UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL

DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

RECUPERACIÓN DE PUENTES POR EL MÉTODO DE DERRIBO POR SUBNIVELES EN LA U.E.A. PALLANCATA - 2014

PARA OPTAR TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR : Bach. Teófilo Osnayo Ramos

AYACUCHO – PERÚ
2016

DEDICATORIA

Dedico esté trabajo a mis padres, por el apoyo brindado en estos años de estudio, y el apoyo para realizar este trabajo, con sus consejos para guiar mi vida. A mis hermanas por el aliento para seguir adelante y su apoyo incondicional. Y a la compañía Minera ARES SAC por la oportunidad de pertenecer a su empresa.

AGRADECIMIENTO

Agradecer en primer lugar y de manera muy especial a mi Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga quien fue la que me brindo todos los conocimientos teóricos y prácticos y así poderlos aplicar en mi desempeño profesional, conociendo muchos principios, teorías, términos y conocimientos para desempeñarme profesionalmente. También agradecer a mis docentes que laboran, que hacen y siguen haciendo de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas una de la más importante Escuela de Minas del Perú.

Agradecer también de la misma manera a los compañeros de la Escuela de Ingeniería de Minas con los cuales hemos podido compartir experiencias académicas, sociales con el compromiso de sacar adelante a nuestra Alma Máter.

A la Empresa Minera Hochschild Mining, al Gerente de Operaciones de la Unidad Pallancata Ing. Carlos Trillo Medrano, a las Superintendencias de las demás áreas operativas de la Unidad Pallancata, y trabajadores en general por la oportunidad y apoyo que me brindaron en la culminación del presente trabajo.

RESUMEN

La presente Investigación tecnológica y aplicada titulado “Recuperación de Puentes por el Método de Derribo por Subniveles en la U:E:A PALLANCATA - 2014”, involucra criterios técnico orientados a controlar la estabilidad del macizo rocoso en la recuperación de puentes de mineral a partir del análisis y dimensionamiento geomecánico aplicando el Modelo Gráfico de Estabilidad (MGE), considerando un yacimiento que cumpla con las condiciones óptimas para la recuperación de puentes mediante el método de derribo por subniveles con taladros largos.

El trabajo se divide en capítulos, en el capítulo I “Generalidades”, se ha considerado los siguientes aspectos: Ubicación y Accesibilidad, Clima y Vegetación, Historia, Geomorfología, Recursos de la Zona, Objeto del Estudio y Metodología del Trabajo.

En el capítulo II “Geología del Yacimiento”, está constituido por: Geología Regional, Geología Estructural, Geología Local, Geología Económica está conformado por la génesis del yacimiento, zoneamiento y paragénesis, mineralogía y controles de mineralización, y Reservas de Minerales.

En el capítulo IV “Métodos de Explotación”, está referido al conjunto de operaciones mineras tales como: Explotación por Zonas, y la estructura de las zonas de operaciones mineras, considerando las etapas de preparación y

métodos de explotación aplicados y Servicios Mina (sistema de ventilación y sistema de bombeo).

En el capítulo V “Proceso De Evaluación, Estabilidad Y Recuperación De Puentes” es el tema central del trabajo Debido al método de explotación realizada en la zona de Pallancata Oeste, Cimoide, Pallancata Central y Ramal central se dejaron puentes mineralizados,

También zonas en evaluación debido a la inestabilidad de la falla en la caja techo (P. Oeste). Lo que se quiere es realizar un estudio geomecánico para poder recuperar estas zonas parcialmente dejando un puente mínimo.

Finalmente, en el capítulo VI “Sistema Integrado de Gestión DNV-Hochschild Mining” enfoca la gestión integrada en Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Relaciones Comunitarias.

INDICE

Sección	Pag
DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
INTRODUCCION	1

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	3
1.2. CLIMA Y VEGETACIÓN	6
1.3. FISIOGRAFÍA	6
1.4. RECURSOS NATURALES	7
1.5. RECURSOS HUMANOS	8
1.6. ORGANIGRAMA DE LA EMPRESA	9
1.7. OBEJETIVO DEL TRABAJO	9
1.7.1. OBEJETIVO GENERAL	9
1.7.2. OBEJETIVOS ESPECÍFICOS	9
1.8. METODODLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	10
a) Actividades de campo	10
b) Actividades de gabinete	10
c) Discusión de resultados	11

1.9. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA 11

1.10. HIPOTESIS 11

1.10.1 HIPOTESIS PRINCIPAL 11

1.10.2 HIPOTESIS SECUNDARIO 12

1.11. VARIABLES 12

1.11.1 VARIABLES DEPENDIENTES 12

1.11.2 VARIABLES INDEPENDIENTES 13

1.12. JUSTIFICACIÓN 13

CAPITULO II

GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL 14

2.2. GEOLOGÍA LOCAL 15

2.3. ESTRATIGRAFIA DE LA ZONA 16

2.4. GEOMORFOLOGIA 19

2.5. GEOLOGIA ESTRUCTURAL 20

2.6 FORMACIÓN DEL YACIMIENTO 21

2.7. GEOLOGIA ECONOMICA 24

2.7.1. Características del Yacimiento 24

2.7.2. Mineralogía 25

2.8. INVENTARIO DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES 27

CAPITULO III

GEOMECÁNICA

APLICACIÓN DEL METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD PARA LA VETA PALLANCATA OESTE – TJ 9179 NV. -1000.

3.1. INTRODUCCIÓN 29

3.2. LA GEOMECANICA APLICADA AL DISEÑO SUBTERRANEO 30

3.3. CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES DE LA ESTRUCTURA ENTORNO A LA VETA PALLANCATA OESTE 30

3.3.1. Características Litológicas 30

3.3.2. Características Estructurales 31

3.3.3. Condiciones Hidrogeológicas 31

3.4. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO 31

3.4.1. Clasificaciones Geomecanicas. 32

3.5. PROPIEDADES FÍSICAS Y DE RESISTENCIA DE LAS MUESTRA DE MINERAL Y ROCA ENCAJONANTE DE LA VETA PALLANCATA OESTE. NV. -1000. 32

3.5.1. Cálculo de las propiedades físicas de las Muestras tomadas entorno a la estructura física De la Veta Pallancata Oeste Nv. -1000 34

3.5.1.1 Equipos y materiales 34

3.5.2. Ensayos de compresión uniaxial de la muestra de Mineral y roca encajonante veta Pallancata Oeste Nv. -1000. 37

3.5.2.1 Materiales y Equipos 37

3.5.3. Ensayo de Tracción 39

3.5.4. Análisis de esfuerzos para el macizo rocoso

Usando el programa RocLab. 41

3.5.4.1 Resultados de Análisis 41

3.6. APLICACIÓN DEL METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD PARA LA VETA PALLANCATA OESTE – TJ 9179 NV. -1000 42

3.6.1. Número de Estabilidad (N') 43

3.6.1.1 Clasificación Geomecánica 'Q' del macizo rocoso 44

3.6.1.2. Factor de Esfuerzo "A" en la Roca 45

3.6.1.3 Factor de ajuste "B" por orientación de

discontinuidad crítica 49

3.6.1.4 Factor de ajuste "C" por efecto de la gravedad 54

3.6.2. Radio Hidráulico (S) 57

3.7 DIRECCION PREFERENCIAL DEL AVANCE DE LA EXCAVACION 62

CAPITULO IV

METODOS DE EXPLOTACION

4. OPERACIÓN MINA. 63

4.1 ZONA DE OPERACIÓN PALLANCATA OESTE 64

4.1.1 MINADO POR EL METODO BENCH AND FILL (BF) 66

4.1.1.1 SECUENCIA DE MINADO BENCH AND FILL 66

4.1.1.2 CICLO DE MINADO BENCH AND FILL 67

4.1.1.2. a. PERFORACIÓN 68

4.1.1.2 b. VOLADURA 72

4.1.1.2 c. ACARREO Y LIMPIEZA 76

4.1.1.2. d RELLENO 79

4.1.1.2. e SOSTENIMIENTO 82

4.1.2 MINADO POR EL METODO DE CORTE Y RELLENO MECANIZADO - CRM. 86

4.1.2.1 CICLO DE MINADO CRM (CORTE Y RELLENO MECANIZADO) 88

4.1.2.1. a PERFORACIÓN 89

4.1.2.1. b VOLADURA 92

4.1.2.1. C ACARREO Y LIMPIEZA 92

4.1.2.2 COSTOS DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN 96

4.1.2.3 COSTOS DE EXPLOTACIÓN 97

CAPITULO V

PROCESO DE EVALUACION, ESTABILIDAD Y RECUPERACION DE PUENTES

5.1. MARCO TEORICO 99

5.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA 100

5.3. METODOLOGÍA 101

5.4. EVALUACION INTEGRAL DEL YACIMIENTO P. OESTE 101

5.5. EVALUACION DE PUENTES 105

5.5.1. EVALUACION DE PUENTE -1000 AL -900 105

5.5.2. EVALUACION DE TAJEO EN SECCIÓN 109

5.5.3. EVALUACIÓN DE FS DE SECCIONES TRANSVERSALES CON DIFERENTES PUENTES NV -1000 111

5.6. RESULTADOS DESEADOS 112

CAPITULO VI

SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN HOCHSCHILD MINING – DNV

GESTION DE RIESGO EN LA RECUPERACION DE PUENTES

6.1. GESTIÓN DE RIESGO 113

6.2. SISTEMA DE GESTIÓN 114

6.2.1. IMPORTANCIA DE LOS SISTEMAS DE GESTION 115

6.3. SISTEMA INTEGRADO DE GESTION DE RIESGOS DET NORSKE VERITAS (DNV) 116

6.3.1. IMPLEMENTACION DEL SISTEMA DE GESTIÓN EN SEGURIDAD DE LA EMPRESA NORUEGA DET NORSKE VERITAS–DNV 117

6.3.1.1. ELEMENTOS DEL SISTEMA DE GESTIÓN DNV (DET NORSKE VERITAS) 118

6.3.1.2. OBJETIVOS DEL SIG DNV HM 119

6.3.1.3. FILOSOFIA DEL SISTEMA 119

6.3.2. INVESTIGACION DE ACCIDENTES 119

6.3.2.1. INCIDENTES Y SECUENCIAS 120

6.3.3. PRINCIPIOS DE LA GESTIÓN DNV DE LA SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL 123

6.3.4. INPECCIONES 126

6.3.4.1. TIPOS DE INSPECCIONES 127

6.3.4.2. IMPORTANCIA DE LAS INSPECCIONES 129

6.3.5 NIVELES DE INTERVENCION EN CASOS DE UNA EMERGENCIA 129

CONCLUSIONES 131

RECOMENDACIONES 134

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA 136

ANEXOS 139

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo tiene por objetivo principal en conocer y resolver los problemas geomecanicos que se presenta al realizar el proceso en la recuperación de puentes mineralizados, considerando la caracterización geomecanica del macizo rocoso y las condiciones geotécnicas que presenta las estructuras entorno Veta Pallancata Oeste y su entorno físico en la Unidad Minera Pallancata. Para tal investigación tomo en consideración el análisis geomecánico y los efectos a considerar en el dimensionamiento geomecánico (MGE), con el cual obtener una labor que se encuentre dentro de los parámetros de estabilidad, evitando dimensionar una labor inestable o de inminente colapso de acuerdo a sus condiciones geomecanicas y su posterior proceso en la recuperación de puentes por el método de derribo por subniveles como alternativa de generar mayor producción y reducir los costos de minado.

Es conocido, en la práctica minera, que las deformaciones en las rocas varia con el tiempo y por consiguiente las afectos geomecanicas es debido a estas deformaciones, por ejemplo se sabe que los desplazamientos de las rocas expuestas que rodean a las excavaciones tienden a desarrollarse con el transcurso del tiempo, los desplazamientos de los techo de los frentes largos en las excavaciones de arranque dependen, entre otros factores, de la velocidad de avance del frente de trabajo.

Es por ello que para estudiar y resolver muchos de los problemas en minería no resulta suficiente el conocimiento de las características elásticas y plásticas de las rocas, obtenidas mediante ensayos de laboratorio o in situ con cargas aplicadas durante un corto tiempo, sino que es necesario estudiar el comportamiento de las rocas bajo la acción de cargas aplicadas durante un largo periodo de tiempo.

La necesidad de recuperar puentes de mineral se debe a la necesidad de aliviar la coyuntura que se ha producido en la variación en el mercado de los minerales durante los últimos años los cuales han tenido repercusiones en la economía y en la industria minera a nivel global. En el caso peruano el descenso en los precios se contrarresta con el aumento de la producción en los principales productos mineros como el oro, cobre y en menor medida plata zinc, hierro y estaño. Sin embargo, para los expertos, el descenso prolongado en el valor de los metales puede terminar generando el cierre de algunas empresas.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La Unidad Operativa Pallancata, se ubica en el Distrito de Coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas, Departamento de Ayacucho; aproximadamente 520 Km. al Sudeste de Lima y 180 Km. al SW del Cusco. La Operación Minera más cercana, dista 15 Km. Al NE y es la Mina Selene, de la Compañía Minera Ares.

Coordenadas:

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

Las vías de comunicación a la Unidad Operativa Pallancata son:

RUTA 1	DISTANCIA (Km)	HORAS	VIA
Cusco – Abancay	320	04:20	Asfaltado
Abancay - Chalhuanca	80	01:20	Asfaltado
Chalhuanca - Izcahuaca	110	01:30	Asfaltado
Izcahuaca - Pallancata	50	02:00	Trocha carrozable
Total	**560**	**09:10**	

RUTA 2	DISTANCIA (Km)	HORAS	VIA
Arequipa – Nazca	710	11:00	Asfaltado
Nazca – Puquio	160	03:00	Asfaltado
Puquio - Izcahuaca	150	02:00	Asfaltado
Izcahuaca - Pallancata	50	02:00	Trocha carrozable
Total	**1070**	**18:00**	

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**	

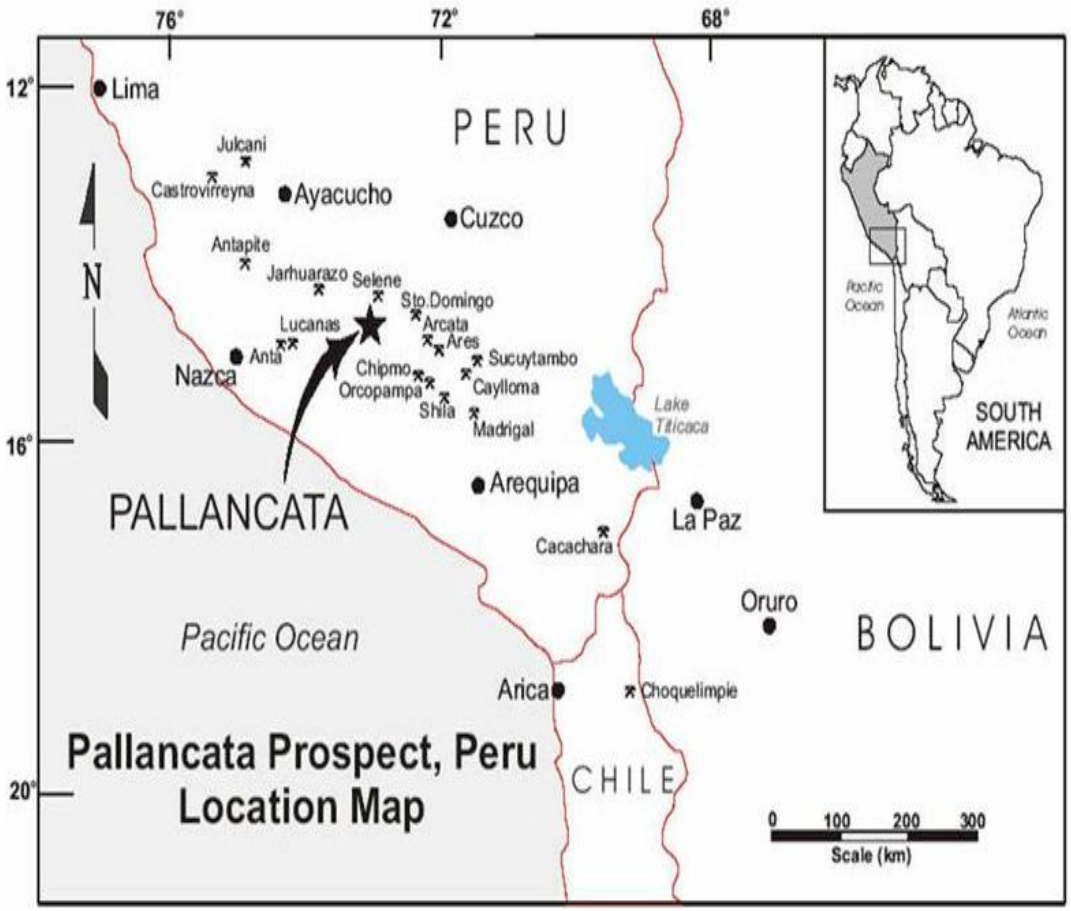


FIGURA N°1.1 : PLANO DE UBICACIÓN UNIDAD MINERA PALLANCATA.

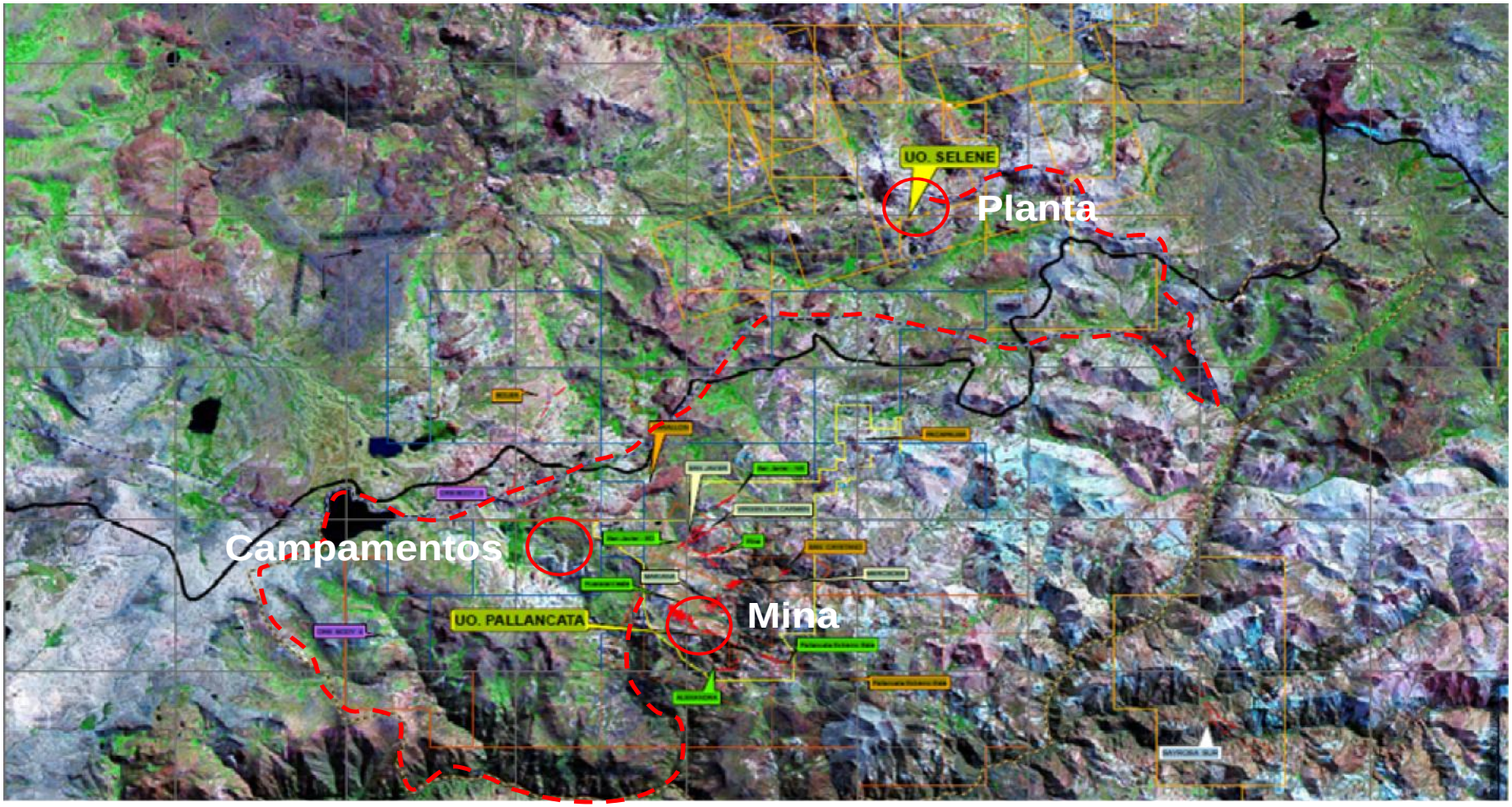


FIGURA N°1.2: VISTA SATELITAL UNIDAD OPERATIVA PALLANCATA (FUENTE GOOGLE EARTH).

1.2 CLIMA Y VEGETACIÓN

El clima de la región está controlado por la geomorfología y la elevación. El clima es seco y frío, un clima de Páramo sin vegetación, no permitiendo ningún tipo de ganadería.

