

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“IMPLEMENTACIÓN DE EXPLOTACIÓN POR SUB
NIVELES CON TALADROS LARGOS EN LA UNIDAD
MINERA PALLANCATA – HOCHSCHILD MINING”**

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

**PRESENTADO POR EL:
Bach. RONALD GUILLEN CHIPANA**

**AYACUCHO - PERÚ
2017**

DEDICATORIA

Para mi esposa y mis hijos que
son la razón de mi ser.

A mi madre y mi padre por su
guía y su apoyo para lograr mis
metas profesionales.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, alma mater de mi formación profesional.

A la Facultad de Ingeniería de Minas Geología y Civil; y a los profesores de la gloriosa Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, quienes con sus enseñanzas y experiencias han contribuido en mi formación 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.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INDICE	iv
INTRODUCCION	01

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 ANTECEDENTES	03
1.2 UBICACIÓN	05
1.3 ACCESIBILIDAD	05
1.4 RECURSOS	07
1.4.1 Hídricos	07
1.4.2 Mano de obra	07
1.4.3 Materiales e insumos	08
1.4.4 Comestibles	08
1.4.5 Flora y fauna	08
1.5 CLIMA Y TOPOGRAFÍA	09
1.6 SITUACION PROBLEMÁTICA	09
1.7 OBJETIVOS	10
1.8 JUSTIFICACIÓN	11
1.9 ALCANCES	11

CAPITULO II

GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

2.1	GEOLOGÍA REGIONAL	12
2.2	ESTRATIGRAFÍA DE LA ZONA	13
2.2.1	Pre-Hatun	13
2.2.2	Tobas Hatun	14
2.2.3	Post-Hatun	14
2.2.4	Intrusivos	14
2.2.5	Depósitos cuaternarios	15
2.3	GEOMORFOLOGÍA	16
2.4	GEOLOGIA LOCAL	17
2.5	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	18
2.6	FORMACIÓN DEL YACIMIENTO	19

CAPITULO III

COMPORTAMIENTO GEOMECAÁNICA

3.1	MODELO GEOMECAÁNICO	23
3.1.1	Registro de datos	24
3.1.2	Aspectos litológicos	25
3.1.3	Distribución de discontinuidades	26
3.1.4	ASPECTOS ESTRUCTURALES	31
3.1.4.1	Fallas	31
3.1.4.2	Diaclasas	32
3.2	CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA	33
3.3	ZONEAMIENTO GEOMECANICO DE LA MASA ROCOSA	38

3.4	RESISTENCIA DE LA ROCA	43
3.4.1	Resistencia de la roca intacta	43
3.4.2	Resistencia de las discontinuidades	45
3.4.3	Resistencia de la masa rocosa	46
3.5	CONDICIONES ESPECIALES DE LA MASA ROCOSA	47
3.6	CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	48
3.7	ESFUERZOS IN-SITU	49
3.8	PARAMETROS DE MINADO	50
3.8.1	Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones	50
3.8.2	Aberturas máximas y tiempos de auto sostenimiento	51
3.8.3	Características de hundibilidad	53
3.8.4	Dimensionamiento de tajeos	54
3.8.5	Calculo de pilares puentes	59
3.8.6	Estabilidad estructuralmente controlada	60
3.8.6.1	Caso de tajeos	61
3.8.6.2	Caso de labores de avance	61
3.8.7	Estabilidad controlada por esfuerzos	62

CAPITULO IV

MINADO MEDIANTE CORTE Y RELLENO MECANIZADO

4.1	FUNDAMENTOS DE CORTE Y RELLENO MECANIZADO	64
4.2	LABORES DE PREMINADO	66
4.2.1	Rampas Principales y Auxiliares	67
4.2.2	By Pass	68
4.2.3	Cámaras de Carguío	70

4.2.4	Galerías de preparación	70
4.2.5	Chimenea de Ventilación (Raise Boring)	71
4.2.6	Ore Pass-Waste Pass	71
4.2.7	Chimeneas Slot	72
4.3	PRODUCCIÓN MINA	73
4.4	PERFORACIÓN, VOLADURA, LIMPIEZA	73
4.5	DRENAJE MINA	75
4.6	AGUA Y AIRE COMPRIMIDO	76
4.7	EQUIPOS	76

CAPITULO V

IMPLEMENTACIÓN DE EXPLOTACION POR SUB NIVELES CON TALADROS LARGOS

5.1	FUNDAMENTOS DE SU APLICACIÓN	78
5.1.1	PARAMETROS REQUERIDOS	78
5.1.1.1	Sobre el método de minado	80
5.1.1.2	Sobre los componentes estructurales asociados al minado	80
5.1.1.3	Pilares	81
5.1.1.4	Otros aspectos	82
5.1.2	Equipos	82
5.1.3	Descripción del método propuesto	83
5.1.4	Descripción tajeo con subniveles y taladros largos en veta	
	Pallancata oeste	85
5.1.4.1	Etapa de preparación	85
5.1.4.2	Etapa de explotación	85

5.2	EVALUACION TECNICA	87
5.2.1	Perforación	88
5.2.1.1	MALLA DE PERFORACIÓN	88
5.2.1.2	REQUERIMIENTO DE METROS DE PERFORACIÓN	92
5.2.1.3	CALCULO DE RENDIMIENTO Y NECESIDAD DE EQUIPOS	93
5.2.2	Voladura	99
5.2.2.1	Agentes y accesorios de voladura	100
5.2.2.2	Columna de carguío y secuencia de amarre	101
5.2.2.3	Factor de potencia	101
5.2.3	Limpieza y relleno	103
5.2.3.1	Flota de equipos	105
5.2.3.2	Calculo de equipos para limpieza y relleno	106
5.2.4	Comparación entre métodos	107
5.3	COSTOS DEL METODO PROPUESTO	109
5.3.1	Evaluación económica del método tajeo por taladros largos	109
5.3.2	Reservas de Pallancata Oeste	109
	CONCLUSIONES	111
	RECOMENDACIONES	113
	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	114
	ANEXOS	116

INTRODUCCIÓN

El presente proyecto tiene la finalidad de implementación de explotación por sub niveles con taladros largos en la zona de Pallancata Oeste, basado en parámetros geomecánicos los cuales nos permiten migrar de un corte y relleno mecanizado que nos produce menor volumen en el cual también se requiere mayor cantidad de equipos y áreas; sin embargo con la implementación de este método se realizaran perforaciones de 8 metros de bancada la cual generara mayor volumen de producción de este modo aumentar el aporte a planta diariamente.

Geomecanicamente se realiza la clasificación del Macizo rocoso de la caja techo, la caja piso y de la zona mineralizada por niveles el cual nos permitirá calcular la abertura máxima que nos permitirá ser minado.

Se realiza el análisis del actual método corte y relleno ascendente detallando las secciones típicas las cuales se realizan para dicho método, también se detallan los equipos a utilizar para la preparación y minado.

El planeamiento del método a implementar se detallan los equipos a utilizar y se describe el método propuesto por etapas desde la preparación hasta el relleno.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. ANTECEDENTES

Según los informes de la Empresa Minera Suyamarca S.A.C., el 13 de diciembre del 2005, Internacional Mineral Corp. (IMC) y Compañía Minera Ares S.A.C. (Ares); firman una carta de intención para formar un Joint Venture sobre el Proyecto Pallancata; propiedad de IMC. Ares, fue elegida entre otras 4 compañías, previamente seleccionadas por IMC.

Anterior a la firma del contrato del Joint Venture, Ares disponía de 60 días de tiempo a partir de la fecha de emisión de los permisos Medio Ambientales otorgados por el Ministerio de Energía y Minas (MEM); para luego ejecutar 2,500 m. de perforación diamantina y relagueo y remuestreo a cuarto de cores, de los principales sondajes ejecutados por IMC, principalmente en el sector denominado Brecha Oeste; ya que el mayor volumen y potencial de Recursos 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 relagueo y remuestreo a cuarto de core shack (sala de muestras), de 5255.53 m. distribuidos en 18 sondajes diamantinos, perforados anteriormente por IMC en la Brecha Oeste. Los datos del relagueo geológico - geotécnico y el remuestreo geoquímica, han sido ingresados al GEMM (software Base de datos geológicos), previo control de QAQC (quality analysis, quality, control), para posterior Modelamiento de los recursos. Es importante informar, que Ares muestreo 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 Chemex (laboratorios de análisis de muestras), con los respectivos controles de blancos, estándares, 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 octubre de 2006 se inició la segunda y última etapa de perforación diamantina del Infill Drilling, la parte de exploraciones a cargo de IMC con la ejecución de 18 sondajes totalizados en 7,300 m programados.

A inicios del 2007 Pallancata inicia sus labores de desarrollos e inversiones para luego de 6 meses empiece a acumular mineral

proveniente de sus preparaciones y en julio del mismo año aporte a la Planta la cantidad 500 ton/día, con proyección a 2,000 ton para 2009, 3,000 ton/día para 2,011.

1.2. UBICACIÓN

La Unidad Pallancata, se ubica en el Distrito de Coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas y Departamento de Ayacucho.

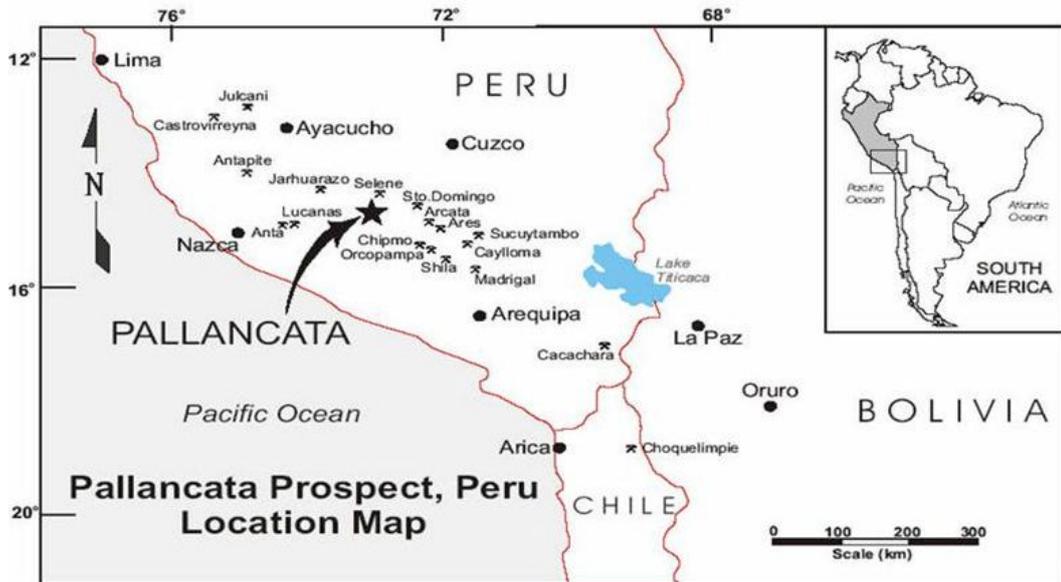
1.3. ACCESIBILIDAD

Distancia terrestre de Lima a la Unidad Minera Pallancata es de 820 Km conforme se detalla en la tabla y figura N°.1.3; 560 Km en distancia terrestre del Cusco. La Operación Minera más cercana es la Mina Selene-Explorador de la Compañía Minera Ares, esta al NE y dista 22 Km en ruta carrozable.

Tabla 1.3: Distancia entre Lima y U.M. Pallancata

RUTA 3	DISTANCIA (Km)	HORAS	VIA
Lima – Nazca	460	08:00	Asfaltado
Nazca – Puquio	160	03:00	Asfaltado
Puquio - Izcahuaca	150	02:00	Asfaltado
Izcahuaca - Pallancata	50	02:00	Trocha carrozable
TOTAL	820	15:00	

Fuente: Compañía minera Suyamarca S.A.C.



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		 ESC.: S / E
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA	
DISEÑO A. R.	<i>Ubicación y Accesibilidad</i>	
REVISO A. L.		
APROBO M. P.		
D:\MINA_PALLANCATA_2009\Biblioteca\Veta_Pallancata_Oeste.dwg		

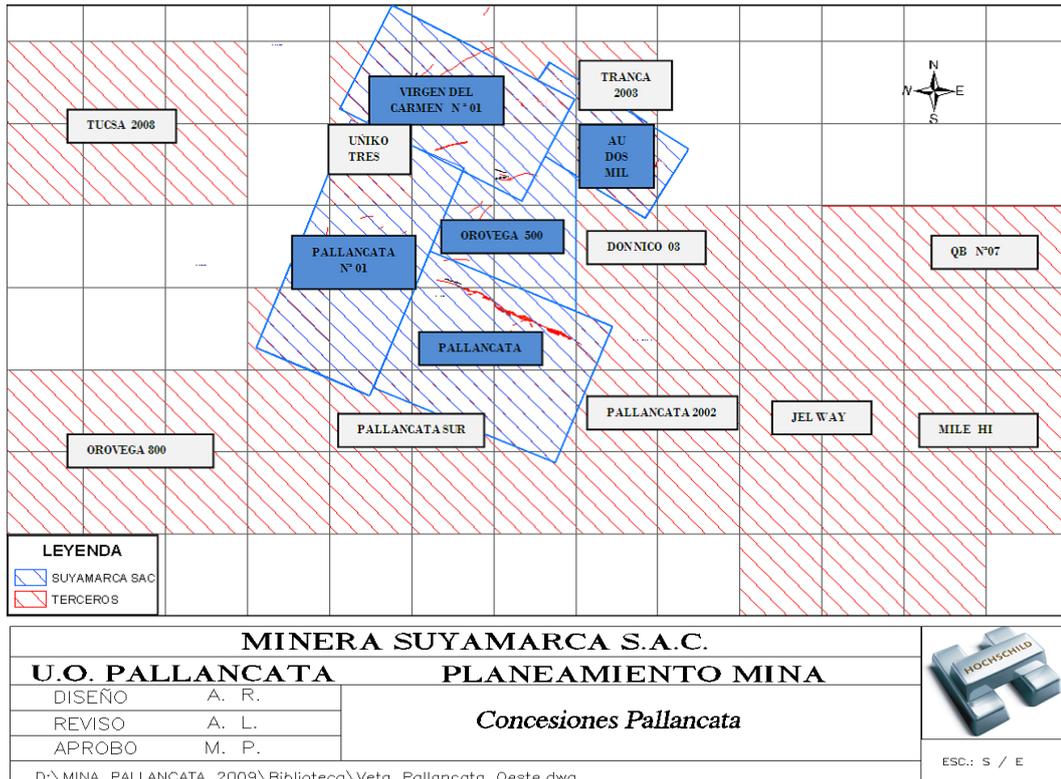
Fuente: Compañía minera Suyamarca S.A.C.

Figura 1.3: Mapa de acceso a la Unidad Pallancata

La propiedad de la Compañía Minera Suyamarca S.A.C., consiste en 5 concesiones mineras que totaliza 1,598 hectáreas (aproximadamente 1.598 Km cuadrados).

Tabla 1.3A: Ubicación de las zonas concesionadas

TITULAR	CONCESIONES	HECTÁREAS
Cia Minera Suyamarca SAC	Pallancata	432
Cia Minera Suyamarca SAC	Pallancata N° 1	450
Cia Minera Suyamarca SAC	Virgen del Carmen N° 1	350
Cia Minera Suyamarca SAC	Oro Vega 500	205
Cia Minera Suyamarca SAC	Au Dos Mil	161
	TOTAL	1,598



Fuente: Compañía minera Suyamarca S.A.C.

1.4 RECURSOS

1.4.1 Hídricos

La demanda del recurso hídrico para consumo humano, explotación minera, beneficio del mineral y la generación de energía está garantizada por la existencia de Bofedales. La laguna Sofococha y el río Suyamarca ubicado en la zona más baja de la unidad son los recursos hídricos que se utilizarán, contando a su vez con un Proyecto integral en abastecimiento de agua tomando como medio de fuente la laguna y el río ya mencionado.

1.4.2 Mano de obra

En la zona se cuenta con un centro superior de estudios que capacita personal de nivel técnico en explotación minera en un periodo de 1 año,

con una cantidad de 30 personas aún así, es necesario contar con los servicios de personal especializado de otras zonas del país para cubrir las necesidades en la operación minera, tales como ingenieros mineros, geólogos, civiles, industriales, médicos, etc.

1.4.3 Materiales e insumos

Los materiales principales transportados son los aceros para equipos y de construcción, cemento, accesorios múltiples para el mantenimiento de equipos, neumáticos, muebles, artefactos informáticos, Etc. Los cuales son transportados por vía terrestre desde las ciudades de Lima, Abancay y Cusco.

1.4.4 Comestibles

Por gran variedad de frutas (palta, naranjas, mangos, etc.), carnes (ovino, vacuno, porcino) y tubérculos (papa, yuca, camote) en las zonas aledañas de Abancay. La principal fuente abastecedora de alimentos de primera necesidad (azúcar, arroz, aceite, etc.) se obtiene de la ciudad de Abancay.

1.4.5 Flora y fauna

En la zona minera solo encontramos el ichu para pastar los camélidos. Entre fauna se puede apreciar el cóndor nativo, vicuñas, vizcachas considerados como animales representativos y de caza prohibida así mismo las comunidades cuentan como fuentes económicas principales la crianza de Alpacas y llamas.

1.5 CLIMA Y TOPOGRAFÍA

Climáticamente la zona se describe como templada a fría; con fuertes lluvias y esporádicas nevadas entre los meses de octubre a marzo con temperatura promedio los 12 grados centígrados y en los meses de invierno Abril a Setiembre con temperaturas promedio 8 grados centígrados.

La existencia de cerros pronunciados, quebradas, pocas llanuras y un río en la profundidad (Suyamarca) hacen en conjunto una topografía accidentada.

1.6 SITUACIÓN PROBLEMÁTICA

La unidad operativa Pallancata, es la cuarta y reciente unidad en producción de oro y plata de la Compañía Hochschild Mining, considerada a su vez como una de las unidades con tendencias a la mecanización de todas sus actividades, tuvo como finalidad inicial la de incrementar el aporte en producción de finos en oro y plata conjuntamente con las demás unidades.

Actualmente las unidades de Selene y Pallancata alimentan una planta concentradora de 2000 ton/día de las cuales el 60% (1200 ton/día) lo aporta Pallancata, y el resto Selene. La unidad Selene estaría dejando de aportar el 40% por motivos de agotamiento en sus reservas, adicionalmente la planta concentradora está en la implementación para una capacidad de 3000 ton/día y más adelante a 3500 ton/día.

En consecuencia, el problema radica en el abastecimiento de la capacidad total de la planta concentradora; dado que con la explotación actual no se llegaría a cubrir estas necesidades, razón por cual se ha evaluado desde el punto de vista económico la implementación de un método de explotación que cubra con los requerimientos actuales de la compañía. Es que en este sentido se plantea la explotación de la Veta Pallancata Oeste por el método de Tajeo por subniveles empleando taladros Largos los cuales por su ritmo y velocidad de producción permitirían maximizar la producción y minimizar los gastos en la explotación.

1.7 OBJETIVOS

El objetivo general del presente trabajo es evaluar el método de explotación por tajeo con sub niveles-variante taladros largos en veta Pallancata oeste, con la finalidad de ampliar la producción general actual de 1200 ton/día a 3000 ton/día y así cubrir las necesidades de planta.

Los objetivos específicos son los siguientes:

- Diagnosticar el estado actual del método de explotación utilizado.
- Diseñar e implementar el método de explotación taladros largos.
- Evaluar desde el punto de vista técnico-económico del método propuesto.

1.8 JUSTIFICACIÓN

El presente proyecto tiene justificación por las razones siguientes:

A.- La aplicación de este método permitirá cubrir la cuota diaria de alimentación a la Planta concentradora que incrementará su capacidad a 3000 ton/día.

B.- Maximizar la producción y optimizar los costos.

Esta evaluación presenta una gran ayuda gracias al soporte informático, ello a la tecnología de la información que permite realizar comparativos mucho más precisos y generar simulaciones que permitan ver otros parámetros no vistos en el pasado.

1.9 ALCANCES

El presente trabajo estará avocado específicamente al estudio y aplicación del método de Tajeo de subniveles por taladros largos en la veta Pallancata Oeste.

Los temas a desarrollar estarán dirigidos al aspecto técnico-económico del método propuesto y un diagnóstico del método actual (Corte y relleno ascendente mecanizado), para alcanzar la necesidad de cubrir la nueva capacidad de la planta de beneficio.

CAPITULO II

GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

Regionalmente el Proyecto Pallancata se encuentra en la Cordillera Occidental de los Andes del Sur del Perú, en donde se presentan afloramientos rocosos de rocas volcánicas y secuencias sedimentarias, desde el Jurásico hasta el Cuaternario.

El yacimiento está conformado por las Vetas Pallancata Oeste, Centro y Este, que constituyen un sistema epitermal de baja Sulfuración, caracterizado por vetas de cuarzo brechoso de coloración lechoso a cuarzo hialino con contenido de Plata (Ag) y Oro (Au).

Las rocas volcánicas del Terciario Medio que pertenecen a las Formaciones Aniso y Saycata, tienen afloramiento local en el área de Pallancata. Las formaciones Aniso y Saycata se han subdividido en Pre-Hatun, Tobas Hatun, Post-Hatun e Intrusivos (Warren Pratt, 2004).



Fuente: Compañía minera Suyamarca S.A.C.

Figura 2.1: Afloramientos rocosos de la Veta Pallancata Oeste

2.2 ESTRATIGRAFÍA DE LA ZONA

Del más antiguo al más reciente, la estratigrafía de la zona de estudio es como sigue:

2.2.1 Pre-Hatun

Conformada por rocas volcanoclásticas redepositadas, incluye tobas de lapilli, tobas de cristales, brechas volcánicas, con intercalaciones de flujos de lavas andesíticas que muestran autobrechamiento y bandeamiento de flujo, y sills de alto nivel de andesitas afaníticas y porfiríticas.

2.2.2 Tobas Hatun

Caracterizadas por presentar afloramientos blanquecinos masivos, ricas en pómez, con abundantes cristales de cuarzo y biotitas euhedrales, a veces alteradas a cloritas o en zonas cercanas a las vetas a muscovitas. Esta toba riolítica es el resultado de una gran erupción ignimbrítica que descansa discordantemente sobre la secuencia Pre-Hatun. El espesor de esta unidad es muy variable en el área del Proyecto Pallancata, y rellena paleosuperficies de valles y montañas. La superficie de la secuencia Pre-Hatun, fue oxidada antes de la depositación de la toba Hatun. Capas delgadas de carbón indican que las condiciones fueron algunas veces pantanosas.

2.2.3 Post-Hatun

Compuestas por lavas andesíticas y sills de la formación Saycata. Estas andesitas afaníticas a débilmente porfíricas tienen un espesor de 50-75 m y frecuentemente tienen una foliación de flujo fuerte. Pueden haber sido el resultado de un solo flujo o intrusión y forman la elevación más alta en el área del Proyecto Pallancata.

2.2.4 Intrusivos

En el área de estudio existe tres intrusiones post-mineral: San Javier, Cerro Suyamarca y Samahuiri. Estos intrusivos son de stocks de riolitas, con contactos, los cuales se emplazaron en superficie para formar domos. En profundidad, debajo de la estructura de de la veta de Pallancata, hay un gran cuerpo de andesita porfírica caracterizada por presentar

feldespatos euhedrales, anfíboles y biotitas. La naturaleza de este cuerpo no es entendida totalmente, pero lo más probable es que sea de un lacolito con dedos dispersos de incrustamientos, como se observan en los sondajes DLPL correspondiente a los taladros de la Veta Pallancata Oeste.

2.2.5 Depósitos cuaternarios

En la zona de estudio se presentan depósitos cuaternarios de gran extensión y con espesores variables desde 0.50 m hasta más de 2.0 m aproximadamente, que cubren el basamento rocoso en todo el área de Pallancata. En algunos sectores se tienen depósitos de bofedales constituidos por material orgánico de coloración pardo negrusca en estado saturado con presencia de raicillas.

En gran extensión en toda el área del proyecto, la capa superficial esta constituida por topsoil, caracterizada por presentar suelo orgánico de coloración negrusca con presencia de raicillas y que tiene espesores entre 30 a 50 cm, textura limosa a arcillosa con ligera presencia de gravas y gravillas. El material de mayor extensión y espesor está conformado generalmente por morrenas, que tienen espesores entre 0.50 hasta más de 2.0 m, conformadas por gravas, arenas y matriz arena limosa a arcillosa, con inclusiones de fragmentos sub-redondeados a sub-angulosos, en algunos casos bloques rocosos aislados.

2.3 GEOMORFOLOGÍA

El área del Proyecto Pallancata se ubica en la Zona Alto Andina del Sur del Perú, formada por colinas y montañas. La fisiografía geomorfológica presenta valles glaciales, siendo las rocas predominantes de origen volcánico. Sobresalen las cadenas de montañas de laderas empinadas que llegan a elevaciones entre 4300 y 4500 msnm.

La unidad climática es de tierras frías a húmedas. La Cordillera Andina tiene una forma alargada en dirección NW-SE, y forma una impresionante barrera montañosa, que se alinea siguiendo las orientaciones tectónicas generales de los Andes. Debido a la considerable altitud se tiene una zona fría y húmeda, ya que la cordillera de los andes está expuesta a acciones morfo climáticas nivales, periglaciares y glaciares, donde los glaciares modelaron el relieve montañoso en valles en forma de U, relieves aborregados y decenas de lagunas de variadas formas y dimensiones, como se puede observar al pasar hacia el Proyecto de Pallancata. La gran mayoría de los grandes volcanes fueron fuertemente erosionados.

En el área del proyecto se tiene una vertiente occidental de la cordillera. Se trata de un relieve muy escarpado, de forma irregular y de fuerte desnivel y pendiente; en esta zona tienen su origen los ríos que forman parte de la cuenca del río Ocoña, es decir: los ríos Suyamarca, Pallancata, Pacapausa, Marán y Ocoña. Al cortar las rocas antiguas

forman profundas vertientes (laderas empinadas) o valles escarpados en forma de V.

2.4 GEOLOGÍA LOCAL

Localmente, en toda el área de Pallancata predominan las brechas, tobas brechosas, brechas de flujo, lavas andesíticas y dacíticas, con alternancia de sedimentos clásticos lacustres, todos intruídos por cuerpos y domos de dacitas y pórfidos dacíticos.

