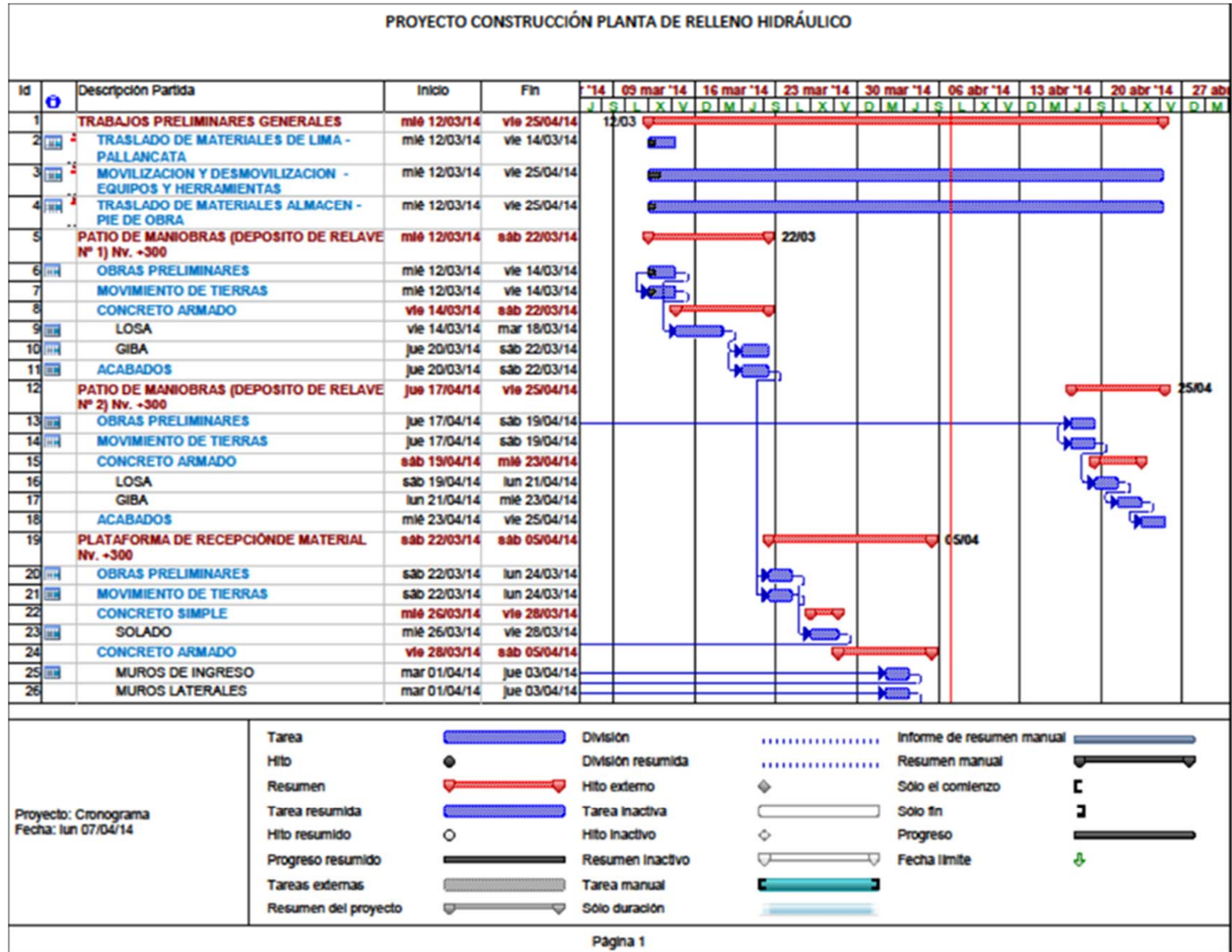


Tabla N° 06

4.6. Implementación del sistema de relleno hidráulico y la línea de bombeo.

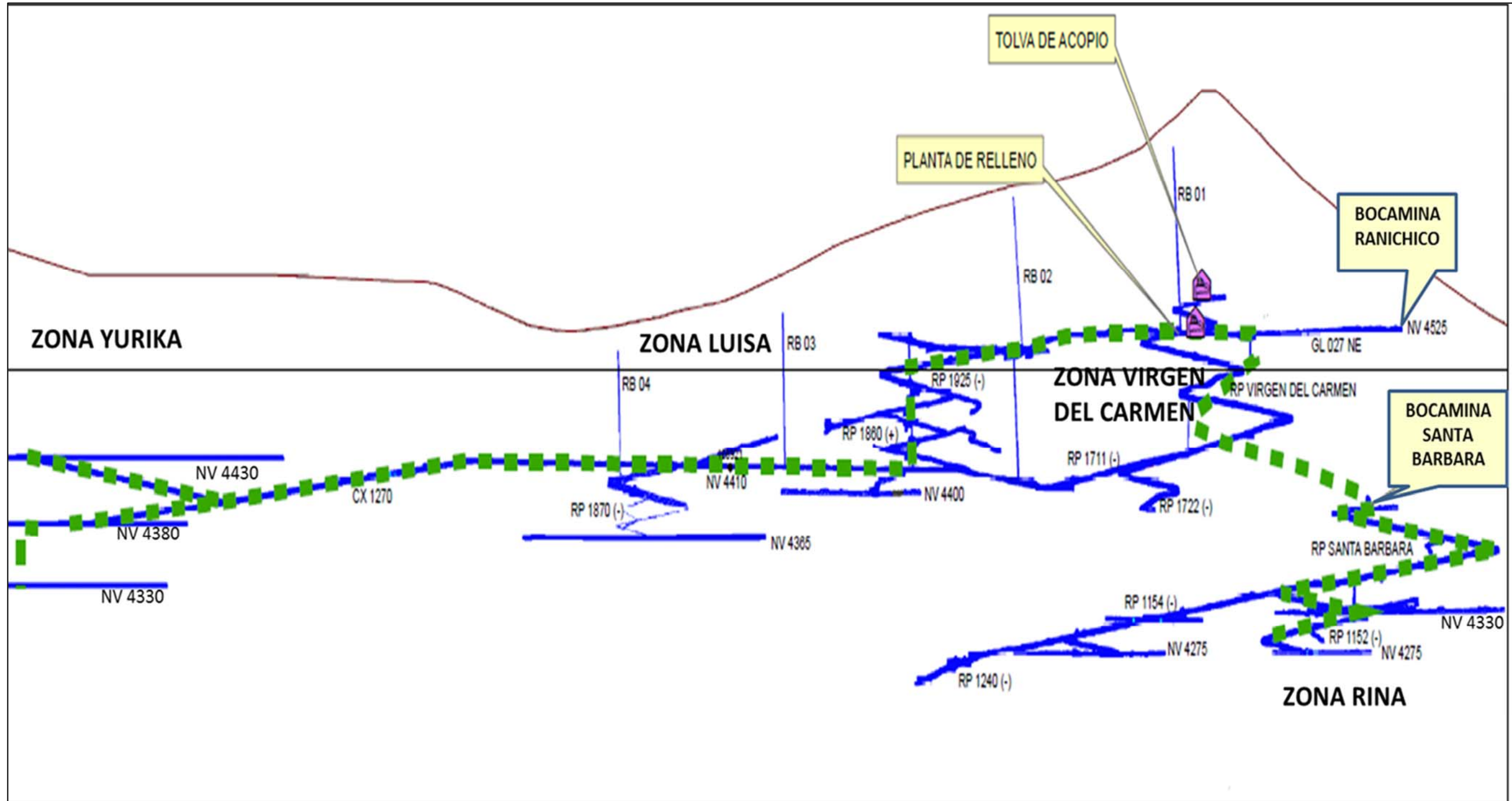


Fig. 29 Esquema del sistema de relleno



4.6.1. Descripción del sistema de relleno hidráulico.

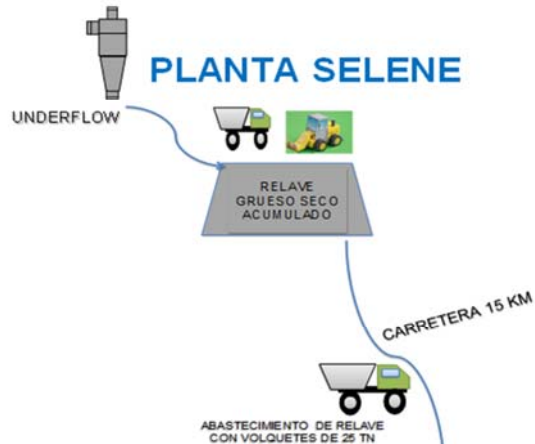
El sistema de Relleno Hidráulico desde interior mina en la zona de Ranichico por un tema ambiental, aprovechando las labores mineras existentes en la veta Virgen del Carmen en los niveles 4570 al 4530, nivel de bocamina Ranichico 4520, la capacidad de relleno instalada será de 50 m³/hora de pulpa.

El Proyecto de relleno hidráulico contempla abastecer de relleno a los tajeos con minado en corte y relleno ascendente convencional, en dos líneas de alimentación; una con descarga por gravedad en las vetas Virgen del Carmen, San Javier y Rina, y la segunda línea impulsadas por bombas enseriadas hacia las vetas Luisa, Yurika, Yanelly.

a. Flow Sheet de la Planta de relleno hidráulico:



FLOW SHEET DE PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO RANICHICO



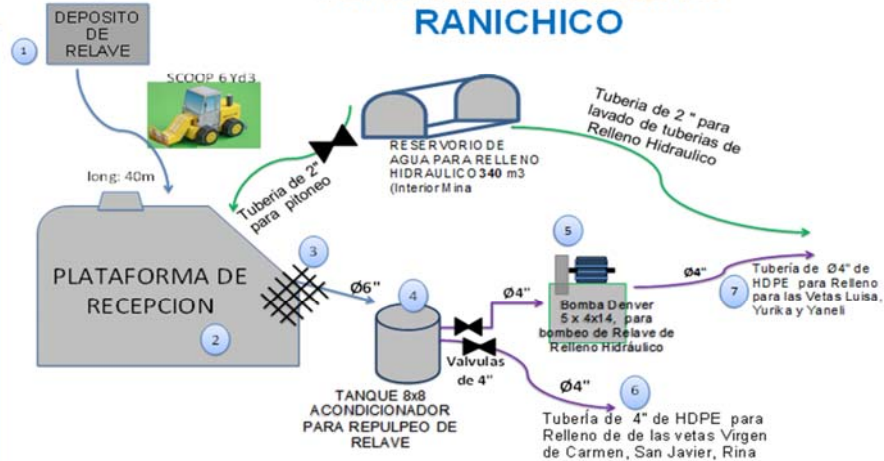
LEYENDA



DESCRIPCION DEL PROCESO DE PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO INICIA SU PROCESO CON LA ALIMENTACION DE RELAVE A LA TOLVA, LA CUAL ES DILUIDO CON AGUA, PARA PASAR RELAVE A TRAVES DE POR UNA PARRILLA DONDE SE CLASIFICA EL RELAVE DE BANCOS. LUEGO INGRESA AL AGITADOR QUE POR UNA RED DE 3 TUBERIAS, DEL AGITADOR SE ENVIA POR GRAVEDAD O BOMBEO DE ACUERDO AL REQUERIMIENTO. PARA EL LAVADO DE LAS TUBERIAS DESPUES DEL RELLENO SE TIENE UNA RED DE TUBERIA DE AGUA DE 2" Y UNA TUBERIA DE 1" PARA LAVADO DE PARRILLA.

PLANTA DE RELLENO RANICHICO

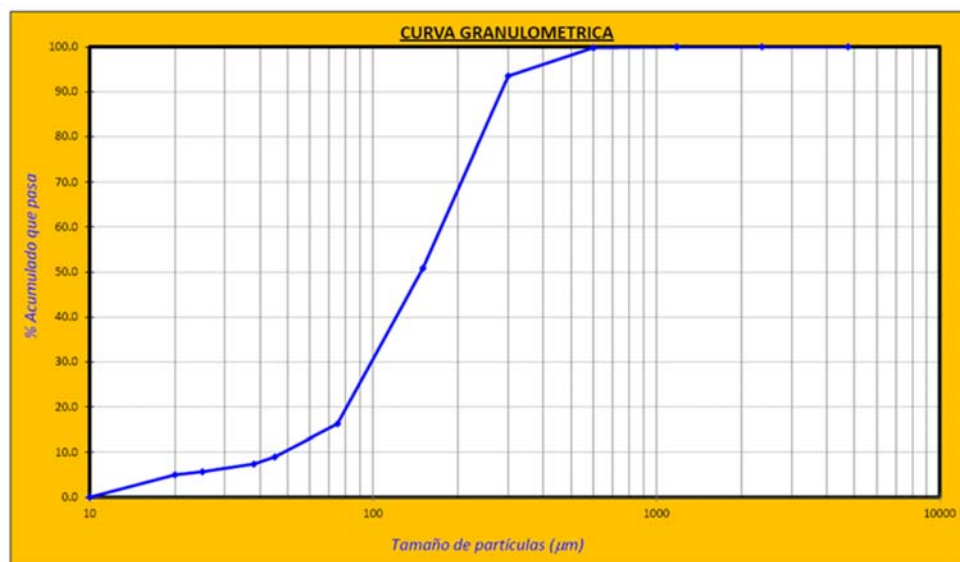




4.6.2. Características de Relave desaguado:

Los resultados de granulometría del relave desaguado **underflow**, indican que se tiene un valor acumulado en malla N° 200 entre 16 y 19 %, lo cual es favorable para el relleno hidráulico, los datos obtenidos son de pruebas de laboratorio de unidad minera y el laboratorio de la Pontificia Universidad Católica del Perú.

TAMIZ	ABERTURA TAMIZ μm	% retenido	% acumulado que pasa
N°4	4750	0.0	100.0
N°8	2360	0.0	100.0
N°16	1180	0.0	100.0
N°30	600	0.2	99.8
N°50	300	6.3	93.5
N°100	150	42.7	50.8
N°200	75	34.6	16.2
N°325	45	7.3	9.0
N°400	38	1.6	7.4
N°500	25	1.7	5.7
N°635	20	0.7	5.0
> N°635		5.0	



De acuerdo a los resultados granulométricos, se tiene se calcularon los siguientes valores:

C_u	Coficiente de uniformidad	3.70
ϕ	Ángulo de fricción interna	36.20 °
γ	Densidad de relleno	1.65 t/m ³
n	Porosidad	43 %
V	Velocidad de percolación	88 mm/hr

De acuerdo a la teoría la velocidad preferente de sedimentación es de 100 mm/h., siendo los extremos (40-200) tanto superior e inferior perjudiciales en la sedimentación. Con el valor de 88 mm/ hr, obtenido de las características del relave, la eliminación del agua no será muy lenta ni provocará el fenómeno de embudo en las tuberías.

El $C_u < 4$ indica una mayor percolación de agua, favorable para el relleno hidráulico.

4.6.3. Calculo de flujo de relleno.

Para los cálculos del flujo de relleno, se tiene como premisa una demanda de flujo volumétrico de relave de 50 m³/ hr.

DESCRIPCION	SIMBOLO	UNIDAD	VALOR
Flujo Volumetrico	Qr	m ³ /h	50
Porcentaje de Solidos	%S	%	70
Gravedad especifica Pulpa	SG pulpa	[]	1.7275
Horas Operación	Horas/dias	h/d	12
Peso especifico	PE	t/m ³	2.47

Tabla N° 07



4.1 Flujo Masico de Pulpa Mp:	$Mp = \%S \times Qr$	(t/h solidos)	86.375
4.2 Flujo Masico de Solido Ms:	$Ms = MP \times \%S/100$	(t/h solidos)	60.4625
4.3 Flujo Masico de agua Ma:	$Ma = Mp - Ms$	(t/h agua)	25.9125
4.4 Caudal de agua Qa:	$Qa = Ma$	(m ³ /h agua)	25.9125
4.5 Caudal del solido Qs:	$Qs = Qr - Qa$	(m ³ /h solid)	24.0875
4.6 Gravedad especifica de sólidos (SG sólidos):	$SG \text{ Solidos} = Ms/Qs$		2.51012

Numero	Ms (t/h solidos)	SG Solidos	Qs (m ³ /h sol)	Ma (t/h agua)	%S % Solidos	Qa (m ³ /h agua)	Mp (t/h pulpa)	SG Pulpa	Qr (m ³ /h Pulpa)
1	60.4625			25.9125					
2	60.4625	2.51	24.0875	25.9125	70	25.9125	86.375	1.7275	50
3				25.9125					
4				25.9125					

Tabla N° 08

Del cálculo con los datos anteriores se tiene como resultado

- La capacidad de relleno: 600 m³/dia
- El flujo total de relleno: 86.38 t/h
- Flujo de Agua : 25.91 t/h
- Flujo de Relave solido: 60.46 t/h
- Volumen de agua: 25.91 m³/h

4.6.3. Calculo de abastecimiento de agua y relave desaguado.

Para los cálculos de abastecimiento de agua y de relave se tiene los siguientes datos:

DESCRIPCION	SIMBOLO	UNIDAD	VALOR
Cap. Volquete	CV	m ³	13
Cap. Volquete	CV	t	20.98
Cap. Scoop 6 Yd ³	CS	t	4.329
Rendimiento Scoop	R	t/h	74.21
Distancia Limpieza	D	m	80.00
Horas Operación	HO	h/dia	12.00
Flujo masico solido	Ms	t/h	60.46

Tabla N° 09



Para el abastecimiento de relave desaguado se tiene:

8.1 Cantidad de Relave /Dia

$$\text{Relave} = HO \times Ms \quad (\text{t/dia}) \quad 725.55$$

8.2 N° de Viajes de Relave /Dia

$$\text{N° Viajes} = \text{Relave} / \text{Cap. V} \quad (\text{Viajes/dia}) \quad 34.58$$

$$(\text{Viajes/dia}) \quad \approx \quad 35$$

8.2 N° Horas de Scoop

$$\text{HS} = \text{Relave} / R \quad (\text{h/dia}) \quad 9.78$$

$$(\text{h/dia}) \quad \approx \quad 10$$

$$(\text{h/gdia}) \quad \approx \quad 5.0$$

Para el abastecimiento de agua se tiene:

9.1 Requerimiento de Agua

$$\text{Req. Agua} = HO \times Qa \quad (\text{m}^3/\text{dia}) \quad 310.95$$

9.2 Deposito actual de agua

$$\text{Cap.} = L \times h \times a \quad (\text{m}^3) \quad 340.63$$

$$\text{Cap.} = 30 \text{ m.} \times 2.84 \text{ m.} \times 4 \text{ m.} \quad (\text{m}^3) \quad 340.8$$

Del cálculo con los datos anteriores se tiene como resultado

- Relave seco de alimentación a planta: 726 t/día
- N° Viajes de Volquetes: 35 Viajes / día
- N° Horas de Scoop: 9 h/día
- Requerimiento de Agua: 311 m³/día
- Cap. actual de poza de agua: 340 m³/día
- Caudal de Abastecimiento de agua: 20 lt/seg.