Según, la clasificación climática de la ONERN (Oficina Nacional de Evaluación de Recursos Naturales), la zona posee un clima de Puna o Páramo, comprendidos entre 4 200 y 4 700 msnm (promedio 4 500 msnm). Presenta según esta tipificación, máximas precipitaciones que se producen en los meses enero (158,6 mm), febrero (166,2 mm) y marzo (156,8 mm) con un registro de precipitación mínima en el mes de junio (4,0 mm), y la temperatura mínima media mensual varía entre 1,2 º C (junio) y 6,7 º C (febrero); mientras que la temperatura máxima media mensual está entre 19,1º C (febrero) y 23,1 (setiembre). Esta zona se caracteriza por presentar veranos siempre lluviosos y nubosos, mientras que los inviernos son rigurosos y secos, con vientos predominantes del SW y con variaciones del NE, la calidad del aire en la zona actual del proyecto es bueno.

1.3 FISIOGRAFÍA

El ámbito del estudio, abarca un espacio geográfico montañoso volcánico dominante, de relieve irregular de disección (pendientes de 15 a más de 75%) y alturas variables; en las que se incluye con áreas de una topografía suave (con pendientes de 2 a 15%), conformados por superficies más o menos amplias, planas a ligeramente onduladas; en algunos sectores con agua superficial, provenientes de las partes altas y que cruzan las áreas de la U. O. Pallancata.

Las geo-formas montañosas han sido originadas, principalmente por un levantamiento estructural localizado que han sido sometidos a fuertes procesos volcánicos, especialmente los procesos hidroerosivos, hoy activos. Se distinguen dos grandes paisajes definidos:

- Gran Paisaje Aluvial
- Gran Paisaje Montañoso

1.4 RECURSOS NATURALES

El Proyecto Pallancata en su segunda etapa, trata de la explotación de un yacimiento constituido de cuarzo blanquecino, asociado a la sílice gris, con diseminación de sulfuros y sulfosales de plata; escasa cantidad de pirita y débil presencia de óxidos de hierro.

En la Unidad Operativa (U.O.) Pallancata, se tiene planificado explotar durante los seis años de vida, las siguientes vetas:

- Pallancata Oeste (fase de explotación)
- Pallancata Central (fase de preparación)
- Mariana (fase de exploración)
- San Javier y Virgen del Carmen (fase de exploración)

La producción durante el horizonte de vida de la mina, se aprecia en la siguiente tabla.

Tabla N° 1.1

Tiempo De Vida Mina Pallancata

N°	AÑO	PRODUCCIÓN (TM)	RESERVAS (TM)
1	2009	910 000	
2	2010	1 023 000	4 792 945
3	2011	1 023 000	3 769 945
4	2012	1 023 000	2 746 945
5	2013	1 023 000	1 723 945
6	2014		700 945

1.5 RECURSOS HUMANOS

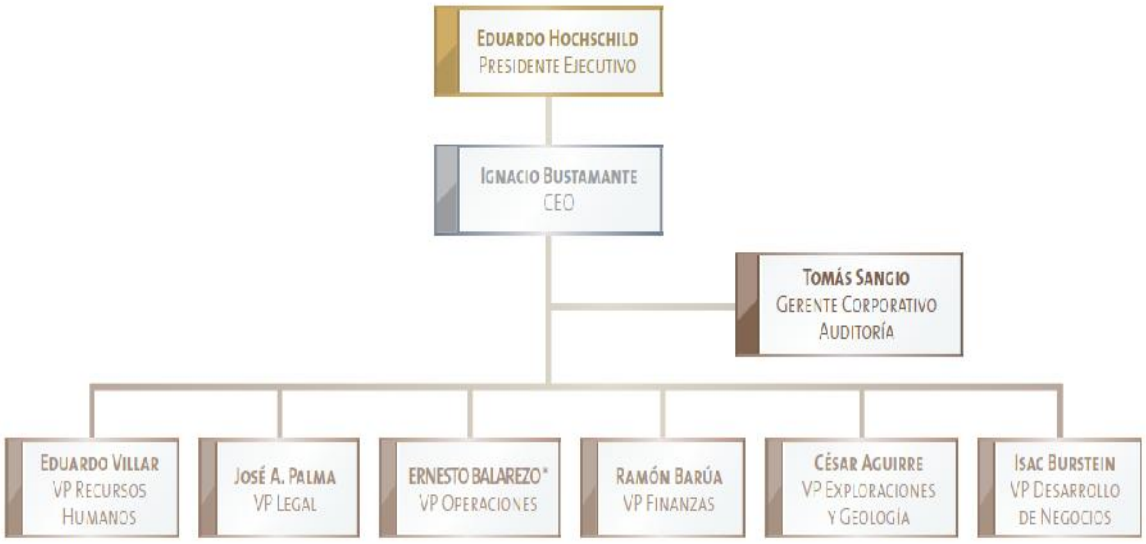
El área de producción está conformada por un 25% de la comunidad de Parinacochas y un 75% de personal foráneo; la PEA es de 1800 trabajadores aproximadamente. La infraestructura de vivienda para los trabajadores de la U.O. Pallancata está compuesta por los siguientes edificios: Casa de Gerencia; Pabellón Empleados 1, 2, 3, 4 y 5; Pabellón de Técnicos; Pabellón de Obreros 1, 2, 3, 4 y 5; y Pabellón de Damas. Todas las viviendas han sido diseñadas para la estadía del personal en forma individual (sin familia), de acuerdo al sistema de trabajo 14 x 7.

La infraestructura está en buenas condiciones de uso. Las viviendas son observadas y evaluadas en forma permanente por personal del Área de Recursos Humanos.

Además el personal cuenta con otras infraestructuras: Canchas de fulbito y vóley; Gimnasio; Casino; Sala de juegos; Sala de videos; Teléfono público; Comedor central; Posta médica; y Sala de cabina Internet.

1.6 ORGANIGRAMA DE LA EMPRESA

Gráfico 02: Organigrama Corporativo



* Desde Marzo 2013, el Vicepresidente de Operaciones es el Ingeniero Eduardo Landín.

1.7 OBJETO DEL TRABAJO

1.7.1 OBJETIVO GENERAL

Realizar un estudio adecuado para determinar los parámetros de diseño para la recuperación de puentes de mineral en el método de derribo por subniveles considerando aspectos y factores geomecanicos de la zona a recuperar.

1.7.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Recuperación parcial de puentes realzando la base.
- Recuperación de puentes dejando pilares con relleno detrítico o en pasta cementado.
- Realizar pruebas de resistencia de la zona de relleno para poder exponer la pasta en la corona.
- Realizar estudios de resistencia de la roca intacta como del macizo rocoso.
- Simular un estudio geo mecánico de la zona de recuperación.
- Servir al suscrito como tema de tesis para optar el título de Ingeniero de Minas.

1.8 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

El método de investigación será descriptivo, analítico y experimental. Los archivos de base serán obtenidos en la unidad de pallancata cedidos gentilmente por la empresa donde labore.

El estudio comprende las siguientes etapas:

a) Actividades de campo:

- Reconocimiento del sistema administrativo de la U.E.A. Pallancata.
- Reconocimiento de las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en interior mina.
- Monitoreo de parámetros de productividad en el sistema convencional y mecanizado.
- Monitoreo de las distintas operaciones unitarias de minado

b) Actividades de gabinete:

- Elaboración de planes de trabajo referente a la ejecución del estudio.
- Evaluación de la performance de los distintos indicadores de producción.
- Evaluación de los indicadores de las operaciones unitarias de explotación.
- Evaluación de la rentabilidad del proyecto.

c) Discusión de resultados:

Sobre la base de los resultados obtenidos, se evaluará la viabilidad y su respectiva propuesta de la empresa en la recuperación de puentes.

1.9 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La unidad de Pallancata tiene tres métodos de explotación bien marcados las cuales son: el método BENCH AND FILL y el método de Corte y relleno mecanizado y convencional aplicado en Pallancata Oeste, Cimoide, milagros, Luisa y Rina, el método SARC (subniveles ascendentes con relleno cementado).

Dado las condiciones de calidad de roca y geometría del yacimiento se realizaron estudios geomecánicos para poder determinar estos métodos de explotación, es una mina mecanizada que viene operando desde noviembre del 2007 hasta la actualidad. Debido al método de explotación realizarlos en la zona Pallancata Central y Ramal central se dejaron puentes mineralizados, también zonas en evaluación debido a la inestabilidad de la falla en la caja piso. Lo que se quiere es realizar un estudio para poder recuperar estas zonas parcialmente dejando un puente mínimo.

1.10 HIPOTESIS

1.10.1 HIPOTESIS PRINCIPAL

El proceso de recuperación de puentes, mineral que ha quedado como diseño de los métodos de Corte Relleno Mecanizado y BENCH AND FILL sean explotadas con rendimiento económico, seguridad, salud, medio ambiente y responsabilidad social.

1.10.2 HIPOTESIS SECUNDARIO

- Recuperar reservas cubicadas de mineral con leyes de 260 gr/tn de plata y 1.3 gr/tn de oro; cubicadas en años anteriores.
- El mineral cubicado y dejado en puentes sea explotado y recuperado en un 100%.
- El sistema o método de minado propuesto en la recuperación de puentes sea la más indicada.

1.11 VARIABLES.

1.11.1 VARIABLES DEPENDIENTES.- Son aquellas que estarán directamente influenciadas en el resultado de las operaciones en la recuperación de puentes y son las siguientes:

1. Perforación y voladura con el sistema del Sublevel Stoping.
2. Geomecánica del puente.
3. Limpieza del mineral mecanizado.
4. Relleno y restablecimiento de equilibrio del macizo mineralizado.

Indicadores de Variables Dependientes.- Estos Son:

1. Diseño de malla de perforación, Nro. .tal/gdia.
2. Análisis de estabilidad, RMR, y GSI.
3. Diseño geomecánico: simulación. DIPs, Face 2.0
4. Apoyo logístico: Horas máquina.

1.11.2 VARIABLES INDEPENDIENTES.- Son aquellos que no intervienen en la performance del resultado del estudio y estos son:

1. Subsidencias de puentes.
2. Incidentes de la naturaleza.
3. Política de la Empresa.

Indicadores de Variables Independientes. Estos son:

1. Dilución de mineral (Tm perdida de mineral),
2. Movimientos sísmicos (escala de Mercali o Richter).
3. Falta de Apoyo Logístico (Us $)

1.12 JUSTIFICACIÓN

- Es importante que se determine el puente óptimo para la zona que se requiera relleno detrítico en función a sus características y comportamiento geomecánico y si fuese la mejor condición de la zona la exposición de pasta para este tipo de recuperación y no desestabilizar el yacimiento y poder tener una recuperación ordenada y con seguridad.
- Cumplir con la ley 29783 y el Límite de exposición ocupacional según el DS-024-2016-EM.

CAPITULO II:

GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

2. ASPECTOS GEOLOGICOS

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).

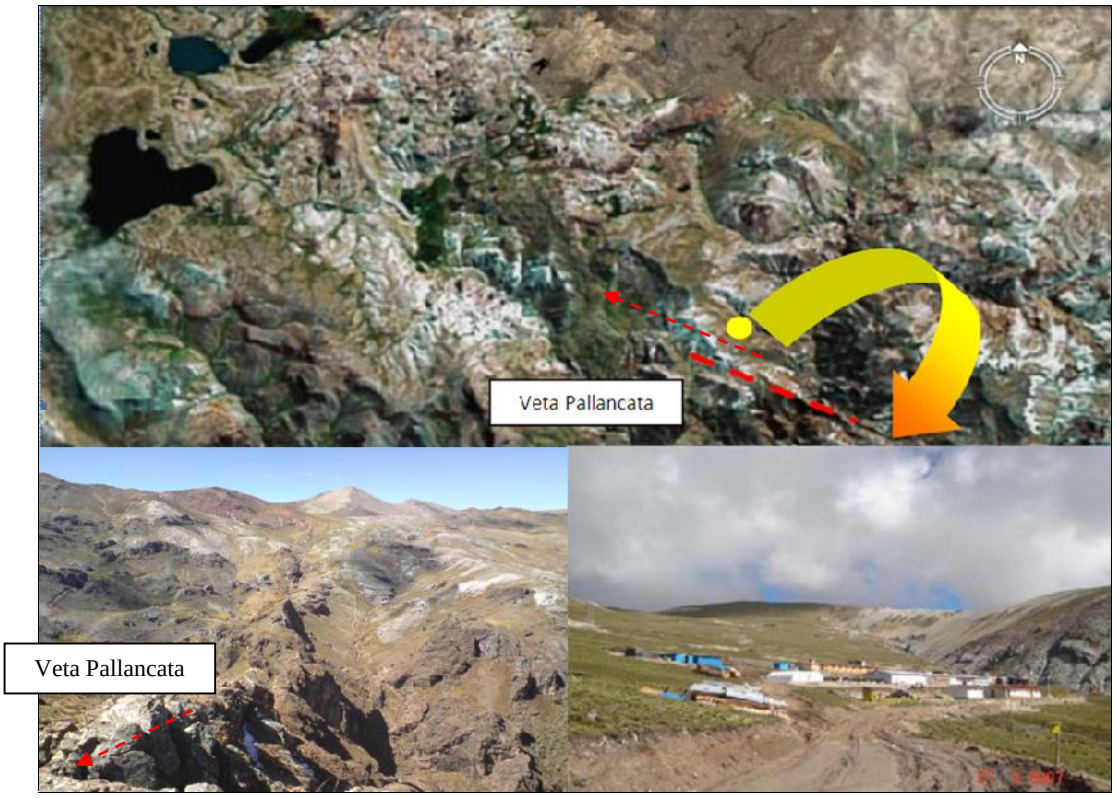


Figura 2.1: Ubicación esquemática del área de estudio: Veta Pallancata Oeste.

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).

2.2. GEOLOGIA 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 N15ºE y buzamiento subhorizontal (5ºNW). 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 porfirítica, 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.

2.3 ESTRATIGRAFÍA DE LA ZONA

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

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.

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 ignimbritica 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.

Post-Hatun

Compuestas por lavas andesiticas y sills de la formación Saycata. Estas andesitas afaníticas a débilmente porfiríticas 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.

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 porfirítica 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.

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 está 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.

2.4 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 forman de V.

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.

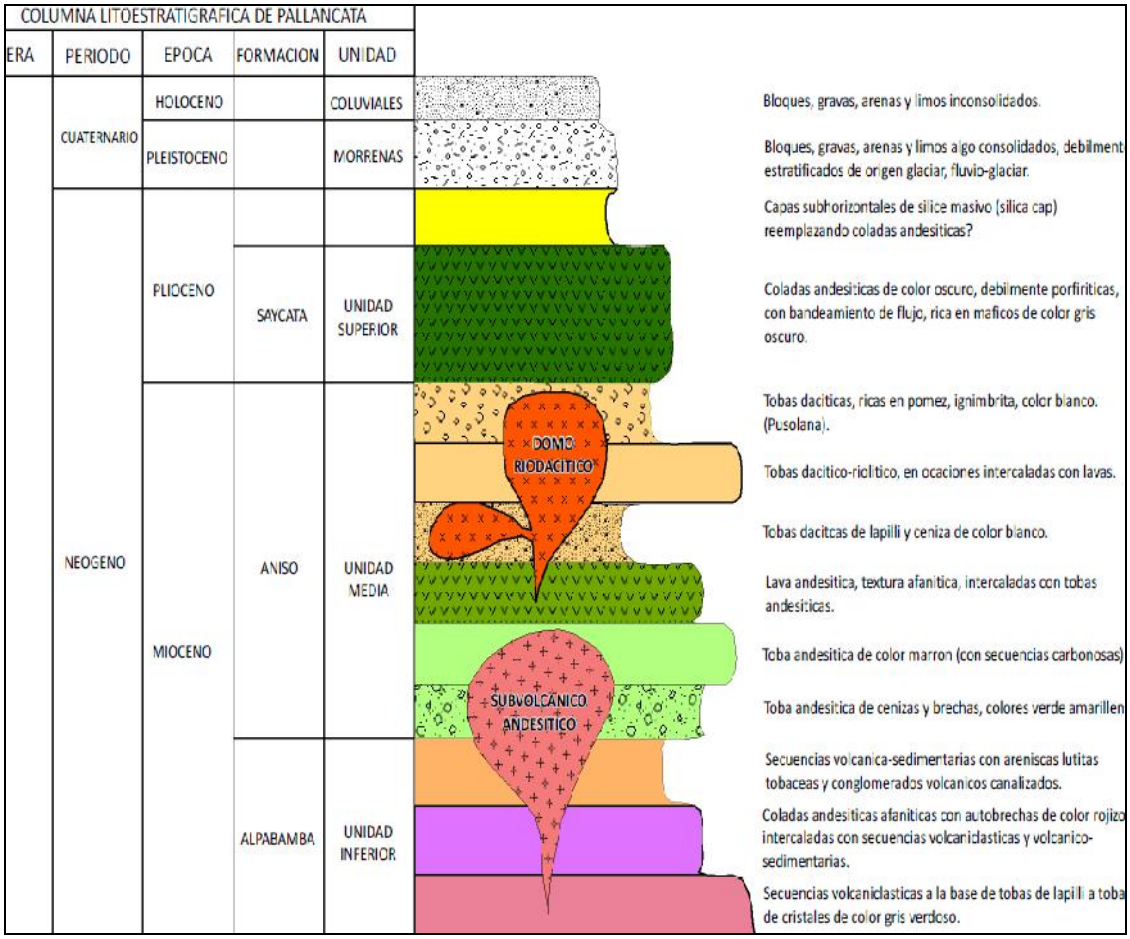


Figura 2.2: Columna estratigráfica de Pallancata.

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 2.3.

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. La 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.

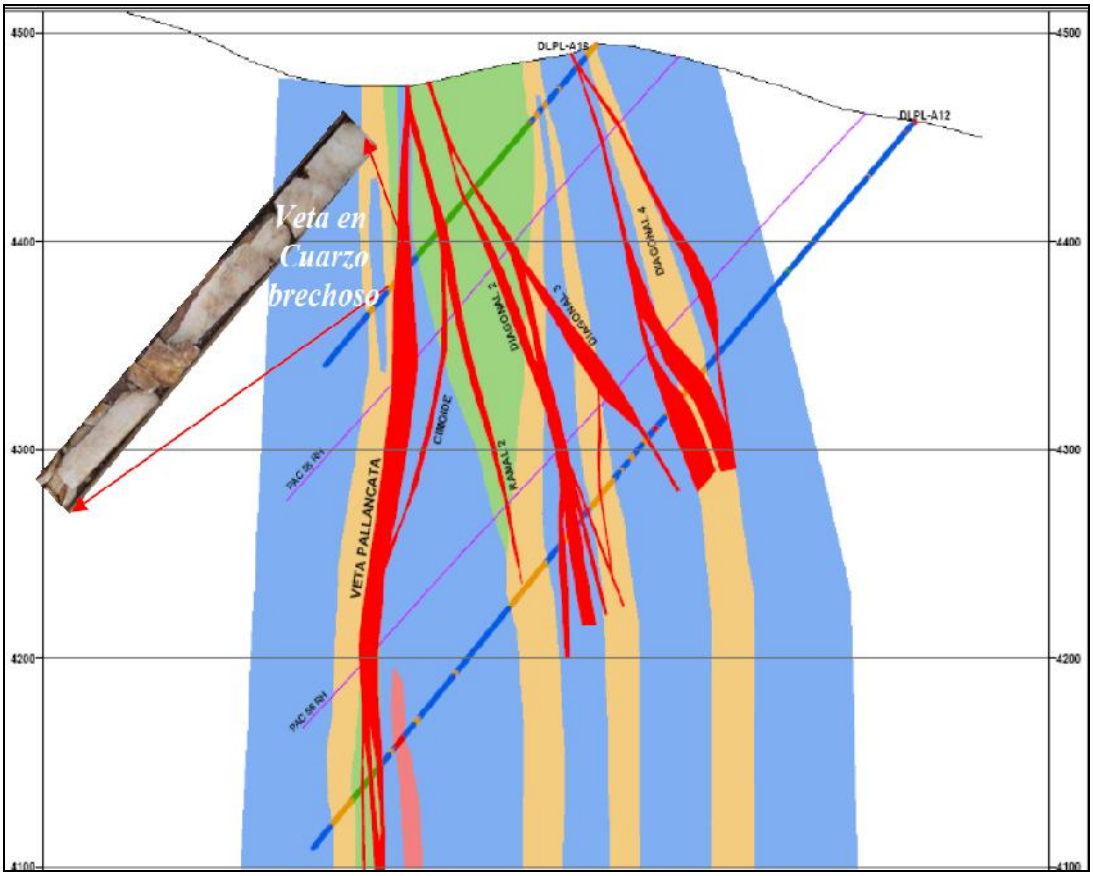


Figura 2.3: Estructuras mineralizadas.

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. 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 forman 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.