En superficie, en el área ubicada sobre la Veta Pallancata Oeste, se presentan afloramientos rocosos de tobas brechosas de gran extensión, de coloración gris anquecina, de potentes capas de sedimentación, con rumbo N15°E y buzamiento subhorizontal (5°NW). Hacia el NE de la citada área se presentan afloramientos locales de tobas areniscosas, estas rocas están mayormente cubiertas por los materiales cuaternarios, por lo que solo se les puede observar en los cortes de la carretera Campamento-Bocamina; esta roca tiene textura porfírica, con presencia de clastos de tamaño medio a pequeño de coloración grisáceo a parduzco.

Las lavas andesíticas de coloración gris negrusca, de textura fina a granular, afloran en la parte Sur de la Veta Pallancata Oeste, lo cual se puede ver por ejemplo en el área de la entrada a la Rampa; por otro lado, afloran aisladamente hacia el NE de la Veta Pallancata Oeste.

En la dirección del alineamiento de la Veta Pallancata Oeste en superficie (NW) se presentan también afloramientos de pequeña extensión de volcánicos recientes, conformados por lava volcánica de textura fina a granular en capas delgadas y medianas, de coloración grisáceo con tonalidades verduscas a gris negruscas. En este mismo alineamiento, se tiene también un afloramiento rocoso de “brecha de cuarzo” (cuarzo masivo con presencia de oxidaciones y cuarzo lixiviado, poroso), debajo del cual se encuentra la Veta Pallancata Oeste. En este afloramiento se ha realizado el mapeo Geomecánico como parte del presente trabajo.

2.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Los volcánicos pertenecientes al Terciario Medio fueron depositados en un ambiente tectónico muy activo. La mineralización pertenece a un sistema de baja sulfuración de contenidos de plata y oro, en un sistema complejo de vetas, brechas y zona silicificadas.

Las principales fallas tienen una orientación similar a la estructura Pallancata NW-SE, pero muchas otras tienen orientación N-S. En los alrededores de la veta Pallancata se observan evidencias de inestabilidad, probablemente la estructura estuvo en una gran zona de colapso, siendo parte de una margen de caldera o de un graben lineal principal.

En la falla Pallancata, el bloque Sur ha caído con un desplazamiento de por lo menos 50m verticales. La estructura de Pallancata ha sido cortada por una falla con dirección N-S, formando la quebrada Suyamarca, el

bloque caído de esta falla está hacia el Este, con un desplazamiento probable de unos pocos metros.

Otra estructura principal es la falla Ranichico con dirección NE-SW, tiene una naturaleza sinuosa y un aparente bloque caído hacia el NW, sin embargo la exposición pobre de esta falla la hace difícil de establecer una historia. Las fallas y vetas tienen una naturaleza muy sinuosa vistas en planta.

Estas son estructuras sub-verticales, las cuales tienen direcciones entre ESE y NE, la similitud entre las orientaciones de falla y veta, sugieren que estuvieron probablemente activos durante el mismo tiempo. Existe una evidencia fuerte de movimiento sinextral a lo largo de toda el área del Proyecto.

2.6 FORMACIÓN DEL YACIMIENTO

El yacimiento Pallancata conforma un sistema epitermal de baja sulfuración,

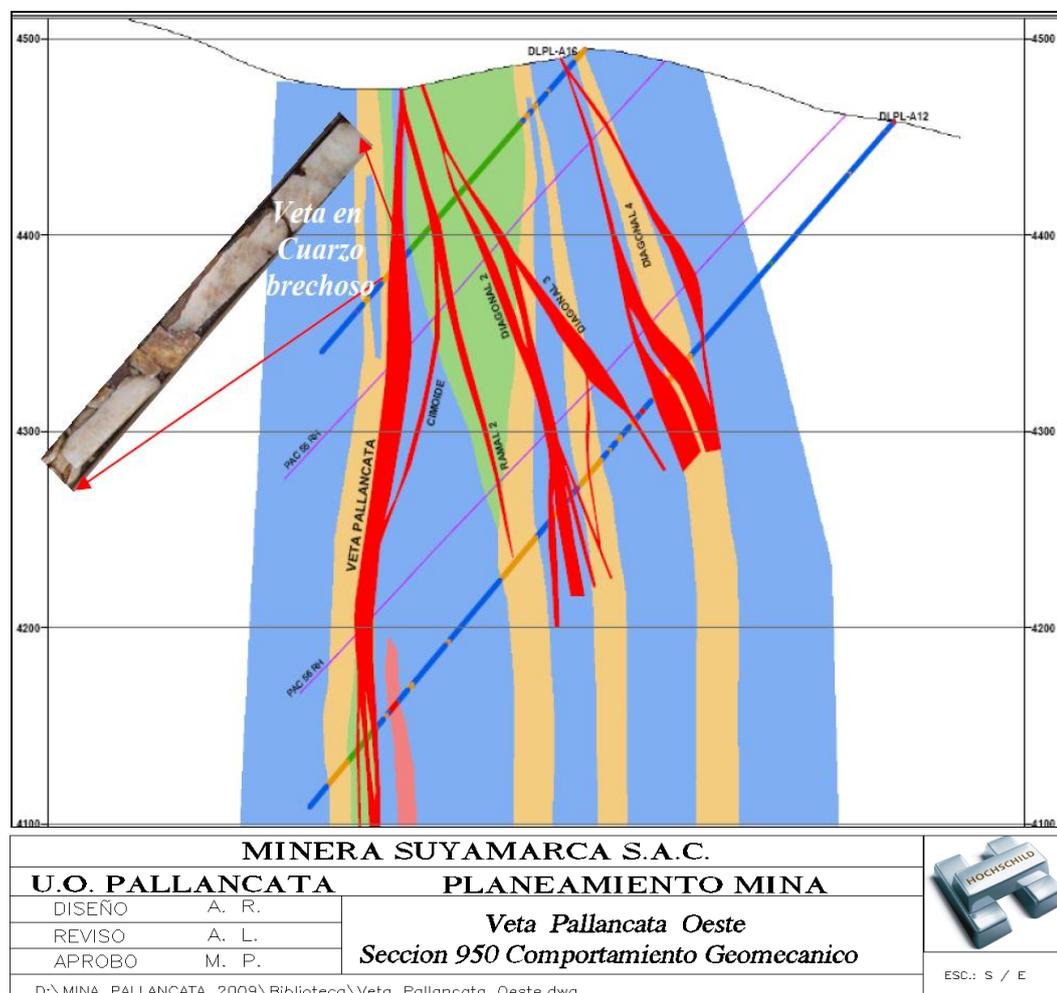
Caracterizado por presentar cuarzo con contenidos de plata (Ag) y oro (Au). La mineralización se distribuye en vetas y brechas, siendo la Veta Pallancata, la estructura más importante reconocida hasta ahora. Estructuras de menor envergadura corresponden al sistema Noreste, representada por las vetas Mariana, Virgen del Carmen, Mercedes y el sistema “Diagonales” como se puede apreciar en la Figura 2.6.

La Veta Pallancata tiene aproximadamente 1.6 km, comprendiendo tres sectores: Oeste, Centro y Este, siendo de mayor interés para el proyecto la Veta Pallancata Oeste. Las potencias de la Veta Pallancata varían desde 1.0 m hasta de 20.0 m y en algunos casos algo más, principalmente en el sector NW como consecuencia de las intersecciones estructurales del sistema NW. Las rocas encajonantes son generalmente tobas y en algunos casos interdigitaciones de rocas de lavas andesíticas que se presentan moderadamente silicificadas.

Las zonas de veta comprenden brechas de cuarzo blanco lechoso a semitraslúcido, de grano grueso, con clastos, con texturas de reemplazamiento de carbonatos y lixiviación parcial. Se aprecian múltiples eventos de venilleo y brechamiento. El relleno mineralizante está constituido de cuarzo blanquecino, asociado a sílice gris, con diseminación de sulfuros y sulfosales de plata, escasa cantidad de pirita y débil presencia de óxidos de hierro (menor del 2%). Los minerales portadores de plata son la argentita y platas rojas (pirargirita-proustita), mientras que los minerales portadores de oro (Au) son el electrum y oro nativo.

El relleno mineralizante está constituido de cuarzo blanquecino, asociado a sílice gris, con diseminación de sulfuros y sulfosales de plata, escasa cantidad de pirita y débil presencia de óxidos de hierro (menor del 2%). Los minerales portadores de plata son la argentita y platas rojas

(pirargirita-proustita), mientras que los minerales portadores de oro (Au) son el electrum y oro nativo.



Fuente: Compañía minera Suyamarca S.A.C.

Figura 2.6: Veta Pallancata Oeste y Sección transversal 950

Según la información proporcionada por los testigos rocosos de los sondajes diamantinos, las venas de cuarzo con plata y oro, se encuentran marcadas por halos de fuerte alteración limonitizada, después de pirita diseminada, alteración argílica y silicificación. Es muy difícil identificar los minerales de alteración argílica por haber ocurrido una fuerte

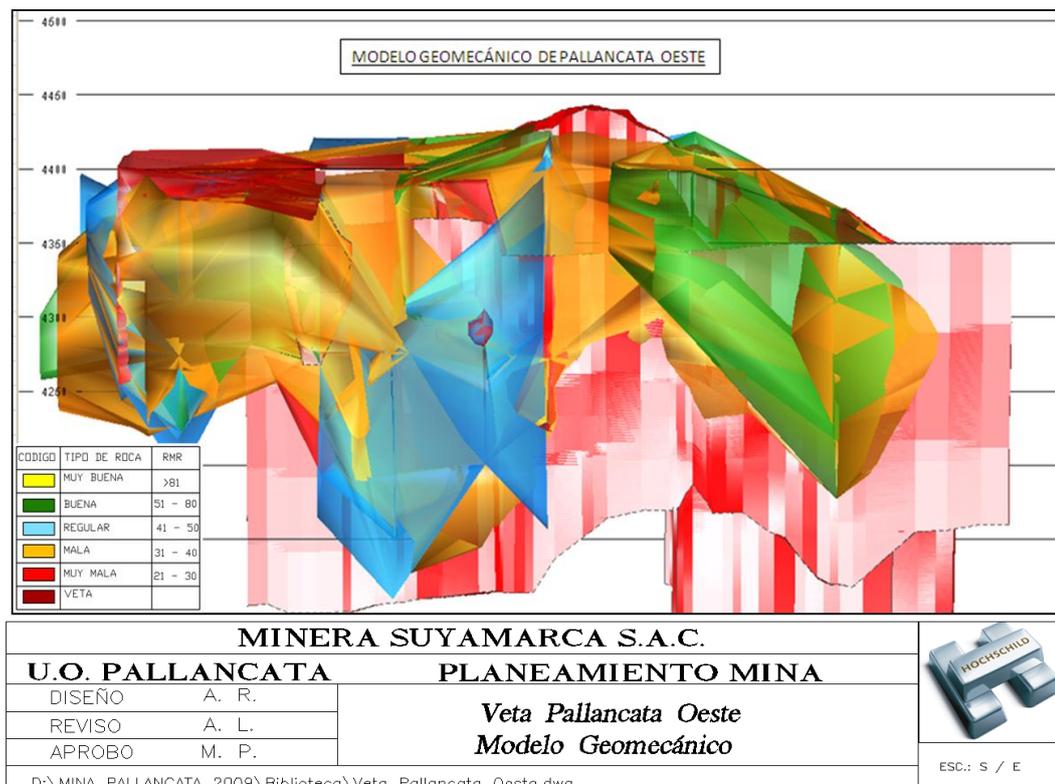
intemperización supergénica. La estructura principal (Veta Pallancata) se encuentra identificada por un halo de fuerte silicificación.

La alteración argílica avanzada ocurre en la caja techo, a lo largo de la estructura de la veta; en ocasiones, las lavas andesíticas que se presentan en forma de interdigitaciones tienen alteración argílica moderada. Exposiciones pequeñas de rocas con alteración de sílice y alunita están en la periferia de este cuerpo. La alunita es comúnmente cristalina e hipógena.

CAPITULO III

COMPORTAMIENTO GEOMECÁNICA

3.1 MODELO GEOMECÁNICO



Fuente: Compañía minera Suyamarca S.A.C.

Figura 3.1: Modelo 3D Geomecánico en veta Pallancata Oeste 2.3

3.1.1 Registro de datos

Para la caracterización de la masa rocosa de la Veta Pallancata Oeste, se registraron datos a partir del logueo Geomecánico de campo, que se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medición (En), representada por un tramo de extensión variable de la roca expuesta en los afloramientos rocosos de superficie, ubicados encima de la citada estructura mineralizada, y en subterráneo, en la rampa de acceso principal que está en construcción, por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM – International Society for Rock Mechanics).

Los parámetros tomados en cuenta fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia o grado de fracturamiento.

Cada celda de detalle constituyó una estación de medición (En), se realizaron 5 estaciones en afloramientos rocosos de superficie y 6 estaciones en la rampa de acceso principal, haciendo un total de 11 estaciones de medición.

Durante la fase de trabajos de campo, una de las actividades de mayor importancia ha sido el logueo geotécnico de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, realizadas como parte de los trabajos de exploración del yacimiento.

Anteriormente, el personal del proyecto ya había realizado este trabajo y lo que se hizo en esta oportunidad fue verificar este trabajo, en los tramos de interés y seleccionando perforaciones diamantinas claves. Los parámetros de observación y medición en este caso fueron similares al mapeo Geomecánico de afloramientos rocosos. Cabe indicar además que en el logueo de testigos se tuvo la oportunidad de registrar valores propiamente dichos de RQD (Rock Quality Designation).

El logueo geotécnico de testigos rocosos realizado, corresponde exclusivamente a la Veta Pallancata Oeste, para el objetivo de este estudio, habiéndose logueado 21 taladros en total, los mismos que han permitido determinar y zonificar la calidad del macizo rocoso en la caja techo, el mineral y la caja piso.

3.1.2 Aspectos litológicos

En toda el área de la Veta Pallancata Oeste predominan las tobas, tobas brechosas, brechas de flujo y lavas andesíticas. En la caja techo, ubicada al SW, se presentan mayormente tobas y tobas brechosas con alteración argílica. En la caja piso, ubicada al NE, se presentan tobas, tobas

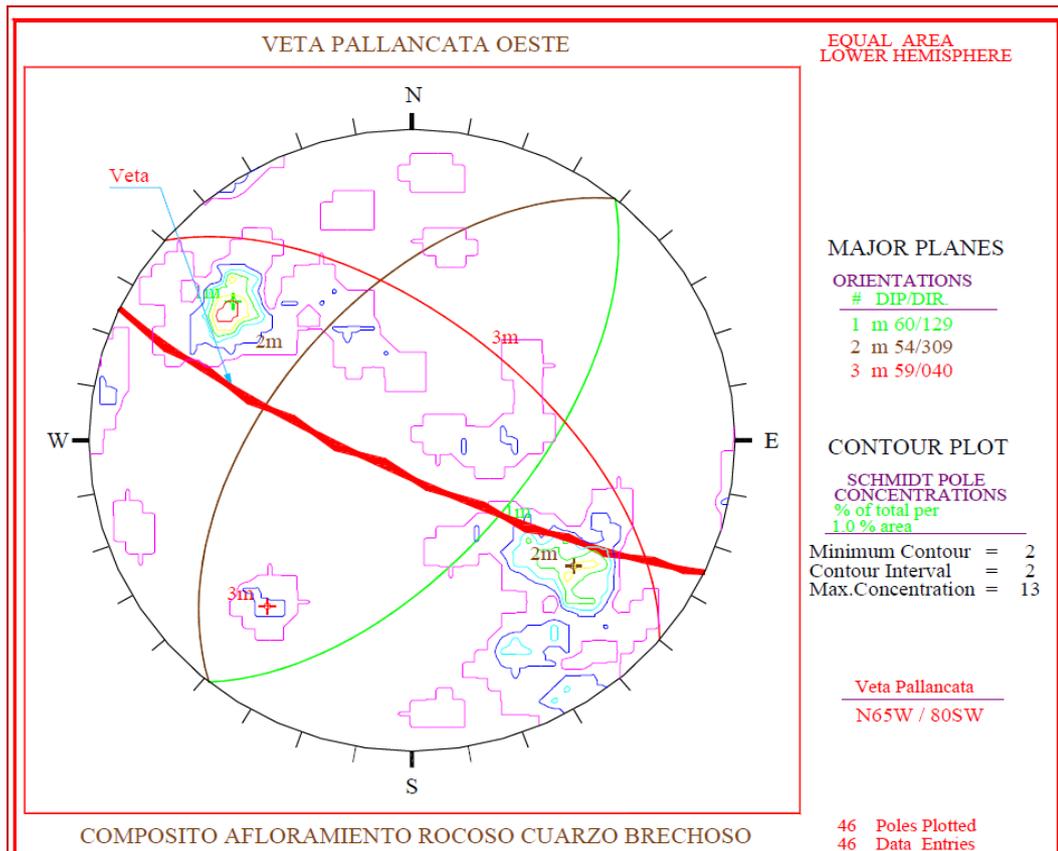
brechosas, tobas brechosas silicificadas y andesitas silicificadas compactas interdigitadas.

El mineral de la veta se caracteriza por presentar cuarzo y cuarzo brechoso, de coloración lechosa a cuarzo hialino con contenidos de Ag y Au.

3.1.3 Distribucion de discontinuidades

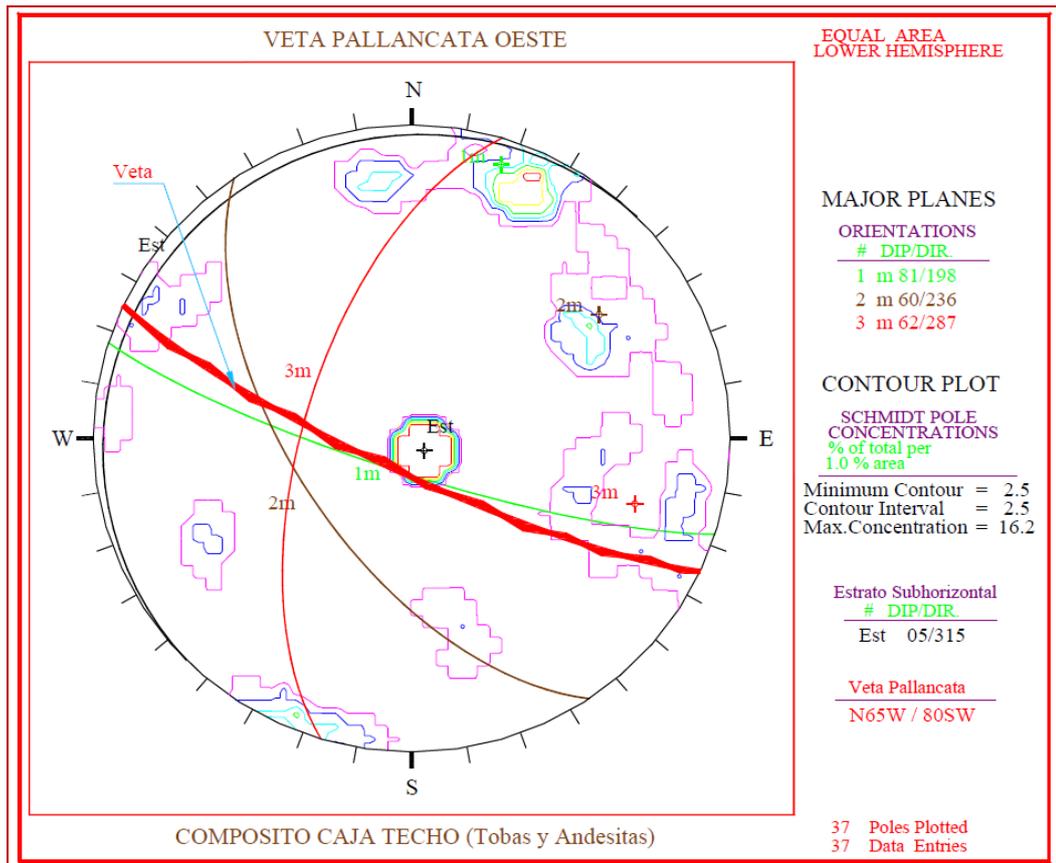
Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos

orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS Versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004). Por presentar mejores facilidades gráficas de salidas de los estereogramas, se ha utilizado también la versión avanzada 3.12 (1989 - 95) elaborada por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA	
DISEÑO A. R.	<i>Sistema de Discontinuidades</i>	
REVISO A. L.		
APROBO M. P.		ESC.: S / E
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg		

Fuente: Departamento de Geomecánica - Unidad Minera Pallancata
Figura 3.1.3: Sistemas de discontinuidades del mineral y de la caja piso, representado por el afloramiento cuarzo brechoso



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		 ESC.: S / E
U.O. PALLANCATA		
DISEÑO	A. R.	
REVISO	A. L.	
APROBO		M. P.
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg		

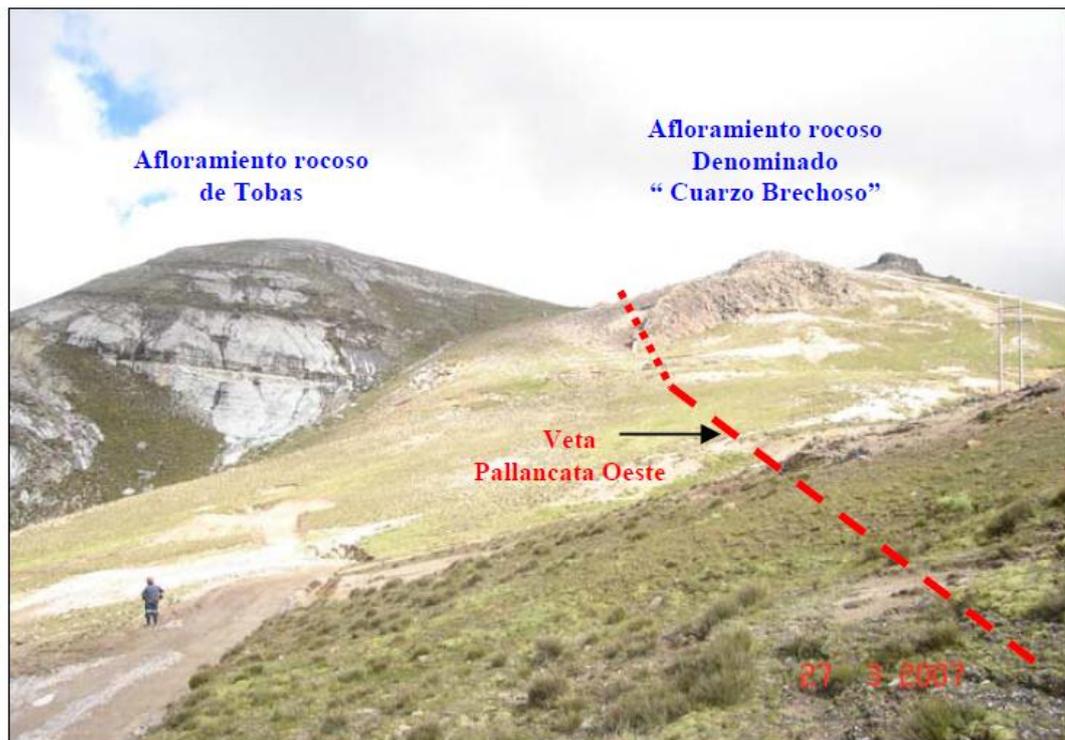
Fuente: Departamento de Geomecánica - Unidad Minera Pallancata

Figura 3.1.3A: Sistemas de discontinuidades de la caja techo en tobas y andesitas

Tabla 3.1.3: Resumen de los sistemas de discontinuidades estructurales

UBICACIÓN	SISTEMA 1	SISTEMA 2	SISTEMA 3
Afloramiento Cuarzo lechoso	N39°E/ 60°SE	N39°E/ 54°NW	N50°W/ 59°NE
Mineral y caja piso	129°/60°	309°/54°	040°/59°
Tobas andesitas	N72°W/ 81°SW	N34°W/ 60°SW	N17°E/ 62°NW
Rampa - Caja Techo	198°/81°	236°/60°	287°/62°

Fuente: Departamento de Geología Unidad Minera Pallancata



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		 <small>ESC.: S / E</small>
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA	
DISEÑO A. R.	<i>Imágenes de Afloramientos Rocosos en Superficie</i>	
REVISO A. L.		
APROBO M. P.		
<small>D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg</small>		

Fuente: Departamento de Geología Unidad Minera Pallancata

Figura 3.1.3B: Ubicación de afloramientos rocosos en superficie

Tabla 3.1.3: Resumen de los sistemas de discontinuidades estructurales

Ubicación	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Afloramiento Cuarzo lechoso Mineral y caja piso	N39°E/ 60°SE 129°/60°	N39°E/ 54°NW 309°/54°	N50°W/ 59°NE 040°/59°
Tobas andesitas Rampa - Caja Techo	N72°W/ 81°SW 198°/81°	N34°W/ 60°SW 236°/60°	N17°E/ 62°NW 287°/62°

Fuente: Departamento de Geología Unidad Minera Pallancata

A partir de estos resultados, podemos establecer las siguientes características del arreglo estructural de la masa rocosa en el ámbito de la Veta Pallancata Oeste:

A.- El mineral y la caja piso están representados por el afloramiento de cuarzo brechoso, en dónde la masa rocosa presenta tres sistemas de discontinuidades estructurales: el Sistema 1, tiene rumbo NE y moderado buzamiento al SE; el Sistema 2, tiene rumbo NE con moderado buzamiento al NW; y el Sistema 3 tiene rumbo NW y moderado buzamiento al NE. Los Sistemas 1 y 2 son los principales y el Sistema 3 es secundario. Los sistemas principales se presentan transversales a la estructura mineralizada, mientras que el sistema secundario se presenta alineado a la misma, pero con buzamiento opuesto.

B. La caja techo, está representada por las tobas y andesitas mapeadas en la rampa de acceso principal en actual construcción. En este caso, la masa rocosa está conformada por tres sistemas de discontinuidades estructurales: el Sistema 1, con rumbo NW y alto buzamiento al SW; el Sistema 2, con rumbo NW y moderado buzamiento al SW; y el Sistema 3, con rumbo NNE y moderado buzamiento al NW. El Sistema 1 es subparalelo a la estructura mineralizada y los Sistemas 2 y 3 respectivamente, diagonal y transversal a la misma. Adicionalmente, en las tobas, se presentan pseudo-estratos de orientación sub-horizontal, esto se observa en los afloramientos en superficie (ver Foto 2.6). Cabe mencionar que los afloramientos rocosos que se han tenido disponibles en el área de la Veta Pallancata Oeste han sido escasos, razón por la cual se ha asumido por ejemplo que el afloramiento cuarzo brechoso está

representando al mineral y a la caja piso, de similar manera se ha asumido que las tobas y andesitas mapeadas en la rampa están representando a la caja techo, no obstante estar alejados de la misma. Consecuentemente, las conclusiones a las hemos llegado respecto al arreglo estructural de la masa rocosa asociada a esta veta, podrían variar en el futuro a la luz de la nueva información que se tendrá disponible como producto del avance del minado. Con esta nueva información se podrá afinar el diseño inicial.