Actualmente se cuenta con un reservorio de agua de 340 m³, construido con un muro de contención de concreto y un tramo de 30 m. de labor minera antigua.

4.6.4. Características del tanque agitador.

De acuerdo a la recomendación de LQM, se requerirá un tanque agitador de 8'x 8'y el agitador con un motor de 30 HP.



6.1 Flujpo Masico diario

$$R = Ms \times 24$$

(t/dia)

6.2 Volumen teorico de tanque acondicionador

$$Vn = R \times T \times fa \times fs$$

(pies 3)

Descripcion	simbolo	unidad	valor
Flujo masico	R	t/dia	1451.1
tiempo de reseidencia	T	min	10
Factor agitacion (@%S 68% y sol 3)	fa		0.0174
Factor seguridad	fs		1.25
Volumen teorico tanque agita	Vn	pies3	315.61425
Tanque seleccionado	D x H	pies x pies	8 x 8
Volumen total	Vt	pies3	402.1248
Agitador		HP	30

Tabla N° 10

$$Vt = (\pi \times D \times D \times Hnt) / 4$$

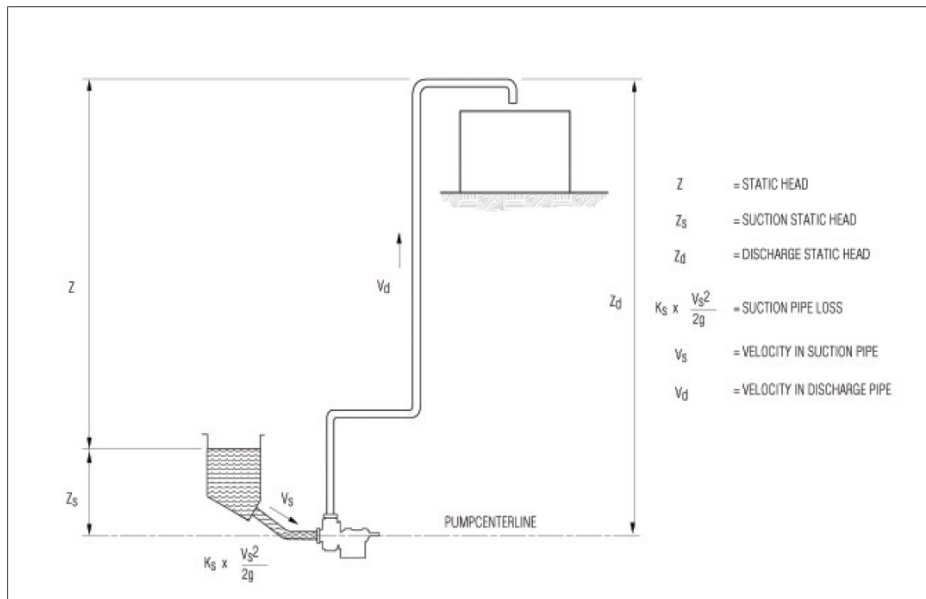
(t/dia)

Volumen tanque	Vt (nm3)	402.1248
Alt. Nominal tanque	Hnt	8
Diametro Tanque	Dt	8

Tabla N° 11

4.6.5. Características de la Línea de Bombeo:

Basados en la aplicación de las bombas centrifugas:





a. Capacidad de la Bomba:

Capacidad de bomba

a. Peso de solidos de relave= 60 tons	t	60.5
b. Peso del volumen del agua	t/h	24.5
c. Peso de agua en suspensión	t/h	25.9
d. Peso total de la pulpa (a + c)	t/h	86.4
e. Peso total de agua en volumen (b + c)	t/h	50.4
f. Gravedad especifica de la mezcla de relave (Sm) (d/e)	Sm	1.713
g. Caudal de pulpa	gpm	201.6
h. Concentracion de volumen de solidos (Cv) (b / e)	%	48.6

b. Diámetro de Tubería:

Diámetro de Tuberia

Diametro potencialmente selecionado	in	3.8
se tiene:		3.69

La velocidad de la pulpa :

$$V = Q \times .4085/d^2$$

V = Velocidad de pulpa (feet/second)

Q = Caudal de pulpa

d = diametro de tuberia en pulgadas

La velocidad V para el caso:

Utilizando la ecuacion de Durand

$$VL = FL \sqrt{2gD (S-SI)/SI}$$

Donde D = Diametro de tuberia en pies

x factor diam. Interno

g = 32.2 feet/second²

El valor de FL se obtiene de la Fig. 8-2, usando el Cv y un promedio

de las **particulas d50** (para particulas clasificadas)

del abaco de Durand

FL		1.015
d50	microms	0.15
Cv	%	48.6
Velocidad critica VL =	VL	ft/sec 5.47
Despejando el diametro sera: D	D	in 3.7

Revisando la condicion con el diametro potencialmente selecionado

Calculo	6.039
check	5.47
Therefore	OK

Por consiguiente, se deberá usar una **tubería HDPE de 4 " de diámetro.**



c. Características de bomba requerida:

Para el cálculo de la potencia de bomba se tiene:

DATOS DEL SISTEMA:

D	Diametro interno de tuberia	93.80 mm	4" nominal
L	Longitud maxima de tuberia	2177.00 m	
vo	Viscosidad dinamica del liquido	0.001102 (Pa-s)	
ε	Rugosidad del polietileno	0.0015 mm	
Dp	Densidad de la pulpa	1.73 Ton/m3	
Sp	Gravedad especifica del solido	2.47 Ton/m3	
Da	Densidad aparente	1.84 Ton/m3	
g	aceleracion de la gravedad	9.81 m/s	

HIPOTESIS:

Vr	Volumen rellenado final	33.20 m3/hr
----	-------------------------	-------------

Vs	Volumen de solidos	24.81 m3/hr
Cv	Coficiente volumetrico solido	49.56%
Cw	Coficiente masico solido	70.80%
Vp	Viscosidad dinamica de la pulpa	0.01644 (Pa-s)
Q	Caudal de la pulpa	50.06 m3/hr 13.90 lt/s 220.39 gpm

Relación de Thomas:

$$\frac{v_p}{v_o} = 1 + 2.5 C_v + 10.05 C_v^2 + 0.00273 e^{16.6 C_v}$$



- **Velocidad Limite:**

VP $V_L = F_L \sqrt{2gD(S_p - 1)}$ 8.70 cm/s

d(80)	Diametro de la partícula pasante al 80%	252.58 μm
d(20)	Diametro de la partícula pasante al 20%	83.24 μm
d(50)	Diametro de la partícula pasante al 50%	148.27 μm

FL Factor de Durand 1.02
(Cv=41.67% d(50)=128 μm)

VL Velocidad limite de deposición 1.67 m/s
5.47 ft/s

- **Coefficiente de uniformidad (Cu):**

$$C_u = \frac{d_{60}}{d_{10}}$$

$$VP = \left[\frac{d_{10}}{10} * 6 / 100 \right]^2$$

d(60)	182.32 μm
d(10)	49.17 μm

Cu 3.71

- **Velocidad de Percolación(VP):**

$$VP = \left[\frac{d_{10}}{10} * 6 / 100 \right]^2$$



VP		8.70 cm/s
A	Area de la tubería	0.0069 m ²
V	Velocidad	2.01 m/s
NR	Numero de Reynolds	19827.09

Del Abaco de Moody ECUACION DE DARCY - WEISBACH:

$$f = \frac{1.325}{\left[\ln \left(\frac{\epsilon}{3.7 D} + \frac{5.74}{NR^{0.9}} \right) \right]^2}$$

$$\frac{H}{f} = \frac{L}{D} \frac{V^2}{2g}$$

ϵ/D	Rugosidad relativa	0.000016
f	Factor de fricción Diagrama de Moody	0.018
f*	Factor de fricción	0.02590
	Variación	0.00790
Hf	Perdida por fricción	86.21 m
		282.84 ft

d. Potencia de la Bomba:

$$BHP = \frac{\gamma Q H_B}{76n}$$

Q	Caudal de bombeo	0.0139 m ³ /s
γ	Peso específico de la pulpa	1727.50 kg/m ³
HB	Altura entregada por la bomba	45.52 m
n	Eficiencia de la bomba	0.85
BHP		16.93 Hp

Del cálculo teórico del sistema completo se requiere una **bomba de 17 HP de potencia.**



e. Cálculo de la cabeza dinámica.

Altura dinámica total (m):

$$ADT = H \text{ geodésica} + H \text{ perdida fricción} + H \text{ perdida locales}$$

Perdidas locales (m):

$$h_f = \frac{16 * K}{2 * g * \pi^2 * d^4} * Q^2$$

Perdidas por fricción (m):

$$H = 10.6614 * \frac{Q^{1.85}}{C^{1.85}} * \frac{L}{D^{4.87}}$$

DATOS DEL SISTEMA :

Codo 4"	Chek 4"
3	1

Diametro interior tubería	4"	0.1016	m
Longitud de tubería		2177.00	m
Elevacion		-45.00	m
Gravedad		9.81	m/s ²
Material de la tubería		Polietileno	
Coefficiente de Hazen Williams		120	
K codo (4")		3.75	1.14
K valvula chek (4")		3.00	0.91

CURVA DEL SISTEMA : TRAMO 1

Caudal (Lt/s)	Caudal (m3/s)	Altura perdidas locales (m)	Altura perdidas fricción (m)	Altura geodesica (m)	ADT (m)
0	0.000	0.00	0.00	-45.00	-45.00
5	0.005	0.28	12.55	-45.00	-32.17
10	0.010	1.10	45.25	-45.00	1.35
15	0.015	2.49	95.80	-45.00	53.29
20	0.020	4.42	163.12	-45.00	122.54
25	0.025	6.91	246.49	-45.00	208.40
30	0.030	9.94	345.37	-45.00	310.32
35	0.035	13.54	459.35	-45.00	427.88
40	0.040	17.68	588.07	-45.00	560.75
45	0.045	22.38	731.24	-45.00	708.61
50	0.050	27.62	888.61	-45.00	871.23
55	0.055	33.43	1059.95	-45.00	1048.38
60	0.060	39.78	1245.07	-45.00	1239.85
65	0.065	46.69	1443.79	-45.00	1445.48
70	0.070	54.14	1655.95	-45.00	1665.09

Tabla N° 12

CURVA DE BOMBA DENVER SRL-C 5 x 4 x 14 :

Caudal (Lt/s)	Caudal (m3/s)	1580 RPM Altura Total (m)	1500 RPM Altura Total (m)	1400 RPM Altura Total (m)	1200 RPM Altura Total (m)	1000 RPM Altura Total (m)	800 RPM Altura Total (m)	600 RPM Altura Total (m)
0.63	0.000630902	49.4	44.8	39.3	29.6	21.3	14.3	8.2
3.15	0.00315451	49.1	44.5	39.0	29.3	21.0	14.0	7.9
6.31	0.006309021	48.8	44.2	38.7	29.0	20.7	13.7	7.6
9.46	0.009463531	48.5	43.9	38.4	28.7	20.4	13.4	7.3
12.62	0.012618042	48.2	43.6	38.1	28.3	20.1	13.1	7.0
15.77	0.015772552	47.7	43.1	37.6	27.9	19.7	12.6	6.6
18.93	0.018927063	47.2	42.7	37.2	27.4	19.2	12.2	6.1
22.08	0.022081573	46.5	41.9	36.4	26.7	18.4	11.4	5.3
25.24	0.025236084	45.7	41.1	35.7	25.9	17.7	10.7	4.6
28.39	0.028390594	45.0	40.4	34.9	25.1	16.9	9.9	3.8
31.55	0.031545104	44.2	39.6	34.1	24.4	16.2	9.1	3.0
34.70	0.034699615	43.1	38.6	33.1	23.3	15.1	8.1	2.0
37.85	0.037854125	42.1	37.5	32.0	22.3	14.0	7.0	0.9
41.01	0.041008636	40.8	36.3	30.8	21.0	12.8	5.8	-0.3
44.16	0.044163146	39.6	35.1	29.6	19.8	11.6	4.6	-1.5

Tabla N° 13

Punto de operación real del sistema con la bomba será:

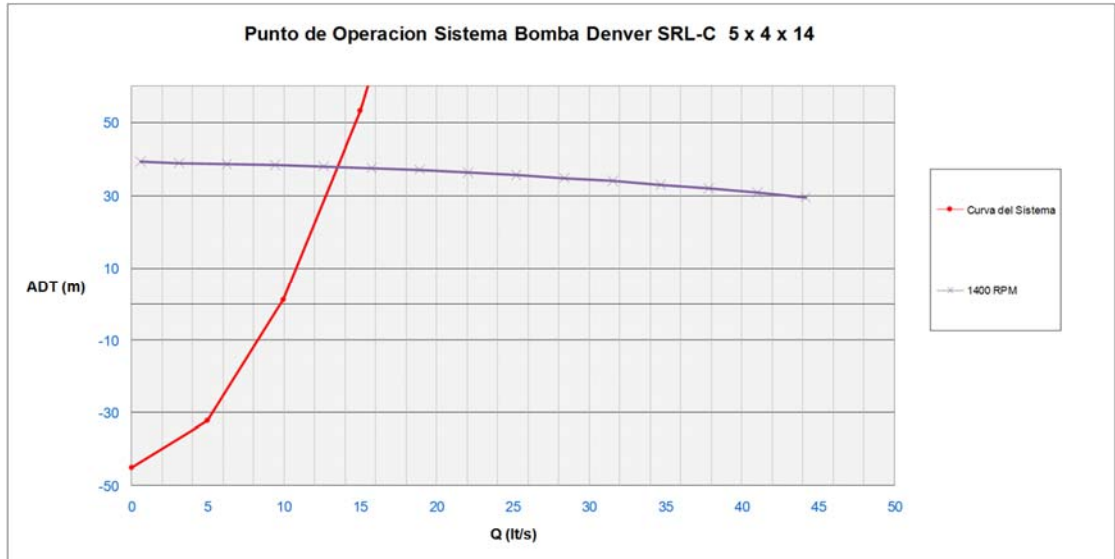


Fig. N° 30

De la intersección de la curva del sistema con las curvas de la bomba, se define que es factible el uso de la bomba, con una cabeza de 40 m. y un caudal de 13 l/s.

4.6.6. Línea piezométrica.

Para el cálculo de la línea piezométrica, se considera de acuerdo al esquema dos líneas de distribución de relleno; la línea desde la planta de relleno hacia Luisa, (de los puntos 1-2; 2-3; 3-4 y 4-8) y la línea desde la planta de relleno hasta Yurika, (de los puntos 1-2; 2-3; 3-4; 4-5; 5-6; 6-7 y 7-8)

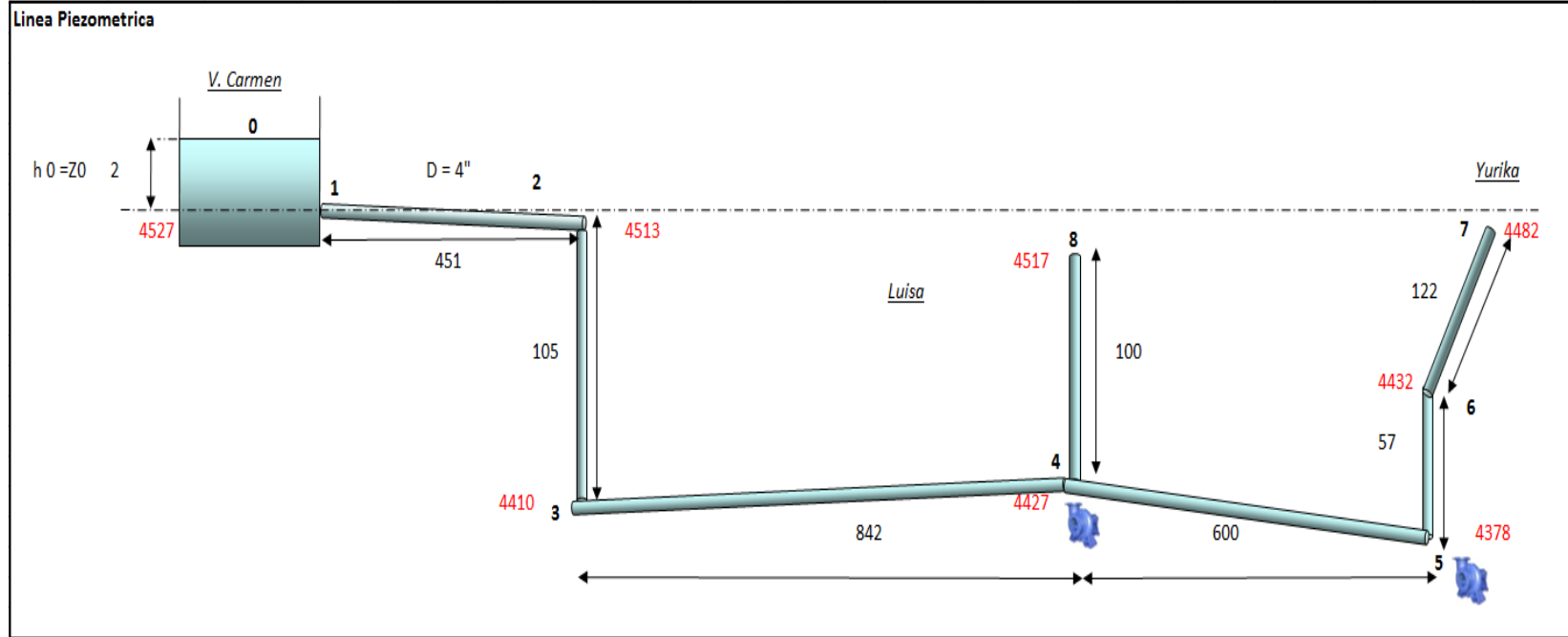


Fig. N° 31

a. Línea Piezométrica, Planta RH – Luisa.