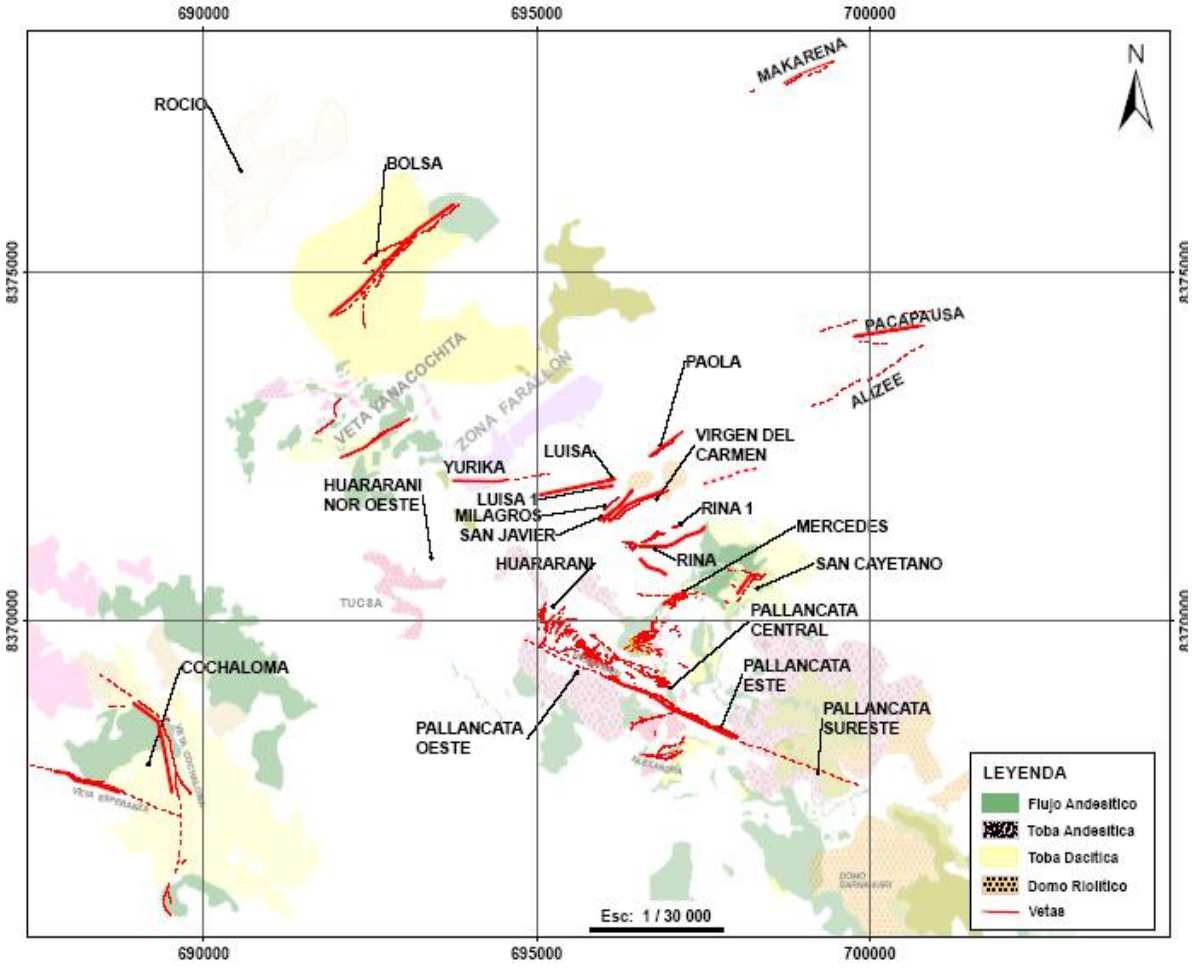


Figura 2.4: Vista en planta de las estructuras mineralizadas.

2.7 GEOLOGÍA ECONÓMICA

2.7.1 Características 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 2.3.*

El relleno mineral se constituye 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 con menos del 2%.

2.7.2 Mineralogía

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 y están representadas por las Vetas Mariana, Virgen del Carmen, Mercedes y “el Sistema Diagonales”.

Los minerales portadores de plata, mayormente corresponde a argentita y platas rojas (pirargirita/proustita); mientras que los minerales portadores de oro son electrum y oro nativo.

La Veta Pallancata en interior mina ha sido reconocida como una estructura de reemplazamiento y relleno mineral de aspecto brechado y bandeado, constituida por cuarzo lechoso-hialino asociado a diseminación, nódulos, bandas y venillas de sílice gris con sulfuros y sulfosales de Ag (proustita, pirargirita), OxFe en pátinas e impregnaciones y arcillas (Kaolínita y Dickita) rellenando cavidades.

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 silicificacion. 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 forman 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.

En Pallancata Oeste se observa movimiento Normal y Sinestral, mientras que en Pallancata Central se observa movimiento Normal y Destral. Esta estructura principal presenta cimoides y tensiónales mineralizadas principalmente a la caja piso en Pallancata Oeste y en Pallancata central tanto al piso como al techo.

Múltiples eventos de mineralización están a la vista es muy posible que las principales etapas de mineralización de metales se sobre impongan a etapas anteriores. De acuerdo a estudios Mineragráficos y de Difracción de Rayos “X” se tiene los siguientes minerales de Mena: Oro nativo en formas granulares asociado a la argentita, rellenado cavidades en la pirita y diseminado en cuarzo; Argentita reemplazando a galena y calcopirita; Platas Rojas (Proustita y Pirargirita) se encuentra asociada a argentita rellenando micro fracturas y cavidades en cuarzo y pirita, reemplazando a galena y

calcopirita. Minerales de Ganga: Esfalerita se encuentra rellenando micro fracturas y cavidades en cuarzo, reemplazando pirita y marcasita, está siendo reemplazada por galena, calcopirita y cuarzo; Covelita reemplazando calcopirita y argentita; Cuarzo, Microclima, Ortoclasa, Anortita, Dragonita, Moscovita, Kaolinita, Dickita, Calcita, Sanidina, Jarosita; Los minerales oxidados como Hematita y Limonitas se encuentran rellenando fracturas, intersticios y cavidades, tiñendo con una coloración amarillenta.

2.8 INVENTARIO DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES.

Las Reservas de Mineral al 31 de Diciembre del 2014, es como sigue en cuadro adjunto:

RESUMEN CALCULO RESERVAS MINERALES AL 31.12.2014 : "UNIDAD PALLANCATA"

Descripción	Recursos (M+I)	Valor	Leyes			Potencia	Finos	Factor
	Tonn (t)	$/tonn	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag Eq.(g/t)	Ore (m)	Onzas Ag. Eq.	(%)
Recursos Medidos	**2,425,821**	**166**	**373.3**	**1.78**	**480**	**7.4**	**37,463,814**	**69.6%**
Recursos Indicados	**1,059,546**	**143**	**320.9**	**1.54**	**413**	**2.4**	**14,070,901**	**30.4%**
Recursos Geologia (M+Ind.)	**3,485,367**	**159**	**357.4**	**1.71**	**460**	**5.9**	**51,534,715**	**100.0%**
Total Recursos Delimitados	**3,230,004**	**159**	**357.4**	**1.72**	**461**	**6.4**	**47,826,134**	**92.7%**
Recursos (M+Ind.) Sin Galería	89,799	152	358.2	1.37	440	1.1	1,271,699	2.6%
Recursos (M+Ind.) Con Galería	3,140,205	159	357.4	1.73	461	6.5	46,554,436	90.1%
Recursos Eval._Reservas c/Gal.	**3,140,205**	**159**	**357.35**	**1.73**	**461**	**6.5**	**46,554,436**	**90.1%**
(-) Inaccesibles (Eva_Econ)	786,788	137	312.1	1.39	395	2.8	10,000,102	25.1%
(-) Puentes, Pilares (diseño)	587,599	175	392.0	1.91	507	6.0	9,568,969	18.7%
(-) Pérdida (operación)	31,962	169	370.5	1.99	490	3.4	503,456	1.0%
(-) Zona explotada (costras)	789,737	158	358.9	1.65	458	14.1	11,627,649	25.1%
(-)Sub_Marginales	36,715	63	142.1	0.7	182	8.2	215,051	1.2%
Saldo recursos :::>Reservas	**907,403**	**173**	**381.0**	**2.01**	**502**	**3.4**	**14,639,208**	**26.0%**
(1) Reservas económicas	906,403	150	329.9	1.74	434	3.3	12,655,671	75.7%
(2) Reservas marginales	291,261	73	160.6	0.85	212	3.6	1,983,537	24.3%
Total Reservas	**1,197,665**	**131**	**288.70**	**1.52**	**380**	**3.4**	**14,639,208**	**100.0%**
(*) Dilución Planeada	**290,261**							**32.0%**
	Dilución							Incid.(%)
Reservas explotación	31.9%	1,178,678	289.6	1.53	382	3.3	14,460,777	98%
Reservas avances (Cx.+ Gl.)	35.0%	18,987	232.1	1.00	292	6.9	178,431	2%
Total Reservas	**32.0%**	**1,197,665**	**288.70**	**1.52**	**380**	**3.4**	**14,639,208**	**100.0%**

Figura 2.5: Reservas minerales. (Fuente: Reporte interno mina)

Debemos, considerar que al hacer el cálculo de reservas para metales preciosos, la unidad ha seguido una matriz propuesta por Geología y planeamiento, las mismas que a continuación detallamos.

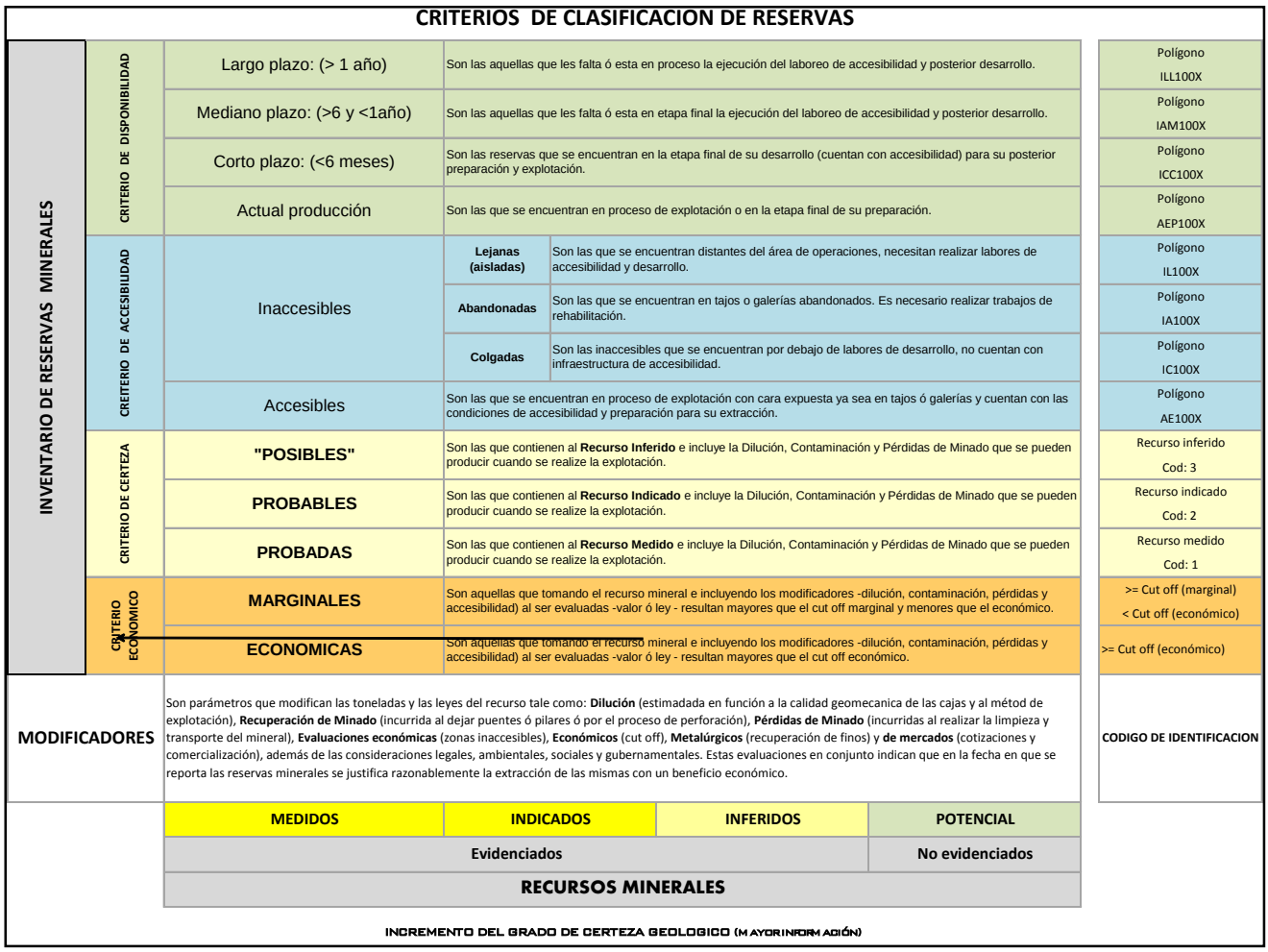


Figura 2.6: Clasificación de reservas.

CAPITULO III:

GEOMECÁNICA

APLICACIÓN DEL METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD PARA LA VETA PALLANCATA OESTE – TJ 9179 NV. -1000.

3.1 INTRODUCCIÓN

Cualquier excavación minera practicada en un medio rocoso, produce un desequilibrio en el mismo. Al extraer los materiales, se produce inevitablemente la eliminación del soporte natural de la masa rocosa circundante, dando lugar a la alteración de las condiciones de equilibrio. Los efectos producidos deben ser evaluados y controlados, con el fin de restituir el equilibrio y asegurar la estabilidad de las excavaciones. Para ello se necesita la aplicación directa de los principios, metodologías conocimientos de la geomecánica.

La geomecánica en la actualidad constituye la base científica de la ingeniería minera, puesto que está a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto “vida económica”, junto con el beneficio económico con márgenes ajustados

de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En este contexto la geomecánica involucra seguridad y economía.

3.2. LA GEOMECANICA APLICADA AL DISEÑO SUBTERRANEO.

La geomecánica constituye en la actualidad la base científica de la ingeniería minera, puesto que está a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto “vida económica”, junto con el beneficio económico con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En este contexto la geomecánica involucra seguridad y economía.

3.3. CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES DE LA ESTRUCTURA ENTORNO A LA VETA PALLANCATA OESTE.

3.3.1 CARACTERÍSTICAS LITOLÓGICAS

Se ha reconocido desde superficie hasta el Nivel 4600 como roca encajonante un flujo domo de composición Riodacítica, con fenocristales de feldespatos alterados, diseminación de pirita y levemente argilizadas. Se consideran flujos lávicos extrusivos que sobreyacen a las tobas de niveles inferiores; además, como rasgo importante se caracterizan por presentar un bandeamiento fino ó láminas fluidales.

3.3.2 CARACTERISTICAS ESTRUCTURALES

La zona de explotación Pallancata Oeste, tiene como características geométricas:

- Extensión : 600.0 m.
- Potencia promedio : 8.0 m.
- Buzamiento : 80.0°
- Azimut : 270°

En la veta Pallancata Oeste el cual se presenta con Azimut 70-75° y Buzamiento 75° SE. se ha identificado el sistema de fallas paralelas que se dispone longitudinalmente en contacto con la misma.

3.3.3 CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS

Según las características de las discontinuidades, la infiltración de las aguas subterráneas es por las aberturas de las mismas. Actualmente se presentan como goteras y humedad en las paredes galerías y excavaciones paralelas a la Veta Pallancata Oeste. No se ha presentado flujos en “zonas de corte” durante el desarrollo de las excavaciones.

3.4 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

La caracterización geomecánica del macizo rocoso constituye la fase inicial en todo estudio geológico – geomecánico e implica la descripción de las características particulares que intervienen en el comportamiento geomecánico frente a procesos de minado (parámetros de la roca intacta,

parámetros de las discontinuidades estructurales, la hidrogeología). La caracterización de macizos rocosos se basa en las observaciones y descripciones tomadas en afloramientos y sondajes diamantinos.

3.4.1. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS.

Las clasificaciones geomecánicas determinan la sistemática del diseño empírico en ingeniería de rocas y relacionan la experiencia práctica obtenida en distintos proyectos con las condiciones particulares de cada lugar.

El propósito de las clasificaciones geomecánicas es proporcionar un índice numérico que nos indica la calidad del macizo rocoso. Existe una amplia gama de sistemas de clasificación Geomecánica de macizos rocosos, sin embargo los más utilizados y que tienen una relevancia histórica son: Terzaghi (1946),Laufer (1958), Deere (1967), Wickham (1972), Bieniawski (1973, 1989), Barton (1974),Laubscher (1977).

3.5 PROPIEDADES FÍSICAS Y DE RESISTENCIA DE LAS MUESTRA DE MINERAL Y ROCA ENCAJONANTE DE LA VETA PALLANCATA OESTE. NV. -1000.

En la relación entre tensiones y deformaciones los modelos geomecánicos pueden dividirse en lineales y no lineales.

En dependencia de las particularidades mecánico estructurales y al grado de su manifestación, los modelos geomecánicos pueden ser: heterogéneos anisótropos o isótropos y homogéneos-isótropos. Según la causa de manifestación de la heterogeneidad pueden ser: Naturales (estratificación,

esquistosidad, agrietamiento, etc.) y artificiales relacionada con la variación de propiedades del macizo a causa de los procesos tecnológicos.

A la hora de enfrentar la tarea y elegir el método para su solución es necesario ante todo definir si el macizo en estudio se considera continuo o discontinuo. Para ello es necesario usar el concepto de volumen elemental.

- **Volumen Elemental.-** es el que posee en si todas las propiedades del macizo en estudio, pero que es a la vez lo suficientemente pequeño en comparación con todo el entorno de las labores que se estudia, *En otras palabras el volumen elemental del macizo es aquel que siendo lo suficientemente pequeño, es capaz de poseer todas sus propiedades*.

  Se nota las propiedades físicas de las muestras tomadas del macizo rocoso entorno a la veta en el cuadro Nro. 3.1

Cuadro N° 3.1 Resultados de ensayos de laboratorio

MUESTRA	DIAMETRO (cm)	ALTURA (cm)	D. SECA (gr/cm3)	HÚMEDA (gr/cm3)	Porosidad. Aparente. (%)	Absorción (%)	P.E.A. (KN/m3)
M-1 – CAJA TECHO	4.19	4.48	2.4200	2.4975	7.7542	3.2042	23.7402
MINERAL	5.76	5.01	2.3653	2.4111	4.5807	1.9366	23.2038

3.5.1 Cálculo de las propiedades físicas de las muestras tomadas entorno a la estructura física de la Veta Pallancata Oeste Nv. -1000

Tiene por objetivo el de conocer la propiedades físicas de la muestra tomadas entorno a la estructura de la Veta Pallancata. La muestra se prepara de forma cilíndrica; con diámetro y longitud conocida.

3.5.1.1 Equipos y materiales.- Los materiales y equipos utilizados en la obtención de las propiedades de la muestra se menciona: sondaje diamantino o saca testigo, equipo de corte de disco diamantado, Vernier, balanza electrónica, recipiente de material no corrosible, un recipiente de agua para saturar las muestras.

1. **CAJA TECHO: Andesita**

   - Peso seco: 149.41 gr.
   - Peso natural: 149.413 gr.
   - Peso saturado: 154.20 gr.
   - Diámetro de la muestra (D): 4.19 cm.
   - Longitud de la Muestra (L): 4.48 cm.

   Cálculos:

   - Volumen= ($\pi D^2 * L)/4$ = 61.74 cm^3
   - Densidad seca= 149.41gr./61.74cm^3. = 2.419 gr/cm^3
   - Densidad húmeda =154.20 gr./61.74cm^3 = 2.4975 gr./ cm^3
   - Absorción= { (peso saturado – peso seco)/peso seco}*100

     Absorción = 3.20%

- Porosidad = (volumen vacío/volumen de muestra)*100

Peso vacío= peso saturado – peso natural

Peso vacío= 154.20gr. – 149.413gr.

Peso vacío= 4.787gr.

Volumen vacío= 4.787gr./1gr./cm^3= 4.787cm^3

Porosidad= (4.787cm^3./61.74cm^3)*100

Porosidad= 7.7534%

2. MINERAL: Composito Cuarzo Brechoso.

- Peso seco: 308.62 gr.
- Peso natural: 308.619 gr.
- Peso saturado: 314.596 gr.
- Diámetro de la muestra (D): 5.76 cm.
- Longitud de la Muestra (L): 5.01 cm.

Cálculos:

- Volumen= (πD^2*L)/4 = 130.48 cm^3
- Densidad seca= 308.62 gr./130.48 cm^3 = 2.3652 gr/cm^3
- Densidad húmeda =314.596 gr./130.48cm^3 = 2.41 gr./ cm^3
- Absorción= { (peso saturado – peso seco)/peso seco}*100

Absorción = 1.9366%

- Porosidad = (volumen vacío/volumen de muestra)*100

Peso vacío= peso saturado – peso natural

Peso vacío= 314.596 gr.. – 308.619 gr..

Peso vacío= 5.977gr.