3.1.4 ASPECTOS ESTRUCTURALES

Las características estructurales de las discontinuidades, se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geomecánico de afloramientos rocosos y logueo geotécnico de testigos de las perforaciones diamantinas, el que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades mayores (fallas) y menores (diaclasas).

3.1.4.1 Fallas

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 3 a 10 m. La persistencia es de metros unas pocas decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son rugosas con ciertas ondulaciones. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 2 y 5 cm.

El área de influencia de las fallas es de 5 a 10 cm. Las fallas son estructuras favorables para las filtraciones de aguas superficiales hacia el interior del macizo rocoso.

3.1.4.2 Diaclasas

Siendo de interés para el presente estudio tener las características estructurales de las cajas (techo y piso) y del mineral de la Veta Pallancata Oeste, a continuación se hace una descripción de estas características:

- En la caja techo, las discontinuidades de la masa rocosa presentan espaciamientos de 6 a 20 cm, persistencias de 3 a 10 m,
- Aperturas menores de 1 mm, paredes ligeramente rugosas a lisas,
- Rellenos suaves menores de 5 mm,
- Intemperización de moderada a alta, y
- Condiciones mojadas de presencia de agua. En profundidad hay una tendencia a mejorar estas características.

En el mineral, las discontinuidades presentan las siguientes características estructurales: espaciamientos de 20 a 60 cm, persistencias de 3 a 10 m, aperturas menores de 1 mm, paredes rugosas, rellenos suaves menores de 5 mm, intemperización ligera, y condiciones húmedas de presencia de agua. En profundidad estas características se mantienen. en la caja piso, las discontinuidades tienen las siguientes características estructurales: espaciamientos de 20 a 60 cm, persistencias de 3 a 10 m, aperturas menores de 1 mm, paredes rugosas a ligeramente rugosas,

rellenos suaves menores de 5 mm, intemperización ligera, y condiciones húmedas de presencia de agua. En profundidad estas características se mantienen.

3.2 CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante en el rubro 3.4.1 – Resistencia de la roca intacta.

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. También se obtuvieron valores del RQD (Rock Quality Designation) a partir del logueo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas que se tuvieron disponibles. El criterio utilizado para clasificar a la masa rocosa se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 3.2: Criterio de clasificación de la masa rocosa

TIPO DE ROCA	RANGO RMR	CALIDAD SEGÚN RMR
II	mayor a 60	Buena
IIIA	51-60	Regular A
IIIB	41-50	Regular B
IVA	31-40	Mala A
IVB	21-30	Mala B
V	menor a 20	Muy Mala

Fuente: Departamento de Geomecánica – U. M. Pallancata

Desde que aún no se tienen labores mineras para caracterizar directamente la masa rocosa, se ha aprovechado la información suministrada por los testigos de las perforaciones diamantinas realizadas como parte de la exploración del yacimiento.

En la tabla 3.2A se da una relación de las perforaciones diamantinas mapeadas geotécnicamente para establecer la calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral de la Veta Pallancata Oeste.

Tabla 3.2A: Relación de perforaciones diamantinas mapeadas geotécnicamente - Veta Pallancata Oeste

NIVEL	PERFORACIONES
4400	DLPL-A52, DLPL-A57
4300	DLPL-A16, DLPL-A19, DLPL-A28, DLPL-32, DLPL-A41, DLPL-A46
4200	DLPL-A01, DLPL-A05, DLPL-A06, DLPL-08, DLPL-A14, DLPL-A23, DLPL-A54
4100	DLPL-A03, DLPL-A11, DLPL-A12, DLPL-A13, , DLPL-A20
4000	DLPL-A17

Fuente: Departamento de Geomecánica - Unidad Minera Pallancata

Según la tabla 3.2B, las características de calidad de la masa rocosa de la Veta Pallancata Oeste entre los niveles 4400 al 4100 msnm, son:

Tabla 3.2B: Clasificación Geomecánica de la masa rocosa por niveles

NIVELES	RMR VALORES OBTENIDOS	PROMEDIO	TIPO DE ROCA	CALIDAD
Nv. 4400				
Caja Techo A (Tb)	25,25	25	IVB	Mala B
Mineral (Qz, Bx)	63,60	62	II	Buena
Caja Piso (Tb, Tb-Bx)	61,54	58	IIIA	Regular A
Nv. 4300				
Caja Techo A (Tb)	27,28,36,27,15	27	IVB	Mala B
Caja Techo B (Tb, Tb-Bx)	55	55	IIIA	Regular A
Mineral (Qz, Bx)	62,59,61,60,58,61	61	II	Buena
Caja Piso (Tb, Tb-Bx)	61,55,61,58,59,60	59	IIIA	Regular A
Nv. 4200				
Caja Techo A (Tb)	26,27,15,35,25	27	IVB	Mala B
Caja Techo B (Tb, Tb-Bx)	57,54	56	IIIA	Regular A
Mineral (Qz, Bx)	61,61,52,50,64,52,54	56	IIIA	Regular A
Caja Piso (Tb, Tb-Bx)	51,54,52,58,59,56,58	54	IIIA	Regular A
Nv. 4100				
Caja Techo A (Tb)	26,26,27	26	IVB	Mala B
Caja Techo C (Tb, Bx-And)	47,39	43	IIIB	Regular B
Mineral (Qz, Bx)	48,48,61,46,59	53	IIIA	Regular A
Caja Piso (Tb, Tb-Bx, And)	48,48,50,47,51	49	IIIB	Regular B

Fuente: Departamento de Geomecánica - Unidad Minera Pallancata

Nota: Caja Techo A = Caja techo de todo el mineral económico. Caja Techo B = Caja techo ubicada en el extremo Oeste del mineral económico. Caja Techo C = Caja techo ubicada en los niveles más profundos del mineral económico.

Nv. 4400:

- A. Las tobas de la caja techo son de calidad Mala B (IVB), con RMR promedio 25, debido a la alteración argílica avanzada y en algunos casos a la presencia de la falla alineada a la estructura de la veta. El espesor de este paquete de mala calidad en la parte central del yacimiento llega hasta algo más de 15 m, tendiendo a disminuir hacia los extremos. Le sigue a este paquete una roca Mala A (IVA) o eventualmente una roca Regular B (IIIB).

- B. La zona mineralizada compuesta por cuarzo brechoso silicificado y de alta resistencia, presenta una masa rocosa de calidad Buena (II) con RMR promedio de 62.
- C. Las tobas brechosas moderadamente silicificadas de la caja piso, mayormente son de calidad Regular A (IIIA), con RMR promedio 58. Además de tobas brechosas, en la caja piso se tienen también interdigitaciones de andesitas silicificadas.

Nv. 4300:

- A. Las tobas de la caja techo son de calidad Mala B (IVB), con RMR promedio 27. En forma local y ubicada en la zona extrema al Oeste del mineral económico (Sección 900) se tiene roca de calidad Regular A (IIIA), por el grado de silicificación, con RMR 55. El espesor de roca mala es desde 2 m (falla) hasta algo más de 15 m.
- B. El mineral, conformado por cuarzo brechoso silicificado, con relleno de óxidos tipo stockwork, tiene calidad Buena (II), con RMR promedio de 61.
- C. Las tobas y tobas brechosas ligeramente silicificadas de la caja piso, compactas y masivas, presentan calidad Regular A (IIIA) con RMR promedio 59.

Nv. 4200:

- A. Las tobas de la caja techo en la zona del mineral económico son de calidad Mala B (IVB), con RMR promedio 27, por la alteración argílica avanzada y en algunos casos por la presencia de la falla alineada a la

estructura de la veta de Pallancata. Esta zona de la caja techo de mala calidad tiene espesores entre 2 a 10 m. Localmente y en la zona extrema al Oeste de la zona de mineral económico (Sección 850) se tiene una roca de calidad Regular A (IIIA) con RMR promedio 56.

- B. El mineral compuesto por roca brechosa cuarzosa, lechosa a hialina, de dureza alta, silicificada, con relleno de óxidos tipo stockwork, presenta calidad Regular A (IIIA), con RMR promedio de 56.
- C. Las tobas y tobas brechosas silicificadas de la caja piso, presentan calidad Regular A (IIIA), con RMR promedio 54.

Nv. 4100:

- A. Las tobas brechosas de la caja techo en la zona del mineral económico son de calidad Mala B (IVB), con RMR promedio 26. En forma muy local y en los niveles inferiores (profundidad del nivel 4000 al 4150) se tienen rocas de calidad Regular B con RMR promedio 43. La roca de mala calidad tiene espesores de 4 a 12 m.
- B. El mineral, conformado por una brecha cuarzosa silicificada con relleno de óxidos tipo stockwork, tiene calidad Regular A (IIIA), con RMR promedio de 53.
- C. Las tobas y tobas brechosas ligeramente silicificadas de la caja piso, compactas y masivas, presentan calidad Regular B (IIIB) con RMR promedio 49.

En resumen, podemos establecer que la caja techo está conformada por rocas de mala calidad (IVB), el mineral de la veta está conformado por

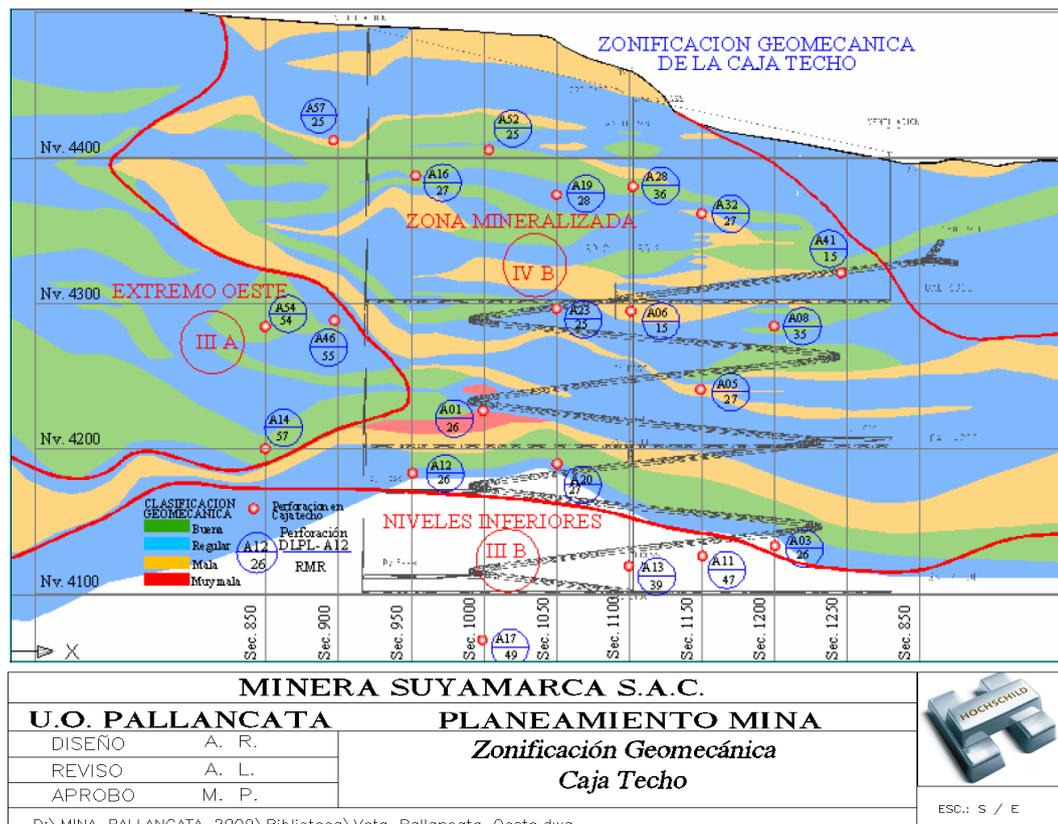
rocas de calidad entre regular a buena (IIIA-II) y la caja piso está conformada mayormente por rocas de calidad regular (IIIA). Estas características persisten en todo el ámbito de la estructura de la veta, sin considerar la parte sub-superficial que ha sido afectada por la intemperización.

3.3 ZONEAMIENTO GEOMECÁNICO DE LA MASA ROCOSA

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y /mecánicas similares. Por ello, es necesario realizar la zonificación geomecánica o lo que es lo mismo establecer los dominios estructurales.

Considerando los aspectos litológicos, geoestructurales, grado de alteración y calidad del macizo rocoso, se han definido estos dominios estructurales en el área de estudio de la Veta de Pallancata Oeste. Esta zonificación ha sido realizada entre los Nvs. 4400 al 4000, ya que los sondajes exploratorios cruzan a la veta entre estos niveles, y por tanto se pudo tener la información geomecánica a través del mapeo geotécnico de los testigos rocosos. Cabe indicar, que siendo similares las características del arreglo estructural de la masa rocosa en toda el área de estudio, la calidad de la masa rocosa es la que ha definido la zonificación en tres sectores principales: caja techo, mineral o zona mineralizada y caja piso.

La caja techo ha sido zonificada también de manera longitudinal, esta zonificación se puede ver en la Figura 3.3 La zona dominante es la central, denominada “zona mineralizada” la que cubre a casi todo el mineral económico, en donde se presentan tobas de calidad Mala B (IVB); otra zona geomecánica de la caja techo es la denominada “extremo Oeste” por ubicarse en este sitio respecto al mineral económico, aquí se presentan tobas brechosas silicificadas, compactas y masivas, de calidad Regular A (IIIA); y finalmente, una tercera zona geomecánica se ubica en los “niveles inferiores” (Nvs. 4000 a 4150), en donde se presentan andesitas porfíricas con ligera silicificación de calidad Regular B (IIIB).



Fuente: Departamento de Geomecánica - Unidad Minera Pallancata

Figura 3.3: Zonificación Geomecánica longitudinal de la caja techo de Veta Pallancata Oeste

En la Figura 3.3, se puede ver también que el total de sondajes diamantinos mapeados geotécnicamente fueron 21, el 72 % de estos sondajes se encuentran cubriendo la “zona mineralizada”, el 14 % cubriendo la zona “extremo Oeste” y el 14 % cubriendo la “zona niveles inferiores”. Consecuentemente podemos concluir que aproximadamente el 72 % de la caja techo está conformada por tobas de calidad Mala B (IVB).

Transversalmente a la estructura mineralizada, el espesor de este paquete de mala calidad en la parte central del yacimiento llega hasta algo más de 15 m, tendiendo a disminuir hacia los extremos. Le sigue a este paquete una roca Mala A (IVA) o eventualmente una roca Regular B (IIIB).

Tabla 3.3: Resumen del Zoneamiento Geomecánico

Ubicación		Niveles				Rango	Dominio	Calidad
		4400	4300	4200	4100			
	A-Tb	25	27	27	26	25-27	IVB	Mala B
Caja Techo	B-Tb-Bx	---	55	56	---	55-56	IIIA	Reg. A
	C-Tb-Bx-And.	---	---	---	43	43	IIIB	Reg. B
Mineral	Qz-Bx	62	61	56	53	53-62	IIIA-II	Reg. A-Buena
Caja Piso	Tb-Tb-Bx, And	58	59	54	49	49-59	IIIA-IIIB	Reg. B-Reg A

Fuente: Departamento de Geomecánica - Unidad Minera Pallancata

Nota: Caja Techo A = Caja techo de todo el mineral económico. Caja Techo B = Caja techo ubicada en el extremo Oeste del mineral económico. Caja Techo C = Caja techo ubicada en los niveles más profundos del mineral económico.

Según este cuadro, se definen tres zonas geomecánicas o dominios estructurales: caja techo, mineral y caja piso. La caja techo a su vez tiene tres zonas muy importantes denominadas en este caso “A”, “B” y “C” (ver Nota al pie de la tabla 3.3).

A continuación se describe cada uno de los dominios identificados de la Veta Pallancata Oeste:

Dominio Estructural DE- IVB – Caja Techo

Este dominio estructural está conformado exclusivamente por roca volcánica tobácea y tobas brechosas con textura porfirítica e inclusiones de fragmentos líticos, estas son masas rocosas de calidad Mala B (IVB) con rango de RMR entre 25 a 27, debido a la presencia de una zona de falla subparalela a la veta de Pallancata Oeste como se puede apreciar en las secciones generalizadas, así mismo por el grado de alteración argílica moderada a avanzada y fracturamiento moderado a alto.

Este dominio es de mayor predominancia en la caja techo de la Veta Pallancata Oeste. Como se mencionó anteriormente, transversalmente a la estructura mineralizada, el espesor de este dominio estructural en la parte central del yacimiento llega hasta algo más de 15 m, tendiendo a disminuir hacia los extremos. Le sigue a este dominio una roca Mala A (IVA) o eventualmente una roca Regular B (IIIB).

Dominio Estructural DE-III A – Caja Techo

Este dominio estructural está conformado por roca volcánica tobácea y tobas brechosas silicificadas, compactas, duras y masivas con textura porfirítica, estas son masas rocosas de calidad Regular A (III A) con rango de valores promedios de RMR entre 55 a 56. Corresponde a la caja techo del “extremo Oeste” del mineral económico (Secciones 850 y 900). Cabe mencionar que entre el mineral y este dominio estructural hay una capa muy delgada de rocas de calidad Mala A (IV A) que pueden alcanzar a lo más 2 m. Por la información que se ha tenido disponible, las rocas del dominio DE-III A continúan en la caja techo como rocas de calidad regular a buena.

Dominio Estructural DE- III B – Caja Techo

Este dominio estructural está conformado por rocas volcánicas tobáceas y por tobas brechosas silicificadas con intercalaciones de andesitas porfiríticas ligeramente silicificadas, estas son masas rocosas de calidad Regular B (III B) con valores de RMR promedio de 43. Este dominio estructural corresponde a los niveles inferiores del mineral económico (Nv. 4000 a 4150), con tendencia a presentar mineral de baja ley o leyes muy erráticas.

Dominio Estructural DE-III A-II – Mineral

Dentro de este dominio estructural se encuentran las masas rocosas constituidas por cuarzo brechoso silicificado, de coloración lechoso a hialino, de buena resistencia, con presencia de oxidaciones. Esta zona de

mineralización se mantiene en forma homogénea en toda la extensión de la Veta Pallancata Oeste, solo con algunas variaciones en los contactos litológicos. En general, la zona de mineralización corresponde a masas rocosas de calidad Regular A (IIIA) a Buena (II), predominando la calidad Buena.

Dominio Estructural DE-III B-III A – Caja Piso

Este dominio estructural está conformado por tobas, tobas brechosas y muy puntualmente por andesitas silicificadas de buena resistencia. La calidad de la roca aquí es Regular B (IIIB) para las tobas brechosas y Regular A (IIIA) para las tobas silicificadas, las que se presentan masivas a ligeramente fracturadas y compactas. Estas características de calidad mantienen en toda la extensión de la caja piso de la Veta Pallancata Oeste. En general la caja piso presenta mejores condiciones geomecánicas que la caja techo.

3.4 RESISTENCIA DE LA ROCA

3.4.1 Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta. Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geotécnico de las labores mineras se ejecutaron ensayos de golpe con el martillo de geólogo, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta. Los rangos de valores de las resistencias así estimadas se presentan en el siguiente cuadro:

Tabla 3.4.1: Resistencia compresiva de la roca intacta Estimada con martillo de Geólogo

UBICACIÓN		RANGO RESIST.	DOMINIO
		COMPRESIVA -MPA	
	A-Tb	2 a 5	IVB
Caja Techo	B-Tb-Bx	50-100	IIIA
	C-Tb-Bx-And.	25-50	IIIB
Mineral	Qz-Bx	100-200	IIIA-II
Caja Piso	Tb-Tb-Bx, And	50-150	IIIA-IIIB

Fuente: Departamento de Geomecánica – U.M. Pallancata

A fin de verificar estos resultados de campo, se llevaron a cabo en el Laboratorio Geotécnico de Hidroenergía Consultores en Ingeniería S.R.L., ensayos de carga puntual sobre muestras rocosas provenientes de los testigos de las perforaciones diamantinas, a partir de los cuales se estimó la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta. Los resultados son presentados como resumen en la **Tabla 3.4.1A**.

Tabla 3.4.1A: Resistencia compresiva de la roca intacta Ensayos de carga puntual

UBICACIÓN		RANGO RESIST.	DOMINIO
		COMPRESIVA -MPA	
	A-Tb	---	IVB
Caja Techo	B-Tb-Bx	---	IIIA
	C-Tb-Bx-And.	32-48	IIIB
Mineral	Qz-Bx	150-200	IIIA-II
Caja Piso	Tb-Tb-Bx, And	60-65	IIIA-IIIB

Fuente: Departamento de Geomecánica – U.M. Pallancata

Excepto para las rocas de la caja piso, los valores de resistencia obtenidos con estos ensayos están dentro de los rangos de resistencia

hallados con los ensayos de golpe con el martillo de geólogo. La baja resistencia obtenida en las rocas de la caja piso se debe a que la muestra correspondió a una zona de brecha.

Otro parámetro importante del comportamiento mecánico de la roca intacta es la constante “mi” del criterio de falla de Hoek & Brown. Este parámetro fue estimado para cada tipo de roca utilizando el programa Roclab (Rocscience, 2002). Así, se tienen los siguientes valores de “mi”:

Tabla 3.4.1B: Valores de la constante “mi” de la roca intacta

UBICACIÓN		CONSTANTE	DOMINIO
		MI	
	A-Tb	8	IVB
Caja Techo	B-Tb-Bx	18	IIIA
	C-Tb-Bx-And.	13	IIIB
Mineral	Qz-Bx	20	IIIA-II
Caja Piso	Tb-Tb-Bx, And	18	IIIA-IIIB

Fuente: Departamento de Geomecánica – U.M. Pallancata

Finalmente, para propósitos de los cálculos de diseño se ha considerado los siguientes valores de densidad de la roca: estéril 0.024 MN/m³ y mineral 0.0246 MN/m³.

3.4.2 Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión

de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Para propósitos de los cálculos de diseño, se ha estimado el ángulo de fricción básico mediante ensayos del tablero inclinable (“tilt test”, con testigos de las perforaciones diamantinas. En el siguiente cuadro los resultados:

Tabla 3.4.2: Ángulos de fricción básicos de ensayos con tablero inclinable

UBICACIÓN		ANGULO DE	DOMINIO
		FRICCIÓN BASICO	
	A-Tb	---	IVB
Caja Techo	B-Tb-Bx	32-34	IIIA
	C-Tb-Bx-And.	32-34	IIIB
Mineral	Qz-Bx	30-34	IIIA-II
Caja Piso	Tb-Tb-Bx, And	30-34	IIIA-IIIB

Fuente: Departamento de Geomecánica – U.M. Pallancata

3.4.3 Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002), mediante el programa Roclab de Rocscience Inc. (2006). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta y de la constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en este estudio. Como en el mapeo geomecánico fueron observadas mayormente condiciones húmedas de presencia del agua, los valores de calidad RMR corresponden a los valores de GSI (Indice de Resistencia Geológica), excepto para la caja techo (DE-IVB) donde las condiciones consideradas fueron mojadas.

En la tabla 3.4.3, se presentan los resultados obtenidos sobre las propiedades de resistencia de la masa rocosa de los diferentes dominios estructurales de la Veta Pallancata Oeste.

Tabla 3.4.3: Características de resistencia de la masa rocosa

Ubicación	GSI	σ_c Mpa	m_i	MR	m_{mr}	S_{mr}	σ_{cmr} Mpa	Emr Gpa	Poisson v
Caja Techo									
A-Tb	28	5	8	200	0.321	0.0001	0.33	44.5	0.3
B-Tb-Bx	55	100	18	400	2.414	0.0031	20.79	9406	0.25
C-Tb-Bx-And.	43	40	13	300	1.021	0.0007	5.22	1296	0.27
Mineral									
Qz-Bx	58	175	20	375	3.067	0.0046	41.27	18417	0.25
Caja Piso									
Tb-Tb-Bx, And	54	100	18	400	2.309	0.0027	20.28	8846	0.26

Fuente: Departamento de Geomecánica – U.M. Pallancata

3.5 CONDICIONES ESPECIALES DE LA MASA ROCOSA

Estas condiciones podrían estar referidas a las características de expansión (swelling rock) en presencia de agua y a las características de alta deformabilidad (squeezing rock) de las tobas de la caja techo (DE-IVB).

Durante el logueo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas, se ha observado en dichas tobas una ligera expansión o hinchamiento en presencia del agua, debido posiblemente a la presencia de montmorillonita por la alteración argílica. Por la mala calidad de la masa rocosa y por sus características de expansión ligera, es posible que también estas tobas presenten comportamiento de alta deformabilidad, mostrando deformaciones en función del tiempo. Será importante tomar

en cuenta estas características para la instalación del sostenimiento de ser el caso.

3.6 CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA

El drenaje de las aguas de escorrentía superficial en el área de estudio, es en sentido SE. Estas aguas son captadas por el río de Suyamarca, que se ubica a cientos de metros aguas abajo de la boca mina de dicho proyecto.

La presencia del agua subterránea dentro de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas es inminente, ya que se tiene muy cerca de la zona de explotación la Quebrada Chaquipucro, por donde drenan las aguas superficiales en forma constante, esperándose que esta agua se infiltre hacia el interior del macizo rocoso. Se ha observado en la excavación de la rampa afloramientos de agua en forma de flujos localizados o puntuales, y también en forma de goteos en algunos casos y con paredes mojadas, lo cual influye en las condiciones de estabilidad de la excavación.

Muy particularmente, la presencia del agua en las tobas de mala calidad (DE-IVB) podría ser muy perjudicial para la estabilidad de la caja techo, puesto que se ha observado que esta roca es rápidamente intemperizada por el agua, desmejorando aun más su calidad. Este hecho, también debe tomarse en cuenta para el uso del relleno hidráulico con relaves, que se

piensa combinar con el relleno detrítico. El agua del relleno hidráulico podría acentuar los problemas de estabilidad de la caja techo.

Es recomendable que como parte del desarrollo del Proyecto Pallancata, Minera Suyamarca S.A.C. encargue a una firma especializada la ejecución de un estudio hidrológico hidrogeológico, cuyos resultados servirán para diversos estudios futuros de mayor detalle. Asimismo, es recomendable que en las perforaciones a futuro que se realice con fines de exploraciones, se instalen piezómetros tipo Casagrande para monitorear tanto los niveles como la calidad del agua subterránea.