Para el gráfico de la línea; se consideraron los datos respectivos de cada punto, como son la longitud, cota y velocidad.

Se tiene:

1) Línea piezométrica Planta RH - Luisa

$$\text{Altura piezométrica en un punto genérico "i"} \quad H_i = z_i + \frac{p_i}{\gamma}$$

a) Para el Punto 0.

$$Z_0 = 2 \text{ m.}$$

$$H_0 = 2.0 \text{ m.}$$

$$z_A + \frac{p_A}{\gamma} + \frac{V_A^2}{2g} + \frac{u_A}{g} = z_B + \frac{p_B}{\gamma} + \frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g}$$

$$H_A + \left(\frac{V_A^2}{2g} + \frac{u_A}{g} \right) = H_B + \left(\frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} \right)$$

b) Para el tramo 0-1

$$V_0 = 0 \text{ m/s}$$

$$V_1 = 1.67 \text{ m/s}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$K_e = 0.5$$

1.79

$$H_1 = 1.79 \text{ m.}$$

$$H_B = H_A + \left(\frac{V_A^2}{2g} + \frac{u_A}{g} \right) - \left(\frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} \right)$$

c) Para el tramo 1-2

$$V_1 = V_2$$

$$V_1 = 1.67 \text{ m/s}$$

$$V_2 = 1.67 \text{ m/s}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$f = 0.018$$

$$D = 0.0938 \text{ m.}$$

$$L_{1-2} = 451 \text{ m.}$$

$$\Delta Z_{1-2} = -14$$

$$H_B := H_A - \frac{V_B^2}{2g} - K_e \frac{V_B^2}{2g}$$

$$z_B + \frac{p_B}{\gamma} + \frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} = z_C + \frac{p_C}{\gamma} + \frac{V_C^2}{2g} + \frac{u_C}{g}$$

$$H_B + \left(\frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} \right) = H_C + \left(\frac{V_C^2}{2g} + \frac{u_C}{g} \right) \quad V_B = V_C$$



$$H_a: 5\% = 0.61 \quad 1.74$$

$$H_2 := 2.91 \text{ m.}$$

d) Para el tramo 2-3

$$V_2 := V_3:$$

$$V_2 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$V_3 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$g := 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$f := 0.018$$

$$D := 0.0938 \text{ m.}$$

$$L_{2-3} := 105 \text{ m.}$$

$$\Delta Z_{2-3} = -103$$

$$H_a: 5\% = 0.14 \quad 100.14$$

$$H_3 := 102.91 \text{ m.}$$

$$H_C = H_B - \Delta H_{B_C} \quad H_C := H_B - f \frac{L_1}{D} \frac{V^2}{2g}$$

e) Para el tramo 3-4

$$V_3 := V_4:$$

$$V_3 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$V_4 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$g := 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$f := 0.018$$

$$D := 0.0938 \text{ m.}$$

$$L_{3-4} := 842 \text{ m.}$$

$$\Delta Z_{3-4} = 17$$

$$H_a: 5\% = 1.14 \quad -39.90 \text{ H de bomba}$$

$$H_4 := 61.87 \text{ m.} \quad 35$$



x) Para el tramo 4-8

$$V_4 := V_8:$$

$$V_4 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$V_8 := 1.67 \text{ m/s}$$

$g:=$	9.81	m/s ²
$f:=$	0.018	
$D:=$	0.0938	m.
$L4-8:=$	100	m.
$\Delta Z 4-8=$	90	
$Ha: 5%=$	0.14	-92.72
$H8:=$	-30.98	m.

Con los datos calculados en cada punto se tiene la siguiente tabla:

1) Línea piezométrica Planta RH - Luisa

item	x	Z	H (+) bomba	Z+H+Bom	Nivel	H	Z+H	x'
1	0	4527	1.79	4529	4527	1.79	4529	0
2	200	4513	2.91	4530	4527	2.91	4530	200
3	200	4410	102.91	4630	4527	102.91	4630	200
4	780	4427	61.87	4589	4527	61.87	4589	780
Bomba	800	4517	96.87	4624	4527	-30.98	4496	780
8	800	4517	4.15	4531	4527	-30.98	4496	800
	1400				4527			1400

Tabla N° 14

En **Azul** se representa la línea de relleno Hidráulico con las cotas reales y distancias reales en una sección Longitudinal.

En **Rojo** se representa la línea piezométrica del sistema desde planta RH hasta Luisa, donde se aprecia que en el último punto (en la cota 4517) el $H = -30.98$ m., requiriendo una bomba para que el sistema funcione.

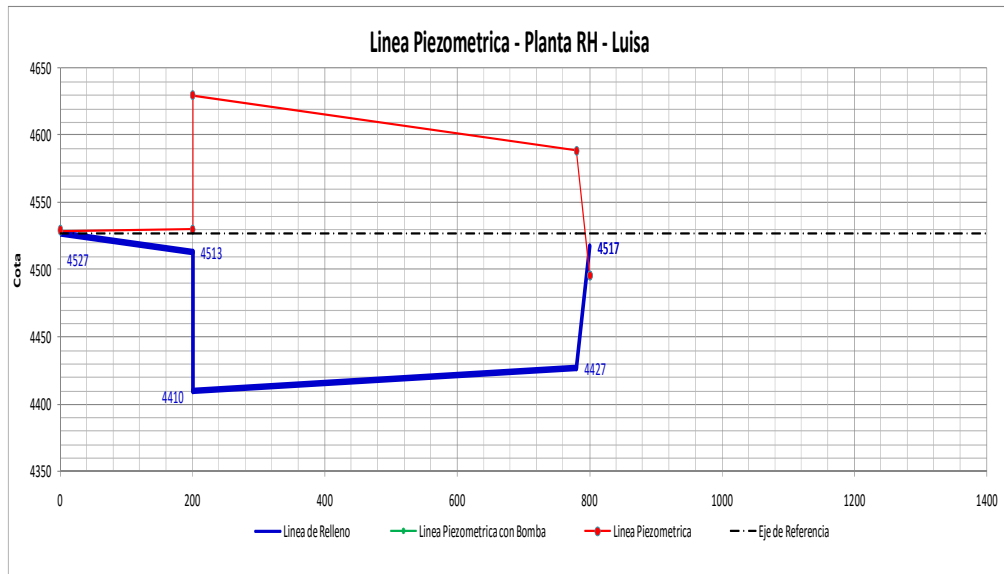


Fig. N° 32

En Verde se tiene la línea piezométrica con el incremento de una bomba en el punto 4. (Cota 4427), adicionándole un $H = 35$ m. al sistema, teniendo como resultado en el punto final un $H = 4.15$ m. haciendo factible el sistema, como indica el siguiente gráfico.

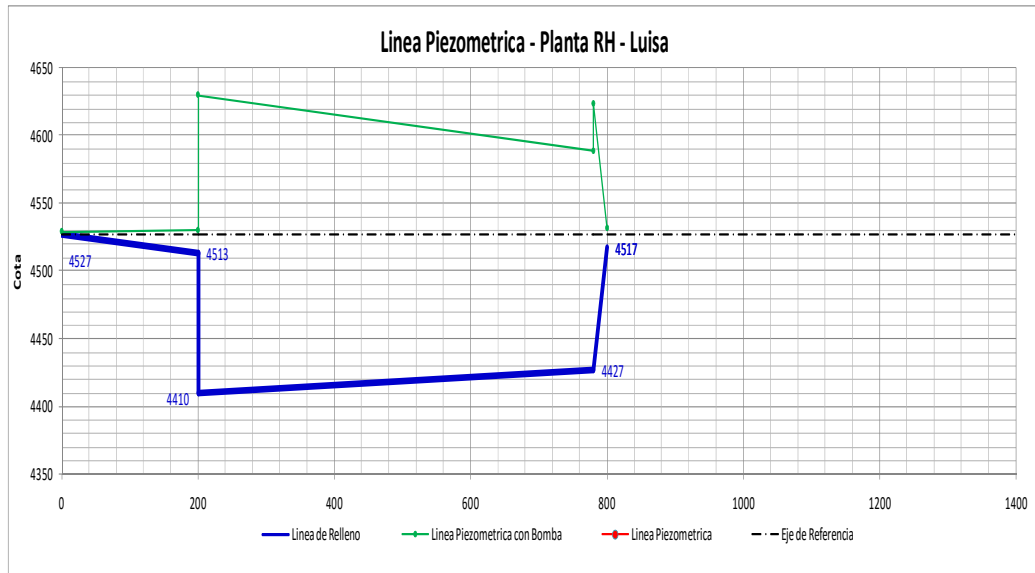


Fig. N° 33

b. Línea Piezométrica, Planta de RH – Yurika.

Para el gráfico de la línea; se consideraron los datos respectivos de cada punto, como son la longitud, cota y velocidad.

Se tiene:

2) Línea piezométrica Planta RH - Yurika

$$\text{Altura piezométrica en un punto genérico "i"} \quad H_i = z_i + \frac{p_i}{\gamma}$$

a) Para el Punto 0.

$$Z_0 = 2 \text{ m.}$$

$$H_0 = 2.0 \text{ m.}$$

$$z_A + \frac{p_A}{\gamma} + \frac{V_A^2}{2g} + \frac{u_A}{g} = z_B + \frac{p_B}{\gamma} + \frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g}$$

$$H_A + \left(\frac{V_A^2}{2g} + \frac{u_A}{g} \right) = H_B + \left(\frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} \right)$$

b) Para el tramo 0-1

$$V_0 := 0 \text{ m/s}$$

$$V_1 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$g := 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$K_e := 0.5$$

$$H_B = H_A + \left(\frac{V_A^2}{2g} + \frac{u_A}{g} \right) - \left(\frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} \right)$$

1.79

$$H_1 := 1.79 \text{ m.}$$

c) Para el tramo 1-2

$$V_1 := V_2:$$

$$V_1 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$V_2 := 1.67 \text{ m/s}$$

$$g := 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$f := 0.018$$

$$D := 0.0938 \text{ m.}$$

$$L_{1-2} := 451 \text{ m.}$$

$$\Delta Z_{1-2} := -14$$

$$H_B := H_A - \frac{V_B^2}{2g} - K_e \cdot \frac{V_B^2}{2g}$$

$$z_B + \frac{p_B}{\gamma} + \frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} = z_C + \frac{p_C}{\gamma} + \frac{V_C^2}{2g} + \frac{u_C}{g}$$

$$H_B + \left(\frac{V_B^2}{2g} + \frac{u_B}{g} \right) = H_C + \left(\frac{V_C^2}{2g} + \frac{u_C}{g} \right) \quad V_B = V_C$$



$$H_a: 5\% = 0.61 \quad 1.74$$

$$H_2 = 2.91 \text{ m.}$$

d) Para el tramo 2-3

$$V_2 = V_3:$$

$$V_2 = 1.67 \text{ m/s}$$

$$V_3 = 1.67 \text{ m/s}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$f = 0.018$$

$$D = 0.0938 \text{ m.}$$

$$L_{2-3} = 105 \text{ m.}$$

$$\Delta Z_{2-3} = -103$$

$$H_a: 5\% = 0.14 \quad 100.14$$

$$H_3 = 102.91 \text{ m.}$$

$$H_C = H_B - \Delta H_{B-C} \quad H_C := H_B - f \cdot \frac{L_1}{D} \cdot \frac{V^2}{2g}$$

e) Para el tramo 3-4

$$V_3 = V_4:$$

$$V_3 = 1.67 \text{ m/s}$$

$$V_4 = 1.67 \text{ m/s}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$f = 0.018$$

$$D = 0.0938 \text{ m.}$$

$$L_{3-4} = 842 \text{ m.}$$

$$\Delta Z_{3-4} = 17$$

$$H_a: 5\% = 1.14 \quad -39.90$$

$$H_4 = 61.87 \text{ m.}$$

f) Para el tramo 4-5

$$V_4 = V_5:$$



V4:=	1.67	m/s
V5:=	1.67	m/s
g:=	9.81	m/s ²
f:=	0.018	
D:=	0.0938	m.
L4-5:=	600	m.
ΔZ 4-5=	-49	
Ha: 5%=	0.82	32.68
H5:=	94.56	m.

g) Para el tramo 5-6

$$V5:= V6:$$

V5:=	1.67	m/s
V6:=	1.67	m/s
g:=	9.81	m/s ²
f:=	0.018	
D:=	0.0938	m.
L5-6:=	57	m.
ΔZ 5-6=	54	
Ha: 5%=	0.08	-55.55
H6:=	38.93	m.



h) Para el tramo 6-7

$$V6:= V7:$$

V6:=	1.67	m/s
V7:=	1.67	m/s
g:=	9.81	m/s ²
f:=	0.018	
D:=	0.0938	m.
L6-7:=	122	m.
ΔZ 6-7=	50	

$$H_a: 5\% = 0.17 \quad -53.32$$

$$H_7 = -14.55 \quad m.$$

Con los datos calculados en cada punto se tiene la siguiente tabla:

2) Línea piezométrica Planta RH- Yurika

item	x	Z	H (+) bomba	Z+H+Bom	Nivel Ref.	H	Z+H	x'
1	0	4527	1.79	4528.79	4527	1.79	4529	0
2	200	4513	2.91	4529.91	4527	2.91	4530	200
3	200	4410	102.91	4629.91	4527	102.91	4630	200
4	780	4427	61.87	4588.87	4527	61.87	4589	780
Bomba	780	4378	61.87	4588.87	4527	61.87	4589	780
5	1230	4378	94.56	4621.56	4527	94.56	4622	1230
6	1230	4432	39.01	4566.01	4527	38.93	4566	1230
Bomba	1235	4432	69.01	4596.01	4527	38.93	4566	1235
7	1330	4482	15.69	4542.69	4527	-14.55	4512	1330
	1400				4527			1400

Tabla N° 15

En **Azul** se representa la línea de relleno Hidráulico con las cotas reales y distancias reales en una sección Longitudinal.

En **Rojo** se representa la línea piezométrica del sistema desde planta RH hasta Luisa, donde se aprecia que en el último punto (en la cota 4482) el H= -14.55 m., requiriendo una bomba para que el sistema funcione.

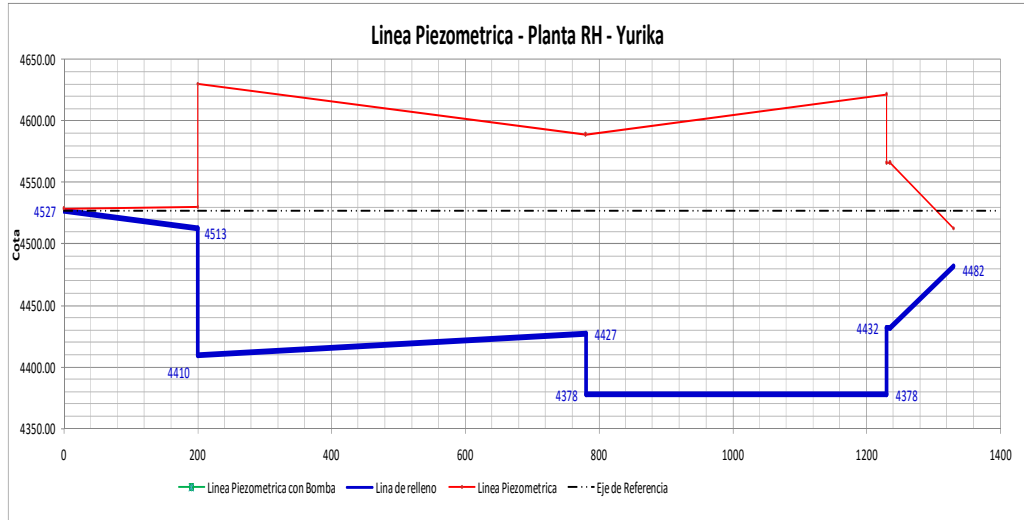


Fig. N° 34

En Verde se tiene la línea piezométrica con el incremento de una bomba en el punto 6. (Cota 4432), adicionándole un $H = 30$ m. al sistema, teniendo como resultado en el punto final un $H = 15.69$ m. haciendo factible el sistema, como indica el siguiente gráfico.

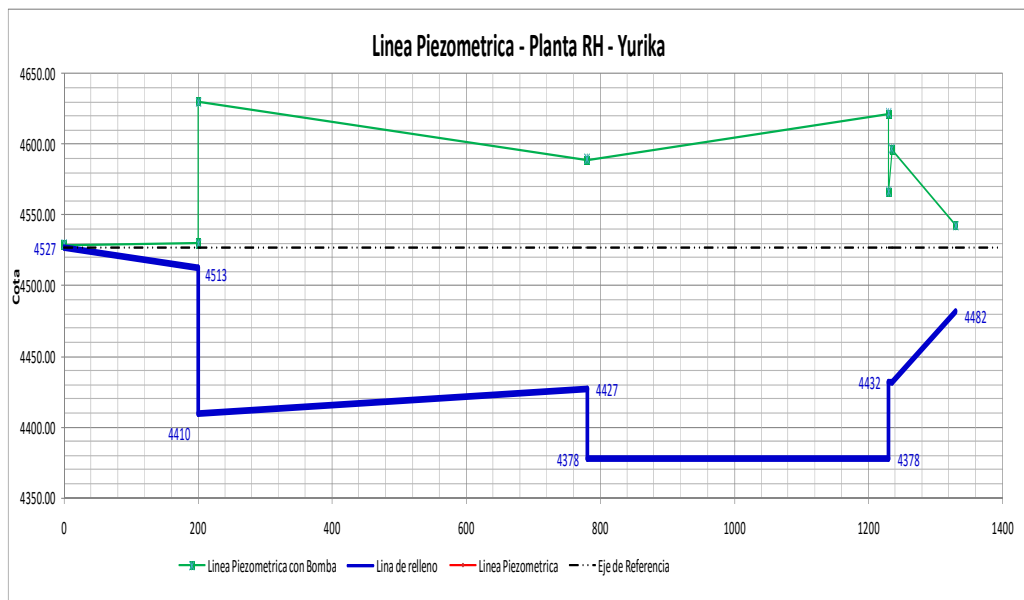


Fig. N° 35

Con los resultados obtenidos se concluye que:

- Se requiere dos bombas; una para la línea de Luisa y Otra para la línea de Yurika, las cuales, trabajaran independientemente, de acuerdo al grafico de las líneas piezométrica antes mencionadas.

c. Selección de Bomba:

Para el cálculo de selección; se consideró una bomba Denver SRL-C 5 x 4 x 14

la cual se comparara con la curva del sistema.