Volumen vacío= 5.977gr./1gr./cm^3= 4.787cm^3

Porosidad= ($5.977cm^3$./$130.48cm^3$)*100

Porosidad= 4.5807%

Al evaluar las dimensiones del volumen elemental y teniendo en cuenta la conservación de las propiedades del macizo, es necesario examinar tanto la estructura interna de la roca componente, como las particularidades propias del macizo.

Las dimensiones de estos volúmenes depende del tipo de roca y en primer lugar de las dimensiones de los granos del esqueleto mineral .Si tenemos en cuenta que los objetos que se investigan en los macizos rocosos se miden generalmente en metros y en muchos casos en decenas de metros, se llega a la conclusión de que se pueden considerar los volúmenes anteriores como pequeños. Realmente, la dimensión lineal del objeto de estudio es en más de 100 veces la del volumen elemental. Por lo que se puede plantear que los defectos de la estructura interior de la roca no son significantes para valorar la definición de un macizo como continuo o discontinuo. *Los defectos estructurales de los macizos rocosos si ejercen gran influencia en las dimensiones de los volúmenes elementales.* En casos particulares las dimensiones de tales volúmenes pueden alcanzar varios metros.

3.5.2 ENSAYOS DE COMPRESIÓN UNIAXIAL DE LA MUESTRA DE MINERAL Y ROCA ENCAJONANTE VETA PALLANCATA OESTE NV. -1000.

El ensayo a la resistencia a la compresión simple es un ensayo de compresión de una muestra cilíndrica con un relación diámetro longitud 1:2, la muestra es comprimida axialmente hasta que ocurre la falla o la carga de rotura. El objetivo es obtener un valor aproximado de la resistencia a la compresión de la muestra.

3.5.2.1 Materiales y equipos.- los equipos y materiales utilizados para este fin son: máquina saca testigos o equipo de compresión simple, vernier.

La condición de humedad del testigo puede tener un efecto significativo en la resistencia que pueda alcanzar la roca.

3.5.2.2 Métodos.- los métodos de corrección empleados en cuanto a la relación de esbeltez fueron: corrección de Protodyakonov, corrección de Overt Dubai.

Cuadro N° 3.2 Resultados de ensayos de Compresión Uniaxial

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga de rotura (Kg)	Resistencia comp. (Kg/cm2)	Resistencia comp. (MPa)
M-1- CAJA TECHO	5.69	11.3	34400	1351.6332	132.4601
MINERAL	5.72	11.27	24500	951.6232	93.2591

- **Cálculo al ensayo de resistencia a la compresión uniaxial**

1.- CAJA TECHO: Andesita

Datos:

Longitud de muestra (L) = 11.3 cm.

Diámetro de Muestra (D) = 5.69 cm.

Carga de Rotura (P) = 34400 kg.

Cálculos:

Área (A) = $\pi D^2/4$ = 25.415 cm^2

$\sigma c_1 = P/A$ = 34400kg./25.415cm^2

σc_1 = 1353.53 kg/cm^2

Relación de esbeltez: L/D = 2

11.3/5.69 = 1.98 ≠ 2.00

si L/D es diferente de dos, se tiene que realizar una corrección.

$\sigma c_2 = (8*\sigma c_1)/(7+2*(D/L))$

$\sigma c_2 = (8*1353.53)/(7+2(5.69/11.3))$

σc_2 = 1352.333 kg/cm^2

σc_2 = 132.618 Mpa.

2.- MINERAL: Composito Cuarzo Brechoso

Datos:

Longitud de muestra (L) = 11.27 cm.

Diámetro de Muestra (D) = 5.72 cm.

Carga de Rotura (P) = 24500 kg.

Cálculos:

Área (A) = $\pi D^2/4$ = 25.68 cm^2

Resistencia a la Compresión: $\sigma c1$

P/A = 24500kg./25.68 cm^2

σc_1 = 954.049 kg/cm^2

Relación de esbeltez: L/D = 2

11.27/5.72 = 1.97 ≠ 2.00

si L/D es diferente de dos, se tiene que realizar una corrección.

σc_2= (8*σc_1)/(7+2*(D/L))= (8*954.049)/(7+2(5.72/11.27))

σc_2 = 952.253 kg/cm^2

σc_2= 93.38 Mpa.

3.5.3. ENSAYO DE TRACCIÓN

El ensayo consiste en someter a la muestra a una carga lineal compresiva actuando a lo largo de su diámetro. El resultado de este esfuerzo compresivo es una tensión horizontal y un esfuerzo compresivo variable. Tiene por objetivo determinar en forma indirecta la resistencia a la tracción de roca intacta.

3.5.3.1 Materiales y equipos.- muestra cilíndrica con relación de esbeltez L/D = 0.5. máquina de compresión.

3.5.3.2 Método.- el método utilizado fue el brasilero**.**

Cuadro N° 3.3 Resultados de ensayos de Tracción

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	C. Rotura (kg)	R. Tracción (kg/cm2)	R. Tracción (MPa)
M-1- CAJA TECHO	5.69	2.93	2900	110.7381	10.8523
MINERAL	5.72	2.88	3100	119.7987	11.7403

- **Determinación de la resistencia a la tracción.**

1. **CAJA TECHO: Andesita**

Cálculos:

Relación de esbeltez.

L/D = 2.93/5.69 = 0.51 se aproxima a 0.5

P= carga de rotura

P = 2900 kg.

σt = 2P/3.1416DL

σt = 2(2900)/(3.1416)x(5.69)x(2.93)

$\sigma t = 110.7381\ kg/cm^2$

σt = 10.8596 Mpa.

2. **Mineral: Composito Cuarzo Brechoso**

Cálculos:

Relación de esbeltez.

L/D = 2.88/5.72 = 0.50.

P= carga de rotura

P = 3100 kg.

σt = 2P/3.1416DL

σt = 2(3100)/(3.1416)x(5.72)x(2.88)

$\sigma t = 119.7987\ kg/cm^2$

kg/cm^2 = 0.098066 MPa.

σt = 11.748 Mpa.

- ✓ Los valores de la Resistencia a la tracción se pueden estimar entre 8%-12% del valor de la resistencia a la compresión simple.

3.5.4 Análisis de esfuerzos para el macizo rocoso entorno a la Veta Pallancata Oeste Nv. -1000, usando el criterio de Hoek y Brown mediante el programa RocLab.

RocLab es un programa de computación que permite determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso, de acuerdo al criterio de rotura Generalizado de Hoek-Brown.

Tabla Nro. 3.4 Resumen de los datos ingresados según de clasificación geomecánica.

PARAMETROS DE CLASIFICACION GEOMECANICA						
ESTRUCTURA	Resistencia a la Compresion uniaxial (Mpa)	GSI	mi	D	Peso Unitario (MN/m3)	Profundidad (m)
MUESTRA 1	132.4601	46	15.13	0.6	0.02854	320
MINERAL	93.2591	42	14.23	0.6	0.02739	320

3.5.4.1 Resultados de los Análisis de esfuerzos para el macizo rocoso entorno Veta Pallancata Oeste Nv. -1000, usando el criterio de Hoek y Brown mediante el programa RocLab.

Tabla Nro. 3.5 Resultados del análisis de esfuerzos para la roca, entorno a Veta Pallancata Oeste Nv. -1000.

ANALISIS DE ESFUERZOS PARA ROCA - VETA PALLANCATA OESTE NV. -1000													
Estructura	Criterio de Hoek y Brown			Rango de Aplicación de la envolvente de rotura				Parametros de la Envolvente		Parametros del Macizo Rocoso			
	mb	s	a	σ3 max. Esfuerzo minimo (Mpa)	σ1 max. Esfuerzo mayor (Mpa)	Peso Unitario (MN/m3)	Profundidad (m)	Cohesion (c) (Mpa)	Angulo de friccion (°)	Resistencia a la traccion (Mpa)	Resistencia a la compresion (Mpa))	Resistencia a la CUG (Mpa)	M. Elast. (Mpa)
M1	0.962	0.001	0.508	4.4536	27.87	0.02854	320	1.412	42.5	-0.076	2.944	16.884	5560.3
Mineral	0.738	0.0003	0.51	4.1584	20.59	0.02739	320	1.073	37.76	-0.04	1.534	10.251	4265.24

Otros Parámetros del Macizo Rocoso

- sigt (resistencia a tracción del macizo rocoso)
- sigc (resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso)
- sigcm (resistencia compresiva global del macizo rocoso)
- Em (módulo de deformación del macizo rocoso)

❖ Los gráficos analíticos a los resultados obtenidos se pueden apreciar en el Anexo 3 : Roclab.

❖ esfuerzo máximo: mineral y roca encajonante mediante el circulo de mohr utilizando el progama de computo mohr view. Ver Anexo 3.

3.6. APLICACIÓN DEL METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD PARA LA VETA PALLANCATA OESTE – TJ 9179 NV. -1000.

➢ **Método Grafico de Estabilidad (MGE).-**

El “Método Grafico de Estabilidad” desarrollado por Mathews y modificada por Potvin & Milne es una técnica empleada para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, este método ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño subterráneo.

El método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos se fundamenta en el estudio realizado en una serie de casos en minas subterráneas. Esta técnica toma en consideración los principales factores de influencia en el diseño estable de los tajeos. La información sobre la estructura, la resistencia del macizo rocoso, los esfuerzos alrededor de las excavaciones, el tamaño, la forma y la orientación de

las excavaciones con respecto a la orientación de los sistemas de discontinuidades críticas presentes en el macizo rocoso para dimensionar un tajeo en distintos escenarios (desde el autosoporte hasta el colapso).

- **Procedimiento de Cálculo.**

  El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el Método Gráfico de Estabilidad (MGE) se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

  - Número de estabilidad (N').
  - Radio hidráulico (S).

3.6.1. Número de Estabilidad (N').

El número de estabilidad "N", representa la respuesta del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. Para el cálculo de este valor se emplea la ecuación Nº 01, el cual considera la calidad del macizo rocoso expresado en el índice Q' modificado, el factor de reducción por esfuerzos en la roca, el factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades con respecto a la orientación del eje del tajeo, el factor de ajuste por efecto de la gravedad sobre las cuñas de techo y pared que forman el arreglo estructural de los sistema de discontinuidades con el tajeo.

$$N' = Q' \; xAxBxC \text{.....Ecuación...} 01$$

Donde:

Q': índice de calidad "Q" modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

3.6.1.1 Clasificación Geomecánica 'Q' del macizo rocoso.

El índice "Q" del macizo rocoso se calcula de los resultados del mapeo geológico -geotécnico realizado en las labores, cuyo resumen se muestra en tablas. Para estimar el valor del índice Q' modificado se usa la ecuación Nº 1, con la restricción de que el factor de esfuerzos activos se considera igual a la unidad. ***Según sea la información generada para el caso que fuese el área en estudio con mínimas unidades hidro estratigráficas subterránea, no siendo significativa la influencia del agua en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso por lo cual se considera el valor del factor de esfuerzos activos igual a 1***.

El valor del índice "Q' "(Norwegian geotechnical Institute, NGI) para el macizo rocoso se estima a través de la ecuación.

$$Q'=(RQD/Jn)*(Jr/Ja)$$

- ✓ RQD: Grado de fracturamiento del macizo rocoso.
- ✓ Jn: Número de sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso en estudio.

- ✓ Jr: Número de rugosidad de las discontinuidades.
- ✓ Ja: Número de alteración de las discontinuidades.
- ✓ JW/SRF = 1

Cuadro 3.6. Clasificación del macizo rocoso, según índice Q' Modificado.

Caracterización de macizo rocoso, según el índice "Q" Modificado	
Parámetros de Valoración Sistema "Q"	**Valoración**
Indice de Calidad de Roca (RQD)	64
Número de familias de Discontinuidades (Jn)	4
Número de rugosidad de Discontinuidades (Jr)	3
Número de alteraciones de Discontinuidades (Ja)	2
Valoración del macizo Rocoso, según el sistema (Q') Modificado.	**24**

3.6.1.2. Factor de Esfuerzo "A" en la Roca.

Este factor refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta del tajeo. Se determina a partir del ratio **(σ_c/σ_1)** como el cociente de la resistencia a la compresión uníaxial de roca y el esfuerzo compresivo máximo inducido en el macizo rocoso. La magnitud del esfuerzo compresivo máximo inducido se estima empleando el criterio de rotura generalizado de Hoek & Brown el cual se encuentra en el programa de cómputo Roclab. A este programa se ingresan los valores de: resistencia a la compresión uníaxial, el parámetro m_i de la roca intacta, los módulos elásticos, la caracterización geomecánica del macizo rocoso como un índice numérico, el factor de disturbación del macizo rocoso por efecto de la voladura en las excavaciones.

- **El parámetro A esta definido por:**

Para $(\sigma_c/\sigma_1) < 2$ A= 0.1

Para $2< (\sigma_c/\sigma_1) < 10$ A= $0.1125(\sigma_c/\sigma_1)-0.125$

Para $(\sigma_c/\sigma_1) > 10$ A= 1.0

Es necesario conocer los esfuerzos “in-situ” o esfuerzos litostáticos: esfuerzo vertical (σ_v) y esfuerzo Horizontal (σ_h).

Para estimar la magnitud el σ_v (MPa) en el macizo rocoso se considera la carga litostática de 320 metros y el peso unitario promedio de la roca sobreyacente de $\gamma = 2.854 ton/m^3$ como peso específico. Empleando la ecuación Nro. 2

$$\sigma v = \gamma * Z \quad \text{..... } ecuación\ 2$$

$\gamma = 2.854 ton/m^3 = 0.02854\ MN/m3$

Donde:

Z : Es la profundidad medida desde la superficie (m).

Z= 320m.

σ_v = (0.02854MN/m^3) 320m.

σ_v = 9.133 MPa.

El esfuerzo vertical también se puede obtener la formula siguiente. (ver Anexo 5 :Ábacos Geomecánicos)

σ_v = 0.027*Z

σ_v = 0.027(320m)

σ_v = 8.64 MPa.

- ✓ **Como podemos notar el esfuerzo vertical a la profundidad de 320m. esta alrededor de 9.00 MPa.**

El esfuerzo horizontal se estima como el producto del coeficiente de distribución de esfuerzos “k” y el esfuerzo vertical.

K = (100/Z) + 0.3

K= (100/320) + 0.3

K = 0.6125

- ✓ Esta ecuación está definida por Hoek y Brown según ábaco. Ver Anexo Nro. 5: Ábacos Geomecánicos.

Teniendo en cuenta la profundidad media de 320 metros donde se ubica la zona en estudio, empleando la ecuación anterior se estima que el valor del coeficiente de distribución de esfuerzos "K" es igual a 0.6125. Por lo tanto el esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical se relacionan a través de la ecuación 03. Con los datos de la magnitud del esfuerzo vertical (9.113 MPa) y el valor del coeficiente de distribución de esfuerzos (0.6125), obteniéndose de esta manera la magnitud del esfuerzo horizontal:

$\sigma_h = K\sigma_v$ ..... Ecuación 03

$\sigma_h = 0.6125(9.113)$

$\sigma_h = 5.58$ MPa

Cuadro Nro. 3.7 Esfuerzos máximos y mínimos de la estructura en torno a la veta Pallancata Oeste.

Estructura	Criterio de Hoek y Brown			Rango de Aplicación de la envolvente de rotura			
	mb	s	a	σ3 max. Esfuerzo minimo (Mpa)	σ1 max. Esfuerzo mayor (Mpa)	Peso Unitario (MN/m3)	Profundidad (m)
M1	0.962	0.001	0.508	4.4536	27.87	0.02854	320
Mineral	0.738	0.0003	0.51	4.1584	20.59	0.02739	320

Empleando la ecuación, para cada dominio estructural, considerando:

La resistencia a la compresión uníaxial para cajas es de 132.4601 Mpa.

La resistencia a la compresión uníaxial para mineral es de 93.2591 Mpa.

Ratio de esfuerzos "A".

- **M1.(Caja Techo):**

Esfuerzo máximo inducido = 27.87 MPa.

Resistencia a la compresión de la Roca = 132.460.

(σ_c/σ_1)= 4.75

- **Mineral.**

Esfuerzo máximo inducido = 20.59 MPa.

Resistencia a la compresión de la Roca = 93.2591 MPa

(σ_c/σ_1)= 4.52

Cuadro Nro. 3.8 Ratios de resistencia

RATIOS DE RESISTENCIA A COMPRESION UNIAXIAL/ESFUERZO MAXIMO EN EL MACIZO	
M1	**MINERAL**
4.75	**4.52**

Para los ratios del cuadro Nº 3.8 obtenidos en cada dominio estructural, de las relaciones establecidas en la figura Nº 3.1 se tiene que el valor del factor de esfuerzo es igual a :

Muestra 1: caja techo

A= 0.1125(σ_d/σ_1)-0.125

A= 0.1125 (4.75)-0.125

A = 0.4093

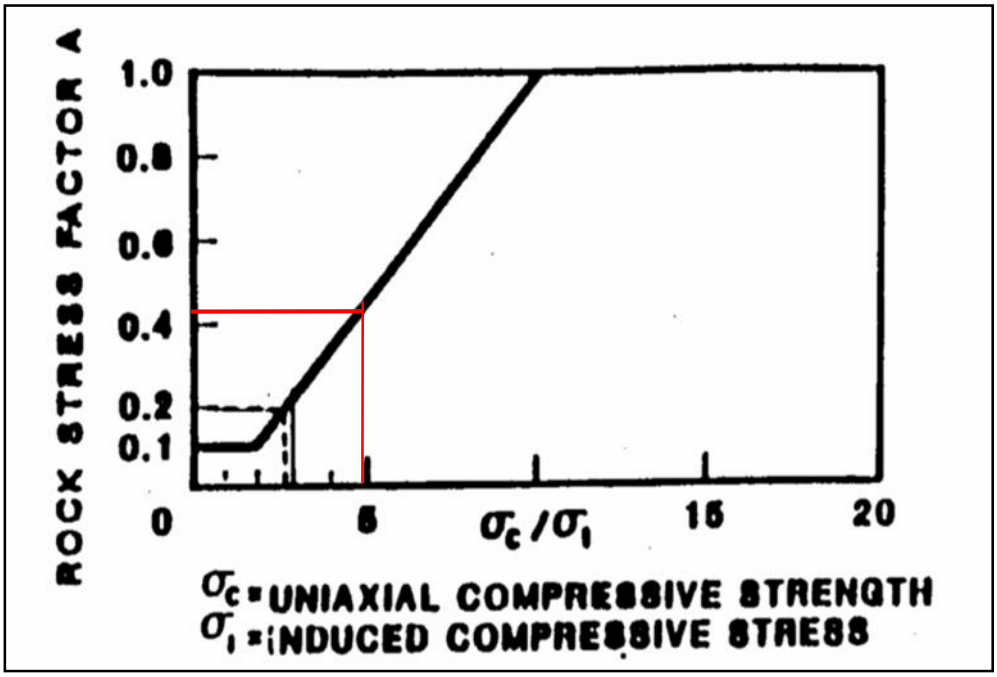
Mineral: Cuarzo Brechozo

A= 0.1125($\sigma c/\sigma 1$)-0.125

A= 0.1125 (4.52)-0.125

A = 0.3835

Figura Nro 3.1. Cálculo del Factor A.



3.6.1.3 Factor de ajuste "B" por orientación de discontinuidad crítica.

Es una medida de la orientación relativa de la junta dominante con respecto a la superficie de la excavación. Las juntas que forman un ángulo oblicuo poco profundo (10° - 30°) con la cara libre son más probables que lleguen a ser inestables (por ejemplo un resbalamiento o separación) las juntas que son perpendiculares a la cara son asumidas que tienen la menor influencia sobre la inestabilidad.

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades, estas sobre la estabilidad de las superficies expuestas del tajeo.; en resumen la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor está en función de la diferencia entre la orientación del sistema de discontinuidad critica (dominante) y la cara expuesta del tajeo.

Para la representación de las discontinuidades estructurales en el estereograma se emplea la técnica de proyección equiareal mediante el programa de computo “DIPS” el cual se emplea en este estudio para la representación estereográfica de las discontinuidades.

Figura Nº 3.2 : Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades- Afloramiento rocoso Cuarzo Brechoso.