3.7 ESFUERZOS IN-SITU

Tomando como referencia el Nv. 4200, la profundidad del futuro minado será de aproximadamente 250 m respecto a la superficie del terreno, por ello, se anticipa que los esfuerzos serán de magnitud relativamente baja o pudiendo llegar a moderada. Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando una profundidad de 250 m antes señalada. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 6.25 MPa.

La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimado utilizando el criterio de Sheorey (1994) y las observaciones de campo realizadas, según esto, k sería aproximadamente 0.75, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal insitu también de 4.7 MPa.

3.8 PARAMETROS DE MINADO

3.8.1 Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Existen direcciones preferenciales en las cuales debe ser alineado el avance de las excavaciones, para lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad, ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular a las estructuras principales; de manera contraria, las condiciones más desfavorables para la estabilidad, ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma paralela a las estructuras principales.

Según los resultados mencionados sobre el análisis de distribución de discontinuidades estructurales, para el mineral y la caja piso, la dirección preferencial de avance de las excavaciones ocurre en forma paralela al rumbo de la estructura mineralizada (N65°W), lo cual es una ventaja desde el punto de vista de las condiciones de estabilidad de las excavaciones, porque esta dirección es casi obligada para las labores de acceso y preparación y para los tajeos.

Tomando en cuenta el arreglo estructural de la caja techo, la dirección preferencial de avance de las excavaciones sería N60°E. En la dirección de avance paralela al rumbo de la estructura (N65°W) las condiciones de estabilidad de la caja techo son las más desfavorables, desde que el sistema de discontinuidades más importante tiene orientación paralela a la caja techo. Además de tener la caja techo las rocas de inferior calidad,

su arreglo estructural también resulta desfavorable para su estabilidad, por lo que aquí será importante el sostenimiento.

3.8.2 Aberturas máximas y tiempos de auto sostenimiento

Las aberturas máximas y su tiempo de autosostenimiento han sido estimados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q – 1974) para propósitos de obras de ingeniería, en este caso para el planeamiento y diseño de la mina. Aquí no se consideran las condiciones especiales que pudieran estar presentes en la zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, tomando en cuenta otros aspectos como velocidad de explotación, el ritmo de producción, el equipo y el personal disponible.

Hay aspectos importantes a tomarse en cuenta, en relación a la aplicación de las aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento, para el establecimiento de las dimensiones de las excavaciones, particularmente de los tajeos, y los procedimientos operativos. Estos aspectos son:

- A. En las rocas de mala calidad de la caja techo (DE-IVB), con RMR de 25 a 27, los abiertos temporales máximos a los que podrían exponer esta caja son: longitud 4 a 5 m y altura 5 a 6 m. El tiempo de autosostenimiento con tales dimensiones sería de unas pocas horas. Si estas excavaciones estuvieran abiertas por mayor tiempo o fueran

de mayor tamaño, se tendría que utilizar sostenimiento sistemático e inmediato. Si estas excavaciones fueran de menor tamaño, el tiempo de autosostenimiento será mayor, de acuerdo al tamaño de las mismas.

- B. Para la masa rocosa mineralizada, de calidad Regular A (IIIA) a Buena (II), con RMR promedio de 58, los tajeos podrían llegar a los siguientes abiertos máximos temporales: ancho 18 m, altura 26 m. El tiempo de autosostenimiento con tales dimensiones sería aproximadamente de unas tres semanas. Si estas excavaciones estuvieran abiertas por mayor tiempo o fueran de mayor tamaño, se tendría que utilizar algún tipo de sostenimiento sistemático. Si estas excavaciones fueran de menor tamaño, el tiempo de autosostenimiento será mayor, de acuerdo al tamaño de las mismas.
- C. Para el caso de las rocas de la caja piso, cuya calidad varía de Regular A (IIIA) a Regular B (IIIB), con RMR promedio de 54, las excavaciones permanentes podrían llegar a los siguientes abiertos máximos: ancho 5 m y altura 8 m, con tiempo de autosostenimiento de unos 4 meses. Para el caso de excavaciones mineras temporales, los abiertos máximos serán: ancho 15 m y altura 22 m, con tiempo de autosostenimiento de unas dos semanas. Si estas excavaciones estuvieran abiertas por mayor tiempo o fueran de mayores dimensiones, se tendría que utilizar sostenimiento sistemático. Si estas excavaciones fueran de menor tamaño, el tiempo de autosostenimiento será mayor, de acuerdo al tamaño de las mismas.

Según las características de los abiertos máximos y tiempos de autosostenimiento establecidos en este acápite, las dimensiones de los tajeos estarán gobernadas por el comportamiento de la roca de mala calidad de la caja techo. Según los valores dados de abierto máximo y tiempo de autosostenimiento para estas rocas, será sumamente difícil poder aplicar métodos de minado masivo como el de subniveles con taladros largos, por ejemplo.

En el caso de aplicar el método de “corte y relleno” de acuerdo a los planes iniciales de minado, una solución para tener tajeos de mayor longitud podría ser un “escudo” de roca competente (mineral) de tal manera de sostener a la roca mala de la caja techo. Para el caso del mineral, hay tramos que sobrepasan los 18 m de potencia de la veta, en estos casos posiblemente se deben dejar pilares naturales para el soporte del techo.

3.8.3 Características de hundibilidad

Por sus características de calidad, las masas rocosas de la caja piso y del mineral tienen características de regular a mala hundibilidad, debido a la formación de tamaños de fragmentos medianos a grandes y necesidad de voladura secundaria mediana a alta; el radio hidráulico para el hundimiento en estos casos está en el rango de 20 a 30 y el radio hidráulico para tener excavaciones estables sin sostenimiento sistemático es de alrededor de 15.

Para el caso de la roca de mala calidad de la caja techo (DE-IVB), sus características de hundibilidad son de buena a muy buena, con formación de tamaños de fragmentos de pequeño a muy pequeño y necesidad de voladura secundaria de pequeña a muy pequeña; el radio hidráulico para el hundimiento es de alrededor de 10 y el radio hidráulico para tener una excavación estable sin sostenimiento sistemático es menor de 3. Si consideramos como altura de tajeos 5 m, la longitud de la caja techo de los tajeos estaría en el orden de unos 20 m. En el siguiente acápite se dan mayores detalles sobre las dimensiones de la caja techo de los tajeos, así como de los tajeos en general.

El criterio utilizado para dar las cifras en este acápite corresponde a los Diagramas de Estabilidad de Laubsher (1994). Como conclusión, podemos mencionar que las dimensiones de los tajeos estarán en función de las condiciones de estabilidad de la roca de mala calidad de la caja techo.

3.8.4 Dimensionamiento de tajeos

Para dimensionar los tajeos utilizamos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), tal como aparece en la publicación de Hoek, Kaiser y Bawden (1995) – Ref. 9. Este método fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981).

La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos. Información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento.

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

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

Dónde:

Q' =es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A =es el factor de esfuerzo en la roca

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

C =es el factor de ajuste gravitacional

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

la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”. Las superficies analizadas en este caso son el techo, la caja techo, la caja piso y las paredes de los extremos del tajeo.

Usando los valores del número de estabilidad N' , y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo a partir del “gráfico de estabilidad”. Para todo esto se ha utilizado el software STOPSOFT desarrollado por Graeme Fitz (1999). Los análisis para el techo en mineral fueron llevados a cabo considerando el rango de potencias de la Veta Pallancata Oeste: 5, 10, 15, 20 y 25 m.

Los análisis para la caja techo en tobas de mala calidad (DE-IVB) fueron llevados a cabo considerando alturas de tajeos de 5, 10, 15, 20 y 25 m. Varias longitudes de tajeos en el rumbo del cuerpo fueron evaluadas y los resultados fueron ploteados en el Gráfico de Estabilidad Modificado, a fin de observar si el diseño cae en la región “estable sin sostenimiento”, o en la región “sostenimiento opcional” o si se “requiere sostenimiento”.

Desde el punto de vista del interés de este estudio, son de mayor importancia los análisis de las dimensiones del techo y de la caja techo de los tajeos, queda en segundo plano los análisis de la caja piso por estar cubierto por los análisis del techo, desde que las condiciones geomecánicas son similares, por lo menos en el caso de las rocas DE-III A.

En la tabla 3.8.4, se presenta un resumen de los análisis realizados. A partir de estos resultados podemos concluir para el caso del techo de los tajeos así:

- Para las menores potencias del cuerpo (5 m), no habrá problemas para exponer techos estables en toda la longitud minable, requiriendo solo de sostenimiento esporádico según la roca lo requiera. Para potencias de 10 m, se podría exponer el techo estable sin sostenimiento sistemático (sino solo esporádico) hasta más de 100 m de longitud.
- Para potencias de 15, 20 y 25 m, las longitudes de exposición de los techos disminuye a medida que aumenta la potencia de la veta. Se pueden exponer los techos respectivamente a 50, 30 y 25 m respectivamente utilizando solo sostenimiento esporádico según la roca lo requiera.
- En general no habría mayor problema con la estabilidad de los techos por la calidad de Regular A (III A) a Buena (II) del mineral. Los análisis que se realizan más adelante, amplían la información sobre el comportamiento de la masa rocosa mineralizada en su interacción con la roca de la caja techo.

Tabla 3.8.4: Resumen de dimensiones de los tajeos

Superficie analizada	Altura (m)	Ancho Potencia (m)	Longitud en rumbo (m)	Radio Hidráulico (m)	Estabilidad
Techo del Tajeo en mineral	--	5	400	2.47	Estable Sin. Sost.
	--	5	>400	--	Sost. Opcional.
	--	10	100	4.55	Estable Sin. Sost.
	--	10	>100	--	Sost. Opcional.
	--	15	50	5.77	Estable Sin. Sost.
	--	15	>50	--	Sost. Opcional.
	--	20	30	6.00	Estable Sin. Sost.
	--	20	>30	--	Sost. Opcional.
	--	25	25	6.25	Estable Sin. Sost.
	--	25	>25	--	Sost. Opcional.
Caja Techo del Tajeo en Tobas	5	--	9	1.61	Estable Sin. Sost.
	5	--	10	1.67	Sost. Opcional.
	5	--	80	2.35	Sost. Opcional.
	10	--	5	1.67	Estable Sin. Sost.
	10	--	6	1.88	Sost. Opcional.
	10	--	25	3.57	Sost. Opcional.
	10	--	>25	--	Requiere Sostenimiento
	15	--	4	1.58	Estable Sin. Sost.
	15	--	5	1.88	Sost. Opcional.
	15	--	20	4.29	Sost. Opcional.
	15	--	>20	--	Requiere Sostenimiento
	20	--	3	1.30	Estable Sin. Sost.
	20	--	4	1.67	Sost. Opcional.
	20	--	12	3.75	Sost. Opcional.
	20	--	>12	--	Requiere Sostenimiento
	25	--	3	1.34	Estable Sin. Sost.
25	--	4	1.72	Sost. Opcional.	
25	--	10	3.57	Sost. Opcional.	

Fuente: Departamento de Geomecánica – U.M. Pallancata

Para el caso de la caja techo, los análisis realizados han indicado lo siguiente:

- A. Para 5 m de altura del tajeo, se puede exponer la caja techo hasta 9 m de longitud en el rumbo de la veta, manteniendo a la roca estable sin sostenimiento sistemático. Para mayores longitudes, según este

análisis, el sostenimiento sería opcional. Por experiencia el sostenimiento será necesario.

- B. Para alturas de 10, 15, 20 y 25 m, las longitudes de exposición “estables” cada vez disminuyen, respectivamente a 5, 4, 3 y 3 m. Por otro lado, respectivamente para longitudes de > 25, > 20, > 12 y > 10 m el sostenimiento sería obligatorio para mantener estable a la caja techo. Sin embargo, por la experiencia de los autores de este trabajo, el sostenimiento sería recomendable en las longitudes intermedias a las mencionadas.
- C. Con estos resultados del dimensionamiento de la caja techo, podría ser posible el minado por subniveles con taladros largos, en la modalidad transversal y con anchos de tajeos menores 4 m, según la altura entre los subniveles. Para que pueda haber una buena recuperación en este método de minado sería necesario la utilización de relleno cementado, de lo contrario se tendrían que dejar pilares de mineral.

3.8.5 Calculo de pilares puentes

En todas las conexiones verticales que presente la Veta Pallancata Oeste. se tendría que dejar un pilar puente de mineral entre los bloques de minado; en un tramo aproximadamente de 125 m; y 7 m en el lado Este, en un tramo de 75 m. Utilizando el programa CPILLAR Versión 3.03 de Rocscience Inc. (1998) se ha llegado a establecer las siguientes altura mínimas del pilar puente:

A.- Para el puente de 15 m de luz, ubicado al Oeste, su altura mínima es de 8 m. Para estas dimensiones el factor de seguridad es de 1.89 y la probabilidad de falla 2.78%.

B.- Para el puente de 7 m de luz, ubicado al Este, su altura mínima es de 3 m. Para estas dimensiones el factor de seguridad es de 2.39 y la probabilidad de falla 0.07%.

Cabe mencionar que en este cálculo no se ha tomado en cuenta la roca de mala calidad de la caja techo. Más adelante, se hacen otros cálculos (esfuerzo/deformación) y se amplía este tema.

3.8.6 Estabilidad estructuralmente controlada

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, diaclasas, estratos, etc.), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad.

A este tipo de estabilidad se le denomina “estabilidad estructuralmente controlada”. Los planos de debilidad que conforman el arreglo estructural de la masa rocosa, al interceptarse, podrían formar cuñas o bloques rocosos en el techo y paredes de las excavaciones, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar. Para evaluar la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa en la estabilidad de las excavaciones, se ha realizado el análisis de estabilidad estructuralmente controlada, utilizando el programa de cómputo UNWEDGE Versión 3.004 de Rocscience Inc. (2004).

Para ello se ha tomado la información del Acápite 4.1.3 (Distribución de las discontinuidades), las propiedades de resistencia de las discontinuidades y se han considerado dimensiones de tajeos de 10 m de ancho x 5 m de altura, y dimensiones de las labores de avance en la caja piso de 4 m x 4 m., los mismos que indican lo siguiente:

3.8.6.1 Caso de tajeos

- A. Para el caso del techo de los tajeos en mineral, si se sigue la dirección de avance longitudinal, es decir en el rumbo de la estructura mineralizada, no hay formación de cuñas. Si se sigue la dirección de avance transversal al rumbo de la estructura mineralizada, hay formación de cuñas en las paredes laterales pero de naturaleza estables.
- B. En la caja techo de los tajeos no hay formación de cuñas, pero hay posibilidad de fallas de tipo lajamiento. En la caja piso de los tajeos, hay formación de cuñas pero estas son estables.

3.8.6.2 Caso de labores de avance

- A. Si se sigue la dirección preferencial de avance de las excavaciones (paralela al rumbo de la veta), hay formación de cuñas en las paredes de las excavaciones, pero estas son estables.
- B.- Si se sigue la dirección transversal al rumbo de la veta, hay formación de cuñas estables en las paredes de la excavación y de pequeñas cuñas en el techo, las cuales serían estabilizadas con un buen desatado.

3.8.7 Estabilidad controlada por esfuerzos

Para las rocas mineralizadas y de la caja piso, el “Factor de competencia = Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta/ Esfuerzo vertical” es > 10 , lo cual indica que las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, dependerán más del efecto de las discontinuidades o arreglo estructural de la masa rocosa que de los esfuerzos.

Para el caso de las tobas argilitizadas (DE-IVB) de la caja techo, andesitas de la caja techo, considerando sus características geomecánicas y de posible hinchamiento y alta deformabilidad, el factor de competencia puede llegar a valores < 2 , indicando que los esfuerzos podrían producir un sobre-esforzamiento inmediato en la caja techo después de ejecutada la excavación, requiriendo por tanto sostenimiento. Las magnitudes de los esfuerzos inducidos por el minado, dependerán del esquema de las excavaciones y de la secuencia de avance de las mismas.

A fin de analizar estos esfuerzos se han realizado modelamientos numéricos utilizando el método de elementos finitos mediante el programa PHASE2 Versión 5.046 de Rocscience Inc. (2004). Los resultados de de estos modelamientos se presentan en el Anexo 7 de este informe. Estos resultados, entre otros, indican lo siguiente:

- A. Por la mala calidad de la masa rocosa de la caja techo, y la marcada inestabilidad potencial de esta estructura durante la apertura de las excavaciones, no es recomendable pensar en la adopción de un método de minado masivo como “subniveles con taladros largos”.
- B. Lo más recomendable es que se adopte el método de minado “corte y relleno” con altura de tajeos de hasta 5 m y tomando en cuenta las recomendaciones que se dan en este informe.
- C. El control de la estabilidad de la caja techo deberá realizarse con técnicas de sostenimiento o con los denominados “escudos” de 1 a 2 m de espesor.
- D. En los casos de las mayores potencias de la veta, será necesario soportar el techo de los tajeos con pilares de como mínimo 5 m x 5 m en planta, debiendo ubicarse estos pilares en la parte central del tajeo.
- E. El sostenimiento del techo será solo esporádico según lo requiera la masa rocosa mineralizada. En el siguiente capítulo se dan las recomendaciones sobre los elementos de sostenimiento a ser utilizados.

CAPITULO IV

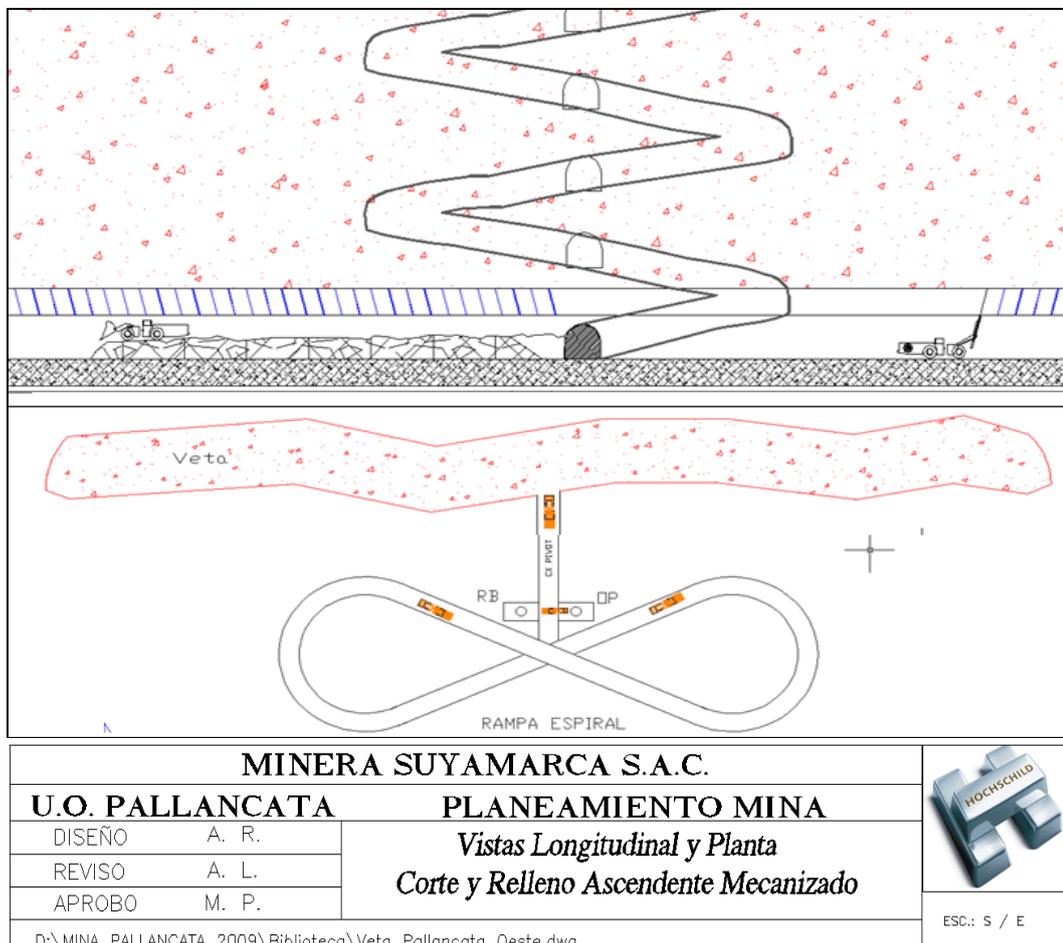
MINADO MEDIANTE CORTE Y RELLENO MECANIZADO

4.1 FUNDAMENTOS DE CORTE Y RELLENO MECANIZADO

Método de explotación, donde el mineral es arrancado por franjas horizontales de 2.50 m. de altura, empezando por la parte inferior de un tajeo con ascenso vertical que luego de 4 a 5 franjas de corte, se cambia de ubicación y nivel de ingreso al tajeo mediante un crucero que parte de la rampa auxiliar de 15% (solo para acceso de equipos de bajo perfil como Scoop, Jumbos, Camionetas).

La primera etapa que se realiza en este método es la de reconocer los límites del tajo en el nivel inferior con una labor horizontal (galería) de 5 metros de altura y a todo ancho, y como segunda etapa comienza el ciclo de minado que inicia al realizar las perforaciones verticales de 2.50 m. de longitud con equipo Jumbo a lo largo de toda la galería luego de concluir toda la perforación, se procede al relleno con material detrítico

proveniente en un 70% de superficie por Raise Boring (chimeneas) y un 30% proveniente de los avances en estéril, hasta dejar una abertura de 2.5 m. de altura únicamente para el ingreso del equipo de relleno (Scoop 6yd3), como tercera etapa se procede al carguío de los taladros y la voladura respectiva, para luego realizar el sostenimiento respectivo, finalizando con la operación de limpieza hacia los ore pass direccionados a tolvas para su transporte por volquetes de 30 toneladas.



Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

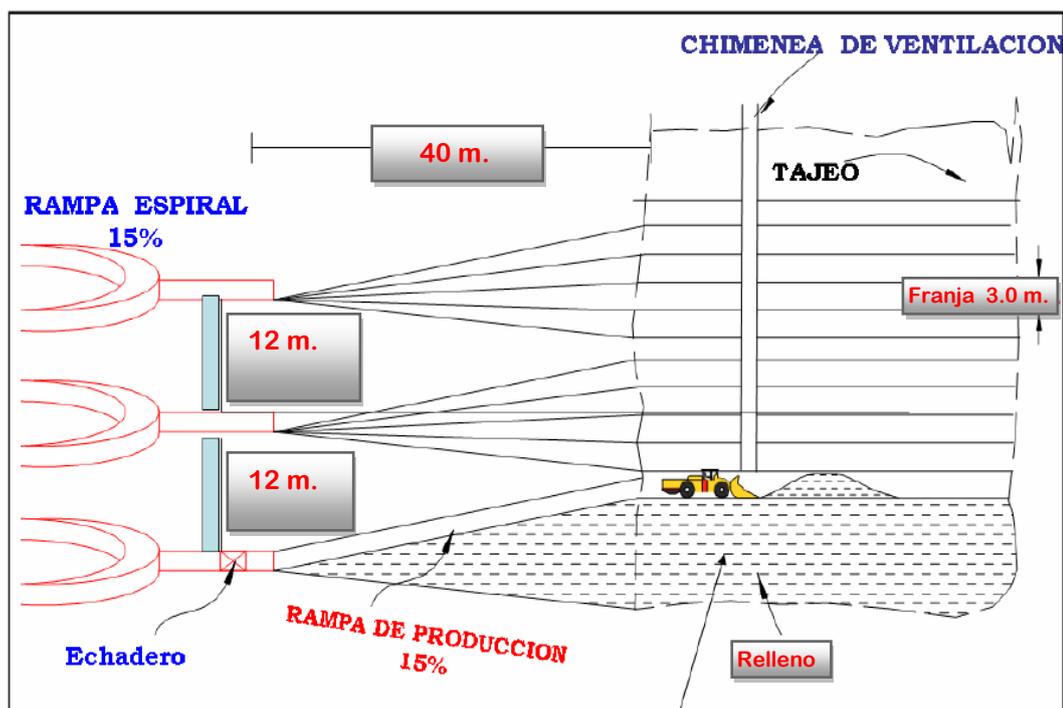
Figura 4.1: Vistas de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

4.2 LABORES DE PREMINADO

Para toda realización de laboreo minero se deben considerar estos parámetros:

- La Geomecánica del yacimiento
- Característica de la Flota de Equipos
- Ubicación estratégica de Infraestructura vertical(Raise Boring de ventilación, relleno, ore pass)
- Secuenciamiento de minado (escalonado, Cónico, retirada).

Considerando estos parámetros generales, es posible determinar las aberturas y longitudes mínimas al yacimiento de las labores, radios de curvatura necesarios y permisibles por el terreno, a ello va considerado la ubicación y ejecución de las chimeneas de relleno y ventilación que dependerán mucho de la geomecánica y luego de la necesidad de ubicarlo estratégicamente en puntos centrales del tajeo.



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		 ESC.: S / E
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA	
DISEÑO A. R.	<i>Esquema del Metodo de Explotación</i>	
REVISO A. L.	<i>Corte y Relleno Ascendente Mecanizado</i>	
APROBO M. P.		
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg		

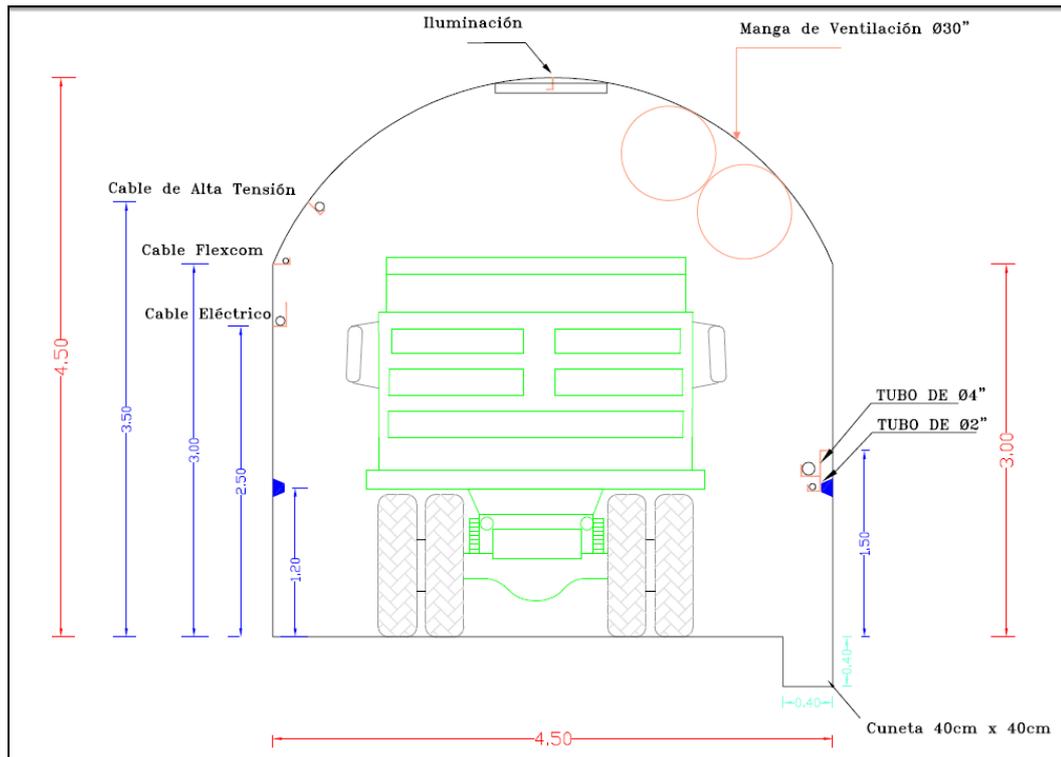
Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

Figura 4.2: Explotación - corte y relleno ascendente mecanizado

Entre las labores más importantes son:

4.2.1 Rampas Principales y Auxiliares

Labor inclinada en geometría Elíptica y/o Espiral, que permite el acceso a los Niveles y subniveles principales de preparación, presentan sección de 4.5 x 4.5 y 4.0 x 4.0, pendiente 12.0 % y 15.0 % y radios de curvatura 18 y 13 metros, respectivamente.