Punto De Operación Del Sistema De Bombeo Denver Srl-C 5 X 4 X 14

Altura dinámica total (m):

$$\text{ADT} = H \text{ geodésica} + H \text{ pérdida fricción} + H \text{ pérdida locales}$$

Perdidas locales (m) :

$$h_f = \frac{16 * K}{2 * g * \pi^2 * d^4} * Q^2$$

Perdidas por fricción (m) :

$$H = 10.6614 * \frac{Q^{1.85}}{C^{1.85}} * \frac{L}{D^{4.87}}$$



DATOS DEL SISTEMA :

Diametro interior tubería	4"	0.1016 m	
Longitud de tubería		2177.00 m	
Elevación		-45.00 m	
Gravedad		9.81 m/s ²	
Material de la tubería		Poliétileno	
Coefficiente de Hazen Williams		120	
K codo (4")		3.75	1.14
K válvula chek (4")		3.00	0.91

Codo 4"	Chek 4"
3	1

CURVA DEL SISTEMA : TRAMO 1

Caudal (Lt/s)	Caudal (m ³ /s)	Altura pérdidas locales (m)	Altura pérdidas fricción (m)	Altura geodesica (m)	ADT (m)
0	0.000	0.00	0.00	-45.00	-45.00
5	0.005	0.28	12.55	-45.00	-32.17
10	0.010	1.10	45.25	-45.00	1.35
15	0.015	2.49	95.80	-45.00	53.29
20	0.020	4.42	163.12	-45.00	122.54
25	0.025	6.91	246.49	-45.00	208.40
30	0.030	9.94	345.37	-45.00	310.32
35	0.035	13.54	459.35	-45.00	427.88
40	0.040	17.88	588.07	-45.00	560.75
45	0.045	22.38	731.24	-45.00	708.61
50	0.050	27.62	888.61	-45.00	871.23
55	0.055	33.43	1059.95	-45.00	1048.38
60	0.060	39.78	1245.07	-45.00	1239.85
65	0.065	46.69	1443.79	-45.00	1445.48
70	0.070	54.14	1655.95	-45.00	1665.09

Tabla N° 16

CURVA DE BOMBA DENVER SRL-C 5 x 4 x 14 :

Caudal (Lt/s)	Caudal (m ³ /s)	1580 RPM Altura Total (m)	1500 RPM Altura Total (m)	1400 RPM Altura Total (m)	1200 RPM Altura Total (m)	1000 RPM Altura Total (m)	800 RPM Altura Total (m)	600 RPM Altura Total (m)
0.63	0.000630902	49.4	44.8	39.3	29.6	21.3	14.3	8.2
3.15	0.00315451	49.1	44.5	39.0	29.3	21.0	14.0	7.9
6.31	0.006309021	48.8	44.2	38.7	29.0	20.7	13.7	7.6
9.46	0.009463531	48.5	43.9	38.4	28.7	20.4	13.4	7.3
12.62	0.012618042	48.2	43.6	38.1	28.3	20.1	13.1	7.0
15.77	0.015772552	47.7	43.1	37.6	27.9	19.7	12.6	6.6
18.93	0.018927063	47.2	42.7	37.2	27.4	19.2	12.2	6.1
22.08	0.022081573	46.5	41.9	36.4	26.7	18.4	11.4	5.3
25.24	0.025236084	45.7	41.1	35.7	25.9	17.7	10.7	4.6
28.39	0.028390594	45.0	40.4	34.9	25.1	16.9	9.9	3.8
31.55	0.031545104	44.2	39.6	34.1	24.4	16.2	9.1	3.0
34.70	0.034699615	43.1	38.6	33.1	23.3	15.1	8.1	2.0
37.85	0.037854125	42.1	37.5	32.0	22.3	14.0	7.0	0.9
41.01	0.041008636	40.8	36.3	30.8	21.0	12.8	5.8	-0.3
44.16	0.044163146	39.6	35.1	29.6	19.8	11.6	4.6	-1.5

Tabla N° 17



Punto de operación real del sistema con la bomba será:

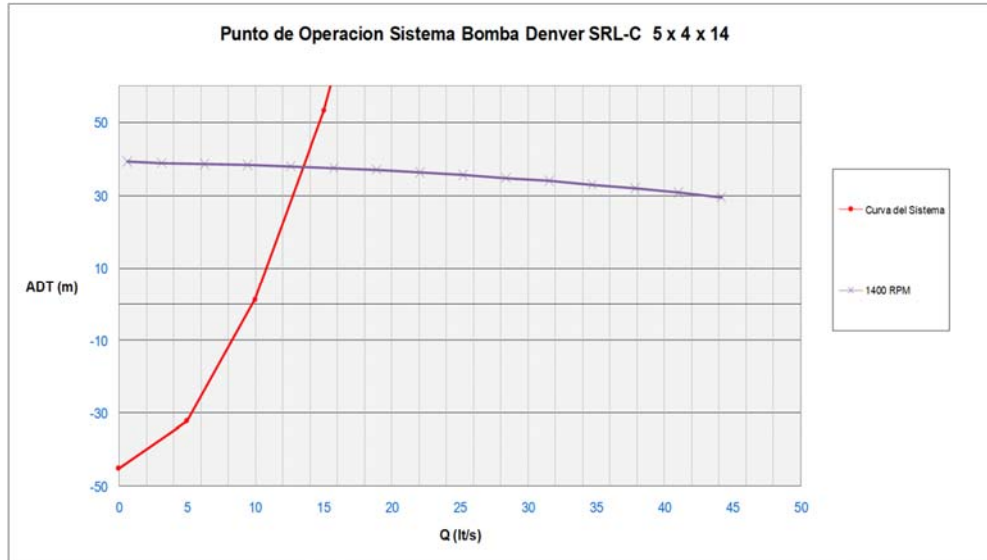


Fig. N° 36

De la intersección de la curva del sistema con las curvas de la bomba, se define que es factible el uso de la bomba, con una cabeza de 40 m. y un caudal de 13 l/s.

4.6.7. Costo de implementación del sistema de relleno.

a. Presupuesto resumido:

OBRA: Construcción de Planta de Relleno Hidráulico
 UBICACIÓN: Ranichico
 CLIENTE: Mina
 CONTRATISTA: Presupuesto Base

Item	Descripción	PRESUPUESTO
01.00.00.00	PRESUPUESTO DETALLADO OBRAS CIVILES Y METAL MECANICA	US\$ 74,911.30
02.00.00.00	PRESUPUESTO DE TANQUE AGITADOR Y ACCESORIOS	US\$ 35,250.00
03.00.00.00	PRESUPUESTO DE SISTEMA DE BOMBEO	US\$ 98,800.00
04.00.00.00	PRESUPUESTO DE EXCAVACIÓN	US\$ 199,381.00
TOTAL COSTO		US\$ 408,342.30

b. Presupuesto detallado:

- Presupuesto Obras Civiles y metal mecánica:

PRESUPUESTO DETALLADO OBRAS CIVILES Y METAL MECANICA

OBRA: Construcción de Planta de Relleno Hidráulico
 CONTRATISTA: Presupuesto Base

Item	Descripción	Metrado	M. Adicional	Total	Und	P.U.	SUB TOTAL	TOTAL
01.00.00.00	OBRAS PRELIMINARES							18,791.37
01.01.00.00	Traslado de Materiales Lima - Pallancata	5.00		5.00	VJE	2,158.27	10,791.37	
01.02.00.00	Traslado de Materiales Superficie - Interior Mina	1.00		1.00	GLB	3,000.00	3,000.00	
01.03.00.00	Traslado de equipos y herramientas	1.00		1.00	GLB	3,000.00	3,000.00	
01.04.00.00	Traslado de personal	1.00		1.00	GLB	2,000.00	2,000.00	
02.00.00.00	PLATAFORMA DE RECEPCION DE MATERIALES							13,808.58
02.01.00.00	Movimiento de tierras							507.00
02.01.01.00	Refine y nivelado del terreno	150.00		150.00	M2	3.38	507.00	
02.02.00.00	Obras de concreto armado							11,471.77
02.02.01.00	Concreto F'c=210 Kg/cm ²	81.25		81.25	M3	71.78	5,832.09	
02.02.02.00	Encofrado y desencofrado	85.20		85.20	M2	26.90	2,291.88	
02.02.03.00	Aero corrugado F y =4200 Kg/cm ²	1,947.94		1,947.94	KG	1.29	2,512.84	
02.02.04.00	Acabado en concreto	235.20		235.20	M2	3.55	834.96	
02.03.00.00	Obras metal mecánicas							1,829.80
02.03.01.00	Baranda metálica	332.69		332.69	KG	5.50	1,829.80	
03.00.00.00	POZA DE RECEPCION							13,826.51
03.01.00.00	Movimiento de tierras							295.07
03.01.01.00	Refine y nivelado del terreno	87.30		87.30	M2	3.38	295.07	
03.02.00.00	Obras de concreto armado							8,043.82
03.02.01.00	Concreto F'c=210 Kg/cm ²	37.45		37.45	M3	71.78	2,688.02	
03.02.02.00	Encofrado y desencofrado	71.82		71.82	M2	26.90	1,931.96	
03.02.03.00	Aero corrugado F y =4200 Kg/cm ²	2,216.26		2,216.26	KG	1.29	2,858.97	
03.02.04.00	Acabado en concreto	159.12		159.12	M2	3.55	564.88	
03.03.00.00	Obras metal mecánicas							5,487.61
03.03.01.00	Perfil L 4"x2"x3"16" (Para malla metálica de pase)	54.21		54.21	KG	5.50	298.14	
03.03.02.00	Malla metálica de pase	5.06		5.06	M2	105.00	531.30	
03.03.03.00	Angulo 3"x3"x3"8" (Para plataforma metálica)	346.58		346.58	KG	5.50	1,906.17	
03.03.04.00	Parrilla grating (Para plataforma metálica) 1 1/2"x3"8"	9.70		9.70	M2	160.00	1,552.00	
03.03.05.00	Escalera metálica	1.00		1.00	UND	1,200.00	1,200.00	
04.00.00.00	TANQUE AGITADOR Y SALA DE CONTROL							15,999.64
04.01.00.00	Movimiento de tierras							599.27
04.01.01.00	Refine y nivelado del terreno	177.30		177.30	M2	3.38	599.27	
04.02.00.00	Obras de concreto armado							6,772.24
04.02.01.00	Concreto F'c=210 Kg/cm ²	39.24		39.24	M3	71.78	2,816.85	
04.02.02.00	Encofrado y desencofrado	26.76		26.76	M2	26.90	719.84	
04.02.03.00	Aero corrugado F y =4200 Kg/cm ²	1,946.62		1,946.62	KG	1.29	2,511.13	
04.02.04.00	Acabado en concreto	204.06		204.06	M2	3.55	724.41	
04.03.00.00	Obras metal mecánicas							8,628.13
04.03.01.00	Viga WF 8"x24Lb/pe	1,125.18		1,125.18	KG	5.50	6,188.49	
04.03.02.00	Canal U 6x10.5Lb/pe	135.98		135.98	KG	5.50	747.90	
04.03.03.00	Parrilla grating para escalera y plataforma	5.00		5.00	M2	95.00	475.00	
04.03.04.00	Angulo de 1 1/2"x1 1/2"x3"16"	64.32		64.32	KG	5.50	353.76	
04.03.05.00	Baranda metálica 1 1/2"	156.91		156.91	KG	5.50	862.98	
COSTO DI RECTO								\$62,426.08
GASTOS GENERALES Y UTILIDAD (20%)								\$12,485.22
TOTAL PRESUPUESTO								\$74,911.30

- **Presupuesto tanque agitador y accesorios:**

PRESUPUESTO DE TANQUE AGITADOR Y ACCESORIOS

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	P.U.				Total Compra (\$)
001	Tanque agitador No 1 8'X8'	1.0		1	UND	22500.0		22,500
002	Motor de 30HP Para agitador	1.0		1	UND	8250.0		8,250
003	Accesorios varios	1.0		1	GLB	4500.0		4,500
TOTAL PRESUPUESTO SISTEMA DE BOMBEO								35,250.00

- **Presupuesto Sistema de bombeo:**

PRESUPUESTO DE SISTEMA DE BOMBEO

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	P.U.				Total Compra (\$)
001	Tubería HDPE RD 10 (4")	3600.0	m	8				28,800
002	Bomba Centrífuga 5x4x14 Denver, 40HP	3.0		20,000				60,000
003	Bomba Sumergible Grindex Master N, 10 HP	1.0		10,000				10,000
TOTAL PRESUPUESTO SISTEMA DE BOMBEO								98,800.00

TOTAL PRESUPUESTO CONSTRUCCIÓN Y SISTEMA DE BOMDEO								208,961.30
---	--	--	--	--	--	--	--	-------------------

- **Presupuesto de Excavación:**

PRESUPUESTO DE EXCAVACIÓN

Item	Descripción	A (m)	H (m)	Long. (m)	(m3)			Costo Avance (\$)
001	Plataforma de Recepcion de Materiales	6.0	4.0	24.5				58,261
002	Desquinche de Zona de descarga	3.1	6.0	18.0	167.4			20,088
003	Patio de Maniobras	4.0	7.0	24.0				68,592
004	Sala de Control	4.0	4.0	18.0	288.0			34,560
005	Poza de Contingencia	4.0	4.0	10.0				17,880
TOTAL PRESUPUESTO EXCAVACIÓN								199,381.00

GRAN TOTAL PROYECTO PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO								408,342.30
---	--	--	--	--	--	--	--	-------------------

4.7. Evaluación económica Relleno detrítico e hidráulico.

Se realiza una evaluación teniendo en consideración el tiempo de retorno de la inversión y ratio costo vs beneficio donde se puede apreciar el relleno hidráulico es menor el periodo de operación casi un año menor (10 meses) menos inversión en infraestructura, haciendo una tasa de retorno de 2.3% mayor al detrítico y 0.14 puntos en costo vs beneficio. Haciendo una mejor rentabilidad. Se adjunta los cálculos detallados en anexo.

Escenarios alternativos

Escenario 1. Relleno Detritico

Periodos Operación	53 meses	
Mineral	532,131 ton	
Capex		\$/t
-		
Infraestructura	\$11,865,750	22.30
Desarrollos	\$5,029,200	9.45
Presa Relaves	\$0	0.00
Desmontera	\$0	0.00
	\$16,894,950	31.75
Opex		
Preparaciones	\$1,576,500	2.96
Explotacion	\$43,985,729	82.66
	\$45,562,229	85.62
Valor de mineral		
250.52	\$133,308,428	250.5
MARGEN	\$70,851,249	133.1

TEA=	11.12%
TEM=	0.88%
VAN =	53,872,234
TIR =	10.9%
B/C =	2.03

Escenario 2. Relleno Hidraulico

Periodos Operación	43 meses	
Mineral	532,131 ton	
Capex		\$/t
Planta R. H.	902,124	1.70
Infraestructura	\$7,642,950	177743.02
Desarrollos	\$5,029,200	9.45
Presa Relaves	\$0	0.00
Desmontera	\$0	0.00
	\$13,574,274	25.51
Opex		
Preparaciones	\$1,485,000	2.79
Explotacion	\$43,968,984	82.63
	\$45,453,984	85.42
Valor de mineral		
250.52	\$133,308,428	250.5
MARGEN	\$74,280,170	139.6

TEA=	11.12%
TEM=	0.88%
VAN =	58,989,948
TIR =	13.2%
B/C =	2.17

4.8. Resultados y Discusiones:

4.8.1 Resultados:



a. Flujo de relleno y Abastecimiento de agua y relave:

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR
CAPACIDAD DE RELLENO	m ³ /día	600
RELAVE ALIMENTADO A PLANTA	t/día	725
Nº VIAJES	viaje /día	35
Hr SCOOP	h/día	9
REQUERIMIENTO AGUA	m ³ /día	311

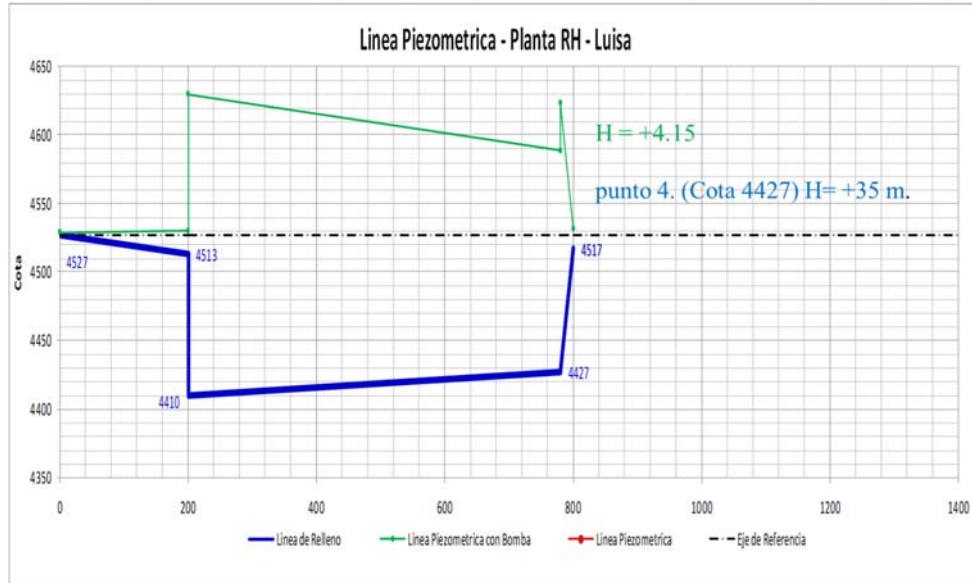
b. Abastecimiento de agua y relave:

DESCRIPCION	SIMBOLOGIA	UNIDAD	VALOR
VELOCIDAD LIMITE	VL	m/s	1.67
COEFICIENTE UNIFORMIDAD	Cu		3.71
VELOCIDAD PERCOLACION	VP	mm/s	87
POTENCIA DE LA BOMBA	BHP	HP	16.93
ALTURA CABEZA DINAMICA	ADT	m	40
CAUDAL BOMBA	Q	l/s	13

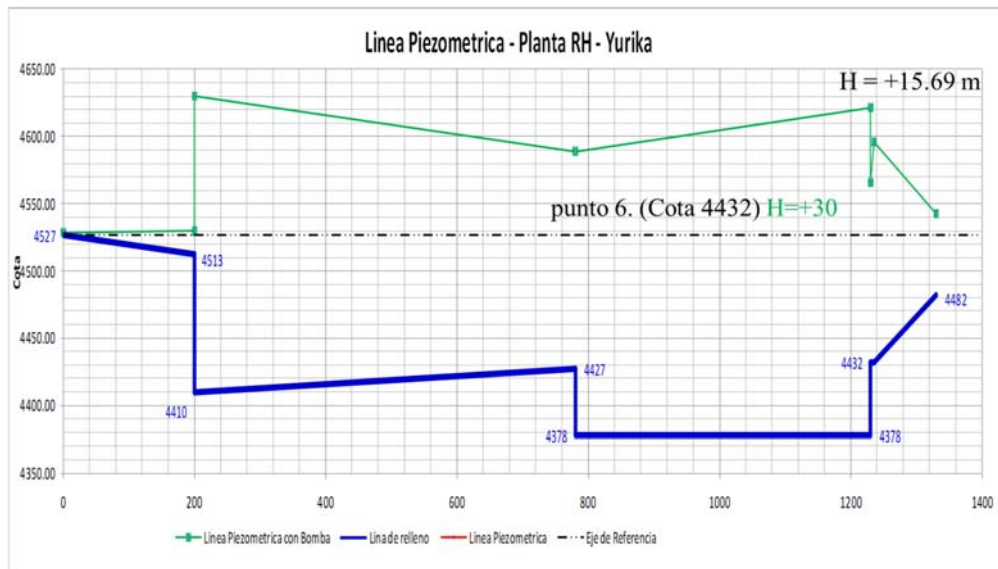
c. Del Sistema y del tanque agitador:

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR
TUBERIA HDPE	in	4
LONGITUD DE TUBERIA	ft	7,142
ANCHO TANQUE AGITADOR	ft	8
ALTURA TANQUE AGITADOR	ft	8
MOTOR AGITADOR	HP	30

d. Línea Piezométrica Luisa:



e. Línea Piezométrica Yurika:



f. Evaluación económica de relleno detrítico e hidráulico:



Escenario 1 Relleno Detritico	
MARGEN	\$70,851,249

Escenario 2 Relleno HidraulicoDetritico	
MARGEN	\$74,280,170

TEA=	11.12%
TEM=	0.88%
VAN =	53,872,234
TIR =	10.9%
B/C =	2.03

TEA=	11.12%
TEM=	0.88%
VAN =	58,989,948
TIR =	13.2%
B/C =	2.17

4.8.2 Discusiones:

De los resultados obtenidos:

a. Flujo de relleno y Abastecimiento de agua y relave:

- La velocidad de percolación es entre 40 a 200, Coeficiente de uniformidad < 4 están dentro de los parámetros que aplican las minas como poderosa y Cerro de Pasco. En Pallancata tenemos parámetros de comparación.
- En el resultado del flujo de relleno y abastecimiento de agua y relave, se tiene una capacidad de 600 m³/día y de acuerdo a las metas físicas del año 2014 para 12 tajos en producción requeriremos 560 m³/día el cual es un 93% de la capacidad total.
- El relave alimentado por planta es de 725 m³/día haciendo un total 35 viajes/día desde Selene a la planta RH, se requiere 10 Hr/día de Scoop de 6 Yd³ el cual luego apoyara en carguío, mantenimiento de vías, etc.
- Se garantiza el abastecimiento de relave con flota de volquetes que lleven mineral retornar con relave y el Scoop está disponible, para el agua tenemos capacidad de 340m³ de un tanque construido en interior mina, cubriendo el requerimiento de 311 m³/día.

b. Abastecimiento de agua y relave:

- Para el abastecimiento de agua y relave la velocidad límite obtenida es de 1.67 m/s, el coeficiente de uniformidad es de 3.71 la velocidad de percolación, 87 mm/hr que se encuentra en los rangos de 40 a 200 que son óptimos para un relleno hidráulico.



- Para el sistema de acurdo a los cálculos se obtuvo una bomba de 17 HP con una cabeza dinámica (ADT) de 40 m y un caudal de 13 l/s.

c. Del Sistema y del tanque agitador:

- Para el tanque agitador un de 8' (2.40m) x 8' (2.40m) un motor agitador de 30 HP.
- Para todo el sistema se requiere 2,177m de tubería de diámetro de 4" de tipo HDPE.

d. Línea Piezométrica Luisa:

En **Rojo** se representa la línea piezométrica del sistema desde planta RH hasta Luisa, donde se aprecia que en el último punto (en la cota 4517) el $H = -30.98$ m., requiriendo una bomba para que el sistema funcione.

En **Verde** se tiene la línea piezométrica con el incremento de una bomba en el punto 4. (Cota 4427), adicionándole un $H = 35$ m. al sistema, teniendo como resultado en el punto final un $H = 4.15$ m. haciendo factible el sistema.

e. Línea Piezométrica Yurika:

En **Rojo** se representa la línea piezométrica del sistema desde planta RH hasta Luisa, donde se aprecia que en el último punto (en la cota 4482) el $H = -14.55$ m., requiriendo una bomba para que el sistema funcione.

En **Verde** se tiene la línea piezométrica con el incremento de una bomba en el punto 6. (Cota 4432), adicionándole un $H = 30$ m. al sistema, teniendo como resultado en el punto final un $H = 15.69$ m. haciendo factible el sistema.



f. Evaluación económica de relleno detrítico e hidráulico:

La comparación entre el relleno detrítico e hidráulico en tiempo menor en 11 meses. y en la recuperación de la inversión aproximadamente en 4 millones, y en beneficio vs costo de 2.17.



CONCLUSIONES

1. El diseño de la planta de Relleno Hidráulico en la zona de Ranichico contará con una capacidad de 50 m³/hr.; en cual permitirá rellenar progresivamente hasta 600 m³/día cumpliendo con las necesidades que se tenía de 560 m³/día por 12 de producción
2. El relleno hidráulico permitirá reducir los pasivos ambientales en un total de 600 m³/día, aproximadamente 150,000 m³ durante los años del minado, generados por el tratamiento de mineral (relave).
3. En el sistema de relleno en los tajos se usará tubería de HDPE 4" de diámetro, de acuerdo al estudio de la línea piezométrica en la zona de Yurika y Luisa se requerirán bombas para poder cumplir con el objetivo.
4. La implementación del sistema de relleno tendrá un costo total de inversión es de \$ 408, 342.30 incluyendo obras civiles, Tanque agitador y Accesorios, todo el Sistema de bombeo, presupuesto de excavación, para ello se realizó un estudio comparativo del minado con relleno detrítico e hidráulico dando como resultado costo vs beneficio de 2.17 haciendo viable el proyecto, reduciendo el tiempo de minado en 11 meses.



RECOMENDACIONES

1. Tomando en consideración los estudios realizados es factible instalar una planta de relleno hidráulico en interior mina, tomando como principio fundamental la polución si se realizara en superficie.
2. La implementación del sistema de relleno hidráulico optimizará el ciclo de minado y con ello el tiempo de recuperación de la inversión y la extracción de las reservas teniendo en cuenta que permitirá aumentar el aporte de mineral de alta ley con ello la recuperación de finos.
3. Al implementar el relleno hidráulico estaremos reduciendo la cantidad de relave y con ello se reduce el daño al medio ambiente y el costo de cierre de mina.
4. Se debe continuar realizando los estudios para optimizar el ciclo de producción ya que ello nos permitirá reducir el costo de producción.



REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

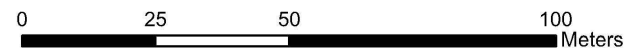
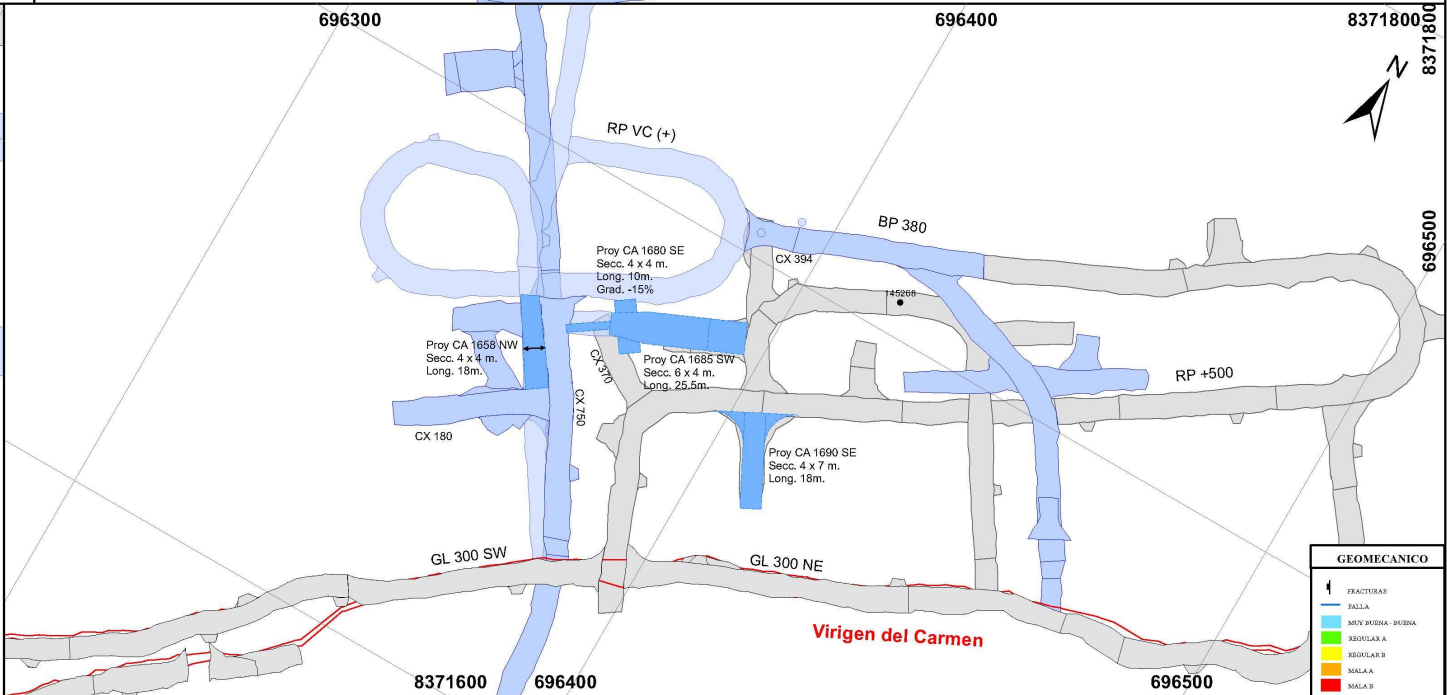
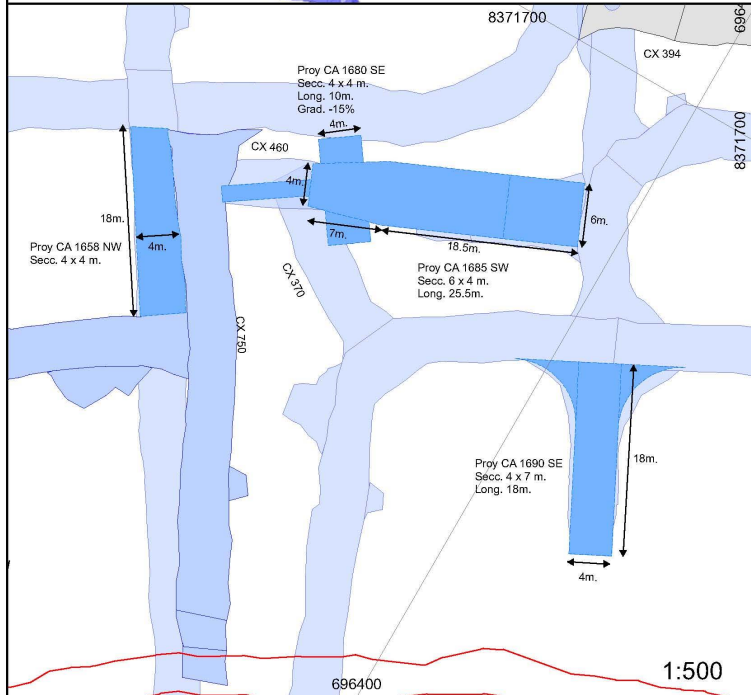
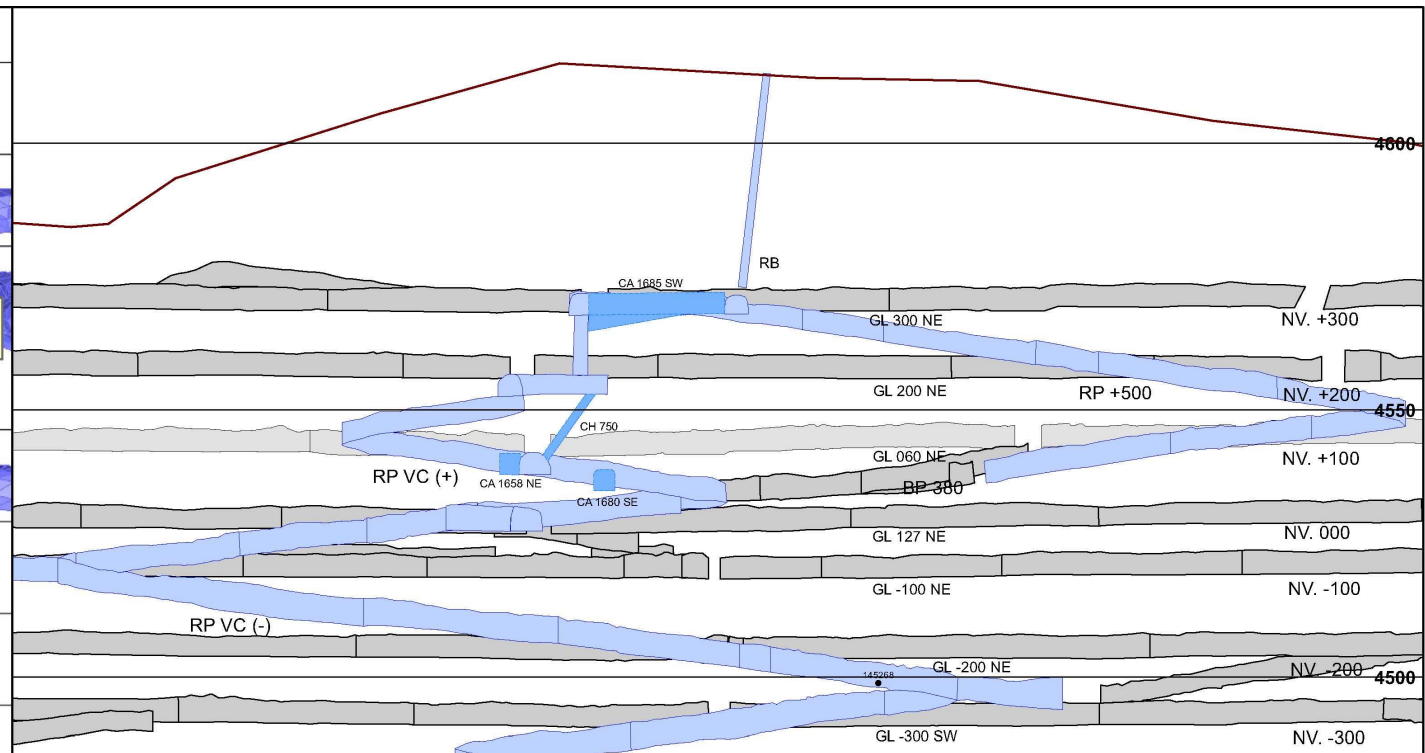
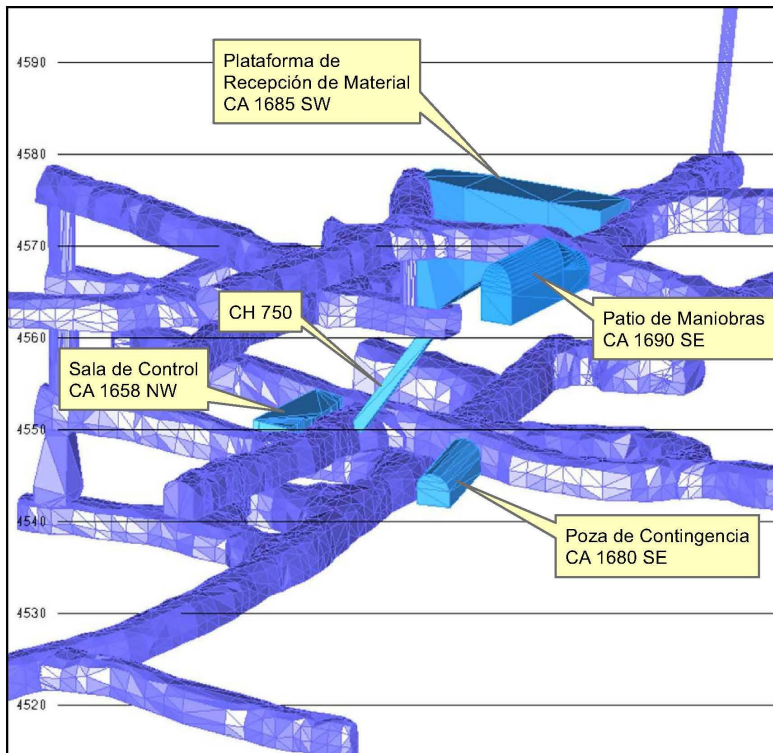
1. MEM, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en minería D.S. N° 055-2010- EM.
2. Z. T. Bieniawski, A.I.M.E. Underground Mining Methods Handbook., Volumen I, 1977.
3. Calvin J. Konya. Diseño de voladuras” 1° Edición. Diciembre 1998.
4. Compañía Minera Hochschild Mining. Informes internos 2013-2014.
5. Howard L. Hartman. Introductory Mining Engineering Edit. John Wiley & Sons. New York. 1987.
6. Howard L. Hartman. Mine ventilation and air Conditioning 3°Edit. John Wiley & Sons. New York. 1997.
7. López Jimeno, Carlos. Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión. Edición, Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid 1997.
8. Mott Robert L., Mecánica de Fluidos, 6ta edición, México 2006
9. Ville Roitto, Slurry flows in metallurgical process engineering – Development of tools and guidelines, 2014
10. Davila M. David, Geología del cuadrángulo de Pacapausa 30 p, 1991