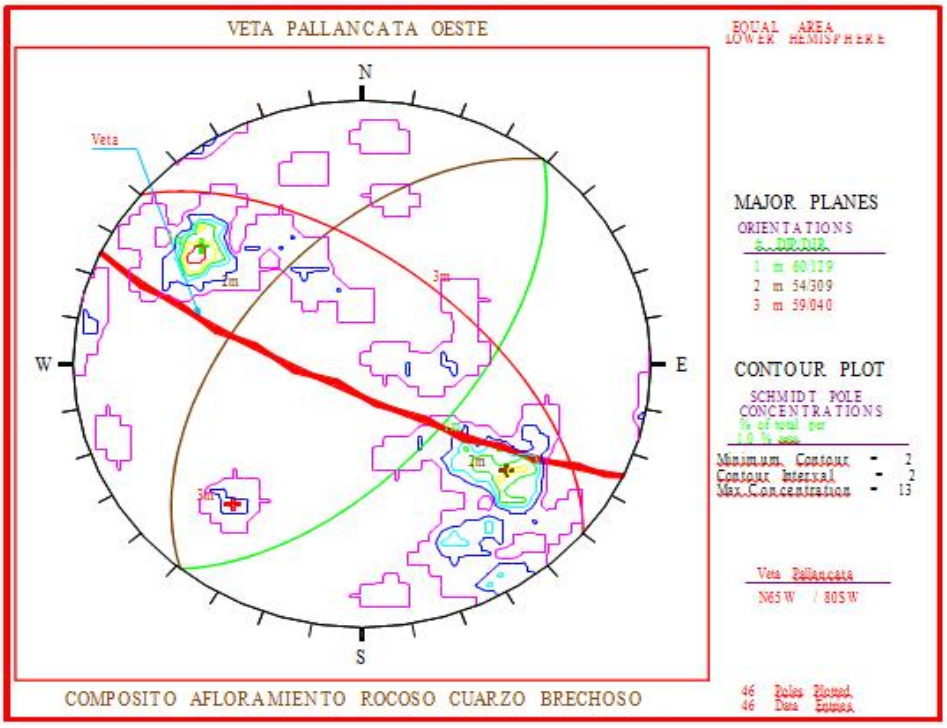
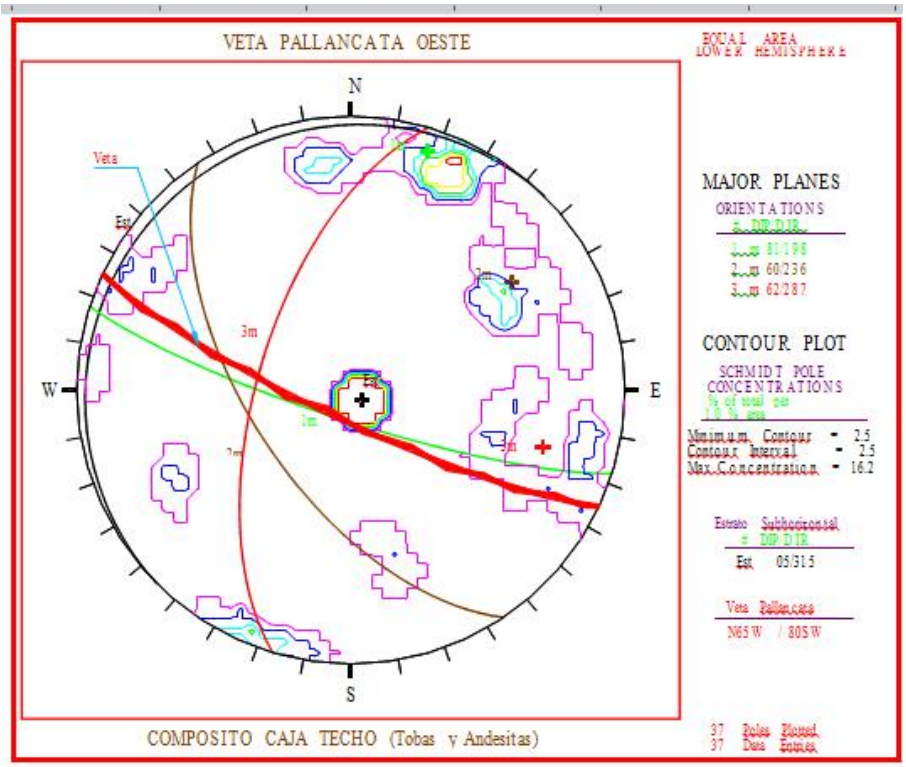


Figura Nº 3.3 Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades. Caja techo



Del resumen mostrado en la figura Nº 3.3, se tiene que en la zona en estudio - veta Pallancata Oeste Nv. -1000 con Rumbo y buzamiento N65°W/80°SW existe la presencia de tres sistemas de discontinuidades estructurales principales los cuales son:

Sistema DIP/DIR

- Sistema 1: 81°/198° (N72°W/ 81ºSW).
- Sistema 2: 60°/236° (N34°W/ 6OºSW).
- Sistema 3: 62°/287° (N17°E/ 62ºNW).

Veta P.O: 80°/205° (N65°W/80°SW).

Considerando la posición espacial de la Veta Piedad con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio (figura Nº 3.3) se tipifica al “Sistema 1” como “Sistema

Dominante" por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los tajos 9179 BA -1000 NW y TJ. 9179 BA -1000 SE de la Veta Pallancata Oeste Nv. -1000.

Para determinar el valor del factor de ajuste "B" se considera la diferencia relativa de buzamiento entre la junta crítica de la caja techo y la superficie del tajo. Una vez obtenida esta diferencia se ingresa al ábaco desarrollado por Potvin & Milne como se muestra en la figura Nº 3.4.

- Del análisis estereográfico del composito caja techo (tobas y andesita) (figura Nº 3.2) y considerando la posición espacial de las tres principales discontinuidades se tiene que el sistema dominante es el sistema 1, el cual es paralelo al rumbo de la veta con una diferencia de buzamiento de 7°

Cuadro Nro. 3.9 Resumen de los sistemas de discontinuidades estructurales

Ubicación	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Afloramiento Cuarzo brechoso Mineral y caja piso	N 39°E/ 60 SE 60°/129	N39°E/54°NW 54°/309°	N40°W/ 59NE 59°/40°
Tobas y andesitas - Caja Techo	N72°W/81°SW 81°/198°	N34°W/60°SW 60°/236°	N17°E/62°NW 62°/287°

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 Nv. -1000:

- 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 por lo que no se le considera para cálculos del factor 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 sub-paralelo a la estructura mineralizada y los Sistemas 2 y 3 respectivamente, diagonal y transversal a la misma. Adicionalmente, en las tobas, se presentan seudo-estratos de orientación sub-horizontal, esto se observa en los afloramientos en superficie.

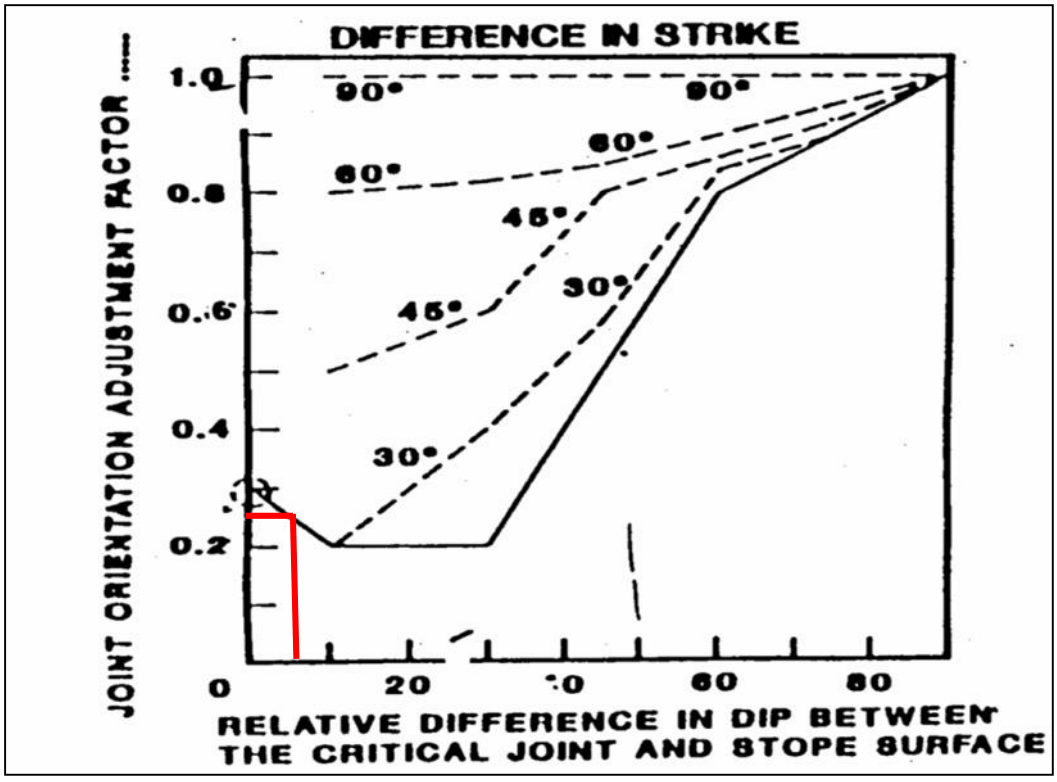
  Cabe mencionar que los afloramientos rocosos que se ha tenido disponibles en el área de la Veta Pallancata Oeste han sido escasos, razón por la cual se ha asumido por ejemplo que el afloramiento cuarzo brechoso está representando al mineral y a la caja piso, de similar manera se ha asumido que las tobas 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.

Cuadro Nro. 3.10 factor de ajuste "B" de la Discontinuidad Critica.

Discontinuidades críticas y valores del factor de ajuste "B			
Ubicación	Familias de Discontinuidades	Diferencia en Buzamiento	Factor "B"
Techo del tajeo	1	7	0.23

Tabla Nº 3.4 Discontinuidad crítica y valor del factor de ajuste "B".



3.6.1.4 Factor de ajuste "C" por efecto de la gravedad.

Este factor, es un número que ingresa al componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas, dovelas que se forma en el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del tajeo (paredes y techo).

Para el cálculo de este factor se parte del postulado de que las fallas pueden ocurrir

- Desde el techo del tajeo (como desprendimiento de cuñas),
- Desde las paredes del tajeo (como lajamientos y deslizamientos de cuñas).

En las figuras Nº 3.4 y Nº 3.5 se muestran los ábacos desarrollados por Potvin & Milne.

Para el cálculo del factor "C" para caídas por gravedad y deslizamiento respectivamente; a estos ábacos se ingresan con el valor de la inclinación de la discontinuidad critica.

Figura Nº 3.4 : Factor de ajuste "C" para caídas por deslizamiento.

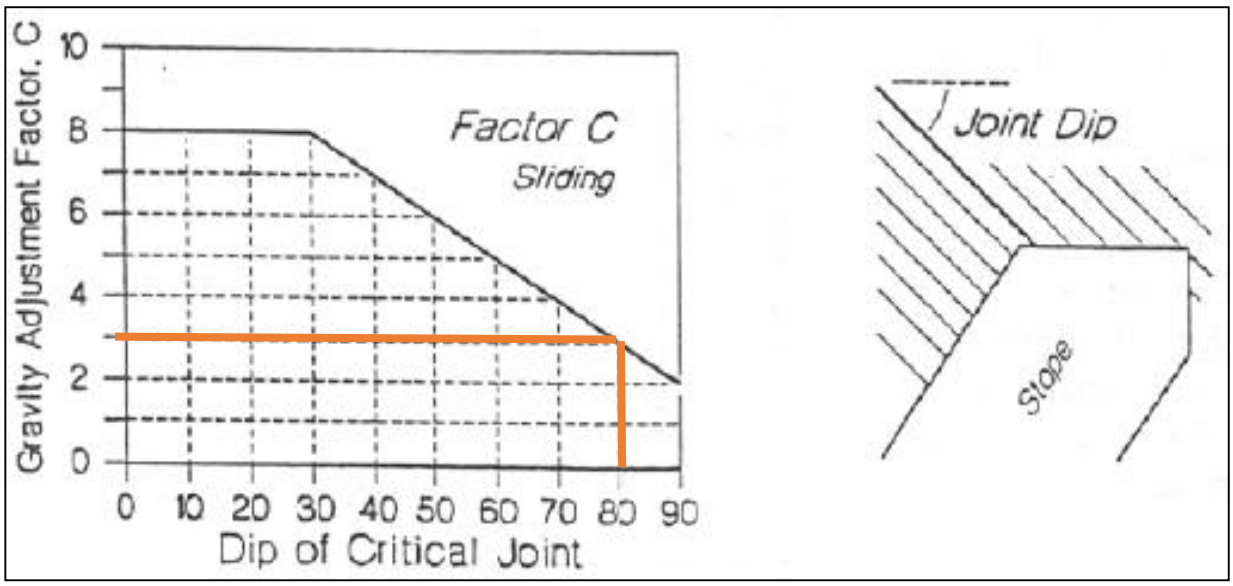
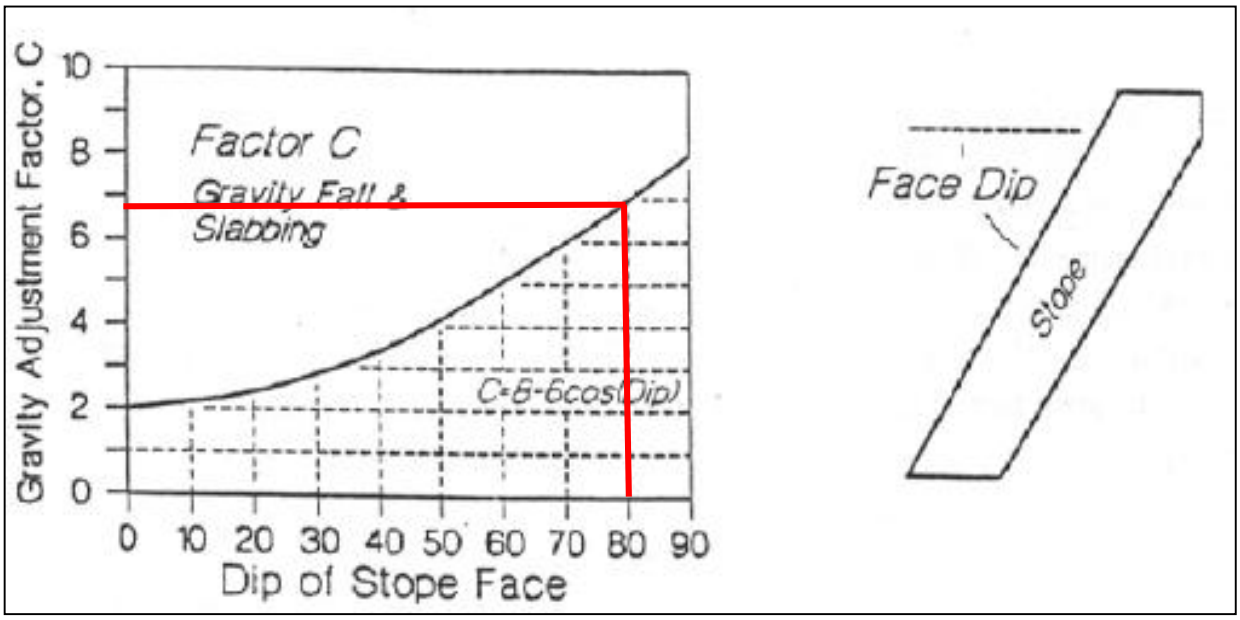


Figura Nº 3.5: Factor de ajuste "C" para caídas por gravedad.



La Inclinación de la discontinuidad critica es de 81°SW por lo tanto el valor del factor “C” por gravedad y lajamiento es de 6.78. Asimismo lo podemos calcular con la siguiente ecuación:

C= 8-7Cos (buzamiento)

C= 8-7Cos (81) = 6.90

Habiendo determinado cada uno de los factores del número de estabilidad “N” se procede a calcular su valor.

- **Cálculo del Número de Estabilidad “N’**.

Según el procedimiento de diseño establecido y utilizando los valores obtenidos para cada uno de los factores de la ecuación Nº 1, se calcula el número de estabilidad modificado N’ para los dominios estructurales, este resumen se muestra en la tabla Nº 3.11.

❖ Para efectos de cálculo de N se va considerad Factor de ajuste “C” para caídas por gravedad considerando la inclinación de la discontinuidad critica. C= 6.90

Cuadro Nº 3.11 : Cálculo del Número de estabilidad N’ Veta Pallancata Oeste.

NUMERO DE ESTABILIDAD "N" PARA TAJEO 9179 VETA PALLANCATA OESTE					
DOMINIO ESTRUCTURAL	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO - TOBAS Y ANDESITA	24	0.41	0.23	6.90	**15.6**

3.6.2. Radio Hidráulico (S). El radio hidráulico viene a ser el factor que forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro. Para calcular este valor se emplea la ecuación Nº 4.

$$S = \left(\frac{WxH}{2x(W+H)_n} \right)$$ ……Ecuación 4

Dónde:

S: Radio hidráulico (R)

W: Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

Para estimar este valor, se parte de los datos conocidos y definidos en la etapa de exploración que son la altura del bloque (H) y potencia del tajeo (P). En la ecuación Nº 4 existen dos incógnitas que son la longitud del tajeo en el rumbo

de la veta (W) y el valor del radio hidráulico “S”. Considerando esta restricción se emplea la técnica de iteración sucesiva para el cálculo del valor del radio hidráulico, esta operación consiste en ingresar con el número de estabilidad N’ al diagrama de la figura Nº 3.6 Dimensionamiento para tajeos en distintos escenarios.

Para iniciar la iteración respectiva asignando valores crecientes de la longitud del tajeo “W” en la ecuación Nº 4; de este procedimiento se obtienen los valores del radio hidráulico “S” para los distintos escenarios de diseño (desde el auto soporte hasta el hundimiento del terreno). Para definir el valor adecuado del radio hidráulico “S” y con este dimensionar la longitud del tajeo en el rumbo de la veta Piedad se emplea un concepto muy importante de la geomecanica que involucra “Seguridad y Economía” es el principio de diseño minero en el límite del auto soporte con el cual se busca maximizar el aprovechamiento de las propiedades resistentes del macizo rocoso.

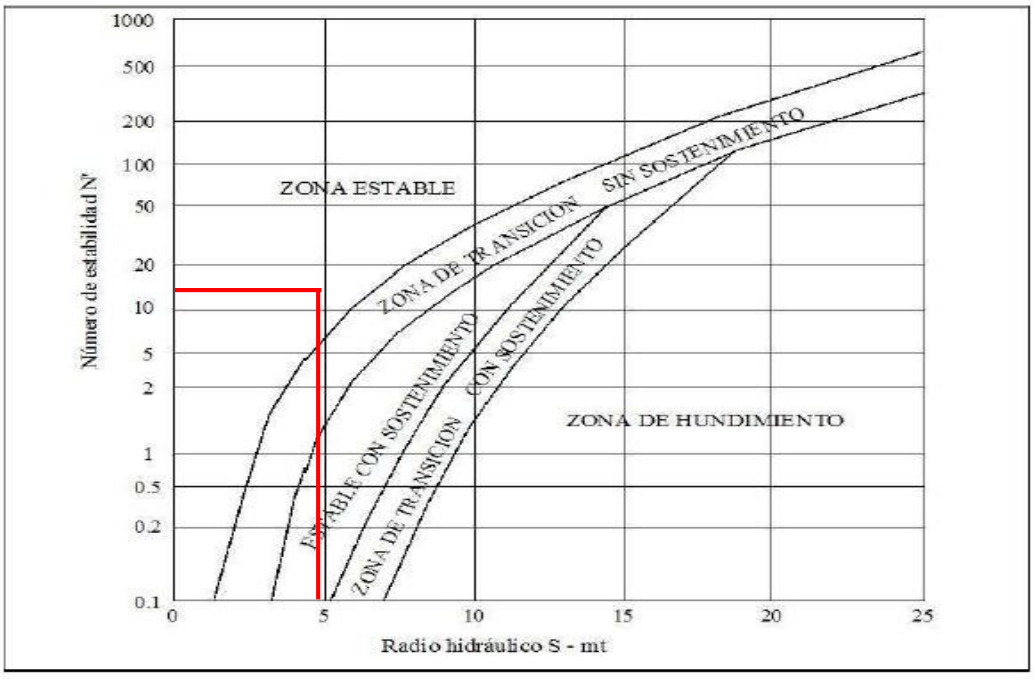
- Algoritmo para iterar la longitud del tajo.

$$R = \frac{WH}{2(W+H)} \longrightarrow W = \frac{2HR}{H-2R}$$

Cuadro Nro. 3.12 Iteración para optimizar longitud de tajo con una altura Max. de 10m.

DIMENSION DE TAJEO - VETA PALLANCATA OESTE NV. -1000 Y VALORES DE RADIO HIDRAULICO			
RADIO HIDRAULICO (R)	LONGITUD DE TAJEO(W) (m)	ALTURA DE TAJEO (H) (m)	ANCHO DEL TAJEO (m)
1.00	2.50	10	3.75
2.00	6.67	10	3.75
2.50	10.00	10	3.75
3.00	15.00	10	3.75
3.50	23.33	10	3.75
4.00	40.00	10	3.75
4.44	79.29	10	3.75
4.50	90.00	10	3.75
4.80	240.00	10	3.75
4.50	90.00	10	3.75
4.55	101.11	10	3.75

Figura Nº 3.6 Dimensionamiento para los tajeos en distintos escenarios H= 10m.