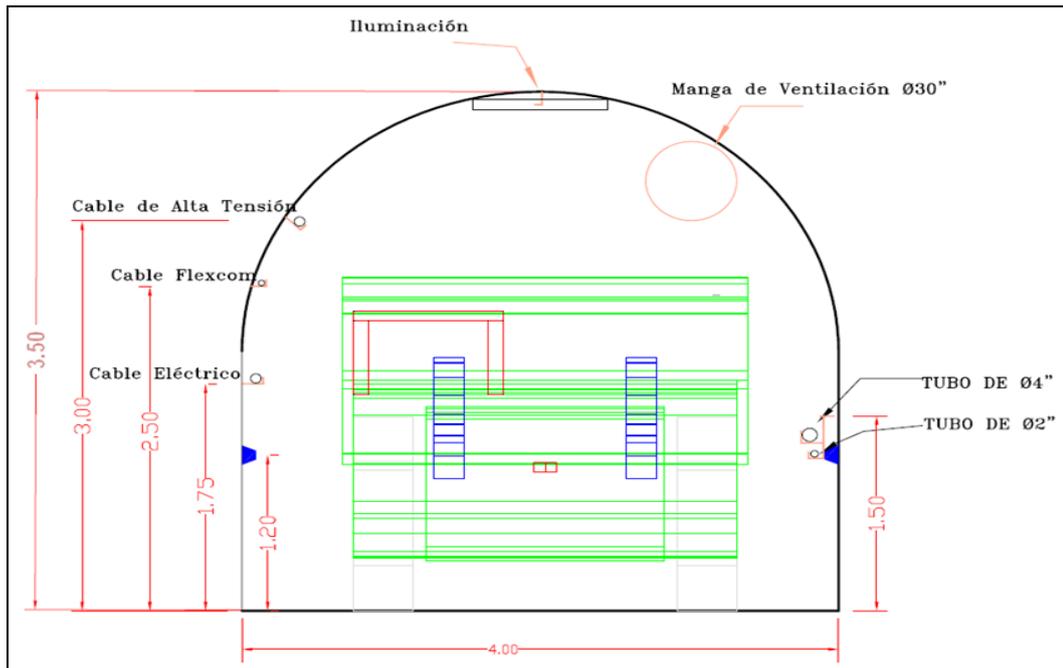
MINERA SUYAMARCA S.A.C.		
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA	
DISEÑO A. R.	<i>Sección Típica</i>	
REVISO A. L.	<i>Rampa Principal 4.5m x 4.5m</i>	
APROBO M. P.		ESC.: S / E
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg		

Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

Figura 4.2.1: Sección típica de la Rampa Principal 4.5 m. x 4.5m.

4.2.2 By Pass

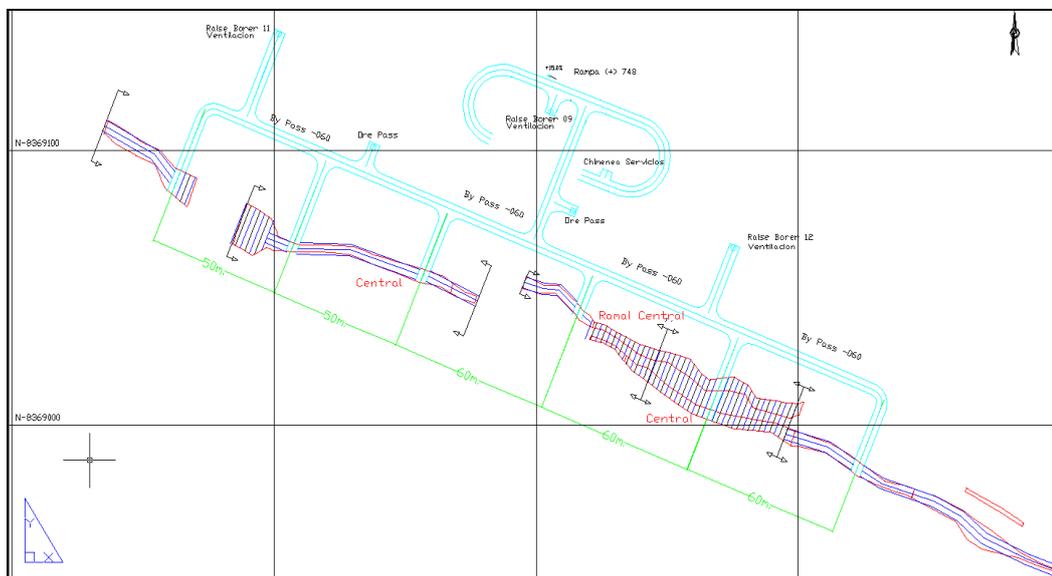
Como labor de desarrollo se planteó una horizontal paralela a la veta a 20 m. de distancia, con una sección 4.0 m x 3.5 m y de +1.0 % de pendiente como labor principal de acceso por donde se realizara el transporte de mineral de los tajeos; posteriormente como transporte de desmonte proveniente de chimeneas de desmonte y de las labores de desarrollo próximos a las aéreas de trabajo.



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		PLANEAMIENTO MINA	Sección Típica By Pass 4.0m x 3.5m	
U.O. PALLANCATA				
DISEÑO	A. R.			
REVISO	A. L.			
APROBO	M. P.			
D:\MINA_PALLANCATA_2009\Biblioteca\Veta_Pallancata_Oeste.dwg				ESC.: S / E

Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

Figura 4.2.2: Sección típica de By Pass 4.0 m. x 3.5m.



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		PLANEAMIENTO MINA	Nivel -060 Labores Preparaciones y Desarrollos	
U.O. PALLANCATA				
DISEÑO	A. R.			
REVISO	A. L.			
APROBO	M. P.			
D:\MINA_PALLANCATA_2009\Biblioteca\Veta_Pallancata_Oeste.dwg				ESC.: S / E

Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

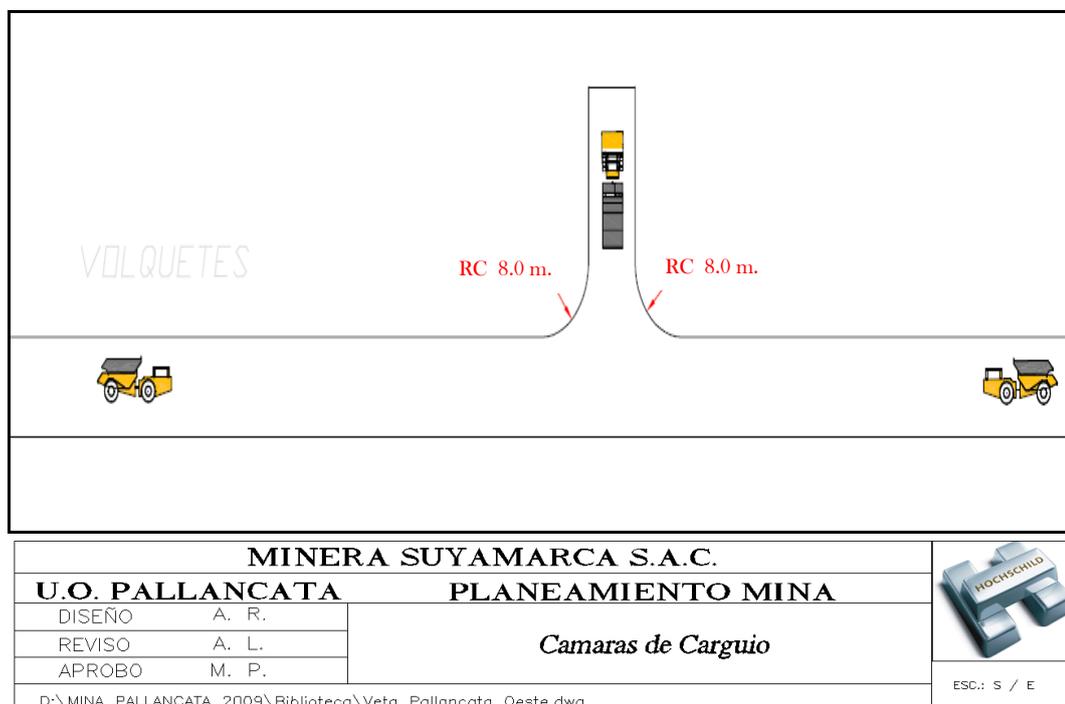
Figura 4.2.2A: Nivel-060, Labores de preparación y desarrollos

4.2.3 Cámaras de Carguío

Acompañando la trayectoria de la Rampa cada 120 metros los cuales son perpendiculares a la labor principal con finalidades de evacuación desmonte-mineral de los avances lineales, de ingreso a veta, zonas de pase, estacionamiento; presenta dimensiones de 4.0 x 4.0 pendiente de +1.0 % y radios de curvatura de 8m.

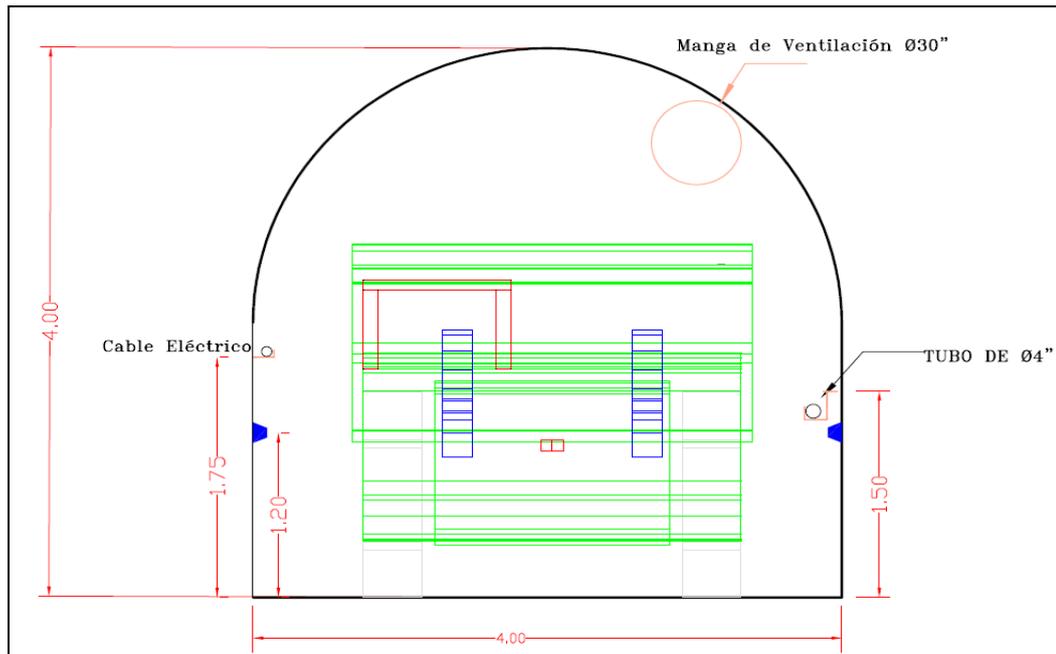
4.2.4 Galerías de preparación

Labor de desarrollo horizontal sobre veta, de reconocimiento de toda la estructura mineralizada, define la dirección y distancia del By Pass, Galería presentada de 4.0 x 4.0 y pendiente de +1.0 %.



Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

Figura 4.2.4: Cámaras de Carguío



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		PLANEAMIENTO MINA	Sección Típica Galería de Preparación 4.0 m. x 4.0 m	
U.O. PALLANCATA				
DISEÑO	A. R.	ESC.: S / E		
REVISO	A. L.			
APROBO	M. P.			
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg				

Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

Figura 4.2.4A: Galerías de preparación 4.0 m x 4.0 m

4.2.5 Chimenea de Ventilación (Raise Boring)

Labor vertical ejecutada con equipo mecánico de pilotaje y rimado (raise boring) mediante una chimenea desde superficie hasta los niveles y subniveles, ejecutada en desmonte, de sección circular con diámetros de 1.5 a 2.1m. estos servirán de ventilación, para ingresar relleno, vía de escape de personal e ingreso de servicios de la mina en general.

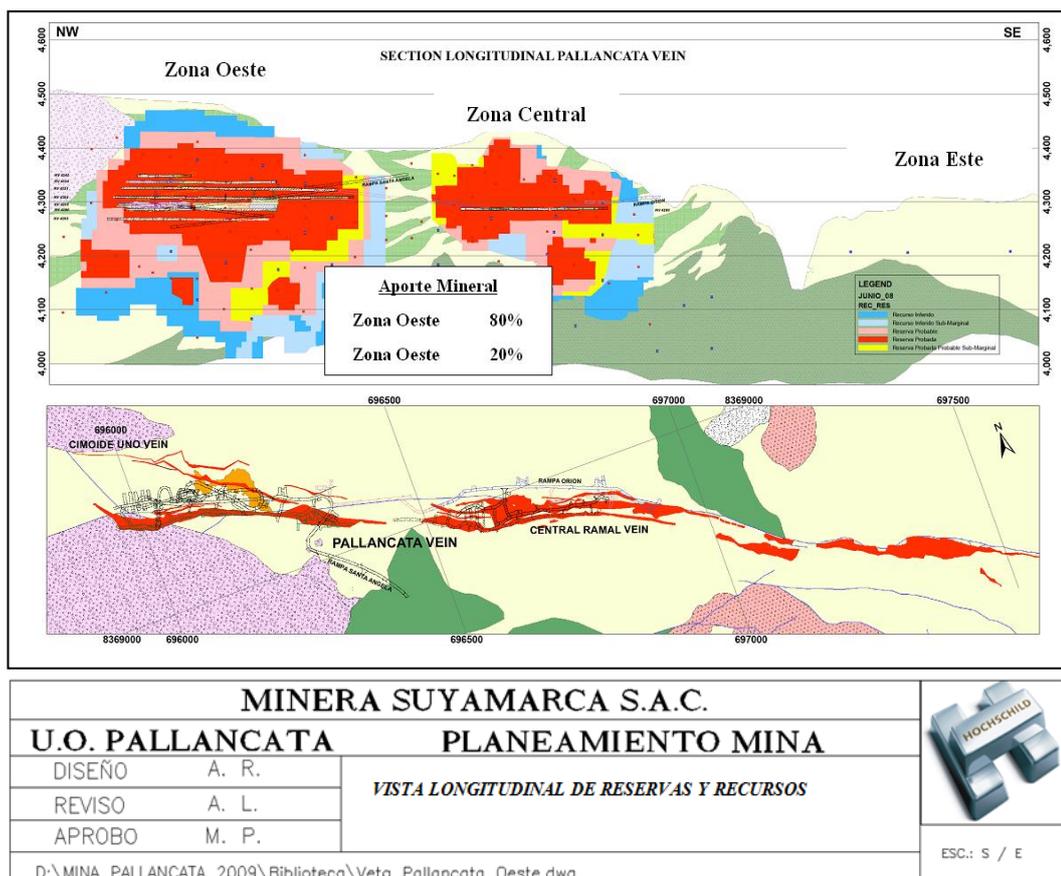
4.2.6 Ore Pass-Waste Pass

Labor vertical en desmonte paralela al buzamiento del tajo, de 1.8 x 1.8 de sección, ejecutada de manera convencional, su función principal es la de evacuación del mineral y desmonte según su función proveniente de

los subniveles de preparación y explotación del tajo, indicando que en la parte inferior base está instalada una tolva en una cámara para la ubicación de un volquete.

4.2.7 Chimeneas Slot

Labor vertical sobre veta, de 1.5 x 1.5 de sección, Realizadas en zona estratégicas (extremos céntricos de ventilación y cercanos a una chimenea de relleno), ejecutadas con equipo de perforación vertical y cuyo fin es la de generar la cara libre para iniciar el Secuenciamiento de la voladura.



Fuente: Departamento de Geología de la Unidad Minera Pallancata
Figura 4.3: Esquema de Sección longitudinal Pallancata

4.3 PRODUCCIÓN MINA

En Pallancata tenemos como reserva mineral a cinco vetas que están ubicadas tres de ellas en la zona Oeste, veta Cimoide, veta Isabella y Veta Oeste, la última mencionada es la única veta que presenta labores de preparación y desarrollos terminados para iniciar su explotación; las otras dos están ubicadas en la zona central, veta Central y veta Ramal Central, ambas vetas por estar paralelas y separadas a unos escasos veinte metros en promedio utilizan la misma infraestructura y a la fecha se encuentran en el primer nivel de preparaciones.

Dentro de la producción mina actual se cuenta con la explotación y preparación de la veta Oeste y Cimoide (Pallancata oeste) respectivamente con el aporte del 80% diario que equivalen a 400 Ton/día, y en etapa de preparación las vetas Central y Ramal Central (Pallancata Central) con el aporte del 20% equivalente a 100 ton/día; la veta Isabella de 0.80 m. de potencia no estaría considerada para su preparación ni minado para los dos años siguientes por su cercanía a la veta Oeste. Concluido el minado de este último se procedería a la preparación de la veta Isabella.

4.4 PERFORACIÓN, VOLADURA, LIMPIEZA

Para la ejecución de estas operaciones unitarias, se cuentan con equipos mecanizados tales como jumbos de uno y dos brazos, scoop de 6.0 yds³ y 4.0 yds³, volquetes de 30 ton. de capacidad; todos ellos en conjunto sumados a la infraestructura con que cuenta Pallancata agilizan los ciclos

operativos siendo sus requerimientos de producción muy agresivos para los tiempos venideros.

En la etapa de perforación, un punto muy importante es la definición del diseño de mallas en los tajeos, porque un buen diseño nos permite controlar las cajas y por ende la dilución que en la fecha es de vital importancia, en la explotación de los tajos se tiene un ancho de minado que varía entre 5.0 m. a 8.0 m dependiendo de la potencia de la veta, por tal razón se calcularon el Burden y Espaciamiento.

Para el cálculo de la malla de perforación se utilizó el criterio de PEARSE que enfatiza el concepto de la energía de detonación por unidad de volumen, de la cual se obtuvo un burden de 1.0 m y un espaciamiento de 1.10m.

En función a la malla se realizaron los cálculos para la voladura en el minado por corte y relleno ascendente, en la actualidad la voladura en realce es un proceso continuo en la que su desarrollo es de la siguiente manera: para una franja de mineral se procede a cargar los taladros con dinamita Semexa 65% de 1 ¼''x8'', fanel de 4.2m. de longitud pentacord 3P, carmex y una guía impermeable para el chispeo, la malla de voladura se encuentra diseñada con una secuencia de salidas en geometría trapezoidal determinadas en los retardos.

El factor de potencia es de 0.40 Kg/Ton, el cual se tomó como línea base para continuar con el proceso de optimización en voladura, considerando además las dificultades encontradas en el minado de la Veta Pallancata, a raíz de problemas en la caja techo (presencia de falla) que conduce en la mayoría de los casos a que el factor de potencia suele ser mayor, en vista de que es evidente que haya fuga de energía por las fracturas o fallas.

La operación de limpieza, se realizan con equipos Scoop diesel de 6.0 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) en donde la base de los ore pass se encuentra preparado para descargar a los volquetes que cuyo recorrido es a través de la rampa principal hasta la tolva de gruesos y/o canchas de mineral.

Cada tajeo está dividido en dos frentes de ataque de limpieza con longitudes de 120 m. cada uno, 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 66 Ton / Hr

4.5 DRENAJE MINA

Pallancata oeste es una zona eminentemente seca, el agua existente es generada por los frentes de avances y perforación vertical con un consumo 8 lts/seg son bombeados por tuberías auxiliares de 4 pulgadas de diámetro dirigidas a través de chimenas de servicio que conducen hacia las cámaras de estación de bombeo desde el cual son impulsadas

por bombas Grindex y Maxi de 9lts/seg. de capacidad hacia una cámara de tratamiento de aguas en superficie.

4.6 AGUA Y AIRE COMPRIMIDO

Pallancata cuenta con un sistema de abastecimiento de agua por 4 tanques de 25,000 lts. que son alimentados por la laguna de Sofococha y cisternas; este sistema está ubicado en la zona más alta de Pallancata, el requerimiento de agua por la mina es de 8 lts/seg.

El transporte del aire comprimido se realiza a través de tuberías utilizando las labores de servicios para este fin, las necesidades de consumo son de 1000 CFM de caudal con una presión alrededor de 100 psi.

4.7 EQUIPOS

En el ciclo de operación intervienen un conjunto de equipos que hacen posible la producción a gran escala tales como equipos de perforación, limpieza, sostenimiento, desate y equipos auxiliares en general.

A continuación se mostrara un listado de los equipos con que cuenta la unidad (CIA) y las empresas especializadas (E.E) en sus operaciones.

Tabla 4.6: Flota de equipos de la Unidad Minera Pallancata

FLOTA DE EQUIPOS					
FLOTA DE SCOOP 6 YD3		FLOTA DE JUMBO DE AVANCE		FLOTA DE EQUIPOS UTILITARIOS	
1	Scoop ST 1030 # 1 (CIA)	10	Rocket Boomer 281 (CIA)	18	Scissor Lift L-33 (CIA)
2	Scoop ST 1030 # 2 (CIA)	11	Rocket Boomer 282 (CIA)	19	Motoniveladora 135 H (CIA)
3	Scoop 1600G Cat # 01 (CIA)	12	Jumbo Axera DD 310 (E.E)	20	Rodillo CAT CS533E (CIA)
4	Scoop 1600G Cat # 02 (CIA)	13	Jumbo Axera 5 #01 (E.E)	21	Retroexcavadora CAT (CIA)
6	Scoptram Toro 007 (E.E)	14	Jumbo Axera 5 #02 (E.E)		
7	Scoop ST 1030 (E.E)	15	Rocket Boomer 281 (E.E)		
FLOTA DE SCOOP 4 YD3		FLOTA DE JUMBO SOSTENIMIENTO			
8	Cat 1300G (E.E)	16	Scissor Bolter (CIA)		
9	Toro LH 307 # 006 (E.E)	FLOTA DE JUMBO DESATADOR			
		17	Scaler BTI DS II (CIA)		

Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

CAPITULO V

IMPLEMENTACIÓN DE EXPLOTACION POR SUB NIVELES CON TALADROS LARGOS

5.1 FUNDAMENTOS DE SU APLICACION

Para adecuar este nuevo método de explotación a Pallancata Oeste, se ha considerado los siguientes puntos:

- Parámetros geomecánicos recomendados por el área que lleva su nombre
- Requerimiento de Flota de Equipos
- Requerimiento de Ventiladores
- Adecuación de la infraestructura actual al nuevo método de explotación
- Diseño del nuevo método de explotación

5.1.1 PARAMETROS REQUERIDOS

Durante las observaciones in-situ realizadas en las labores mineras actuales se ha constatado que en la parte central de Pallancata Oeste,

hay un escudo estéril que alcanza hasta 8 m de potencia, el cual está conformado de rocas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50). Conforme nos alejamos de la parte central hacia los extremos de la veta, este escudo va adelgazando hasta poner en contacto la roca de mala calidad con el mineral. Esta roca de mala calidad es un tufo alterado y fallado que se estima tiene calidad Mala B (IVB–RMR 21-30).

El escudo indicado será de gran ayuda para las condiciones de estabilidad de la caja techo. El problema podría estar en los extremos, en donde no existe escudo sino rocas de mala calidad.

Con respecto a las condiciones geomecánicas del mineral, estas se mantienen similares a las anticipadas con la información de los testigos de las perforaciones diamantinas. La calidad de la roca es de Regular A (IIIA – RMR 51-60) a Buena B (IIB RMR 61-70), sin embargo, es necesario señalar que esta masa rocosa presenta discontinuidades, conformados por fallas, las mismas que se presentan muy fracturadas e intemperizadas, con aperturas cavernosas y en algunos casos presenta bloques sueltos. Será necesario durante el minado poner mucha atención a estas estructuras por ser potencialmente inestables, debiéndose adoptar las medidas de control de la estabilidad más apropiadas.

Con respecto a las condiciones geomecánicas de la caja piso, estas también son similares a las pronosticadas inicialmente con la información de los testigos de las perforaciones diamantinas. La calidad de masa

rocosa es generalmente Regular A y menor proporción Regular B. Se anticipa que no habrá mayores problemas para el control de la estabilidad de esta masa rocosa.

5.1.1.1 Sobre el método de minado

En la parte central, en donde se observa la presencia del escudo de rocas de calidad Regular B (IIIB), no habría mayores problemas en la estabilidad de la caja techo. Los problemas podrían surgir en los extremos, en donde no hay escudo. Es aquí en donde se deberá poner mucha atención. Por el momento, es recomendable sostener la caja techo de los niveles superior e inferior tanto en la roca del escudo como en la roca mala, utilizando pernos de roca (podrían ser split sets) con malla metálica. Estos pernos deberían tener unos 10 pies de longitud y deben ser instalados de techo a piso del nivel superior e inferior, de tal manera que cuando se exponga toda la caja techo, solo quede sin sostener los 8 m que corresponden a la altura del banco.