11. Warman, Slurry Pump Handbook, February 2009.
12. Lázaro Wilder Huamán Montes, Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena de Compañía Minera Poderosa S.A., 2007.
13. La Quinta Montaña Inversiones, Proyecto Planta de Relleno Hidráulico zona Pallancata Oeste mina pallancata, julio -2012.
14. William A. Hustrulid, Underground Mining Methods, 2001



ANEXOS

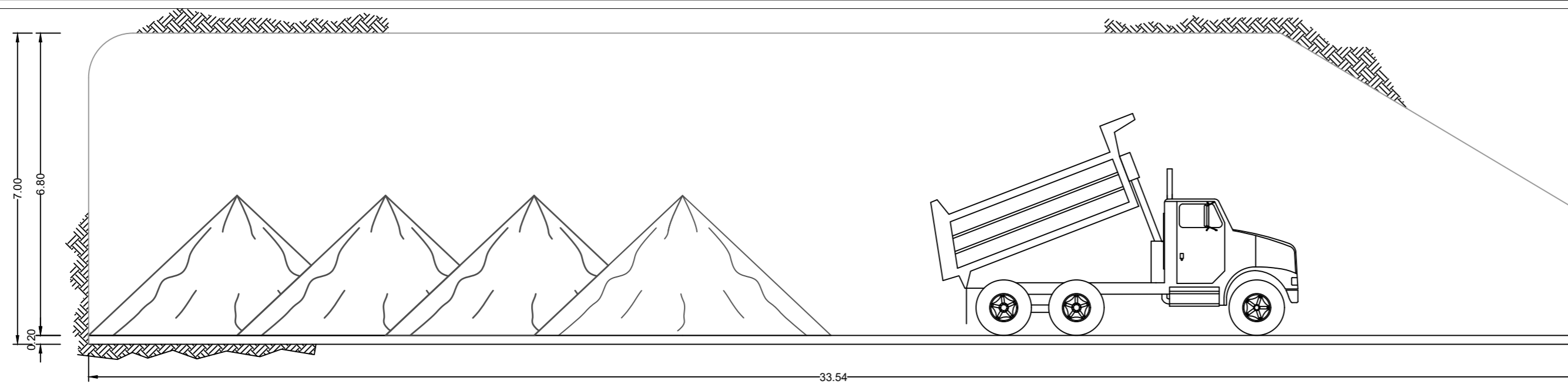


Diseño: NIRH	UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA	ESCALA: 1/100
Revisado: J. Luna	FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL	FECHA: Nov 2013
APROBADO: W. Leyva	ESCUOLA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS	ARCHIVO
PROYECTO PLANTA DE RELLENO		
PLANO GENERAL		

GEOMECANICO

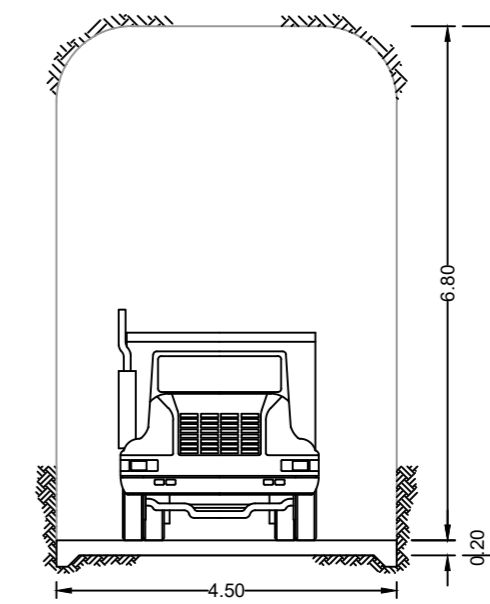
- FRACTURAS
- FALLA
- MOV. BUZIA - BUZIA
- REGULAR A
- REGULAR B
- MALAA
- MALAB





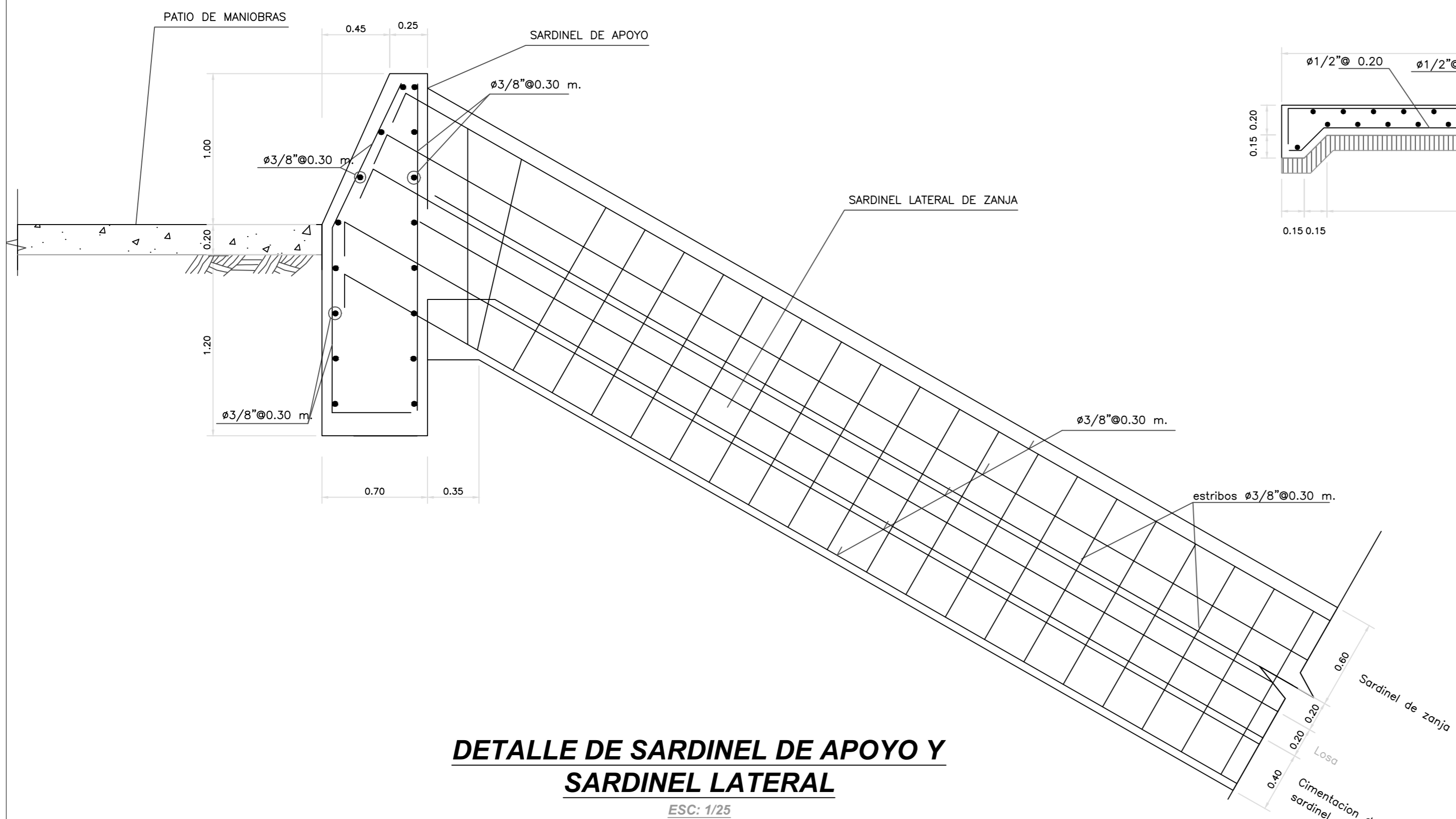
VISTA LATERAL - PATIO DE MANIOBRAS

ESC: 1/25



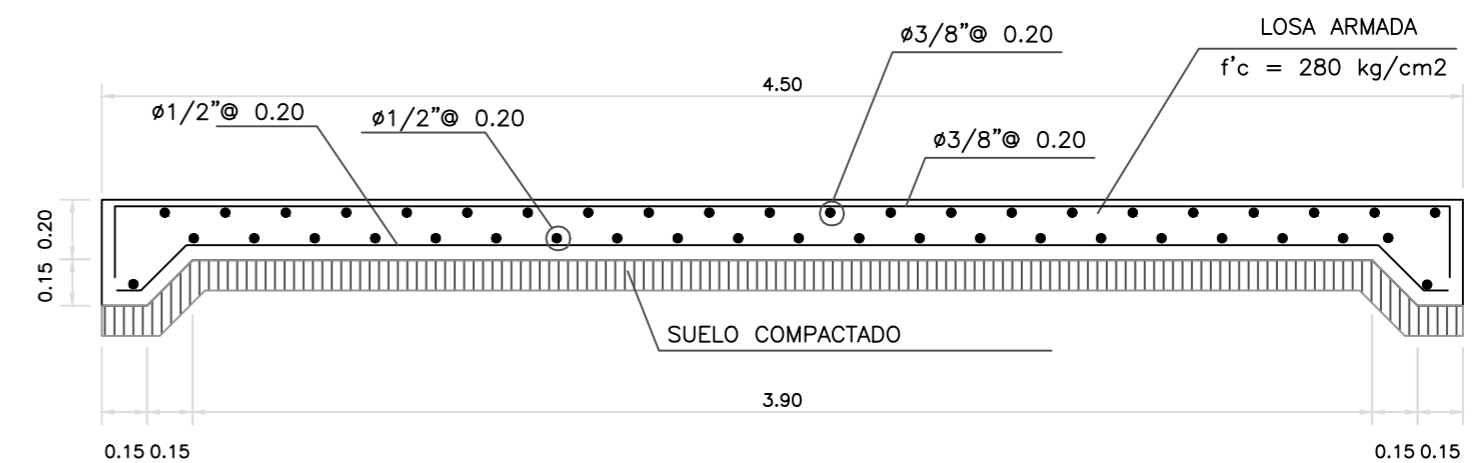
VISTA FRONTAL - PATIO DE MANIOBRAS

ESC: 1/25



DETALLE DE SARDINEL DE APOYO Y SARDINEL LATERAL


ESC: 1/25



DETALLE DE LOSA

ESC: 1/25

REV.	DESCRIPCIÓN DE REVISIÓN	FECHA	DISEÑO	DIBUJO	REVISIÓN	APROBADO	PLANO No.

	UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA	
	FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL	
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
PROYECTO: PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO RANICHICO	ARCHIVO: PLANTA_RH_MINA	ESCALA: 1/100
DIBUJO: NIRH REV.: NIRH APROBADO: W. Leyva	PLANO N°:	RH-MINA - 12

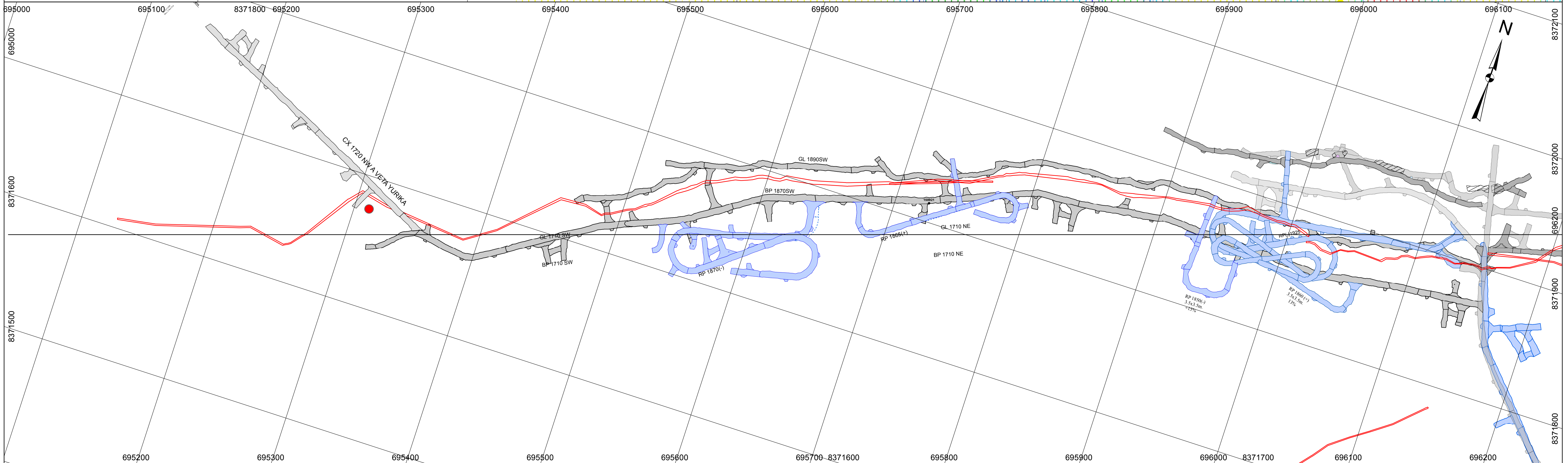
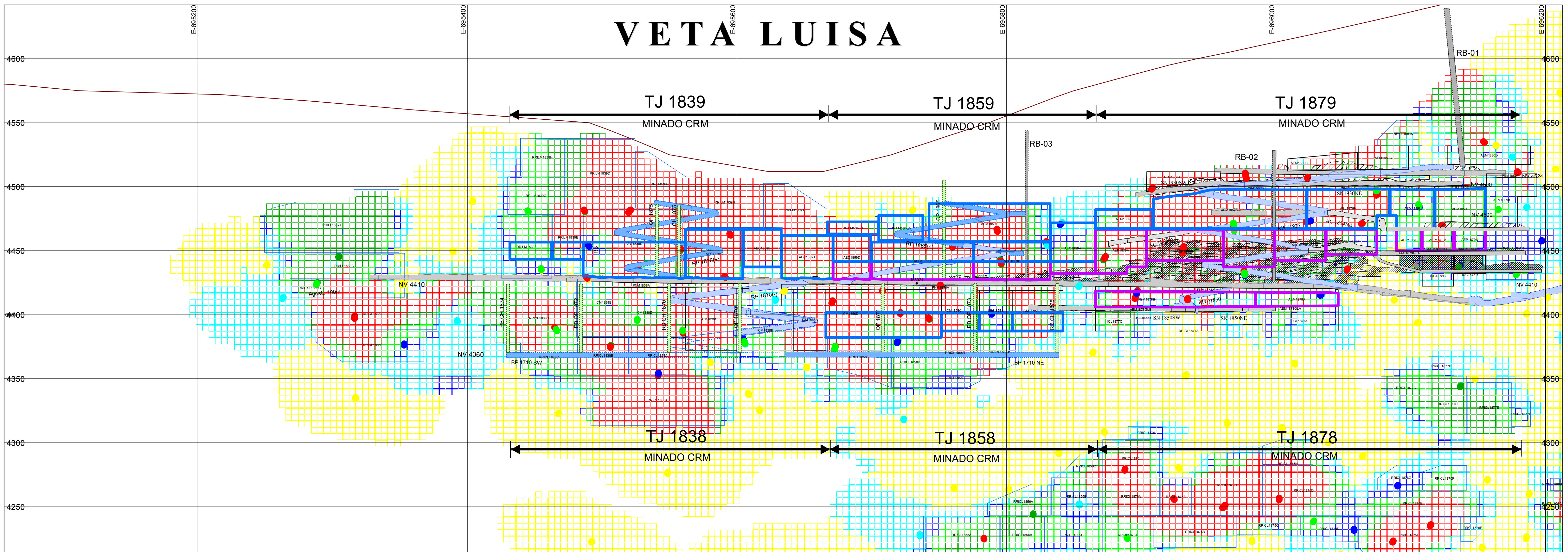
ESCENARIO 1
EXPLOTACION DE RANICHICO CON RELLENO DETRITICO