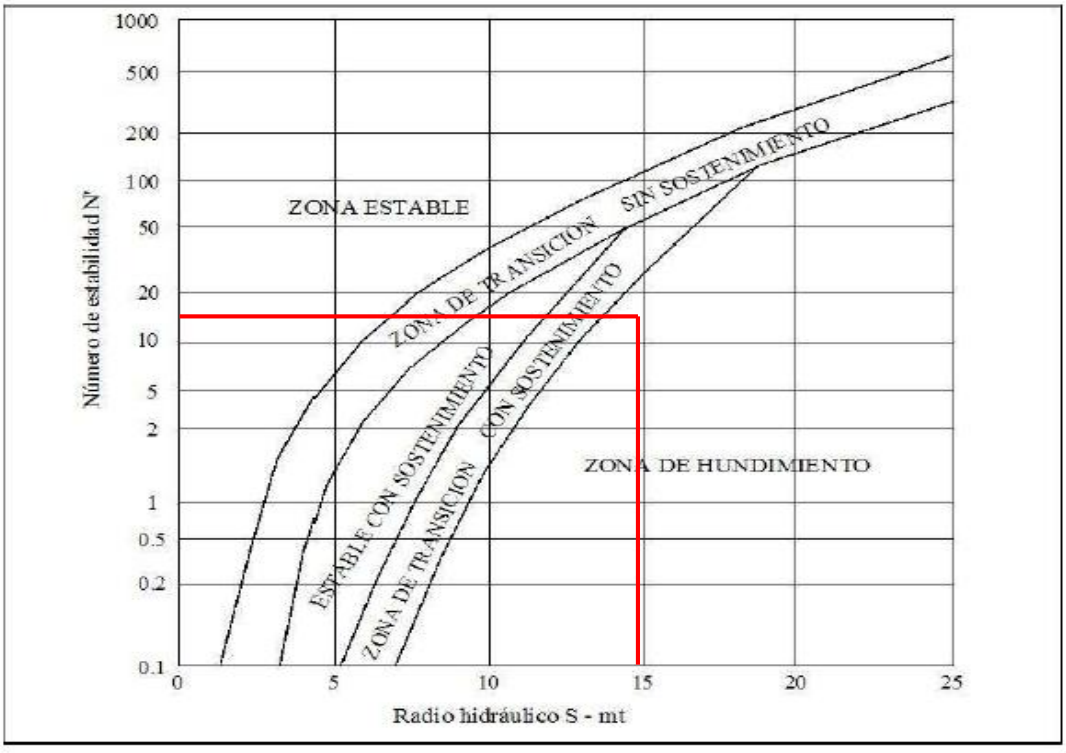
- Se considera 10m. de altura de tajo y una longitud de 79.29m = 80m como Máximo. Con ello garantizamos una zona estable, sin embargo si consideramos mayor a 10 m. de altura de tajo o de banco nos

acercamos a la zona de inestabilidad o zona de hundimiento. Como podemos apreciar en la siguiente simulación considerando altura de tajo de 30m.

Cuadro Nro.3.13 Iteración para optimizar longitud de tajo con una altura de 30m.

DIMENSION DE TAJEO - VETA PALLANCATA OESTE NV. -1000 Y VALORES DE RADIO HIDRAULICO			
RADIO HIDRAULICO (R)	LONGITUD DE TAJEO(W) (m)	ALTURA DE TAJEO (H) (m)	ANCHO DEL TAJEO (m)
5.00	15.00	30	3.75
7.00	26.25	30	3.75
9.50	51.82	30	3.75
11.00	82.50	30	3.75
13.00	195.00	30	3.75
14.00	420.00	30	3.75
14.50	870.00	30	3.75

Figura Nº 3.7 Dimensionamiento para los tajeos en distintos escenarios H= 30m.



En resumen de los escenarios vistos podemos indicar que cuando mayor es la altura de banco del tajeo en el rumbo de la veta Pallancata Oeste Nv. -1000 el

valor del radio hidráulico es mayor y con ello también se incrementa los requerimientos de sostenimiento para el control de inestabilidades y posibles colapsos o hundimientos.

Cuadro Nº 3.14 : Dimensiones máximas de los tajeos en la veta Piedad.

DIMENSIONES MAXIMAS DE LOS TAJEOS EN DIFERENTE ESCENARIOS DE DISEÑO PARA EL MINADO DE LA VETA PALLANCATA OESTE NV. -1000

ESCENARIO DE DISEÑO	ZONA ESTABLE				TRANSICION ESTABLE				ESTABLE CON SOSTENIMIENTO				ZONA DE HUNDIMIENTO			
N'= 15.3	Radio hidraulico max	Potencia (m)	Altura (m)	Longitud (m)	Radio hidraulico max	Potencia (m)	Altura (m)	Longitud (m)	Radio hidraulico max	Potencia (m)	Altura (m)	Longitud (m)	Radio hidraulico max	Potencia (m)	Altura (m)	Longitud (m)
DIMENSIONES MAXIMAS	4.44	3.75	10	80	7.5	3.75	15	210	9	3.75	23	210 < L < 500	>15	3.75	>25	>500

INCREMENTO DE LA ALTURA DE TAJO PARA CONTROL DE INESTABILIDADES

Es necesario mencionar que dada las circunstancias preestablecidas en la etapa de exploración y desarrollo de la veta, las dimensiones de los tajeos serán diseñados con sostenimiento sistemático para el control de inestabilidades en el tajeo. Por lo tanto las dimensiones de los tajeos serán con el criterio siguiente.

Escenario de Diseño: Estable con sostenimiento.

- ✓ Dimensiones máximas :

  Potencia de veta 3.00m

  Ancho de tajo: 3.0 + 25%(dilución) = 3.75 m.

  Altura: 10 m.

  Longitud: 80 m.

- ❖ **Ver figura Nro. 4.2 Escenario de diseño y método de minado.**

3.7 DIRECCION PREFERENCIAL DEL AVANCE DE LA EXCAVACION

De acuerdo al arreglo estructural que presenta la masa rocosa, 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.

Para establecer las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones, se utilizaron los resultados de las características de distribución de discontinuidades como se puede apreciar en las figura 3.2 y 3.3, Según esto, el sistema de discontinuidades dominante tiene rumbo aproximado NE con alto buzamiento al SE, y desde que los otros dos sistemas de discontinuidades son menos importantes, la dirección preferencial de avance de las excavaciones sería de NW a SE, en esta dirección las condiciones de estabilidad serían muy favorables. Considerando el sistema dominante y los otros dos sistemas de discontinuidades cuyos rumbos son aproximadamente similares NW con buzamientos opuestos al NE y SW. Moderado el primero y bajo el segundo, las direcciones preferenciales de avance de este arreglo estructural de la masa rocosa serían aproximadamente de N a S y de W a E. en las cuales las condiciones de estabilidad serán favorables.

CAPITULO IV
METODOS DE EXPLOTACION

4 OPERACIÓN MINA.

La Unidad Operativa Pallancata, es 100% de minado subterráneo, actualmente produce alrededor de 1’ 068, 550 toneladas al año, con un ritmo de producción de 3,000 ton/dia, para la explotación de plata con una ley promedio de 280.0 gr/ton y oro con ley de 1.2 gr/ton.

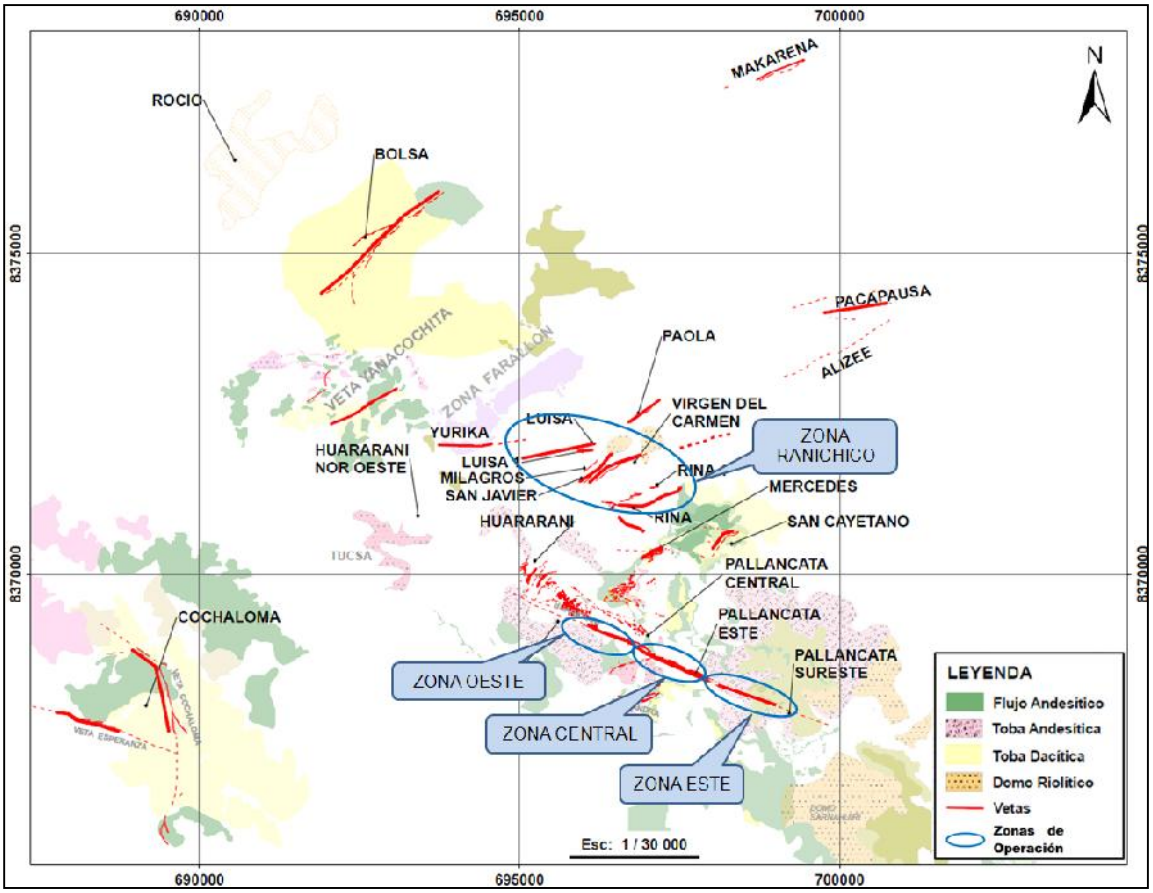
Zonas de operación:

- Zona Oeste Zona Central Zona Ranichico Zona Este

Cada zona comprende vetas asociadas de acuerdo a su relación geológica (Vetas) y cercanía a la infraestructura principal y accesos como labores de explotación, preparaciones, desarrollo y toda la infraestructura necesaria para dar condiciones de ventilación, servicios de aire, agua, energía, etc

En la figura 4.1 siguiente se puede observar el compósito general de vetas y la distribución de las zonas de operación.

Figura Nro. 4.1 Composito general de vetas y zonas de operación



4.1 ZONA DE OPERACIÓN PALLANCATA OESTE

La zona de explotación Pallancata Oeste, tiene como características geométricas:

- Extensión : 600.0 m.
- Potencia promedio : 8.0 m.
- Buzamiento : 80.0°
- Azimut : 270°

Compuesta por las vetas ***Pallancata Oeste***, Cimoide, Isabella, Thalia como principales, el método de minado aplicado en la Zona Oeste, es el "Bench and Fill" (Banqueo y Relleno) como método de explotación principal el cual es una variante del método Cut and Fill y aporta en un 35% a la producción mensual. El procedimiento de trabajo en este método de minado o explotación, es como sigue:

- ✓ Extracción de mineral basado en la voladura por taladros largos.
- ✓ Alta productividad y bajo costo.
- ✓ Relleno realizado con desmonte (Relleno detrítico).
- ✓ Aporte de producción desde la etapa de preparación.

Para esta opción de trabajo, se tomó en consideración la geomecánica y dimensiones de la estructura así como se desarrolló en el Capítulo III de esta tesis, a la vez, con estas características, se trabajó el diseño de la mina, teniendo en cuenta las características geomecanicas de la caja techo, así mismo la infraestructura necesaria y las labores principales en la caja piso.

El diseño del "Bench and Fill" esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada. Con esta información, se puede determinar:

- Tamaño y forma de las galerías y preparaciones Bench and Fill.
- Altura entre niveles para Bench and Fill.
- Longitud máxima sin relleno (Shape Factor).
- Diseño de la malla de perforación y voladura (Malla Tipo BF).
- Técnicas de carguío para Bench and Fill.

4.1.1 MINADO POR EL METODO BENCH AND FILL (BF)

El método de bench & fill corresponde a una variante del cut & fill, donde se obtiene una mejora en la productividad y una reducción de los costos de producción.

Esta variante del método se aplica en cuerpos de geometría vertical o casi vertical de dimensiones suficientes y una competencia de la roca que permitan la explotación del cuerpo por medio de banqueo. La secuencia de extracción es en retroceso y seguida por la implementación de relleno en avance.

4.1.1.1 SECUENCIA DE MINADO BENCH AND FILL

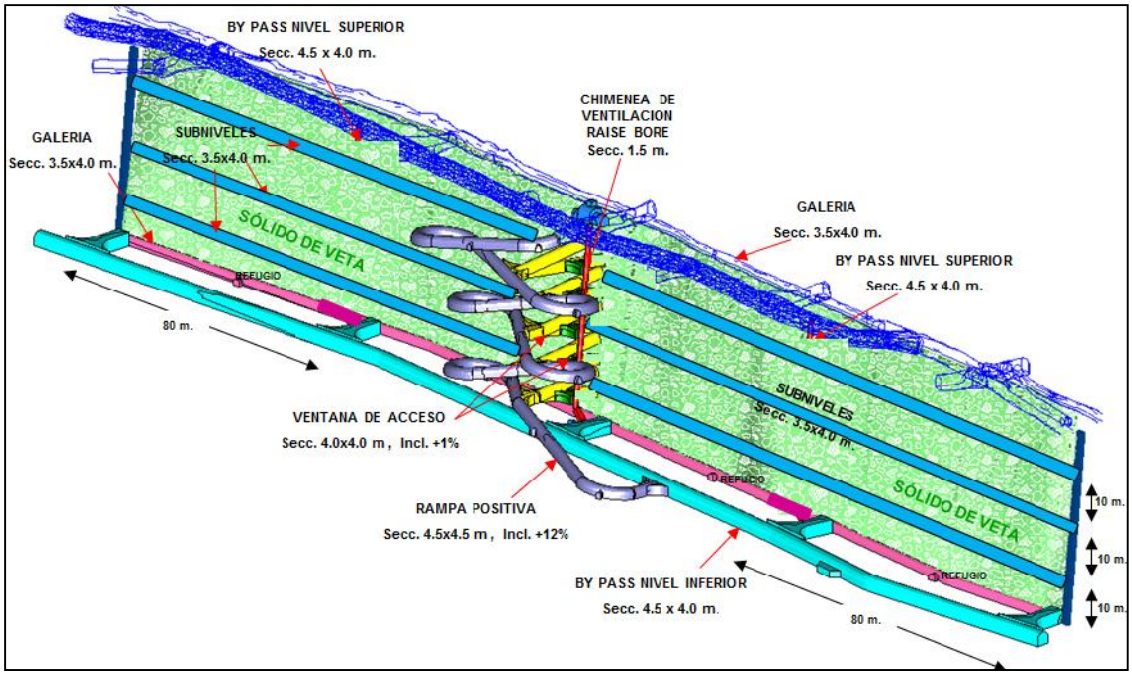
Empieza del centro del tajo, minando hacia los límites de la veta.

Se considera una rampa principal que se desarrolla en la dirección de la inclinación del rumbo (plunge) de la veta, de la cual se extiende brazos a los límites horizontales de la veta, con el fin de extraer el mineral roto y a su vez ingresar el relleno. Luego se desarrollan en los niveles de galerías y a 10.0 m generar los subniveles superiores, luego se preparan los by-pass en la caja piso aproximadamente de 10 a 20 metros del contacto de mineral (distancia de acuerdo al análisis geomecánico).

Se ha optado por trabajar con una altura entre niveles de 10.0 m., con la opción de aumentar este valor, en la medida que se vaya reconociendo mejor las cajas. Para el ingreso a la veta se ha considerado un promedio de 5 cruceros a lo largo (cada 80 m).

Para mayor entendimiento del método de minado se observa la siguiente imagen.

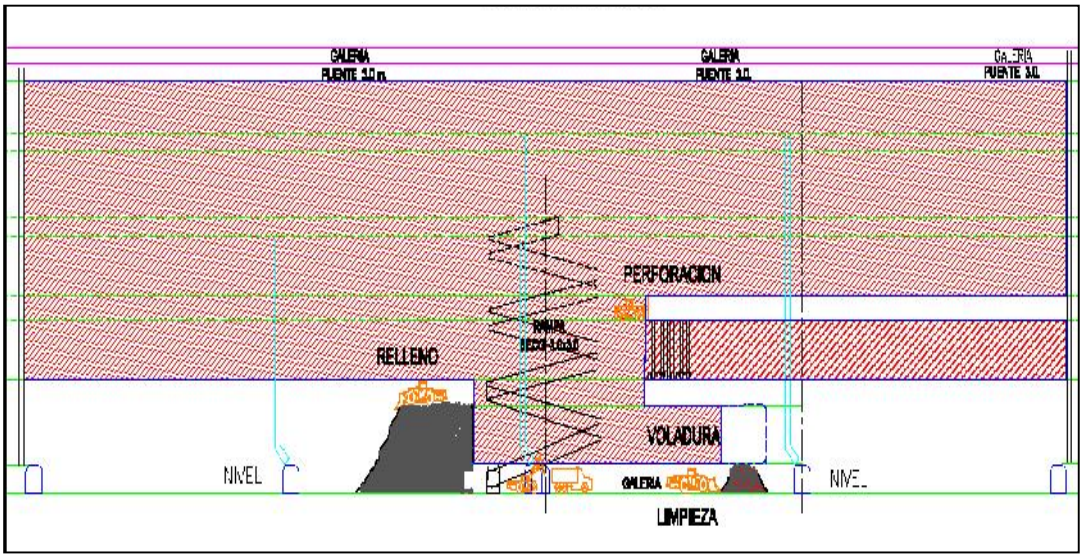
Figura Nro. 4.2 escenario de diseño y método de minado



4.1.1.2 CICLO DE MINADO BENCH AND FILL

Inicialmente se preparan subniveles de 3.5x4.0 m. a lo largo de la estructura mineralizada dejando 10.0 m. en promedio la altura de banco entre niveles, una vez preparado el tajeo, se da inicio al ciclo de minado que comprende la perforación de taladros en negativo con equipo de taladros largos T1D Atlas Copco, taladros con disposición paralela a la estructura económica (Ore), en un banco de mineral de 8.0 a 10.0 m. para luego realizar el carguío respectivo con una columna de carga con emulsiones y detonadores de tipo Booster con el uso de faneles debidamente distribuidos según la secuencia de voladura. La longitud de abertura longitudinal del tajeo llega a 25.0 m. de acuerdo al radio hidraúlico minable. La limpieza se realiza con equipos LHD de capacidad de 6 yd3 Caterpillar desde los niveles inferiores para acarrear el mineral

roto hasta las cámaras de carguío cercanas a los tajeos, para luego efectuar el relleno detrítico por el nivel superior, en avanzada contraria a la limpieza del mineral en el nivel inferior.



4.1.1.2. a. PERFORACIÓN

El inicio del ciclo de minado por el método de corte y relleno ascendente mecanizado (taladros largos) es la Perforación que se realiza con equipos de Perforación T1D Atlas Copco y Stope Master Boart Longyear, equipos de accionamiento electrohidráulico y gran capacidad de perforación de taladros largos, con una columna de perforación de barras acoplables de 1.2 m. y brocas de 64 mm. tipo retráctil. La perforación es la etapa importante en el proceso de minado que requiere de un trabajo especial ya que considera un aspecto importante la geometría del diseño de malla y los recursos a utilizar, manteniendo una productividad del desempeño en esta etapa.

Para el diseño se tomó como referencia teórica a R. ASH, considera una constante Kb que depende de la clase de roca y tipo de explosivo a emplear.

$$B = \frac{Kbx¤}{12}$$

B = Burden (pies)
¤ = Diámetro del taladro (pulgadas)
Kb =c te. Roca y Densidad Explosivo

Determinación de la constante Kb				
Clasificación de Roca	Densidad (gr/cm3)	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

La roca se categoriza en una clase media RMR 45-50 y una densidad de explosivo 1.15 gr/cm3 para emulnor 5000 y 0.8 gr/cm3 para el ANFO.

La cte. Kb tiene valor de 24. Diámetro de tal. 64mm.

¤ = 64mm. = 2.52 pulg.

Por lo que el Burden seria:

B = 24 x (2.52)/ 12

B= 5.04 pies. = 1.534 m.

Para obtener el espaciamiento (E) se considera la constante Ke en la siguiente fórmula:

$$E = BxKe$$

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

La constante Ke se obtiene teniendo en cuenta que se emplea taladros secuenciados con retardos cortos dando el valor para Ke de 1.1, obteniendo así el valor del espaciamiento.