5.1.1.2 Sobre los componentes estructurales asociados al minado

A. Estabilidad de los techos de los tajeos:

En los Tajeos de la veta Oeste ya se están exponiendo los techos a todo lo ancho de la potencia de la veta, se ha podido observar techos de hasta 13 m de ancho con condiciones de estabilidad aceptables, sin embargo, cuando comience el minado, la liberación del banco y las vibraciones producidas por la voladura pueden generar inestabilidades locales, por lo cual es importante sostener estos techos con pernos de roca (podrían ser

split sets) y malla. Además es importante señalar que por el tamaño de las excavaciones (hasta 13 m de ancho) y las condiciones de la masa rocosa también se requiere sostener estos techos. En las partes más anchas, los pernos deben tener unos 10 pies de longitud.

B. Estabilidad de los bancos de 8 m de altura:

También ya se están conformando los bancos de 7 m de altura, observándose condiciones aceptables de estabilidad. Por ahora es recomendable usar en las partes de mayor potencia de la veta paquetes de madera para soporte de los techos de estos bancos. Esto es como medida de seguridad. Cuando se conozca mejor el comportamiento de la roca, estos paquetes pueden dejar de usarse. Se señala que un banco de 8 m de altura con una luz de 13 m y con una caja techo de regular a mala calidad, puede tener posibilidades de fallar, es este aspecto es el que lleva a dar esta recomendación.

5.1.1.3 Pilares

A fin permitir el minado inferior, se está planeando dejar un pilar puente de mineral que deberá ser dimensionado geomecánicamente. Este pilar puente quedaría con pocas posibilidades de recuperación del mineral. Por tanto, es recomendable evaluar la posibilidad de construir una losa de concreto armado en el piso, puesto que esto aumenta la posibilidad de recuperar posteriormente el mineral del pilar puente, mediante un adecuado planeamiento y diseño del minado inmediatamente inferior a la losa.

5.1.1.4 Otros aspectos

En los métodos de minado donde se usan taladros largos es importante realizar un cuidadoso diseño y ejecución de la perforación y voladura. En Pallancata, actualmente se está realizando la perforación de los taladros largos en forma vertical, lo cual no es recomendable. Desde que las cámaras inferior y superior están ya abiertas, lo recomendable sería hacer taladros paralelos al buzamiento de la veta y además hacer voladura controlada en la caja techo por lo menos, a fin de mejorar las condiciones de estabilidad de la misma.

Otro aspecto que deberá evaluarse, como una alternativa para no hacer cámaras superior e inferior, por lo menos en las partes más anchas de la veta, es hacer solo galerías normales (por ejemplo de 3.5 m x 3.5 m) en cada nivel, y desde estas realizar taladros en abanico.

En este caso, también se puede hacer voladuras controladas en las cajas, para lo cual se ubican las citadas galerías pegada a la caja techo (en el nivel superior) y pegada a la caja piso (en el nivel inferior) o viceversa. Esta modalidad de perforación y voladura influye en un trabajo más seguro.

5.1.2 Equipos

En el cuadro siguiente se muestran los equipos de la compañía que se tienen a disposición:

Tabla 5.1.2: Flota de equipos para el proyecto Pallancata

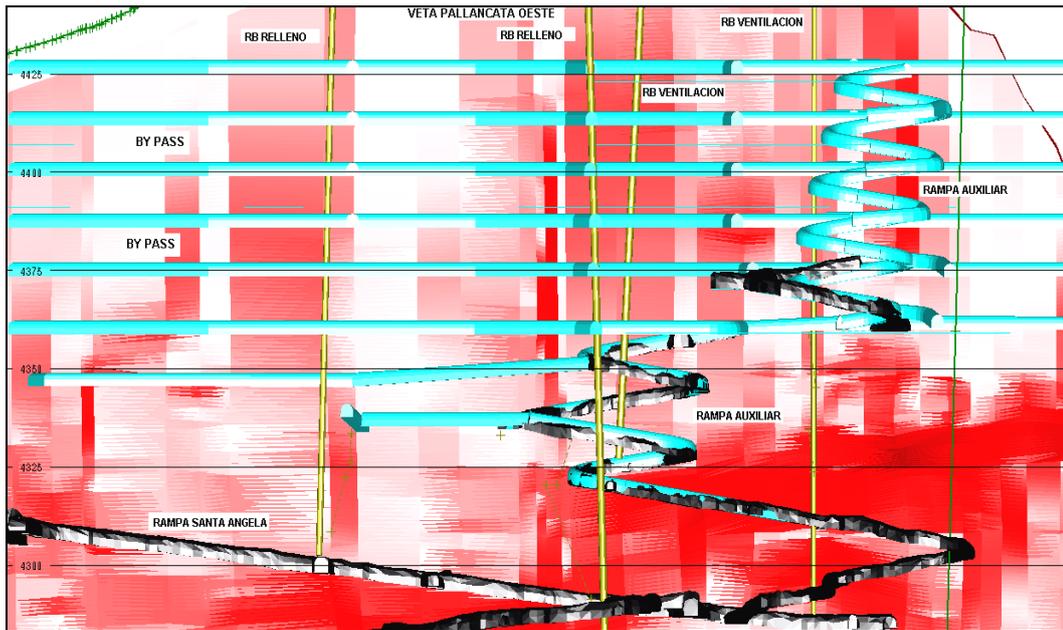
FLOTA DE EQUIPOS					
FLOTA DE SCOOP 6 YD3		FLOTA DE JUMBO DE AVANCE		FLOTA DE EQUIPOS UTILITARIOS	
1	Scoop ST 1030 # 1 (CIA)	10	Rocket Boomer 281 (CIA)	18	Scissor Lift L-33 (CIA)
2	Scoop ST 1030 # 2 (CIA)	11	Rocket Boomer 282 (CIA)	19	Motoniveladora 135 H (CIA)
3	Scoop 1600G Cat # 01 (CIA)	12	Jumbo Axera DD 310 (E.E)	20	Rodillo CAT CS533E (CIA)
4	Scoop 1600G Cat # 02 (CIA)	13	Jumbo Axera 5 #01 (E.E)	21	Retroexcavadora CAT (CIA)
6	Scoptram Toro 007 (E.E)	14	Jumbo Axera 5 #02 (E.E)		
7	Scoop ST 1030 (E.E)	15	Rocket Boomer 281 (E.E)		
FLOTA DE SCOOP 4 YD3		FLOTA DE JUMBO SOSTENIMIENTO			
8	Cat 1300G (E.E)	16	Scissor Bolter (CIA)		
9	Toro LH 307 # 006 (E.E)	FLOTA DE JUMBO DESATADOR			
		17	Scailer BTI DS II (CIA)		

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Para cubrir las necesidades que implica este método de explotación se plantean instalar telemandos en las flotas de equipos en limpieza (control remoto de Scoop), para la perforación vertical adquirir un equipo Stope Master de la empresa BOART LONYEAR y alquilar un Raptor de la empresa RESEMIN SAC. El cálculo de la necesidad de los equipos mencionados se realizó en función a la producción demandada, los rendimientos teóricos de los equipos y disponibilidad de repuestos, cuyo análisis técnico se verá más adelante.

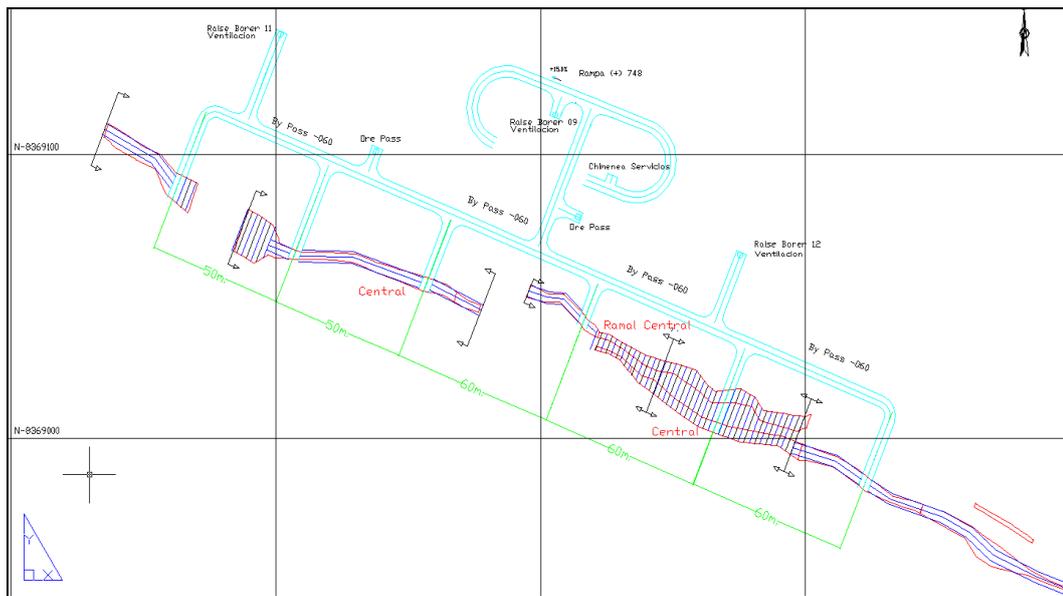
5.1.3 Descripción del método propuesto

En el método de explotación por tajeo con subniveles, se diseñaron los laboreos adecuando a la infraestructura ya realizada tales como se muestran a continuación.



Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Figura 5.1.3: Vista longitudinal del Diseño de taladros largos



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA	
DISEÑO	A. R.	VISTA PLANTA DISEÑO DE LABOREO
REVISO	A. L.	
APROBO	M. P.	
<small>D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg</small>		
		<small>ESC.: S / E</small>

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Figura 5.1.3: Vista de planta del Diseño de taladros largos.

5.1.4 Descripción tajeo con subniveles y taladros largos en veta pallancata oeste

El método de explotación con subniveles variante taladros largos, esta subdividido en dos etapas: la etapa de preparación y la etapa de explotación:

5.1.4.1 Etapa de preparación:

La preparación para este método, consiste en disponer de un acceso principal denominado rampa principal de acceso, diseñar y ejecutar una rampa auxiliar en forma ascendente con una pendiente de +15.0% con la finalidad de acceder a la veta y construir el subnivel cada 12 m. de altura con una sección de 4.0 m. x 4.0 m a lo largo del tajeo y además construir los by pass hacia ambos extremos del tajeo cuya finalidad es de acceso para rellenar y extracción de mineral y finalmente se procede a delimitar el área de mineralización ensanchando la galería ejecutada a toda sección mineralizada.

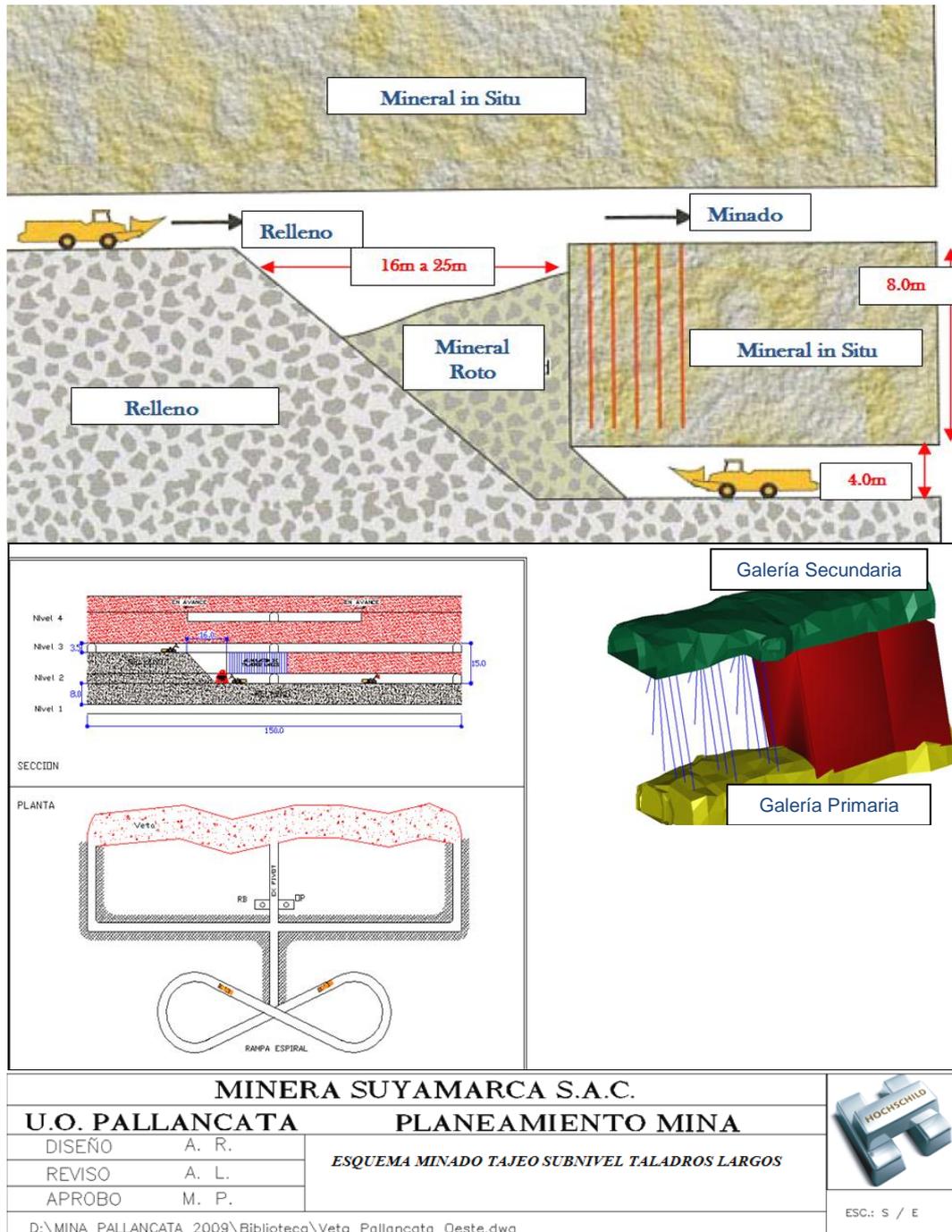
5.1.4.2 Etapa de explotación

Consiste en el arranque y extracción del mineral de la labor denominada tajeo cuyo procedimiento es como sigue:

Traslado del equipo de perforación al nivel superior, ejecución del slot (formación de cara libre), marcado de malla de perforación, ubicación de la perforadora stope master y/o Raptor, ejecución de taladros con longitud de 8.0 m., carguio y disparo de taladros de cinco filas.

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 yds³) hacia el ore pass ubicado aproximadamente en la parte central del tajeo, quedando de esta manera el tajeo completamente vacío con una luz de 16 m. de altura.

Culminado el proceso de limpieza de las cinco filas disparadas se procede con la operación de relleno del tajeo hasta una altura de 12 m. El material detrítico procede de superficie conducido a través de una chimenea (raise boring) hasta la galería secundaria (subnivel superior) lugar donde queda apilonado el material. Este material de relleno es distribuido y explanado por el scooptram diesel en avanzada a lo largo de todo el tajeo hasta dejar un luz de cresta de relleno a la cara libre de mineral de 16 a 30 m. dependiendo de la potencia de la veta y calidad de la roca.



Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Figura 5.1.4.2: Esquema de minado del método de explotación Tajeo con subniveles-Variante Taladros Largos

5.2 EVALUACIÓN TÉCNICA

Para iniciar la evaluación técnica de las operaciones unitarias, utilizadas en la explotación del yacimiento, se dispondrá de la data veta Oeste de la

referencia empírica los resultados de otras unidades mineras que usan este método de explotación:

R. ASH

Considera una constante K_b que depende de la clase de roca y tipo de explosivo a emplear.

$$\text{Burden:} \quad B = K_b \times D \times 0.0254$$

Dónde:

B = Burden

D = diámetro del taladro(pulg)

K_b =cte. Roca y densidad de explosivo

Tabla 5.2.1.1: Determinación de la constante K_b

Determinación de la constante K_b				
Clase de roca	densidad (gr/cm ³)	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia media	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1,2 a 1,6	40	35	30

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Nuestra roca se categoriza en una clase media RMR 45-50, Diámetro del taladro 64 mm y una densidad de explosivo 1.15 gr/cm³ para emulnor 5000 y 0.8 gr/cm³ para el ANFO, se le asigna a la cte. K_b el valor de 24.

Del cual reemplazando los valores encontramos el valor del burden:

$$B=1.524 \text{ m.}$$

Para el calculo del espaciamiento E se tiene la siguiente formula:

$$E = B \times K_e$$

Tabla 5.2.1.1A: Determinación de la constante Ke

Determinación de la constante Ke	
Ke=2	para iniciación de taladros simultáneos
Ke=1	para taladros secuenciados con retardos largos
Ke=1,2 a 1,8	para taladros secuenciados con retardos cortos

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Nuestra voladura empleara taladros secuenciados con retardos cortos dandole un valor de 1.1 a la constante Ke, obteniendo asi el valor del espaciamento:

$$E=1.676 \text{ m.}$$

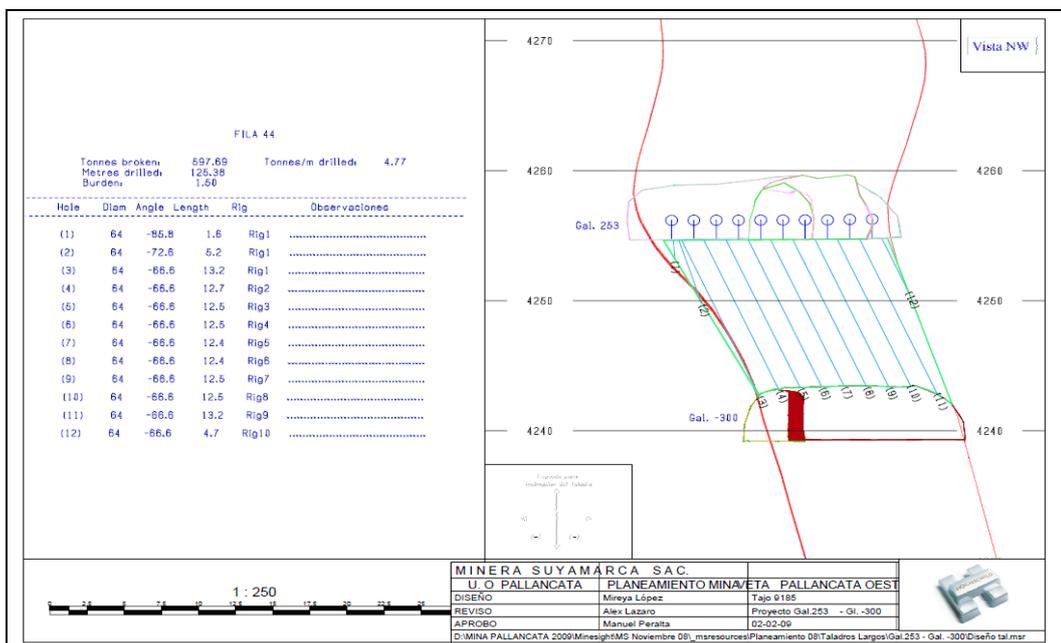
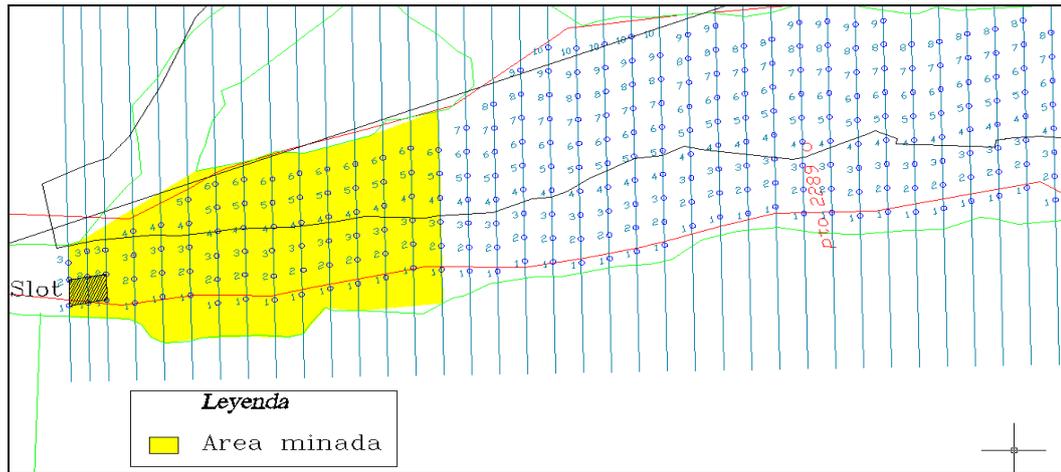
Finalmente para el calculo de la distancia del taco, se toma la siguiente realción cuyo valor de la constante esta entre los 0.7 a 1.6, al cual le asignaremos un valor de 0.7.

$$T = Kt \times B$$

$$T = 1.066 \text{ m.}$$

- * La justificación de los resultados obtenidos inician con el análisis práctico de la malla verificando la fragmentación adecuada que son dimensiones fluctuantes a los 40 cm. Que son las medidas óptimas para el buen desempeño de nuestro chancado primario de la planta y así evitar sobre costos en la prematura reposición de las bolas de trituración en los molinos.
- * Los diseños presentan taladros pasantes y ciegos, dicho ello los taladros pasantes serán asumidos como dos superficies de carguío, es decir un taco de la misma longitud para cada lado.

A modo de conclusión con el cálculo realizado de la malla, se determinó iniciar con un Burden de 1.5 m., un espaciamiento de 1.6 m. y un taco de 1.0 m. los cuáles serán ajustados y/o modificados según los resultados que se obtengan en la voladura.



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA VETA PALLANCATA OESTE	
DISEÑO	A. R.	
REVISO	A. L.	
APROBO	M. P.	DISEÑOS DE TALADROS LARGOS PLANTA Y SECCIÓN
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg		

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Figura 5.2.1.1.B: Diseño de malla en planta de Pallancata Oeste

5.2.1.2 REQUERIMIENTO DE METROS DE PERFORACIÓN

En función a la demanda diaria de aporte en mineral de la veta Pallancata Oeste se evaluarán equipos de perforación vertical que presenten los rendimientos necesarios para cumplir con esta cuota.

Tabla 5.2.1.2: Requerimiento de metros de perforación

PERFORACIÓN	Unidad de medida	Cantidad
Parámetros		
Nº de subniveles	Und.	21
Altura entre subniveles	m.	8
Longitud total de subniveles	m.	7,350
Sección de subniveles	m.	4.0 x 4.0
Promedio potencia de la veta	m.	8
Aporte de Producción Pallancata Oeste		
Tonelaje de preparación+Desquiches		840,524
Tonelaje de Explotación		1,961,224
Total Reserva (10% dilución)		2,801,748
Factor de Perforación teórica con malla 1.5 x 1.6 m.		
	m/Ton	
Muestreo 1 TAJO 9185 (Pallancata Oeste)	0.24	m/ton = (metros perforados por fila)
Muestreo 2 TAJO 9136 (Pallancata Oeste)	0.19	(Burden x ancho fila x altura filaxP.e)
Muestreo 3 TAJO 9184 (Pallancata Oeste)	0.22	
Promedio factor de perforación (kp)	0.22	
Fuente minesight		
Requerimiento Anual Explotación(2400 tn/día)		
	Año	Tonelaje (ton.)
		Tn.
		Metros a perforar (m.)
		m.
	2008	282,240
	2009	564,480
	2010	564,480
	2011	550,024
Total Explotación	1,961,224	424,932
Metros a perforar (m.) = Tonelaje (ton.)x Factor Perf. (kp)		

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Para efectos de obtener el factor de perforación en función a la malla y los parámetros de minado se contó con el apoyo del software Minesight que

realiza los cálculos en función al burden y al área transversal de cada fila, este muestreo se realizó en diferentes áreas de la veta Oeste. En el caso de los tonelajes anuales de explotación por parte de la veta Oeste se considera un aporte del 70% y iniciando su explotación en julio del 2008 con aporte en producción mina de 2400 ton/día.

Los equipos de perforación vertical fueron elegidos considerando parámetros tales como:

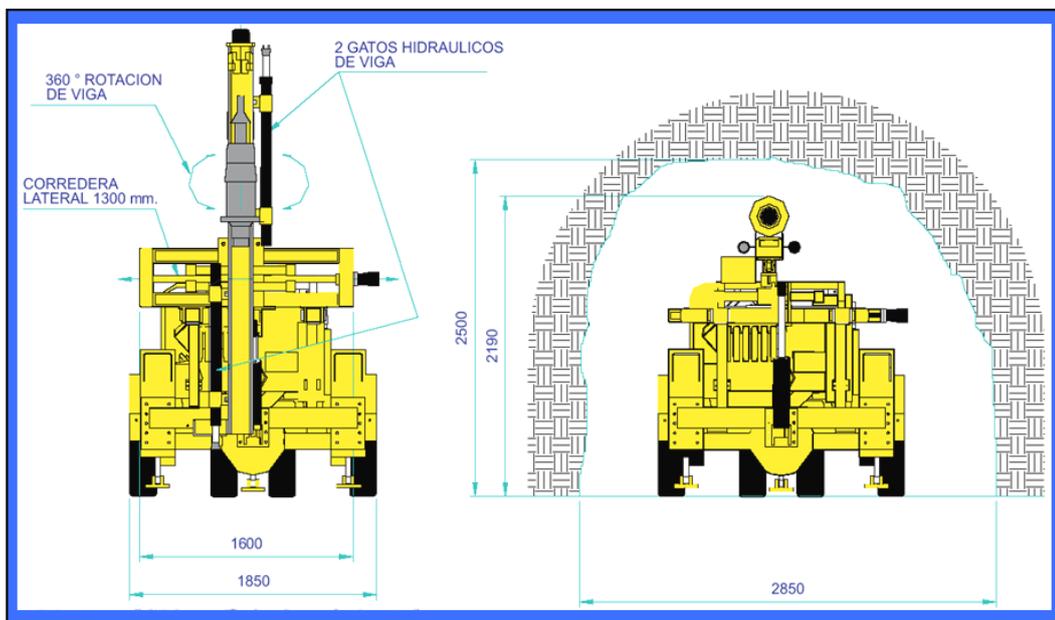
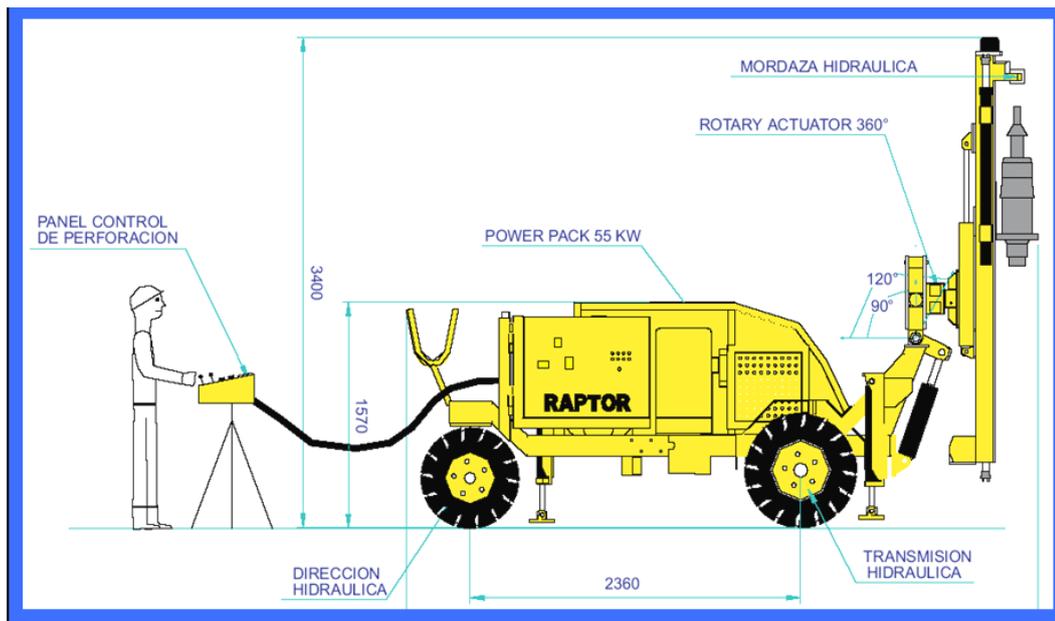
5.2.1.3 CALCULO DE RENDIMIENTO Y NECESIDAD DE EQUIPOS

Para la evaluación se tomaron como caso de análisis a dos equipos de perforación vertical: Stope Master y Raptor cuyos datos técnicos se detallan en los siguientes recuadros.