LABOR	Seccion	Precio (US.\$/m)	CRM 1																	
			Longitud (m)		Costo		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12	Mes 13	Mes 14
			Mineral	Esteril	Total(US.\$)	US.\$/Ton														
1. INFRAESTRUCTURA CON RELLENO DETRITICO																				
Crucero	4.5 x 4.5	2100		120	252,000		50	70												
Rampa(-)	4.5 x 4.5	2100		1727	3,626,700		60	80	100	100	100	170	110	110	110	110	110	150	100	100
Refugio	2.1 x 2.5	1650		132	217,800		5	5	5	8	9	11	14	14	11	8	8	7	8	8
Camara	4.0 x 4.0	2100		195	409,500		0	20	15	45	0	0	15	15	40	15	0	0	15	15
Ventana	4.0 x 4.0	2100		153	321,300		0	0	0	27	0	0	30	27	15	12	0	12		
By Pass	4.5 x 4.5	2100		980	2,058,000		0	0	40	60	60	60	140	120	0	80	80	90	80	80
Raise borer		2100		955	2,005,500		135	160	140	150	0	70	60	70	70	0	0	0		50
Rampa Operativa	3.5 x 3.5	1650		840	1,386,000					40	60	60	60	140	160	100	100	120		
Acceso	3.5 x 3.5	1650		575	948,750							40	30	0	130	75	75	75		75
Camara	3.5 x 3.5	1650		388	640,200		0	0	50	10	0	0	43	43	95	67	24	8		24
Total Desarrollos				6065	11,865,750															
2. DESARROLLOS																				
Refugio	2.1 x 2.5	1650		153	252,450		0	6	11	12	18	17	9	12	12	9	6	6	6	6
Galeria	3.5 x 3.5	1650		2895	4,776,750		0	70	255	240	380	330	190	250	240	190	120	130	80	80
Total Desarrollos				3048	5,029,200															
3. PREPARACIONES																				
Basculante	3.00x3.00	1650		0	0								15	15	15	30	60	35	60	
Ore Pass	1.50x1.50	1200		280	336,000															
Chimenea	1.50x1.50	1200		340	408,000				30	30			60	30	30	30	30	30	20	
Cx OP	1.50x2.10	1500		240	360,000												6	6	6	6
Labor ctrl.	3.5 x 4.0	2100		225	472,500		10	20	15	15	15	20	15	15	15	20	15	20		
Total Preparaciones				1085	1,576,500															
3. EXPLOTACION																				
Gestión Geológica - USS/tme	2.23	82.66	532,131		43,985,729															
Mina - USS/tme	28.80	82.66																		
Operación Mina	11.71	82.66																		
Explotación - USS/tme	9.57	82.66																		
Preparaciones - USS/tme	2.14	82.66																		
Servicios Generales	14.14	82.66																		
Transporte de Mineral - USS/tme	6.49	82.66																		
Canchas - USS/tme	0.79	82.66																		
Relleno - USS/tme	4.63	82.66																		
Sistema de ventilación - USS/tme	0.03	82.66																		
Bombeo de agua mina - USS/tme	0.30	82.66																		
Suministro de Agua - USS/tme	0.47	82.66																		
Sistema de Aire Comprimido - USS/tme	0.48	82.66																		
Mantenimiento de Labores - USS/tme	0.95	82.66																		
Gastos Generales de Mina (sin regalías)	5.87	82.66																		
Vigencias	0.21	82.66																		
Distribución a Proyectos	-3.13	82.66																		
Planta - USS/tmt (Proces+Toll Fee)	15.70	82.66																		
Servicios Generales - USS/tm (+peaje, Alq)	18.99	82.66																		
Gastos Adm Mina - USS/tmt	16.93	82.66																		
Total Explotación		82.66	82.66		43,985,729	82.66	\$542,925	\$867,825	\$1,215,000	\$1,344,375	\$1,174,050	\$1,444,050	\$1,437,075	\$1,524,225	\$1,665,375	\$1,345,725	\$1,644,742	\$2,416,334	\$1,794,434	\$1,959,584
* Costo operativo					45,562,229	85.62														
Costo de Operación Mina (explot + prep)					45,562,229	85.62														
Costo Capex (Desarrollo + Infraestructura)					16,894,950	31.75														
Costo Total Minado					62,457,179	117.37														
*Ingresos por valor de mineral																				
Valor de mineral					133,308,428	250.52	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$0	\$1,753,626	\$3,507,253	\$3,507,253	\$3,507,253
Costo Total de Operación Mina					70,851,249	133.15	\$542,925	\$867,825	\$1,215,000	\$1,344,375	\$1,174,050	\$1,444,050	\$1,437,075	\$1,524,225	\$1,665,375	\$1,345,725	\$108,884	\$1,090,919	\$1,712,819	\$1,547,669

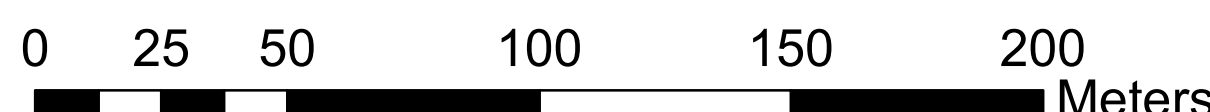
TEA	11.12%	
TEM	0.88%	
VAN =	53,872,234	Valor actual neto Tasa interna de retorno Relación beneficio/costo
TIR =	10.93%	
B/C =	2.03	

	147923	144423	140923	137423
		119655	116155	112655
	83953	80453	76953	73453
		62239	58739	55239

VETA LUISA



LEYENDA (M/PD)		LEYENDA		LEYENDA	
Color	Valor (S/L)	LEYENDA	LEYENDA	LEYENDA	LEYENDA
Yellow	0.0 - 26.7	RESERVAS	EXPLOTACION 2013	Avances 2013	Preparacion
Light Blue	26.7 - 64.7	RESERVAS	EXPLOTACION 2014	Infraestructura Operacion	Preparacion Capex
Green	64.7 - 80.3	RECURSOS		Infraestructura Recursos	Desarrollo
Dark Green	80.3 - 120.4				
Light Green	120.4 - 160.5				
Dark Green	160.5 - 267.356				
Red	> 267.356				



MINERA SUYAMARCA- UNIDAD. OP. PALLANCATA	ESCALA: 1:1,500
DISEÑO: N. HUAMAN P	FECHA: NOVIEMBRE 2013
REVISADO: A. PONTE C	ARCHIVO:
APROBADO: W. LEYVA B.	LAMINA : 01



**ENSAYO DE CORTE DIRECTO
NTP 339,171**

Solicitante : CIA. MINERA ARES S.A.C.	Expediente : 13-224
Proyecto : RELLENO EN PASTA-UO PALLANCATA	
Muestra : RELAVE CON ADICION DE ADITIVO SIKA Profundidad: -----	Fecha : 17-Jul-2013

CARACTERÍSTICAS DE LOS ESPECIMENES				
Tipo de muestra		REMOLDEADA		
Peso esp. sólidos	G_s	2.61		
Espécimen		1	2	3
Diámetro	cm	6.35	6.35	6.35
Altura	cm	1.90	1.90	1.90
Humedad inicial	w (%)	18.54	18.34	18.39
Humedad final	w (%)	27.30	26.04	26.47
Saturación inicial	S_r (%)	62.86	62.43	62.54
Saturación final	S_r (%)	92.60	88.66	90.03
Relación de vacíos	e	0.77	0.77	0.77
Porosidad	n	0.43	0.43	0.43
Densidad inicial	g/cm ³	1.75	1.75	1.75
Densidad seca	g/cm ³	1.47	1.48	1.48
Esfuerzo Normal	kg/cm ²	1.00	2.00	4.00

MANUEL A. OLCESE FRANZERO
Ingeniero Civil CIP 12969
Jefe del Laboratorio

**ENSAYO DE CORTE DIRECTO
NTP 339,171**

Solicitante : CIA. MINERA ARES S.A.C.	Expediente : 13-224
Proyecto : RELLENO EN PASTA-UO PALLANCATA	
Muestra : RELAVE CON ADICION DE ADITIVO SIK. Profundidad: -----	Fecha : 17-Jul-2013

Espécimen 1

Esfuerzo Normal: 1.00 kg/cm²

ΔH cm	τ kg/cm ²	ΔV mm
0.00	0.00	0.00
0.01	0.23	0.02
0.02	0.64	0.02
0.04	0.83	-0.03
0.06	0.89	-0.10
0.08	0.93	-0.16
0.10	0.93	-0.21
0.13	0.92	-0.28
0.15	0.87	-0.32
0.18	0.82	-0.35
0.20	0.79	-0.35
0.23	0.78	-0.35
0.25	0.78	-0.36
0.28	0.78	-0.35
0.30	0.78	-0.35
0.33	0.78	-0.34
0.35	0.78	-0.32
0.38	0.78	-0.30
0.40	0.78	-0.29
0.43	0.78	-0.26
0.45	0.78	-0.26
0.48	0.77	-0.26

Espécimen 2

Esfuerzo Normal: 2.00 kg/cm²

ΔH cm	τ kg/cm ²	ΔV mm
0.00	0.00	0.00
0.01	0.54	0.02
0.02	0.91	0.02
0.04	1.35	0.02
0.06	1.50	0.00
0.08	1.58	-0.04
0.10	1.60	-0.06
0.13	1.60	-0.11
0.15	1.57	-0.12
0.18	1.53	-0.14
0.20	1.52	-0.14
0.23	1.52	-0.14
0.25	1.52	-0.14
0.28	1.52	-0.14
0.30	1.52	-0.14
0.33	1.51	-0.14
0.35	1.51	-0.14
0.38	1.51	-0.14
0.40	1.51	-0.14
0.43	1.51	-0.14
0.45	1.51	-0.14
0.48	1.51	-0.14

Espécimen 3

Esfuerzo Normal: 4.00 kg/cm²

ΔH cm	τ kg/cm ²	ΔV mm
0.00	0.00	0.00
0.01	0.84	0.04
0.02	1.21	0.07
0.04	1.47	0.08
0.06	1.85	0.09
0.08	2.18	0.09
0.10	2.57	0.09
0.13	2.83	0.06
0.15	3.01	0.04
0.18	3.08	0.01
0.20	3.11	0.00
0.23	3.11	-0.01
0.25	3.06	-0.02
0.28	2.99	-0.02
0.30	2.89	-0.02
0.33	2.86	-0.01
0.35	2.85	0.00
0.38	2.85	0.01
0.40	2.85	0.02
0.43	2.85	0.04
0.45	2.84	0.06
0.48	2.84	0.08

Nota: ΔH = Deformación horizontal.
 τ = Esfuerzo cortante nominal.
 ΔV = Deformación vertical.

MANUEL A. OLCESE FRANZERO
Ingeniero Civil CIP 12969
Jefe del Laboratorio

ENSAYO DE CORTE DIRECTO NTP 339,171

Solicitante : CIA. MINERA ARES S.A.C.	Expediente : 13-224
Proyecto : RELLENO EN PASTA-UO PALLANCATA	
Muestra : RELAVE CON ADICION DE ADITIVO SIKAFLOPROFUNDIDAD: -----	Fecha : 17-Jul-2013

Especímen 1

Esfuerzo Normal: 1.00 kg/cm²

ΔH cm	τ kg/cm ²	ΔV mm
0.50	0.77	-0.25
0.53	0.77	-0.25
0.55	0.77	-0.25
0.60	0.77	-0.25
0.65	0.77	-0.25
0.70	0.77	-0.25

Especímen 2

Esfuerzo Normal: 2.00 kg/cm²

ΔH cm	τ kg/cm ²	ΔV mm
0.50	1.51	-0.14
0.53	1.51	-0.14
0.55	1.51	-0.14
0.60	1.51	-0.14
0.65	1.51	-0.14
0.70	1.51	-0.14

Especímen 3

Esfuerzo Normal: 4.00 kg/cm²

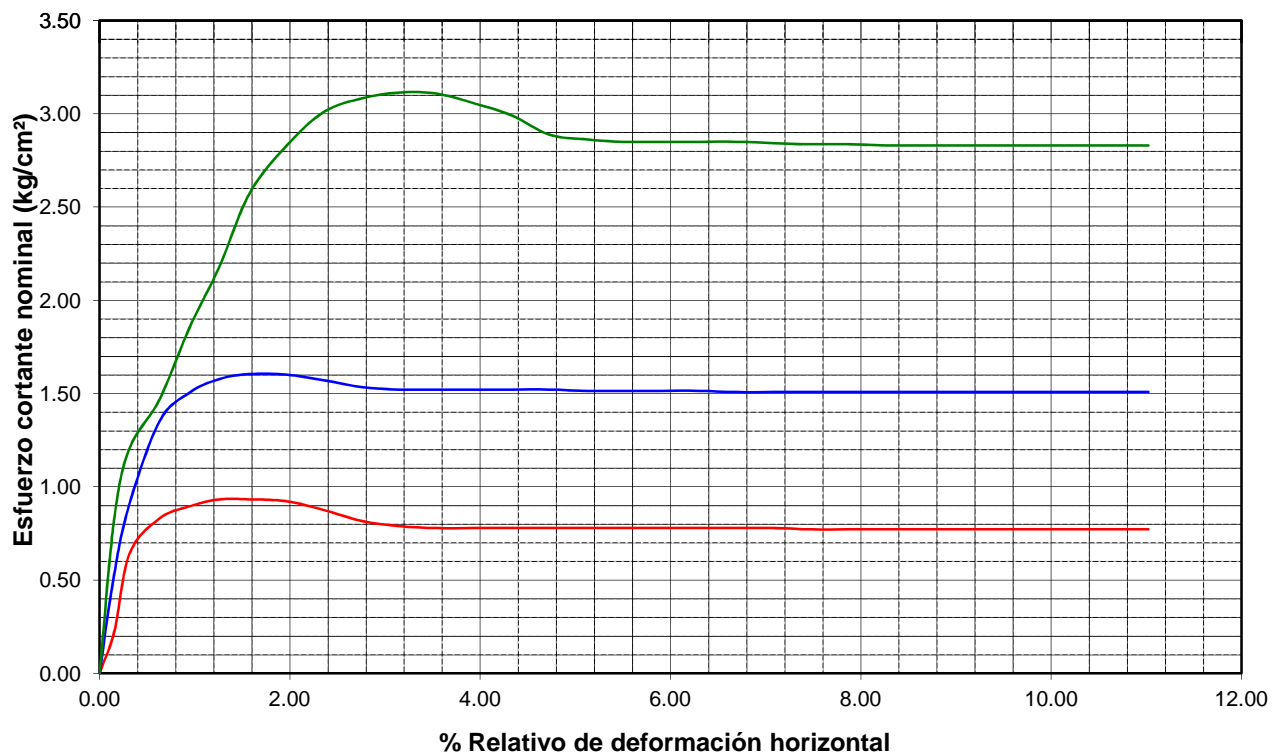
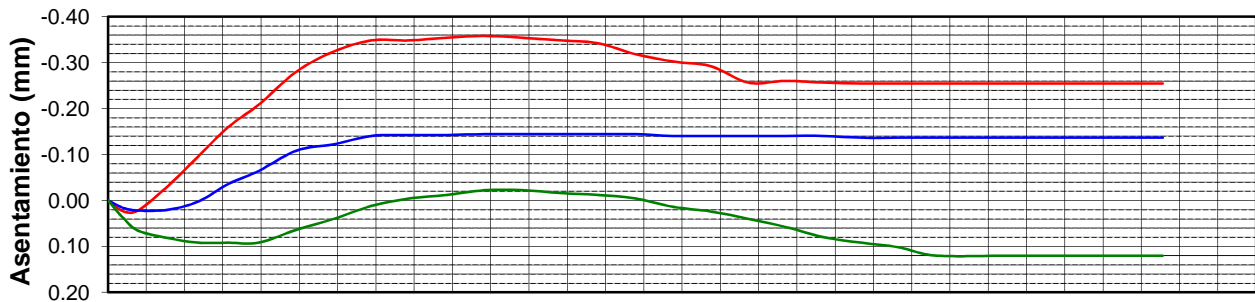
ΔH cm	τ kg/cm ²	ΔV mm
0.50	2.84	0.09
0.53	2.83	0.10
0.55	2.83	0.12
0.60	2.83	0.12
0.65	2.83	0.12
0.70	2.83	0.12

MANUEL A. OLCESE FRANZERO
Ingeniero Civil CIP 12969
Jefe del Laboratorio

Nota: ΔH = Deformación horizontal.
 τ = Esfuerzo cortante nominal.
 ΔV = Deformación vertical.

ENSAYO DE CORTE DIRECTO NTP 339,171

Solicitante : CIA. MINERA ARES S.A.C.	Expediente : 13-224
Proyecto : RELLENO EN PASTA-UO PALLANCATA	
Muestra : RELAVE CON ADICION DE ADITIVO SIKAP Profundidad: -----	Fecha : 17-Jul-2013



— 1.00 kg/cm²
 — 2.00 kg/cm²
 — 4.00 kg/cm²

MANUEL A. OLCESE FRANZERO
 Ingeniero Civil CIP 12969
 Jefe del Laboratorio

MINERA SUYAMARCA S.A.C.

U.O. PALLANCATA

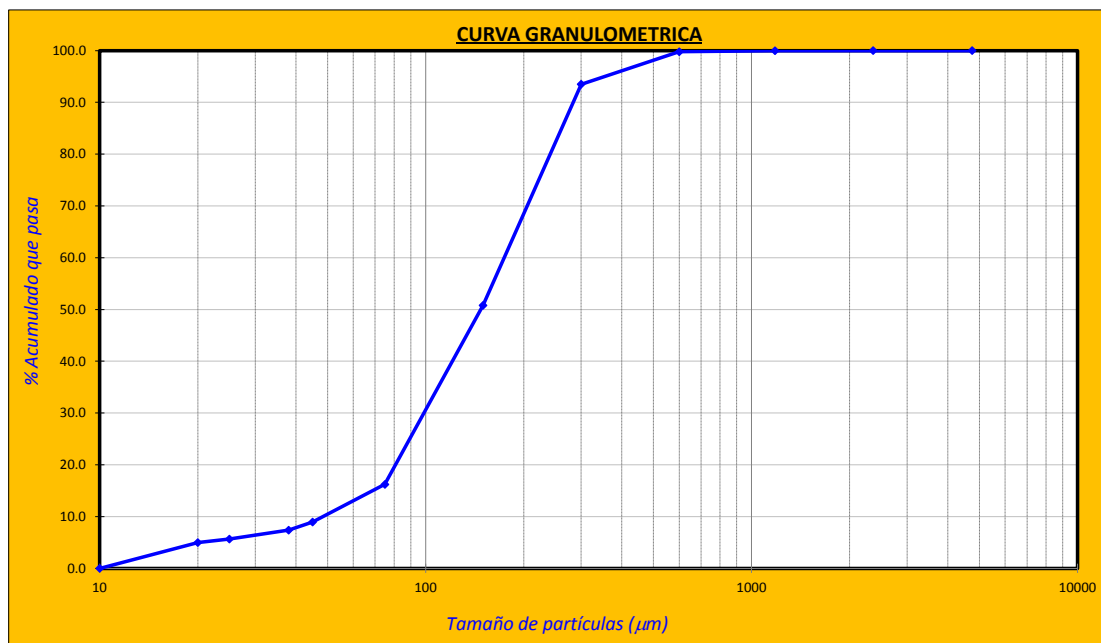
Planta de Relleno en Pasta

ENSAYO : Análisis granulométrico por tamizao

REFERENCIA : ASTM D-422

MUESTRA	Relave desaguado - Acopio planta de relleno	PRUEBA
FECHA	jueves, 12 de septiembre de 2013	M-09/013

TAMIZ	ABERTURA TAMIZ μm	% retenido	% acumulado que pasa
N°4	4750	0.0	100.0
N°8	2360	0.0	100.0
N°16	1180	0.0	100.0
N°30	600	0.2	99.8
N°50	300	6.3	93.5
N°100	150	42.7	50.8
N°200	75	34.6	16.2
N°325	45	7.3	9.0
N°400	38	1.6	7.4
N°500	25	1.7	5.7
N°635	20	0.7	5.0
> N°635		5.0	



OBSERVACIONES:

Coefficiente de uniformidad : $CU = D_{60} / D_{10}$

CU = 3.70

Velocidad de percolación : $V = (D_{10} * 6 / 100)^2$

V (mm/hr) = 88

MINERA SUYAMARCA S.A.C.