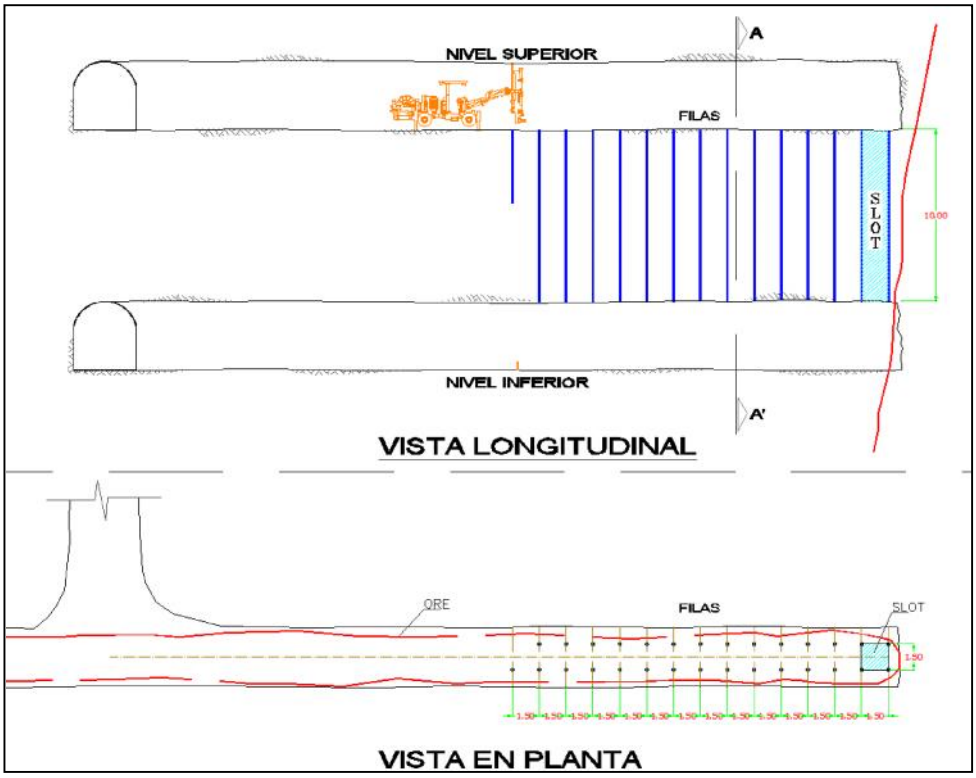
E=1.687 m.

Longitud del Taco (T): Se toma la siguiente relación cuyo valor de la constante está entre los 0.7 a 1.6, al cual le asignaremos un valor de 0.7.

T = Kt x B

T = 1.074 m.

Los resultados reflejan con el análisis práctico de la malla verificando la fragmentación adecuada a los 30 cm. 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. Los parámetros de diseño de malla determinan un Burden de 1.5 m., un Espaciamiento de 1.5 m. y un taco de 1.0 m. el cual se debe aplicar en el diseño. A continuación mostramos la perforación en Bench and Fill.


A
NIVEL SUPERIOR
FILAS
SLOT
10.00
NIVEL INFERIOR
A'
VISTA LONGITUDINAL
ORE
FILAS
SLOT
1.50
VISTA EN PLANTA

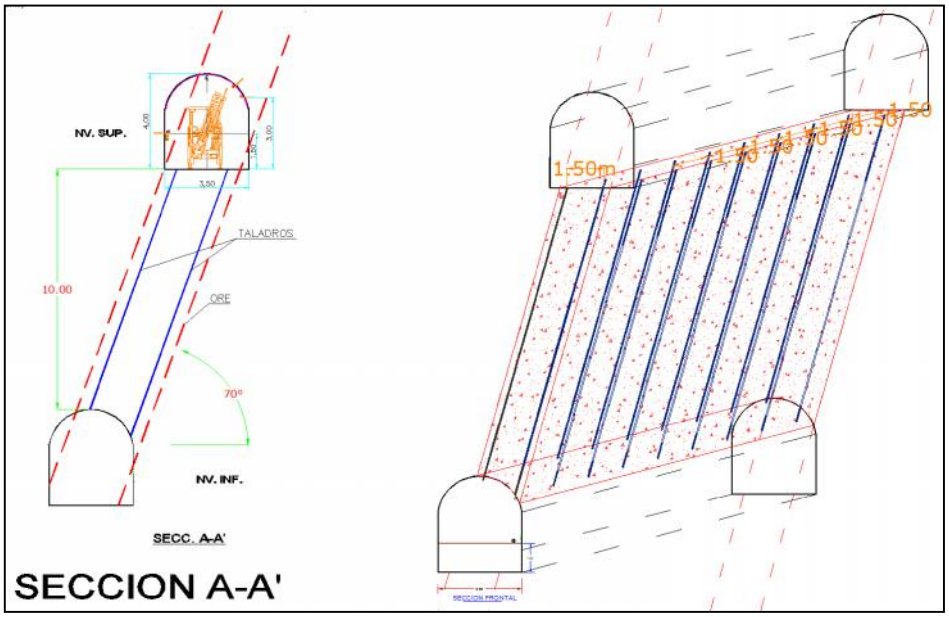
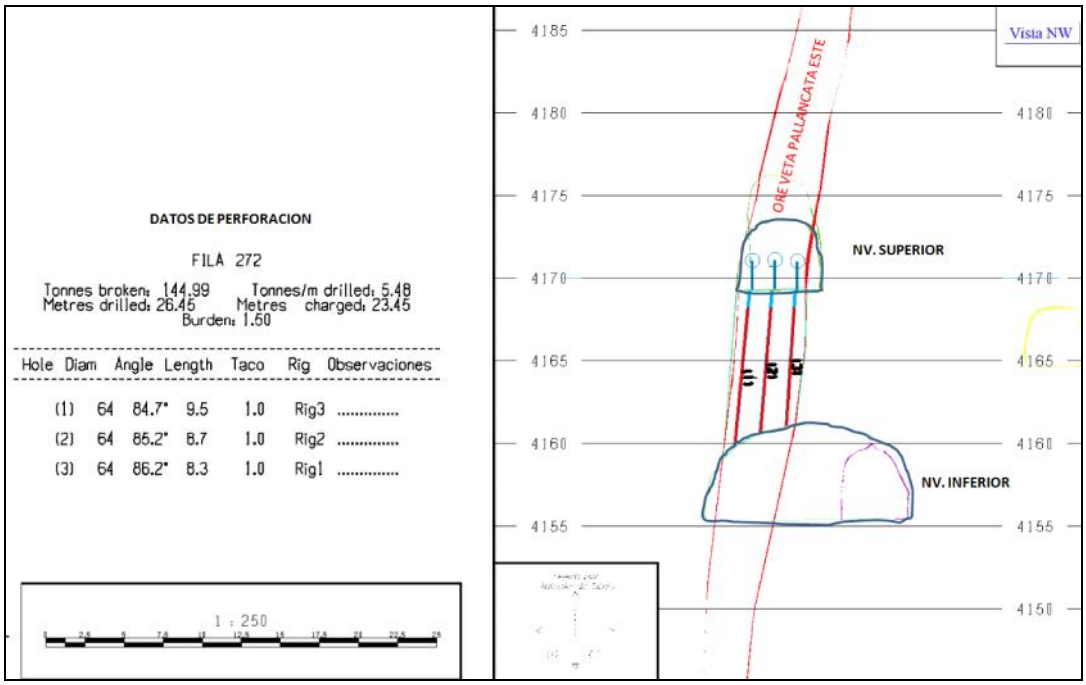

NV. SUP.
TALADROS
10.00
ORE
70°
NV. INF.
SECC. A-A'
SECCION A-A'
1.50m
1.50

Figura Nro. 4.3 Diseño de la malla de perforación utilizando el entorno del MineSight mediante el aplicativo Ring Design, módulo para diseño de mallas



4.1.1.2 b. VOLADURA

En función de los parámetros hallados se realizaron los cálculos para la voladura de producción en el minado por Bench and fill como método alternativo y variante del método de corte y relleno ascendente, en la actualidad la voladura en realce es un proceso continuo en el cual se vino perfeccionando de acuerdo al tiempo en que se viene aplicando dicha técnica.

Para una rebanada de mineral se procede a cargar los taladros con ANFO industrial (Examon), cada taladro utiliza como iniciador dinamita semexa 65% o semigelatina de 75% en caso de que se requiera mayor presión de detonación y como accesorio mininel dependiendo la longitud de taladro, utilizando finalmente cordón detonante e ignitacord

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

Actualmente se cuenta con un factor de potencia de 0.62 Kg/Ton el cual se tomara como línea base para continuar con el proceso de optimización en voladura, considerando además las dificultades encontradas en el minado en vetas angostas que conduce en la mayoría de los casos a que el factor de potencia suela ser mayor.

Para el cálculo de malla nuestros parámetros de carguío resulto un taco de 1.0 m. de longitud de material no volátil como el 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 rellenadas en el ciclo de voladura son cubiertas con material de polipropileno a lo largo de todo el talud que forma con la subnivel primario del tajeo en explotación.

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 estancamiento y/o estrangulamiento de taladros, así mismo emulsiones de 3000 y 5000 que aseguren la iniciación de los taladros por secuencia miento corto.

EXAMON P		
TIPO	**UNIDAD**	**VALORES**
Densidad	g/cm3(*)	0.8
Densidad Compactada	g/cm3	0.95
Velocidad de Detonación	m/s	2400-4800
Energia Relativa por peso	%	110
Energia Relativa por volumen	%	115
Presión de detonación	Kbar	50
Vida Util	meses	12
Resistencia al Agua	pobre	

EMULSIONES ENCARTUCHADAS				
TIPO	**Unidades**	**1000**	**3000**	**5000**
DENSIDAD RELATIVA	g/cm3	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		

(*) VELOCIDAD DE DETONACION EN MEDIO CONFINADO DE 1 ½'' DE DIAMETRO
(**) POTENCIA RELATIVA AL ANFO DE POTENCIA CONVENCIONAL DE 100

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	

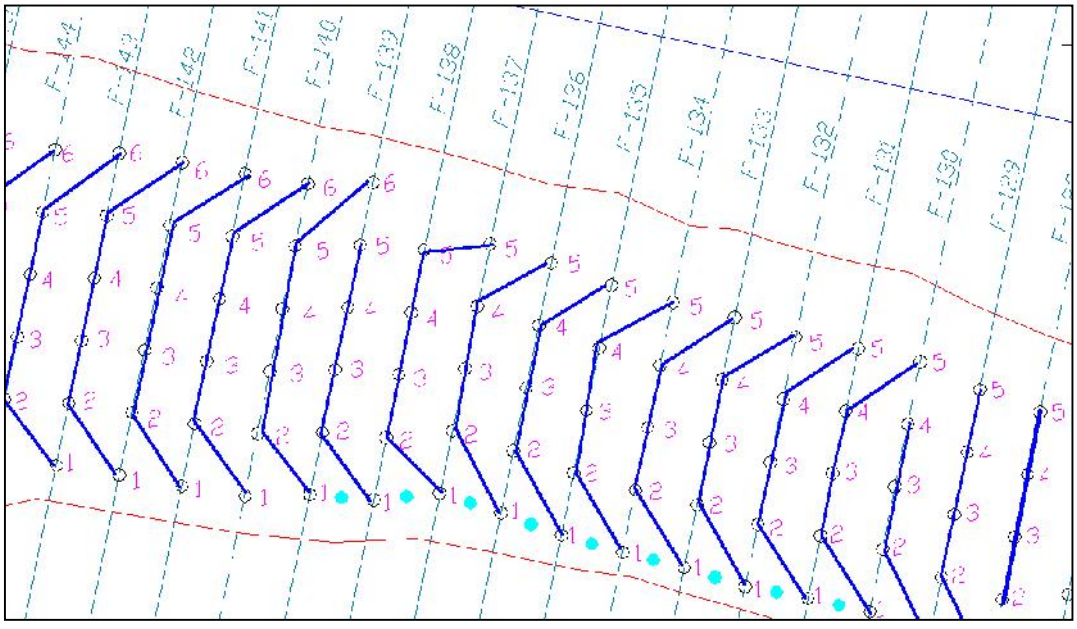
CORDON DETONANTE

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		

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



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.

Características	Unidad	Proyecto
Diámetro Taladro	mm.	64,00
Diámetro carga	mm.	56,00
burden	m.	1,50
espaciamiento	m.	1,60
taco	m.	1,00
nro. de taladros cargados	und.	35,00
Toneladas a romper (long*ancho*altura*p.e)	tm.	1.500,00
Taladro promedio	m.	8,00
Taco promedio	m.	1,00
Longitud promedio de emulsión	m.	0,85
Longitud de carga	m.	215,25
Explosivo utilizado	Kg.	380,60
Razón lineal de carga	**Kg./m.**	**1,77**
Factor de potencia	**Kg./Tn.**	**0,25**

4.1.1.2 c. ACARREO Y LIMPIEZA

La operación de acarreo y carguío de mineral-desmonte se efectúa con máquinas de limpieza y acarreo scooptram de 6 yd3 y 4 yd3 con instalación de telemando o a control remoto y en algunas labores con scooptram de 3.5 yd3, como el mineral roto que cae por gravedad en la galería primaria es evacuado desde el by pass, donde es llevado hacia los ore pass o hacia las cámaras de carguío para que el mineral sea cargado en los volquetes FM-12

Volvo, de capacidad 25 ton. En el diseño de explotación para el minado por subniveles con taladros largos se diseñaron by pass como labores de limpiezas y relleno donde, el diseño contempla una distancia de acarreo de 120 m. que de acuerdo a la curva experimental de productividad para este equipo cuenta con un rendimiento de 68 ton/hr. Y distanciadas cada nivel a cámaras de carguío de acuerdo a un estándar.

Operaciones como esta cuenta con una flota de equipos para transporte de mineral y desmonte que a su vez por la secuencia y escases de rutas a elegir convienen ventanas de volteo y dos rutas alternativas de ingreso y salida, ello permite reducir las colas por encuentros entre equipos.

Diagrama Nro. 1 Curva experimental de rendimiento de Scooptram

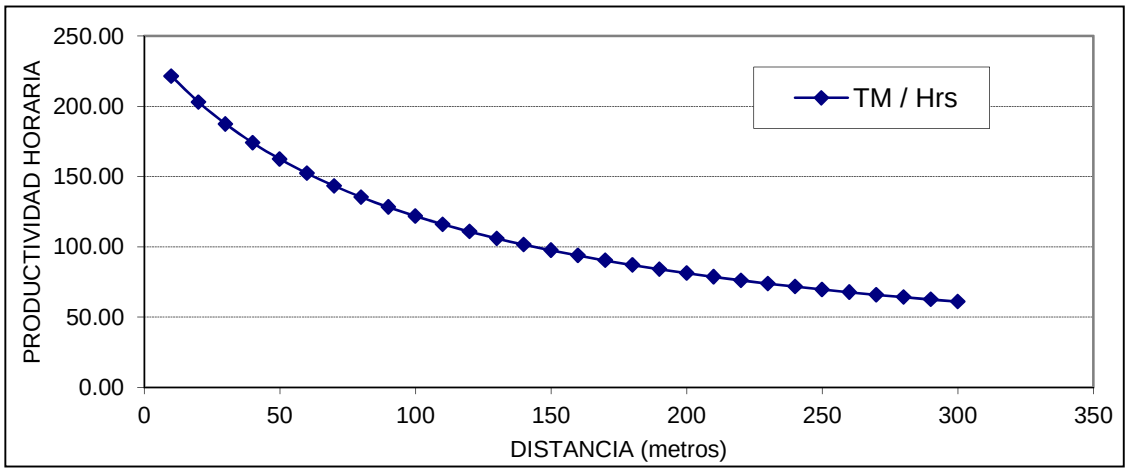
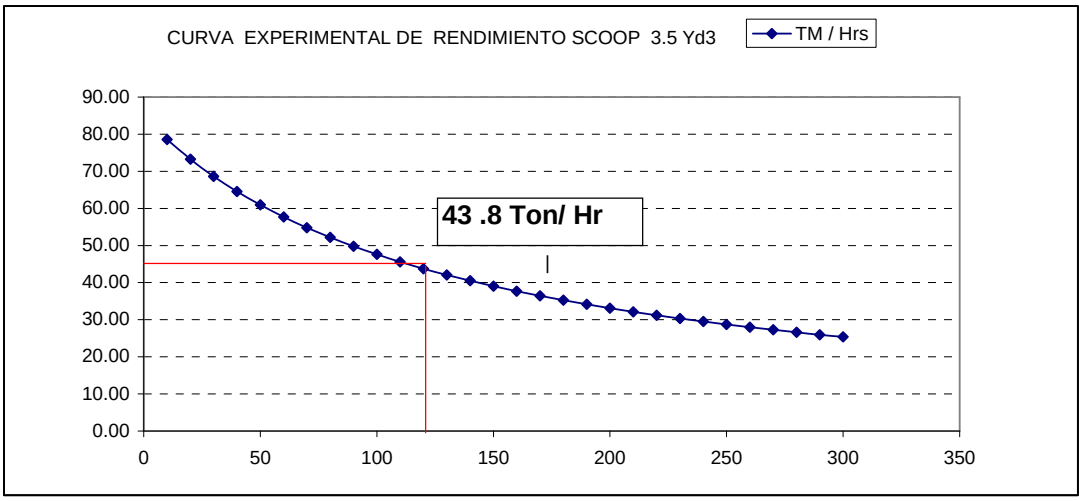
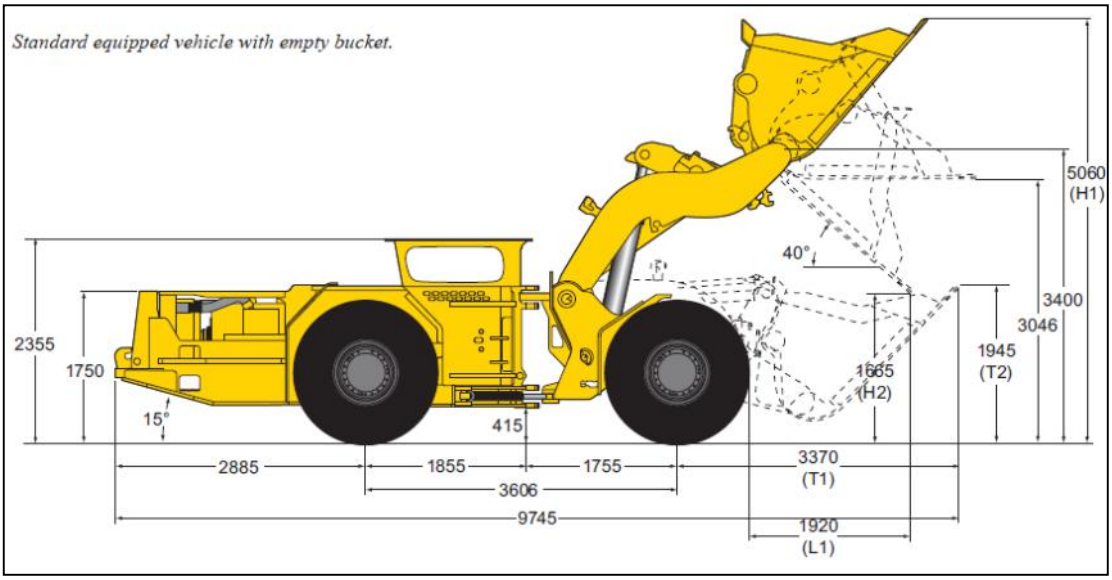
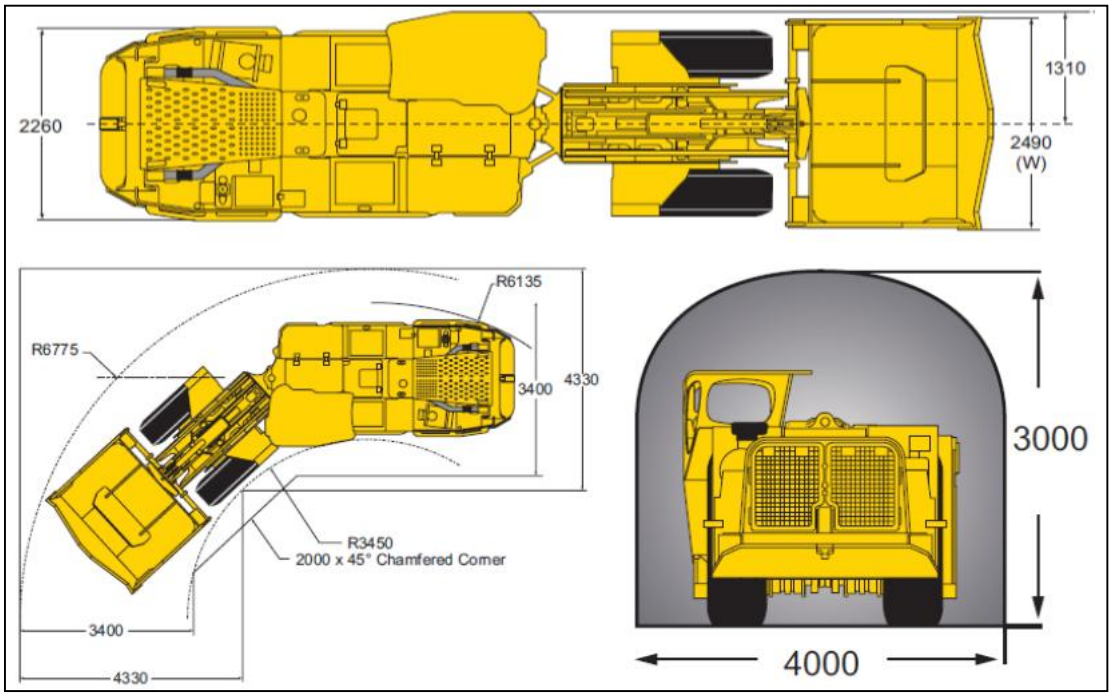