Tabla 5.2.1.3: Análisis de equipos de perforación-Stope Master y Raptor

RESEMIN	RAPTOR
<p>PRINCIPALES COMPONENTES</p> <p>CARRIER : RDC3, de 4 llantas, autopulsado Largo : 4.30 mts. Ancho : 1.90 mts. Altura : 2.15 mts. Peso : 3,850 Kgs.</p> <p>(*) PERFORADORA : De 15 Kw de Potencia de Impacto</p> <p>VIGA LONG HOLE : Modelo LH-1305 utiliza barras MF de 5 o 4 pies de longitud Incluye Mordaza Hidráulica</p> <p>PANEL DE MANDOS : MR-12 Cable Eléctrico control remoto</p> <p>POWER PACK : 55 Kw, con bomba Rexroth A10V071</p> <p>BRAZO : Viga con corredera lateral</p> <p>TABLERO : Estrella triángulo, 440 volts, 60 Hz</p> <p>BOMBA DE AGUA : Grundfos CR4-60</p> <p><small>(*) El modelo y marca que el cliente prefiera (El equipo se puede suministrar sin perforadora)</small></p> <p>APLICACION :</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Sublevel Stoping ✓ Sublevel Caving ✓ Perforación de chimeneas 	<p>CAPACIDAD DE PERFORACION</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Full 360° ✓ Taladros paralelos, 1.70 mts de corredera ✓ Perforación : hasta 40 mts, de 2 a 3.5" Ø <p>VENTAJAS</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Optimo anclaje de la columna de perforación debido a 2 gatos hidráulicos, uno para el techo y otro para el piso ✓ Velocidad de perforación doble a triple del equivalente neumático ✓ Ahorro de 50% en el consumo de energía ✓ Ambiente de trabajo más limpio ✓ Excelente control de la perforación debido al panel de Cable Control Remoto <p>OPCIONAL: DTH</p> <p>Con martillo Down The Hole hasta 5" Ø</p>

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		PLANEAMIENTO MINA	
U.O. PALLANCATA			
DISEÑO	A. R.		
REVISO	A. L.		
APROBO	M. P.		
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg		ESC.: S / E	

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Figura 5.2.1.3A: Especificaciones técnicas del RAPTOR LONG HOLE

BOART LONGYEAR

STOPE MASTER

DIMENSIONS AND WEIGHTS

Overall Weight: 7258 kg (16,000 lb)

Cage Transport (less traverse drill feed)

Length: 4010 mm (158 inches)

Width (wheels manually retracted): 1370 mm (54 inches)

Height: 1800 mm (70 inches)

Weight: 5230 kg (11,500 lb)

Raise Transport - Power Pack (largest module only)

Length: 2570 mm (101 inches)

Width: 1320 mm (52 inches)

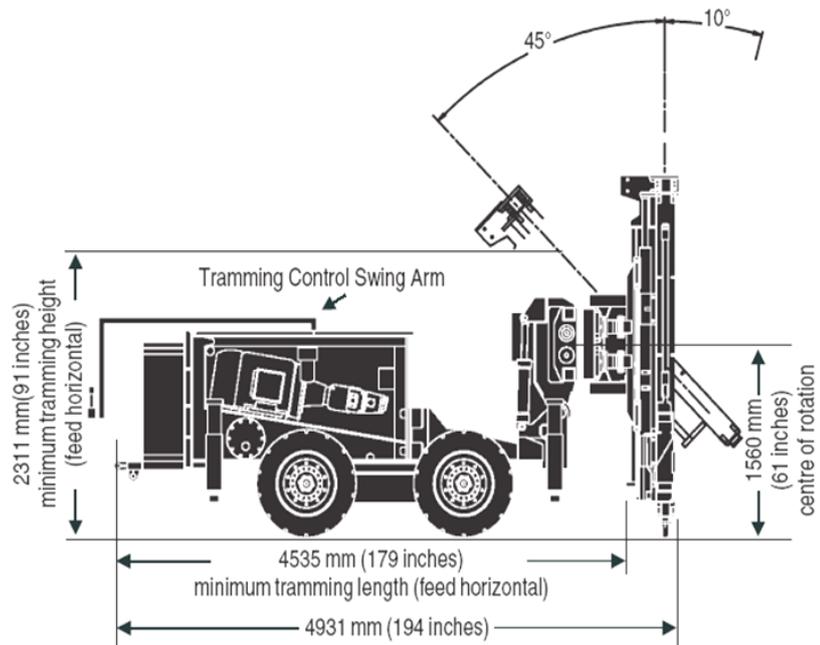
Height: 1220 mm (48 inches)

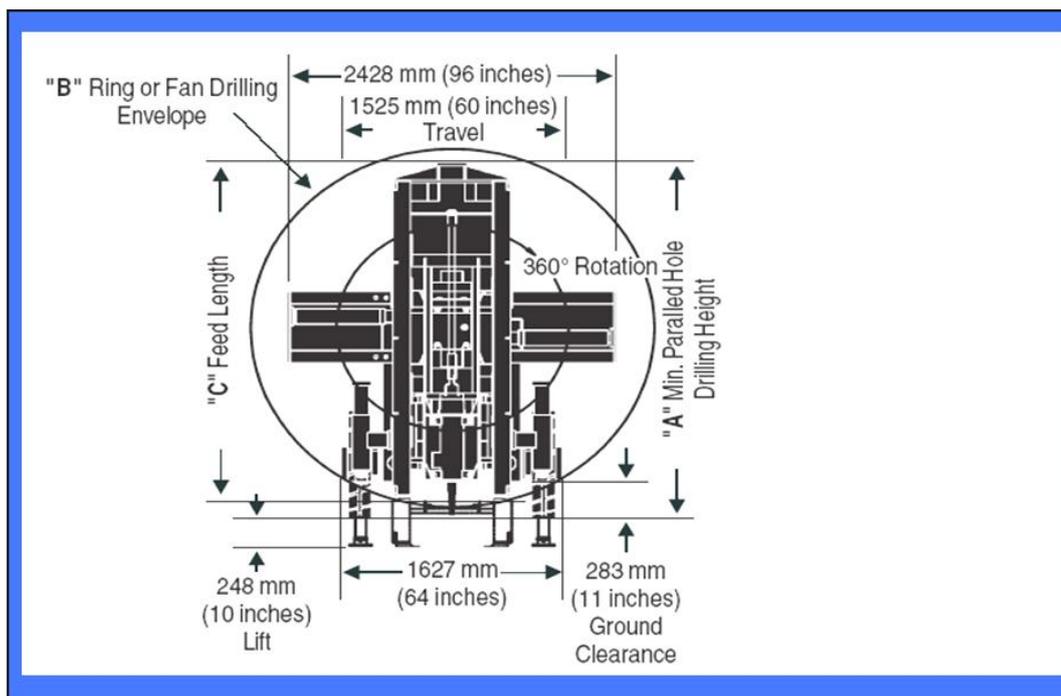
Weight: 2225 kg (4,890 lb)

DRILL STEEL SIZE

	A	B	C
0.91 m (3 ft) Rod Change	2971 mm (117 in)	2540 mm (100 in)	2520 mm (99.2 in)
1.22 m (4 ft) Rod Change	3048 mm (120 in)	2843 mm (112 in)	2825 mm (111.2 in)
1.52 m (5 ft) Rod Change	3353 mm (132 in)	3150 mm (124 in)	3129 mm (123.2 in)

DIMENSIONS AND WEIGHTS





MINERA SUYAMARCA S.A.C.		
U.O. PALLANCATA	PLANEAMIENTO MINA	
DISEÑO	A. R.	<i>ESPECIFICACION TECNICA DEL EQUIPO STOPE MASTER</i>
REVISO	A. L.	
APROBO	M. P.	
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg		ESC.: S / E

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Figura 5.2.1.3B: Especificaciones técnicas del STOPE MASTER (BOARD LONGYEAR) HOLE

Los equipos mencionados fueron elegidos por las siguientes condiciones.

- A. Máquina de perforación con energía motriz propia para su desplazamiento.
- B. Dimensiones y versatilidad de perforación (Angulo de perforación) que presenten la capacidad de perforar en los 360°.
- C. Movimiento de corredera de mayor o igual 1.5 metros, el cual permitirá menor desplazamiento del equipo en las filas y por consiguiente mayor performance.

- D. Capacidad de perforación de hasta 20m. de longitud, puesto que Pallancata Oeste por poseer una geomecánica particular (especificada en capítulo anterior) limita puentes mineral entre subniveles no mayores de 9 metros, el porcentaje de desviación de los taladros no debe sobrepasar del 2%.
- E. Mantenimiento y logística fácilmente accesible, el cual es un factor principal que genera tiempos de parada por repuestos y mantenimiento defectuoso.

El cálculo nace en base al rendimiento teórico de los equipos seleccionados considerando las condiciones de terreno, movimiento del equipo, malla de perforación; de estos equipos en el mes de prueba se obtuvieron los siguientes resultados de un tramo de muestra de 18-20 filas con condiciones de roca RMR 50, densidad de roca 2.50, malla 1.5 m. x 1.6 m. a continuación se detallan los datos obtenidos:

$$\text{Velocidad de perf. (m/hr)} = \frac{\text{Total metros perforados por muestra}}{\text{Tiempo de perforación de la muestra}}$$

$$\text{Tiempo de perforación de la muestra} = T_{np} + T_c + T_p + T_m$$

Dónde:

T_{np} =Tiempo neto de perforación (min.)

T_c =Tiempo de cambio de barras (min.)

T_p =Tiempo de posicionamiento (min.)

T_m =Tiempo muerto (min.)

Tabla 5.2.1.3C: Especificaciones técnicas del STOPE MASTER (BOARD LONGYEAR) HOLE

	RAPTOR		STOPE MASTER	
	Taladro	Total	Taladro	Total
Tnp (min)	6,00	648,00	7,20	864,00
Tc (min)	0,83	89,50	0,96	115,50
Tp (min)	5,00	540,00	6,55	786,00
Tm (min)	1,57	169,56	3,00	360,00
total tiempo(min)	13,40	1.447,06	17,71	2.125,50
total tiempo(hr)	0,22	24,12	0,30	35,43
KPI (m/hr)	32,09	32,09	25,41	25,41
Ancho promedio tajo (m.)				
	8,00		8,00	
nro de filas perf.				
	18,00		20,00	
metros prom./dia				
	43,00		45,00	
total metros perf.				
	774,00		900,00	
Kpi (m/hr)				
		32,09		25,41
%disponibilidad				
		0,80		0,75
%utilización				
		0,75		0,75
hrs. Ley día				
		21,00		21,00
Kpi (m/dia)				
		404,37		300,11

Tabla 5.2.1.3: Rendimientos y necesidad de equipos de perforación vertical

Rendimiento de Equipo					
			m/dia (Teórico)	m/dia (Real)	Tn/dia (Real)
			300	404	1,865
			220	300	1,385
Total			520	704	3,249
Rendimiento Anual – Equipos de Perforación vertical					
Año	Raptor (RESEMIN)	Stope Master (BOART LONGYEAR)	Total Metros Equipos de Perf.	Metro anual Perforación	Metro anual Acumulados
2008	137,764	102,300	240,064	61,152	178,912
2009	82,568	102,300	184,868	122,304	241,476
2010			0	122,304	119,172
2011				119,172	0
Total	220,332	204,600	424,932	424,932	0

Nota: Raptor solo trabajara hasta los 7 primeros meses del 2009 y el Stope Master

- En el año 2008, nuestro aporte de explotación se realizara a partir del segundo semestre, ambos equipos estarían acumulando 178,912 m. perforados y 61,152 m. serán utilizados para el aporte del 2008.
- Podemos observar en el cuadro 3.2 que en el 2010 nuestras áreas de perforación serán cubiertas en su totalidad, para tal efecto el equipo Raptor de la empresa especializada RESEMIN estaría dejando de laborar con nosotros, quedando únicamente con nuestro equipo Stope Master que cubrirá los requerimientos de las otras vetas a las que se planea entrar a explotar con este mismo método.

5.2.2 Voladura

Etapa muy importante dentro de las operaciones unitarias, donde se produce la reacción explosiva, es importante realizar la buena distribución de carga en cada columna de los taladros, como vimos en el ítem de cálculo de malla nuestros parámetros de carguío resulto un taco de 1.0 m. de longitud de material no volátil (yute).

Un sistema de amarre y secuenciado en geometría trapezoidal con retardos cortos para evitar una proyección mayor al frente donde se encuentra el material de relleno, evitando así la contaminación del mineral:

Adicionalmente las zonas rellenas en el ciclo de voladura son cubiertas con material de polipropileno los largo de todo el talud que forma con la subnivel primario del tajeo en explotación.

5.2.2.1 Agentes y accesorios de voladura

El Anfo Examon P cuya utilización fue elegida por nuestro terreno seco, tener un buen grado de confinamiento por la utilización de tubos PVC para evitar los estancamiento y/o estrangulamiento de taladros, así mismo emulsiones de 3000 y 5000 que aseguren la iniciación de los taladros por secuenciamiento corto.

Tabla 5.2.2.1: Agentes de accesorios de voladura

EXAMON P				
TIPO	Unidades	Valores		
DENSIDAD	g/cm ³ (*)	0,8		
DENSIDAD COMPACTADA	g/cm ³	0,95		
VELOCIDAD DE DETONACION	m/s	2400-4800		
ENERGIA RELATIVA POR PESO	%	110		
ENERGIA RELATIVA POR VOLUMEN	%	115		
PRESION DE DETONACION	Kbar	50		
VIDA UTIL	meses	12		
RESISTENCIA AL AGUA	pobre			
EMULSIONES ENCARTUCHADAS				
TIPO	Unidades	1000	3000	5000
DENSIDAD RELATIVA	g/cm ³	1,15	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACION (*)	m/s	5000	5700	5500
PRESION DE DETONACION	Kbar	72	93	88
ENERGIA	Kcal/Kg	780	920	1010
VOLUMEN DE GASES	mol	42	39	38
POTENCIA RELATIVA EN PESO (**)	%	83	145	155
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN (**)	%	115	145	155
RESISTENCIA AL AGUA	-	EXCELENTE		
CATEGORIA DE	-	PRIMERA		
SENSIBILIDAD DE DETONACION	-	N 8		

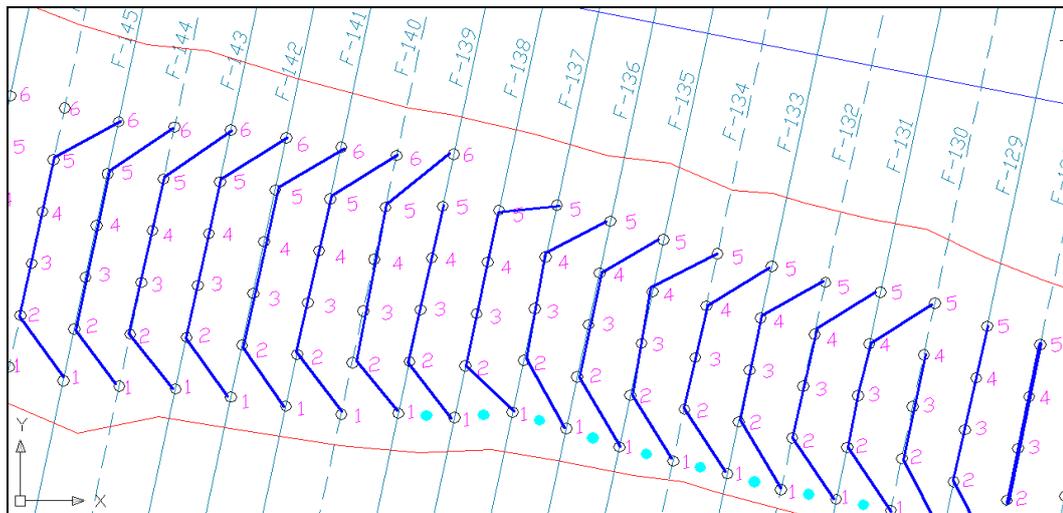
Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

(*) VELOCIDAD DE DETONACION EN MEDIO CONFINADO DE 1 ½" DE DIAMETRO

(**) POTENCIA RELATIVA AL ANFO DE POTENCIA CONVENCIONAL DE 100

5.2.2.2 Columna de carguío y secuencia de amarre

Para nuestra columna de carga se considera 3 emulsiones distribuidas, fanel de 12 m. de longitud, todas ellas unidas a su retardo y carmex que finalmente mediante una mecha rápida se unen en secuenciamiento 3, 2, 1, 1, 2, 3 (de hastial a hastial) para la primera fila.



Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata.

Figura 5.2.2.2: Esquema de malla de perforación - elementos de voladura

5.2.2.3 Factor de potencia

Este cálculo se tomó como base los parámetros calculados en el ítem de cálculo de malla, así mismo para el cálculo de los indicadores se consideró 3 grupos de análisis en consumo de agentes y accesorios de voladura, los datos obtenidos fueron comparados con el apoyo del software Minesight para la simulación teórica y comprobación de los resultados.

A continuación se detallan los resultados obtenidos:

Tabla 5.2.2.3: Determinación de Factor de carga - agentes y accesorios de voladura

Características	Unidad	Minesight Proyecto	Realizado		
			1 Grupo	2 Grupo	3 Grupo
Diámetro Taladro	mm.	64,00	64,00	64,00	64,00
Diámetro carga	mm.	56,00	56,00	56,00	56,00
burden	m.	1,50	1,50	1,50	1,50
espaciamiento	m.	1,60	1,60	1,60	1,60
taco	m.	1,00	1,00	1,00	1,00
nro. de taladros cargados	und.	35,00	14,00	13,00	8,00
Toneladas a romper (long*ancho*altura*p.e)	tm.	1.500,00	605,63	557,50	325,50
Taladro promedio	m.	8,00	7,36	8,25	8,80
Taco promedio	m.	1,00	0,98	1,00	0,85
Longitud promedio de emulsión	m.	0,85	0,90	0,90	0,90
Longitud de carga	m.	215,25	76,72	84,50	55,20
Explosivo utilizado	Kg.	380,60	106,00	140,00	100,00
Razón lineal de carga	Kg./m.	1,77	1,38	1,66	1,81
Factor de potencia	Kg./Tn.	0,25	0,18	0,25	0,31

Nuestro factor de potencia teórica comparado con los resultados prácticos indica usar un factor de potencia de 0.25 kg/tn.

En el grupo 1 nuestra fragmentación esperada fue de un porcentaje mayor del 30% en dimensiones mayores a un metro de fragmentación.

En el grupo 2 se adecua a carga en función a los cálculos establecidos, generando un 9% en dimensiones mayores a un metro de fragmentación.

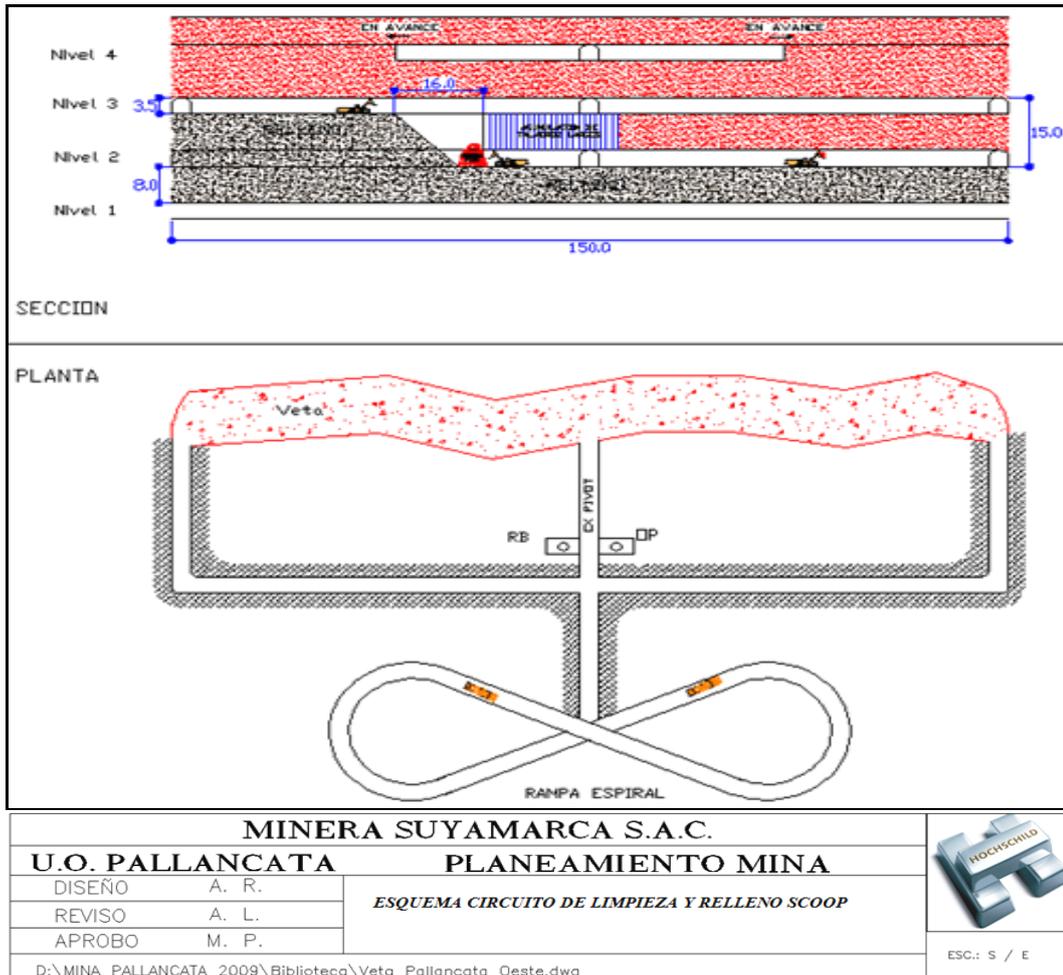
En el grupo 3 se incrementa la carga de columna obteniendo así una fragmentación de un 1% en dimensiones mayores a un metro de fragmentación, pero provocando inestabilidad en las cajas.

5.2.3 Limpieza y relleno

Una operación unitaria muy importante en las operaciones mineras es el acarreo y carguío de mineral-desmote en donde el acarreo se efectúa con equipos scooptram de 6 Yd³ con instalación de telemando (control remoto), el mineral roto que cae por gravedad en la galería primaria es evacuado desde el by pass, de donde es llevado hacia los ore pass o hacia las ventanas de carguío, de donde el mineral será cargado en los volquetes.

En el proyecto de explotación para el minado por subniveles con taladros largos se diseñaron by pass como labores de limpieza y relleno, donde se contempla una distancia de acarreo 120m. que según la curva experimental de productividad para este equipo cuenta con un rendimiento de 68 ton / hr .

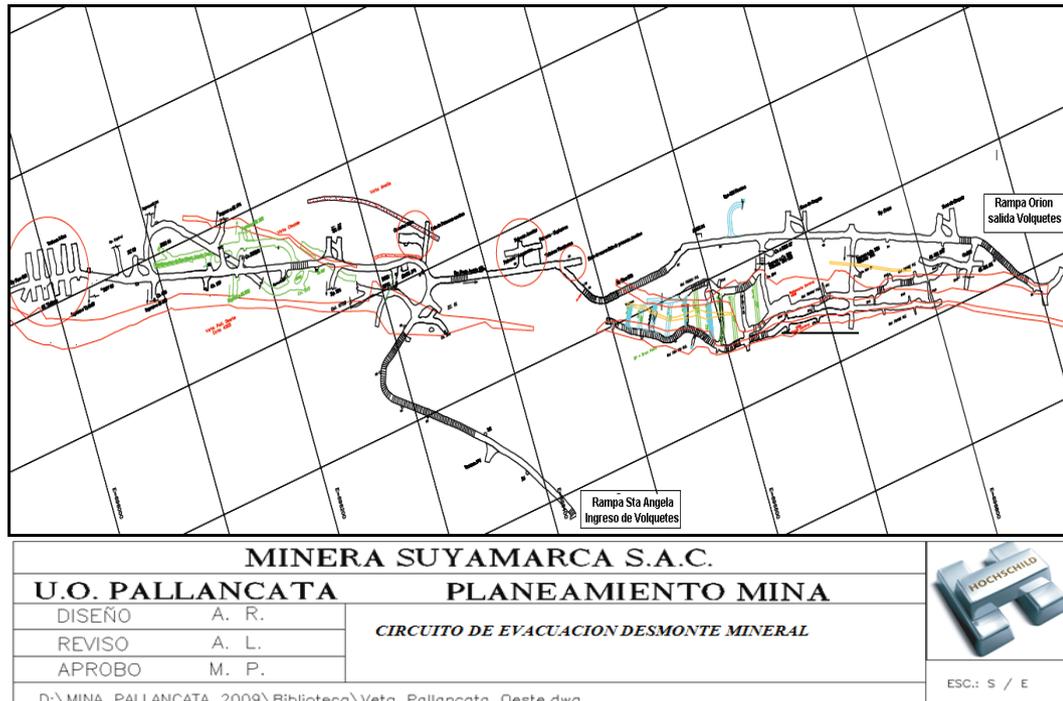
Figura 5.2.3: Esquema del circuito de limpieza y relleno de Scoop



Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata

Una operación como esta cuenta con una flota de equipos para transporte de mineral y desmote que a su vez por la secuencia y escasas de rutas a elegir se contemplan ventanas de volteo y dos rutas alternativas de ingreso y salida, ello permite minimizar las colas por encuentros entre equipos.