U.O. PALLANCATA

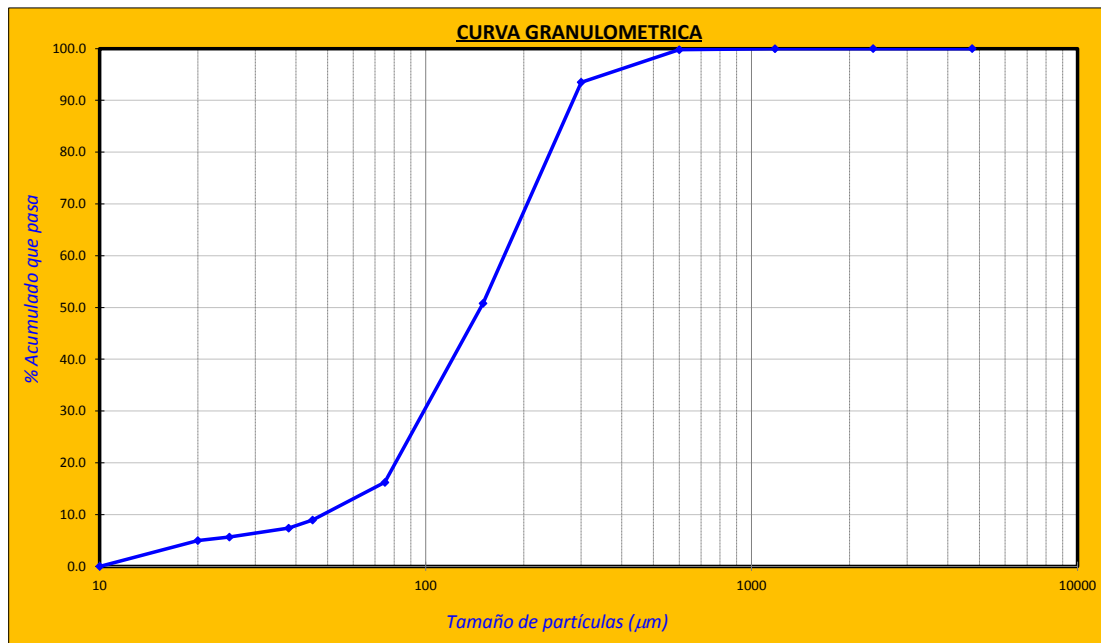
Planta de Relleno en Pasta

ENSAYO : Análisis granulométrico por tamizado

REFERENCIA : ASTM D-422

MUESTRA	Relave desaguado - Acopio planta de relleno	PRUEBA
FECHA	jueves, 12 de septiembre de 2013	M-09/013

TAMIZ	ABERTURA TAMIZ μm	% retenido	% acumulado que pasa
N°4	4750	0.0	100.0
N°8	2360	0.0	100.0
N°16	1180	0.0	100.0
N°30	600	0.2	99.8
N°50	300	6.3	93.5
N°100	150	42.7	50.8
N°200	75	34.6	16.2
N°325	45	7.3	9.0
N°400	38	1.6	7.4
N°500	25	1.7	5.7
N°635	20	0.7	5.0
> N°635		5.0	



OBSERVACIONES:

Coefficiente de uniformidad : $CU = D_{60} / D_{10}$

CU = 3.70

Velocidad de percolación : $V = (D_{10} * 6/100)^2$

V (mm/hr) = 88

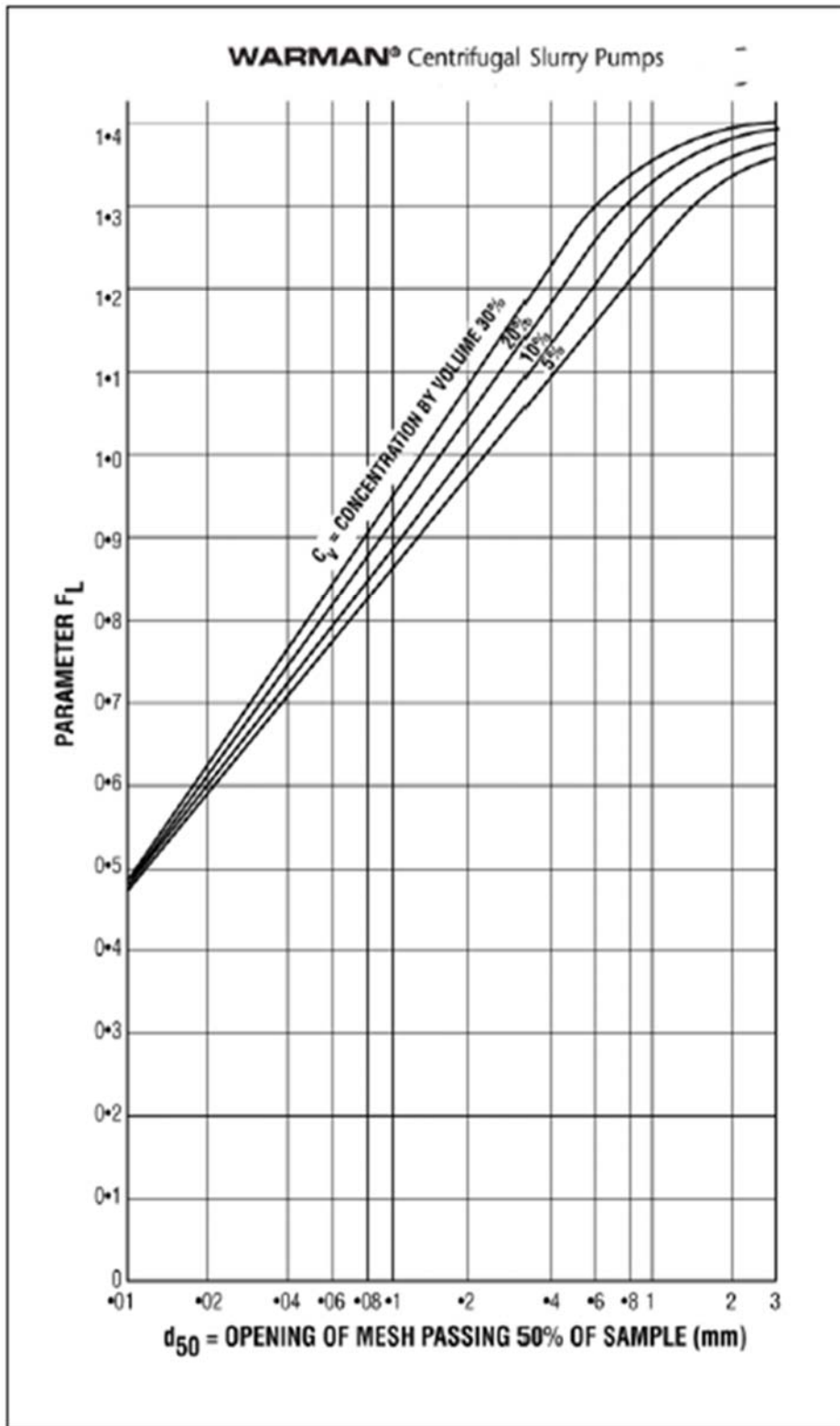












Figure 8-2 Modified Durand's Limiting Settling Velocity Parameter
(For Particles of Widely Graded Sizing)

										
		Radius More Than 3 x N.B.	Radius is 2 x N.B.			Minimum Radius 10 x N.B.				
INTERNAL DIAMETER		90° Long Radius Bend	90° Short Radius Bend	Elbow	Tee	Rubber Hose	Diaphragm Valve Full Open	Full Bore Valve Round Way	Plug-Lub Valve Rect. Way	"Tech-Taylor" Valve Ball Type
inches (Nom.)	LENGTH IN FEET OF STRAIGHT PIPE GIVING EQUIVALENT RESISTANCE TO FLOW									
1"	1.7	2.3	2.7	5.8	1.0	8.4	—	1.2	—	
1-1/4"	2.4	3.0	3.7	7.8	1.3	10.8	—	1.6	—	
1-1/2"	2.8	3.6	4.3	9.0	1.6	11.3	3.9	1.9	—	
2"	3.5	4.6	5.5	11.0	1.8	12.0	4.7	2.4	—	
2-1/2"	4.2	5.4	6.5	14.0	2.3	15.1	5.0	2.8	—	
3"	5.1	6.8	8.1	17.0	2.8	16.0	6.3	3.4	0.66	
3-1/2"	6.0	8.0	9.5	19.0	3.3	—	—	4.0	—	
4"	7.0	9.1	11.0	22.0	3.8	25.0	7.2	4.6	0.77	
4-1/2"	7.9	10.0	12.0	24.0	4.2	—	—	5.2	—	
5"	8.9	12.0	14.0	27.0	4.7	43.0	10.0	5.8	1.0	
6"	11.0	14.0	16.0	33.0	5.1	60.0	10.2	7.0	1.2	
8"	14.0	18.0	21.0	43.0	7.9	65.0	26.0	9.0	2.7	
10"	17.0	22.0	26.0	56.0	9.8	70.0	35.0	11.4	2.0	
12"	20.0	26.0	32.0	66.0	11.0	95.0	52.0	13.4	2.5	
14"	23.0	31.0	36.0	76.0	14.0	95.0	—	16.0	3.0	
16"	27.0	35.0	42.0	87.0	16.0	—	—	18.0	3.4	
18"	30.0	40.0	46.0	100.0	18.0	—	—	20.4	3.8	
20"	34.0	43.0	52.0	110.0	20.0	—	—	24.0	4.1	

TECH-TAYLOR VALVE IS A BALL TYPE CHANGE-OVER DEVICE USED ONLY ON THE DELIVERY SIDE OF THE PUMP

NOTE: 1. FOR 135° BEND, USE 50% OF EQUIVALENT LENGTH FOR 90° BEND.

2. L_f IS THE AGGREGATE OF EQUIVALENT LENGTHS FOR ALL PIPELINE FITTINGS AND VALVES IN A GIVEN PIPELINE

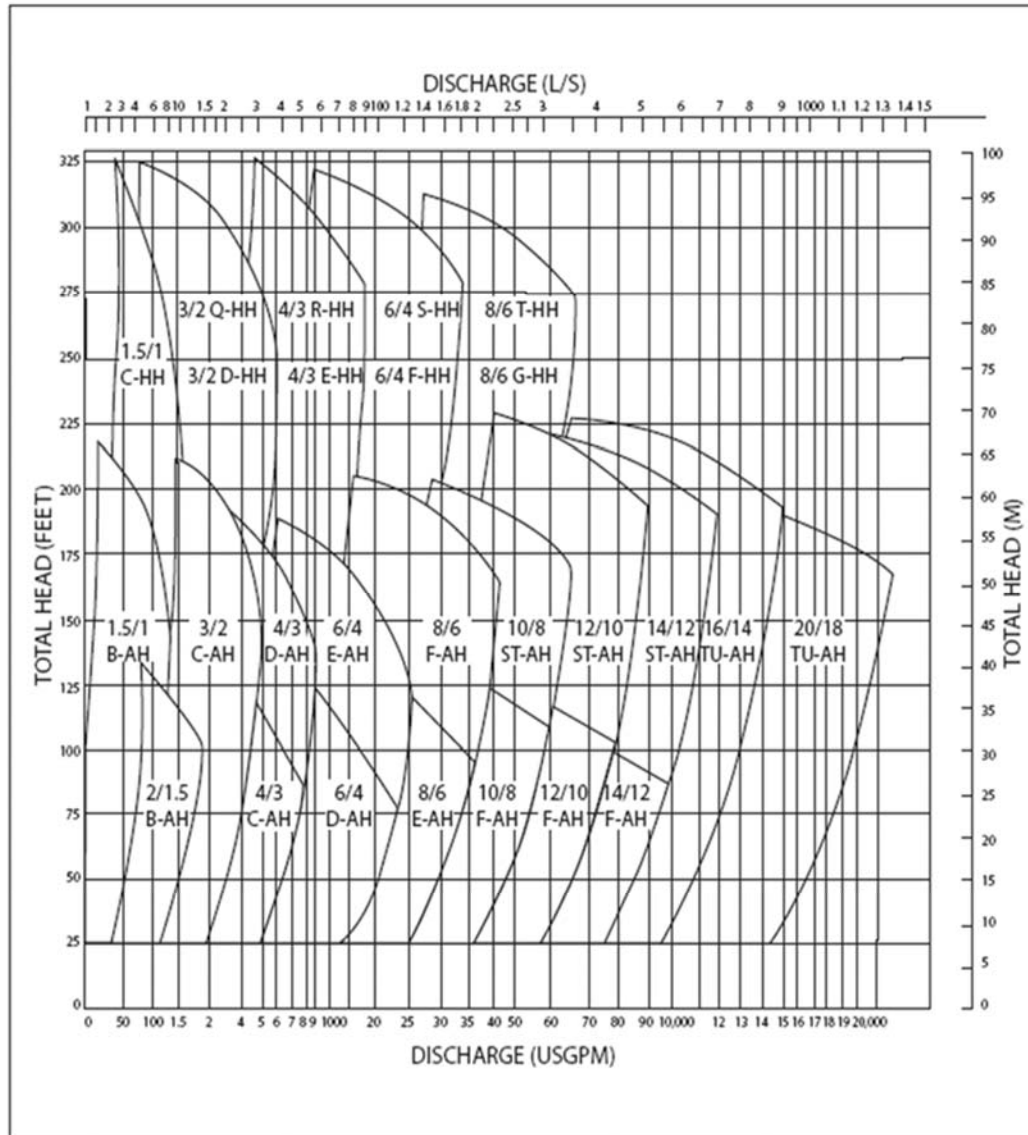


Figure 3-1 Typical Warman Preliminary Selection Chart

THE INFLUENCE OF SLURRY ON CENTRIFUGAL PUMP PERFORMANCE

LEGEND

- HR = Head on Slurry
Head on Water
- ER = Efficiency on Slurry
Efficiency on Water
- CV = % Concentration
of Solids in Slurry
by True Volume
- d_{50} = Average Particle
Size (mm)
- D = Impeller Diameter (mm)
- SG_s = Specific Gravity of
Solids

EXAMPLE SHOWN:

- d_{50} = 0.365 mm
- SG_s = 2.65
- CV = 30%
- D = 365 mm
- d_{50}/D = 0.00096
- HR = 0.84
- ER = 0.80

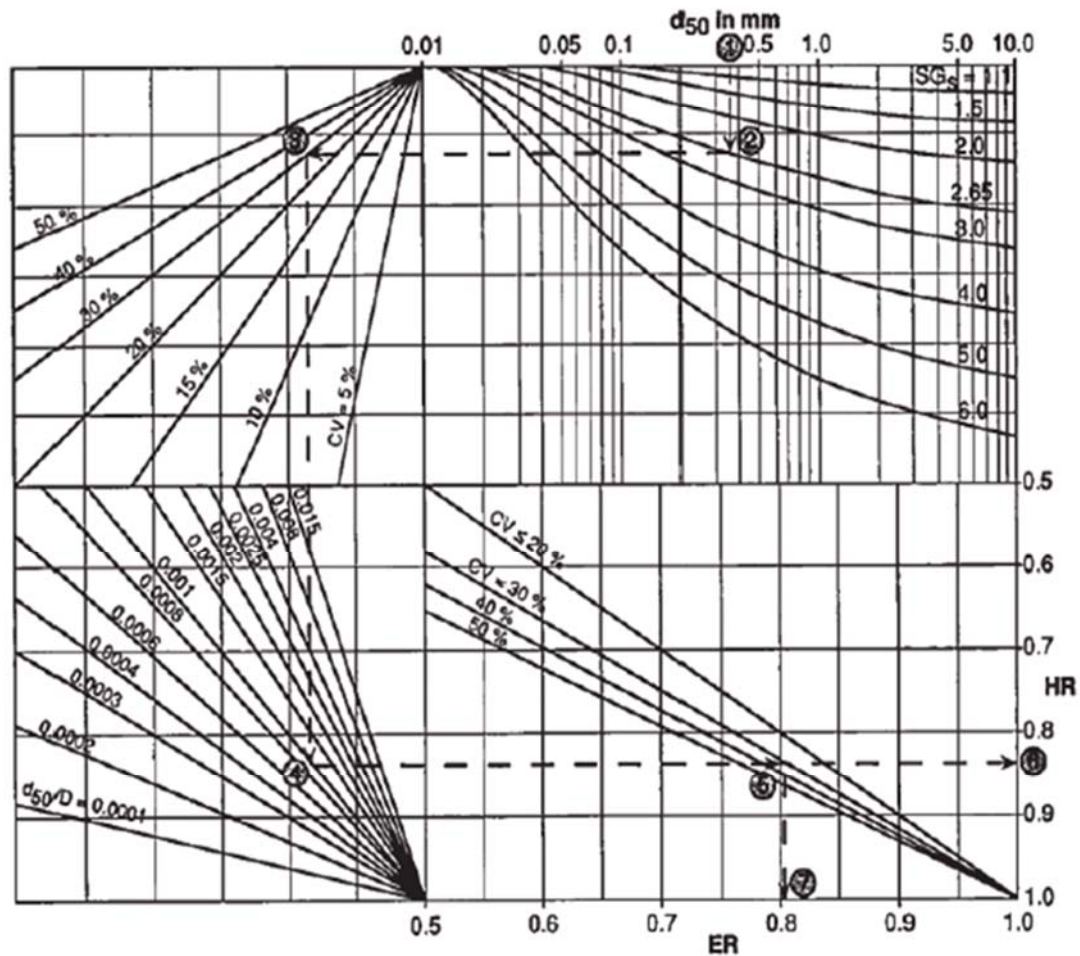


Figure 2-3 Performance of Centrifugal Pumps on Slurry