Figura 5.2.3: Esquema del circuito de evacuación Desmonte-Mineral



Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata

5.2.3.1 Flota de equipos

Nuestra operación para el proceso de limpieza de mineral y relleno de tajos contará con la flota actual de equipos scooptram diesel de 6.0 yds³ con la única diferencia que se instalará a cada equipo un sistema de control remoto (telemando); el requerimiento del número de equipos de limpieza y relleno se detallará en el ítem de demanda de equipos para limpieza y relleno.

Tabla 5.2.3.1: Flota de scooptram diesel 6 yd³ de la Cía

1	Scoop ST 1030 # 1 (Atlas Copco)	CIA
2	Scoop ST 1030 # 2 (Atlas Copco)	CIA
3	Scoop 1600G Cat # 01 (Ferreyros)	CIA
4	Scoop 1600G Cat # 02 (Ferreyros)	CIA

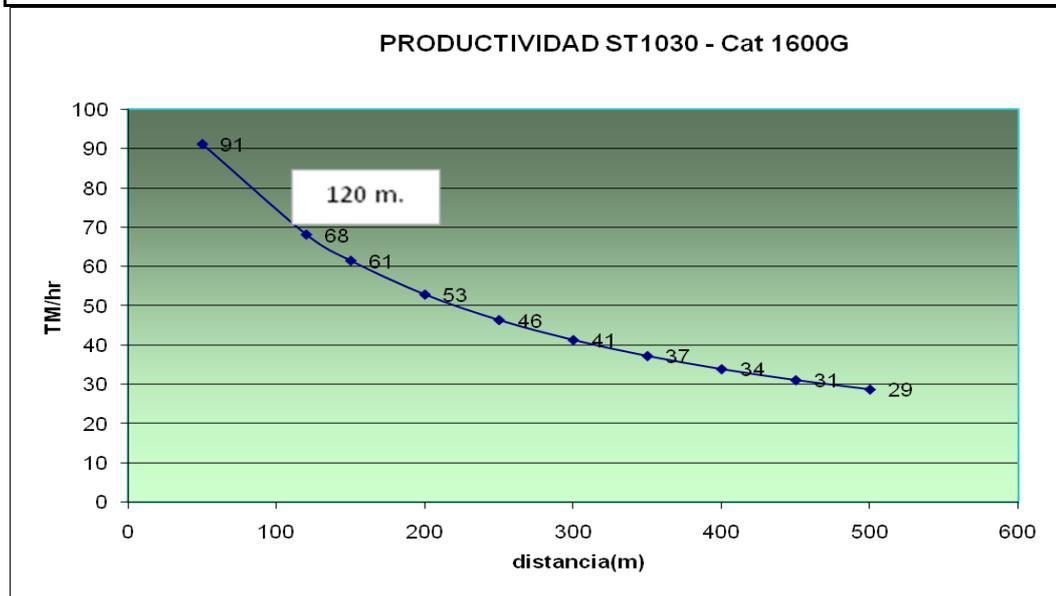
Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata

5.2.3.2: Calculo de equipos para limpieza y relleno

La demanda de explotación es mucho mayor en la actualidad, por lo que se cuenta con 4 equipos de capacidad 6 yd³, para cubrir la vida final de estos equipos se considera comprar 2 equipos más con la misma capacidad y luego reemplazarlos; se consideró la productividad en base al seguimiento de los scooptrams con un rendimiento de 68 ton/hr, considerando una velocidad promedio 5.05 Km/hr, tiempos perdidos, más de carga y descarga 3.3 minutos por ciclo y una capacidad real promedio de 7.0 ton/viaje (2.80 m³/viaje).

Tabla 5.2.3.2: Tabla de productividad equipos scoop

distancia(m)	50	120	150	200	250	300	350	400	450	500
TM/hr	91	68	61	53	46	41	37	34	31	29



Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata

Se considera tiempos en pendiente, subida bajada, lleno vacio, tramo horizontal, en curvas inclinadas y rutas lineales. Para este caso el relleno es la etapa después de la extracción de mineral el cual es ingresado por

scooptram hacia los tajeos por las galerías secundarias y estos son alimentados por Chimeneas Raise Borer de la superficie, en este caso relave desaguado proveniente de la planta de tratamiento.

Tabla 5.2.3.2: Calculo de la flota de equipos

Año	Tonelaje Tn	LIMPIEZA		RELLENO		
		Equipos para limpieza Tn	Nº equipos 6 yd ³	Relleno necesario m ³	Equipos para Relleno m ³	Nº equipos
2008	282,240	292,169	1	167,508	142,638	1
2009	564,480	584,338	2	335,017	427,913	3
2010	564,480	584,338	2	335,017	427,913	3
2011	550,024	584,338	2	326,437	285,276	2
Total	1,961,224	2,045,182		1,163,978	1,283,740	

Flota Requerida 4 Scooptram

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata

Se hace mención de que en la limpieza y relleno no se realizan de forma paralela pero si en diferentes zonas en el cual se puede estar relleno en una zona y en el otra limpiando. Se puede observar en el cuadro 3.9 que en el primer año la demanda será menor pero que en los años siguientes cuando se tenga una producción estable e procede a necesitar como mínimo 4 equipos de limpieza.

5.2.4 Comparación entre métodos

Ahora veremos el comparativo productivo en las operaciones del método tajeo por subniveles con taladros largos y el corte y relleno mecanizado.

Tabla 5.2.4; Comparativo productivo

CONDICIONES FISICAS		Corte y Relleno	Tajeo por subniveles
Potencia de Veta	de 1.0-18 metros	B	B
Condición de cajas	presencia de falla en caja techo	B	M
Buzamiento	70-75°	B	B
Segularidad de veta		B	B
CONDICION OPERATIVA			
Perforación		M	B
Voladura		M	B
Limpieza		B	B
Relleno		B	B
PRODUCTIVIDAD			
Nro de frente minimos		4 cortes	4 filas
Aporte por frente de Explotación	Tn/dia	10,332	1,063
Aporte total por Frentes Explotación	Tn/dia	41,328	4,251
Aporte diario Explotación	Tn/dia	1,033	4,251
Aporte otras vetas y preparaciones	Tn/dia	400	400
Aporte Pallancata Oeste+Otras	Tn/dia	1,433	4,651
REQUERIMIENTO MENSUAL		40,130	130,225
Necesidad		Tn/dia	Tn/mes
Productividad Total	Aporte Pallancata Oeste	2,400	67,200
	Aporte Pallancata Central y Otros	600	16,800
		3000	84,000

B = buena condición M = moderado

Fuente: Departamento de Planeamiento - Pallancata

Se tomaron las siguientes consideraciones y conclusiones:

1. Se toma el número mínimo de frentes que se pueden obtener con ambos métodos así como presentar su productividad máxima que pueden alcanzar en función al parámetro inicial.
2. El comparativo entre ambos métodos presenta una diferencia de producción mensual en 70% más que el corte y relleno mecanizado en el periodo diario bruto productivo.

3. El resultado de producción empleando Tajeo por subniveles con taladros largos, permite emprender un minado más seguro y con posibilidades de enfrentar requerimientos superiores al actual.

5.3 COSTOS DEL METODO PROPUESTO

5.3.1 Evaluación económica del método tajeo por taladros largos

- A. En las inversiones de Desarrollos y proyectos se adicionaron 1'500,000 US\$ justificación tomada a raíz de que se efectuaron inicialmente labores de accesibilidad hacia la veta Pallancata Oeste, Pallancata Central y Veta Cimoide en el cual se le asigna este gasto compartido al inicio de la evaluación.
- B. Se considera el valor Punto económico con las cotizaciones más bajas en el mercado de la Plata y Oro, 9.5 US\$/Onz. y 750 US\$/Onz. Respectivamente.
- C. Reservas estimadas con una dilución de 10% y un 95% de recuperación en el método empleado de minado.
- D. Aporte de producción diaria de 2400 Tn. No obstante el método permite duplicar esta cuota pero por generar un equilibrio con las demás vetas se considera este dato.

5.3.2 Reservas de Pallancata Oeste

Las reservas minerales de la Unidad Minera Pallancata lo mostramos en la tabla de la siguiente página.

Tabla 5.3.2 Reservas Minerales - Unidad Pallancata Oeste

Cut Off : 148 g/t Ag Equivalente

Veta		Probado	Probable	Total	Plata	Oro
					g/t	g/t
Central	Probado	739.170			325,86	1,25
	Probable		320.447		266,44	0,97
	Total			1.059.616	307,89	1,17
Cimoide	Probado	323.615			302,39	1,98
	Probable		56.995		298,09	1,53
	Total			380.610	301,74	1,91
Isabella	Probado	42.431			385,68	1,14
	Probable		12.476		423,01	1,28
	Total			54.908	394,16	1,17
Oeste	Probado	2.252.672			287,22	1,16
	Probable		549.076		375,00	1,15
	Total			<u>2.801.748</u>	<u>304,43</u>	<u>1,16</u>
Ramal Central	Probado	657.968			595,00	1,19
	Probable		302.877		393,61	1,21
	Total			960.845	531,52	1,20
Total						
Vetas	Probado	4.015.856			347,02	1,25
	Probable		1.241.871		348,48	1,14
	Total de reservas minerales			5.257.726	347,37	1,22

CONCLUSIONES

1. La compañía minera Hochschild Mining, unidad operativa Pallancata cuenta con reservas probadas y probables de 5'257,726 toneladas con ley de plata 347.37 gr/ton y una ley de oro de 1.22 gr/ton.
2. El método de explotación subterráneo que se vino utilizando es el método de corte y relleno ascendente con un ritmo de producción de 1200 ton/día con un costo de producción mina de 32.5 \$/ton.
3. Como producto de la implementación del método de explotación por tajeo con subniveles-variante taladros largos en la veta Pallancata Oeste, la producción general de mineral en la mina se incrementa a 3000 ton/día, con un costo de producción mina de 28.5 \$/ton, lo que indica que la veta Pallancata Oeste aporta con el 80% de la producción total (2400 ton/día).
4. La producción incrementada se obtuvo con la adquisición de un equipo de perforación vertical modelo Stope Master y con el equipo Raptor en condición de alquiler, así mismo para el caso de la limpieza

y relleno se utilizarán los mismos scooptram que se disponen pero previamente serán instalados equipos de control remoto a cada uno de ellos.

5. Dentro de los aspectos técnicos de los métodos de explotación el de mayor relevancia es que en el método de corte y relleno ascendente, los cortes se hacen con una altura máxima de 2.5 m. de altura, mientras que en el método por taladros largos cada corte se hace con 8 m.
6. Producto de los cálculos realizados se llegó a determinar el valor actual neto (VAN) es de 67, 692,271 \$ y la tasa de interna de retorno (TIR) es de 28.57 %.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda que la empresa realice un plan de entrenamiento adecuado que permitirá incrementar los tiempos productivos y reducir tiempos muertos no programados de los equipos, por falta de habilidad en su desempeño.
2. La capacitación permanente y supervisión pertinente deben ser objetivos fundamentales de toda actividad dentro del ciclo de minado; que permitirá trabajar con eficiencia y seguridad competitiva, para mejorar los resultados, haciendo que la aplicación del método de minado por subniveles con taladros largos sea del agrado para todos los colaboradores en el quehacer cotidiano de las operaciones mineras.
3. La comunicación y coordinación deben ser permanente en las labores de desarrollo y preparación, porque estas labores servirán para la cubicación de nuevas reservas y ampliar progresivamente la vida de la mina, por ende la producción.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. ATLAS COPCO PERUANA S.A. *Camiones y Cargadores de bajo perfil para trabajo en Minería Subterránea y Construcción de Túneles.*
2. BATEMAN ALAN (1957) *Yacimientos Minerales y Rendimiento Económico.* Madrid.
3. BIENIAWSKI (1989) y de BARTON (Q-1974) Criterios de clasificación geomecánica de para propósitos de obras de ingeniería
4. BRAJA M. DAS (1994) *Fundamentos de Ingeniería Geotécnica.*
5. CALVIN J. KONYA. 1998. *Diseño de voladuras*” 1° Edición. Diciembre.
6. COMPAÑÍA MINERA HOCHSCHILD MINING. 2013-2014. Informe Interno,
7. DÁVILA M. DAVID. 1991. *Geología del cuadrángulo de Pacapausa.* 30 p. Lima.
8. E. HOEK - E. T. BROWN (1989) *Excavaciones Subterránea en Roca*
9. EXSA S.A, *Manual Práctico de Voladura* 4ta Edición
10. HOEK & BROWN (2002), *Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa.*
11. HOEK, KAISER Y BAWDEN. (1995) *Método Gráfico de Estabilidad (MGE), tal como aparece en la publicación de– Ref. 9.*
12. INFORMES Y REPORTES DE LAS COOPERATIVAS MINERAS: Cerro San Francisco, San Francisco, Cerro Lunar y Ana María (Rinconada).

13. KONYA A. C. J. 1995 Blast Design, Ohio: Intercontinental Development,
14. LA QUINTA MONTAÑA INVERSIONES. 2012. *Proyecto Planta de Relleno Hidráulico zona Pallancata Oeste mina Pallancata*. Lima.
15. LÁZARO WILDER HUAMÁN MONTES. 2007. *Aplicación de Relleno Hidráulico en la Mina Jimena de Compañía Minera Poderosa S.A.*
16. LOPEZ JIMENO CARLOS 1997 MANUEL BUSTILLO REVUELTA, Manual de Diseño y Evaluación de Explotaciones Mineras. Madrid
17. LÓPEZ JIMENO, CARLOS.1997. *Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión*. Edición, Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid.
18. MINISTERIO ENERGIA Y MINAS. 2010. *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en minería D.S. N° 055-2010- EM*. Lima.
19. NOVITZKY, ALEJANDRO.1975. *“Métodos de Explotación Subterránea y Planificación de Minas”*. Buenos Aires – Argentina.
20. SCOTT A, A. COCKER, N.DJORDJEVIC, M, HIGGINS, D. LA ROSA, K.SARMA, R.WEDMAIR.2004. Analysis and optimization JKMRC
21. UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO (1998) Explotación Subterránea
22. WARREN PRATT. 2004. Las formaciones Aniso y Saycata. Pre-Hatun, Tobas Hatun, Post-Hatun.

ANEXOS

ANEXO I

CONCEPTOS GENERALES

Andesita: andesita, roca extrusiva de color oscuro de grano fino y de composición intermedia (52-66% de sílice), que suele contener cristales característicos dispersos de feldespatos de color crema; el equivalente extrusivo de la diorita

Bofedales: zonas del terreno que presentan las mejores condiciones para acumular agua de lluvia y efluentes subterráneos

Core Shack: sala donde se almacenan los testigos realizados por las perforaciones diamantinas.

Desquinche: etapa del ciclo de minado que consiste en ampliar una labor subterránea haciendo el uso de explosivo.

Infill Drilling: proceso de la exploración donde se realizan taladros diamantinos dentro de otros realizados con el fin de confirmar el composito mineral.

Joint Venture: Alianza que une a dos o más personas y/o empresas en forma momentánea con un fin específico.

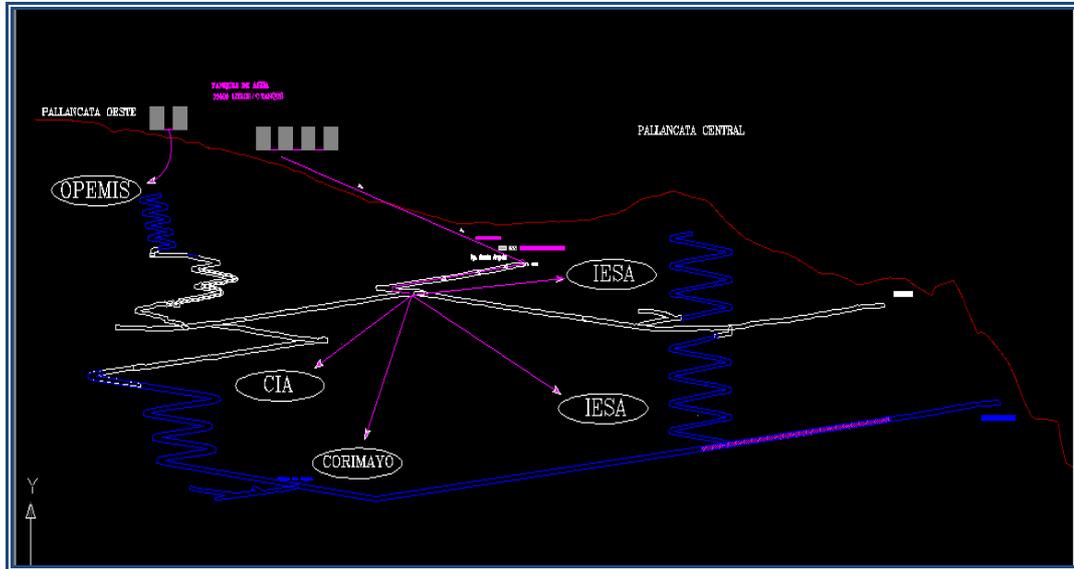
Lacolito: es la forma de presentación de algunas rocas ígneas en el campo, originada por la inyección del magma a presión entre dos Estratos, produciéndose el abombamiento de los estratos superiores.

Logueo: etapa de exploración consistente en mapear la columna producto de la perforación diamantina con fines de ver el contenido mineral.

Topsoil: material orgánico que es utilizado para recubrir zonas trabajadas o utilizadas con fines de reforestación

ANEXO II
FIGURAS COMPLEMENTARIOS DE LA MINA PALLANCATA

Figura 4.5: Agua y Aire Comprimido para la Unidad Minera Pallancata



MINERA SUYAMARCA S.A.C.		 ESC.: S / E	
U.O. PALLANCATA			PLANEAMIENTO MINA
DISEÑO	A. R.		<i>VISTA LONGITUDINAL ABASTECIMIENTO AGUA MINA</i>
REVISO	A. L.		
APROBO	M. P.		
D:\MINA PALLANCATA 2009\Biblioteca\Veta Pallancata Oeste.dwg			

Fuente: Departamento de Planeamiento de Pallancata

ANEXO III

TABLAS EXPLOSIVOS, AGENTES Y ACCESORIOS DE VOLADURA

Tabla 5.2.2.1A: Agentes de accesorios de voladura – Fanel standar

FANEL ESTANDAR	
MANGUERA	
MATERIAL	TERMO PLASTICA FLEXIBLE Y GRAN RESISTENCIA MECANICA
DIAMETRO EXTERNO	mm 3
DIAMETRO INTERNO	mm 1,2
VELOCIDAD DE PROPAGACION DE ONDA	m/seg. 2000+-10%
FULMINANTE	
DIAMETRO DEL FULMINANTE	mm 73
LONGITUD DEL FULMINANTE	mm 60-68-88-92
VOLUMEN DE TRAUZL	cm3 34
PRUEBA DE FUERZA O ESOPO	m 11
LONGITUD DE FABRICA	m 2.6 - 2.8 - 3.2 - 4.0 - 4.8 - 6 - 10 - 18 - 20
TIPO	
PERIODO CORTO (P C) Milisegundos	MANGUERA DE COLOR ROJO
PERIODO LARGO (P L) Medio segundo	MANGUERA DE COLOR AMARILLO

CORDON DETONANTE					
TIPO	Unidades	3P	3 PE	5P	5 PE
PESO DEL NUCLEO EXPLOSIVO	g/m	4	4	5	5
	g/pie	20	20	25	25
RESISTENCIA A LA TRACCION	Kg.	70	70	60	70
	Lb.	132	154	132	154
VELOCIDAD PROMEDIO DE DETONACION	m/s	6,800	6,800	7,000	7,000
	pies/s	22,300	22,300	22,300	22,300

CARMEX				
DEL FULMINANTE (VER FULMINANTE N 8) DE LA MECHA DE SEGURIDAD				
COLOR	VERDE			
RESISTENCIA A LA TENSION DURANTE 3 MINUTOS	Kg.	30		
LONGITUD MAS COMUNES DE FABRICACION (*)	m	2,1	2,4	2,7
* OTRAS LONGITUDES SOLICITUD DEL CLIENTE	pies	7	8	9
DEL CONECTOR				
CARGA DEL MATERIAL PIROTECNICO	g.	0,5		
DEL BLOCK DE SUJECION LONGITUD TOTAL	mm	14		
RETARDOS				
PERIODO CORTO	MiliSeg	PERIODO LARGO	Seg.	
1	25	1	0,5	
2	50	2	1	
3	75	3	1,5	
4	100	4	2	
5	125	5	2,5	
6	150	6	3	
7	175	7	3,5	
8	200	8	4	
9	225	9	4,5	
10	250	10	5	
11	300	11	5,6	
12	350	12	6,2	
13	400	13	6,8	
14	450	14	7,4	
15	500	15	8	
16	600	16	8,6	
17	700			
18	800			
19	900			
20	1000			

Fuente: Departamento de Planeamiento-Pallancata.

Tabla 5.3.3: Estimación de valor de punto

<i>Descripción</i>	<i>Unidad</i>	<i>Arcata</i>	<i>Ares</i>	<i>Selene</i>	<i>Pallancata</i>	
<i>Ley de cabeza Ag</i>	<i>Oz/TM</i>	18.42	4.45	6.75	10.20	==>'Evaluación económica Septiembre
<i>Ley de cabeza Au</i>	<i>Gr/TM</i>	1.59	5.40	1.53	1.49	==>'Evaluación económica Septiembre
<i>Cotización Ag</i>	<i>US\$/Oz</i>	9.50	9.50	9.50	9.50	==>'Promedio de 6 meses (Kitco)
<i>Cotización Au</i>	<i>US\$/Oz</i>	750.00	750.00	750.00	750.00	==>'Promedio de 6 meses (Kitco)
<i>Valor bruto Ag</i>	<i>US\$/TM</i>	175.00	42.29	64.17	96.87	
<i>Valorbruto Au</i>	<i>US\$/TM</i>	38.34	130.21	36.89	35.93	
<i>Recuperación Comercial Ag</i>	%	93.67%	99.75%	99.75%	93.28%	==>'Evaluación económica Septiembre
<i>Recuperación Comercial Au</i>	%	95.11%	99.76%	99.76%	95.31%	==>'Evaluación económica Septiembre
<i>Recuperación metalúrgica Ag</i>	%	90.82%	84.94%	84.99%	91.05%	==>'Evaluación económica Septiembre
<i>Recuperación metalúrgica Au</i>	%	89.61%	94.46%	65.46%	76.81%	==>'Evaluación económica Septiembre
<i>Valor neto Ag</i>	<i>US\$/TM</i>	148.87	35.83	54.40	82.27	
<i>Valor neto Au</i>	<i>US\$/TM</i>	32.67	122.70	24.09	26.30	
<i>Otras deducciones Ag</i>	<i>US\$/TM</i>	-7.54	-0.36	-2.15	-0.91	==>'Estimadas
<i>Otras deducciones Au</i>	<i>US\$/TM</i>	-1.65	-1.22	-0.95	-0.29	==>'Estimadas
<i>Valor neto final Ag</i>	<i>US\$/TM</i>	141.33	35.47	52.25	81.36	
<i>Valor neto final Au</i>	<i>US\$/TM</i>	31.02	121.48	23.14	26.01	
<i>Valor de punto Ag</i>	<i>US\$/Oz</i>	7.67	7.97	7.74	7.98	
	<i>US\$/Gr</i>	0.25	0.26	0.25	0.26	Data a considerar
<i>Valor de punto Au</i>	<i>US\$/Gr</i>	19.51	22.50	15.12	17.46	Data a considerar

Tabla 5.3.7: Evaluación económica explotación-precios unitarios

Considerando a 3000 tn/día	US\$/Tn	US\$/Tn
<u>Gestión Geológica</u>	<u>1.57</u>	1.57
<u>Mina</u>	<u>28.5</u>	28.5
Perforación, voladura y limpieza	14.00	
Relleno	3.9	
Transporte	5.8	
Canchas	1.3	
Supervisión	2.4	
Regalías	1.1	
-		
<u>Planta</u>	<u>24.31</u>	24.31
<u>Administración</u>	<u>4.02</u>	4.02
<u>Servicios generales</u>	<u>2.52</u>	3.52
TOTAL \$/t		61.92

Tabla 5.3.9: Resumen evaluación económica "explotación veta oeste"

DESCRIPCION	UNID.	VETA OESTE
Reservas		
Toneladas	t	2,801,748
Ley Ag	g/t	304.43
Ley Au	g/t	1.16
Valor punto		
Plata (9.50 \$/Oz)	\$/g	0.26
Oro (750 \$/Oz)	\$/g	17.46
Valor del mineral	\$/t	98.40
Explotación		
Producción	t/mes	67,200
Ley Ag	g/t	304.43
Ley Au	g/t	1.16
Tiempo	meses	48
Inversión		
Accesibilidad	US\$	6,017,262
Costos		
Producción	\$/t	61.92
Evaluación Económica		
VAN (15%)	US\$	67,692,271
TIR	%	28.57%
VAN(Ingresos)	US\$	198,482,118
VAN(Egresos)	US\$	130,789,847

Tabla 5.3.10: Resumen comparativo costo de minado explotación veta oeste

	<u>Tajeo por Subniveles</u>		<u>Corte y Relleno</u>	
		US\$/Tn		US\$/Tn
<u>Gestión Geológica</u>	1.57	1.57	1.57	1.57
<u>Mina</u>	28.5	28.5	32.5	32.5
Perforación, voladura y limpieza	14.00		18.00	
Relleno	3.9		3.9	
Transporte	5.8		5.8	
Canchas	1.3		1.3	
Supervisión	2.4		2.4	
Regalías	1.1		1.1	
-				
<u>Planta</u>	24.31	24.31	24.31	24.31
<u>Administración</u>	4.02	4.02	4.02	4.02
<u>Servicios generales</u>	2.52	3.52	2.52	3.52
TOTAL \$/t		61.92		65.92