Diagrama Nro. 2 Curva de Productividad Scoop de 3.5 yd3



Características de operación y dimensiones para los equipos de limpieza





4.1.1.2. d RELLENO

El relleno de encuentra clasificado en relleno detrítico y relleno en pasta, que va de acuerdo al método de minado empleado en las operaciones mineras, a la vez está diversificado en función a las zonas de explotación, en el cuadro siguiente muestro la distribución del tipo de relleno de acuerdo a las zonas y método de minado:

Cuadro Nro. Tipo de relleno de acuerdo a las zonas y método de minado

TIPO DE RELLENO	ZONA	METODO DE MINADO	INCIDENCIA DE RELLENO	INCIDENCIA POR TIPO
DETRITICO	RANICHICO	CRM	18%	100%
	ESTE	BF	50%	
		CRM	16%	
	OESTE	CRM	16%	
PASTE FILL		BF	15%	100%
	CENTRAL	SARC	65%	
		BF	20%	

- SARC (Subniveles Ascendentes con relleno cementado)

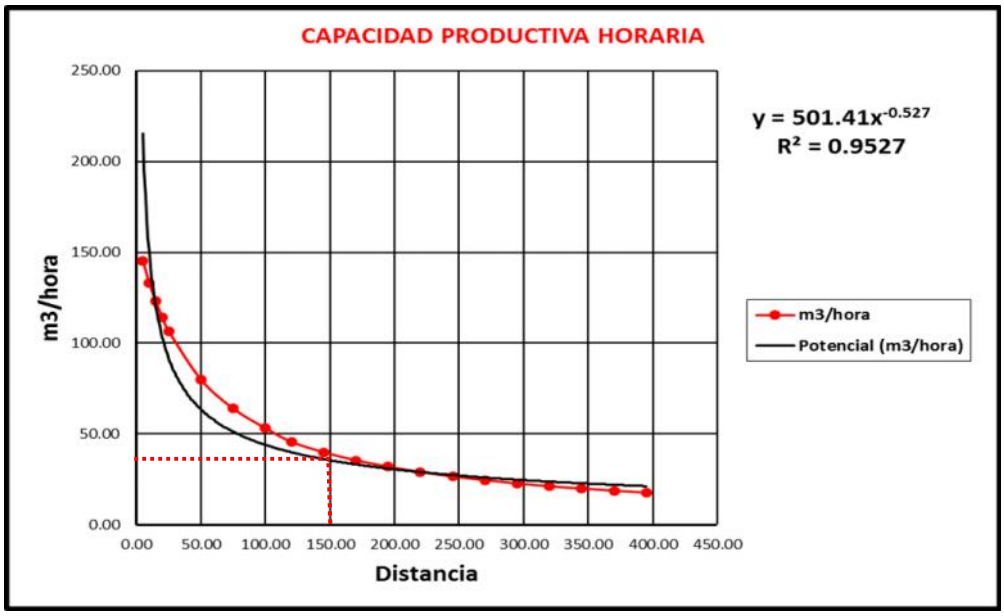
Las operaciones en el proceso de relleno de tajos contara con una flota de equipos scooptram diesel de 6.0 yd3 los cuales estarán instalados a un sistema de control remoto.

RENDIMIENTO DE EQUIPO: SCOOPTRAM 6yd^3

SCOOPTRAMS : 6 yd3		
TIEMPO DE CUCHAREO	0.50	min
TIEMPO DE VACIADO Y TENDIDO	1.00	min
DIATANCIA	150.00	m
VELOCIDAD DE EQUIPO	66.67	m/min
HORAS EFECTIVAS/GUARDIA	6.5	hr./Gdia.
NRO. DE VIAJES / GUARDIA	65.00	unid
m3/VIAJE	4	m3
m3/GDIA	260.01	m3
m3/SEMANA	3510.13	m3
m3/MES	15080.57	m3

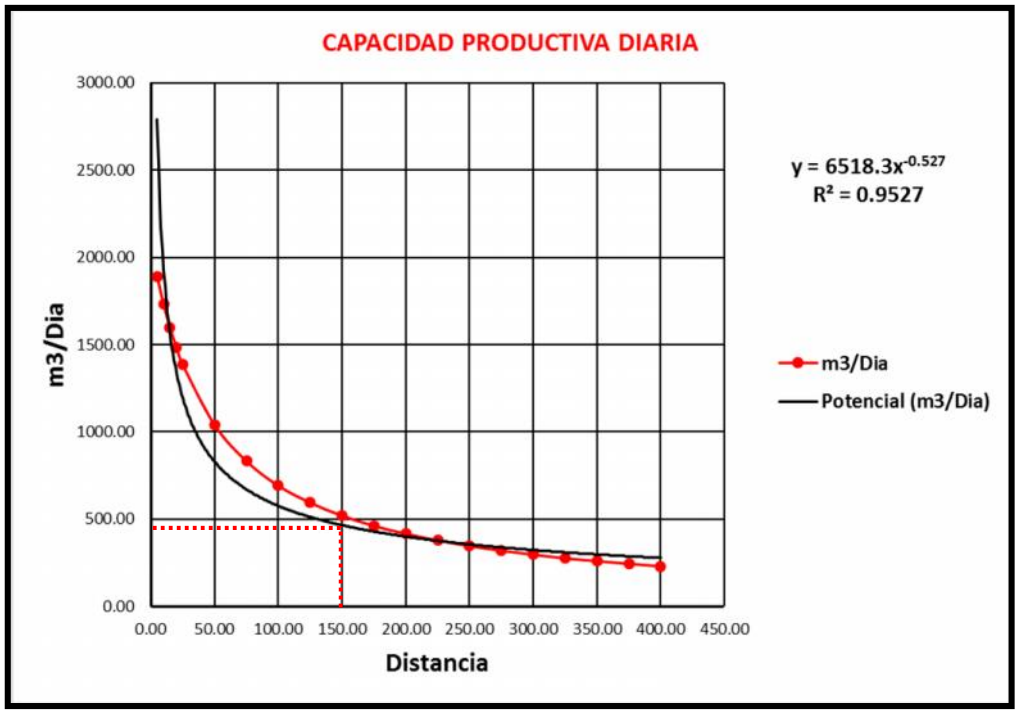
DISTANCIA	m3/Gdia	m3/hr.	m3/Dia
5.00	945.10	145.40	1890.20
10.00	865.80	133.20	1731.60
15.00	800.15	123.10	1600.30
20.00	742.30	114.20	1484.60
25.00	692.90	106.60	1385.80
50.00	520.00	80.00	1040.00
75.00	416.00	64.00	832.00
100.00	345.80	53.20	691.60
125.00	297.05	45.70	594.10
150.00	260.00	40.00	520.00
175.00	230.75	35.50	461.50
200.00	208.00	32.00	416.00
225.00	189.15	29.10	378.30
250.00	172.90	26.60	345.80
275.00	159.90	24.60	319.80
300.00	148.20	22.80	296.40
325.00	137.80	21.20	275.60
350.00	130.00	20.00	260.00
375.00	122.20	18.80	244.40
400.00	115.05	17.70	230.10

Diagrama Nro 3. Rendimiento productivo horario scooptram 6yd^3



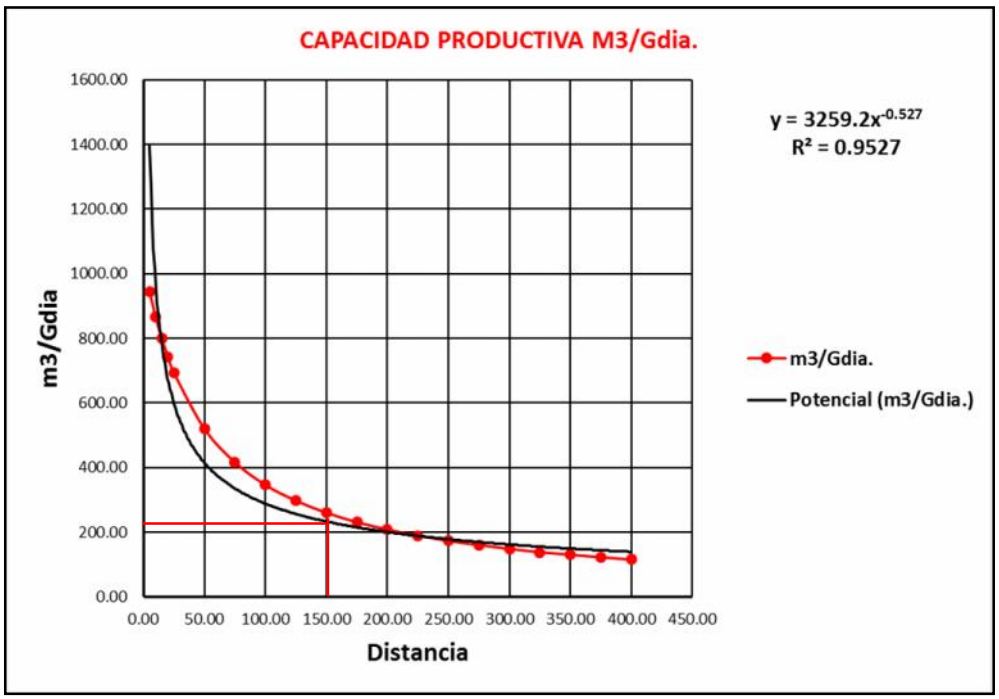
- Teniendo en cuenta la ecuación de la curva ajustada, la capacidad productiva horaria para 150.00 metros. es de 35.76 m^3

Diagrama Nro 4. Rendimiento productivo Diaria scooptram 6yd^3



- Capacidad productiva diaria para 150.00 metros. es de 464.85 m^3

Diagrama Nro 5. Rendimiento productivo m^3/gdia. scooptram 6yd^3



- Capacidad productiva por guardia para 150.00 metros. es de 232.44 m^3

4.1.1.2. e SOSTENIMIENTO

El sostenimiento de las labores en la unidad Pallancata se determina según el tipo de labor y el tipo de roca. Para esto se usa el Sistema de Clasificación Geomecánica GSI (Geological Strength Index), el cual es un sistema práctico que se determina con el fracturamiento de la roca y su resistencia obtenida a partir de golpes con picota.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de roca intacta y también, de la libertad de estos para girar o desplazarse bajo distintas condiciones de

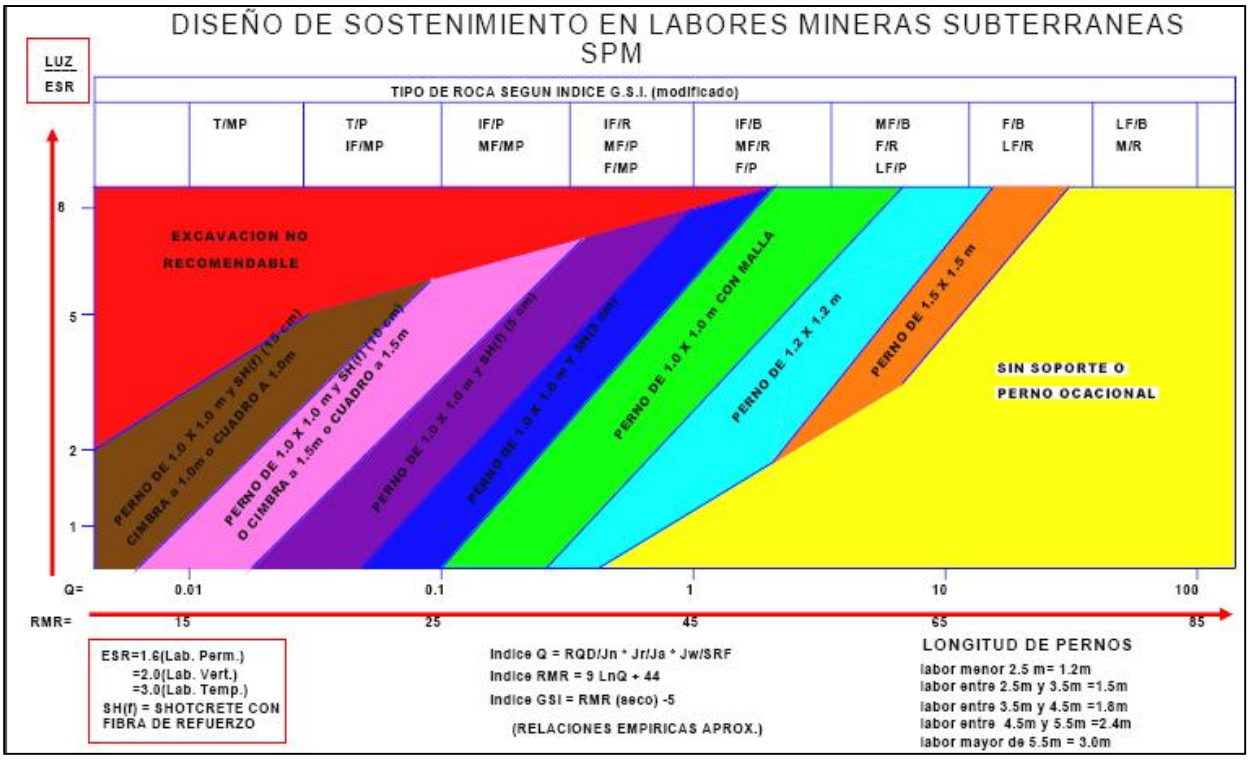
esfuerzo. Esta libertad de movimiento está controlada por el perfil geométrico de los trozos o bloques de roca intacta, así como también, por la condición que separan dichos trozos o bloques. La estabilidad de la roca circundante a una excavación simple como un tajeo, una galería, un crucero, una rampa, etc. depende de los esfuerzos y de las condiciones estructurales de la masa rocosa detrás de los bordes de la abertura. Las inestabilidades locales son controladas por los cambios locales en los esfuerzos, por la presencia de rasgos estructurales y por la cantidad de daño causado a la masa rocosa por la voladura. En esta escala local, el sostenimiento es muy importante porque resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación.

Actualmente en la Unidad se están usando las tablas modificadas del sistema GSI, las cuales determinan el tipo de sostenimiento empleado en las labores de avance y explotación; considerando tipos de

Sostenimiento pasivo y activo; para su determinación se usan el sistema GSl, RMR, las cuales usan los siguientes criterios de evaluación:

- Fracturamiento
- Resistencia
- Condición de Fracturas

Estos criterios de evaluación se reflejan en los siguientes cuadros estándar empleados en la Unidad Pallancata:



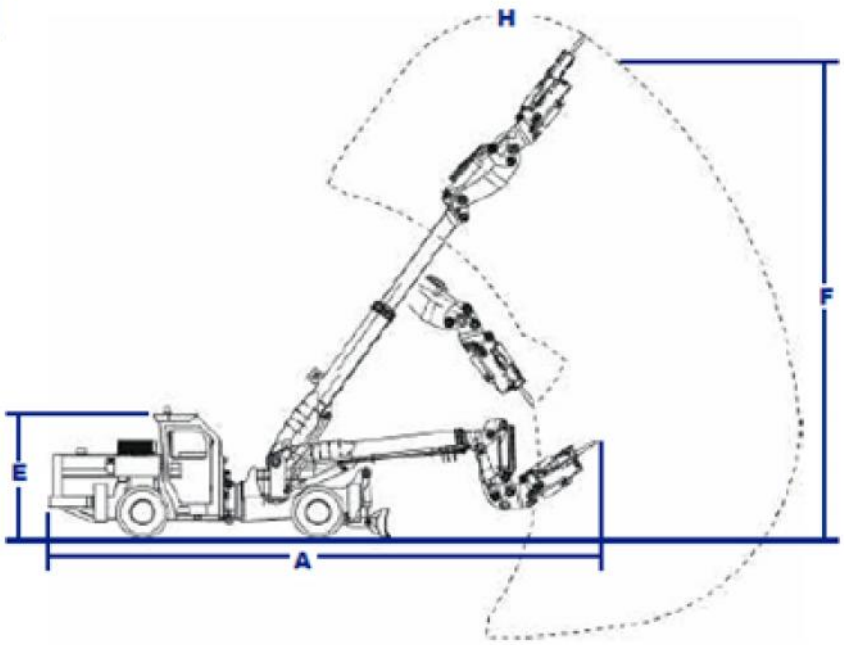
Los trabajos de sostenimiento en las unidad de Pallancata son de diferentes tipos como son: Split set, malla electro soldada, cimbras, shotcrete, cuadros africanos (Wood Pack), en forma puntual; básicamente los consumos por elemento son:

TIPO DE SOSTENIMIENTO	CONSUMO MENSUAL	UNIDADES
PERNOS SPLIT SET 5'	6,500	UNIDADES
PERNOS HYDRABOLT 7'	7,000	UNIDADES
MALLA ELECTROSOLDADA	120	ROLLOS
SHOTCRETE	1,200	M3

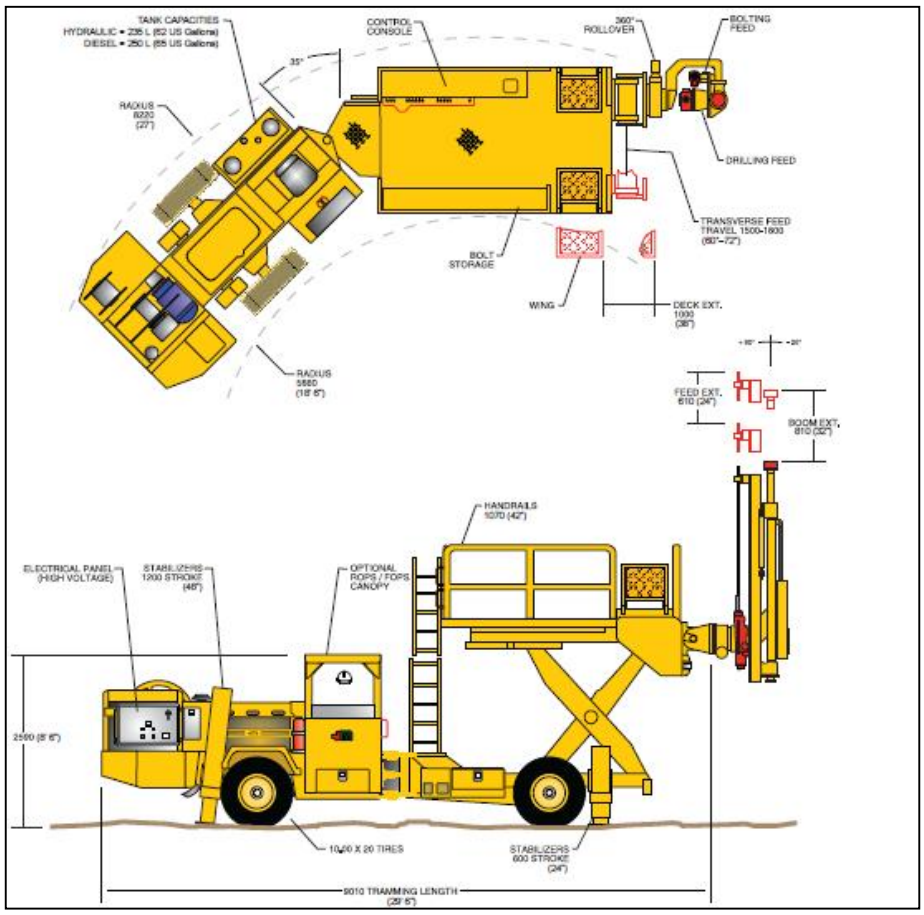
La unidad operativa Pallancata conserva un alto nivel de mecanización en sus operaciones mineras, es así que para la etapa de sostenimiento cuenta con equipos electrohidráulicos para sostenimiento mecanizado, que van destinadas para las labores principales de accesos y eventualmente para labores de sostenimiento de puentes y pilares.

SCALER WAGNER:
Potencia : 186 Kw/250HP – 2000 rpm
Capacidad Percusión: 15 Mpa

Model	DS25	DS20	DS16
Carrier Base	LP15ARW	LP15ARW	LP15ARN
A Tram Length	36'5" 11.1m	31'9" 9.4m	32'8" 10m
B Tram Width	7' 2.1m	7' 2.1m	5'11" 1.8m
C Turn Radius Inside	10'9" 3.2m	10'9" 3.2m	9'6" 2.89m
D Turn Radius Outside	18'6" 5.3m	18'6" 5.3m	16'6" 5.03m
E Tram Height	8'4" 2.54m	8'4" 2.54m	7'4" 2.23m
F Optimum Coverage Height	25' 7.62m	20' 6.08m	16' 4.87m
G Coverage Width at Optimum Height	11'3" 3.43m	6'3" 1.91m	7'6" 2.29m
H Max. Reach Height	35'2" 10.72m	27'9" 8.46m	21'9" 6.68m
Total Machine Weight	42,000 lb 18,750 kg	36,000 lb 16,075 kg	31,000 lb 13,840 kg



SCCISOR BOLTER
Potencia: 186 Kw/250HP – 2000 rpm
Capacidad Percusión: 90 PSI



4.1.2 MINADO POR EL METODO DE CORTE Y RELLENO MECANIZADO - CRM.

Corte y Relleno Mecanizado con Relleno Detrítico. La forma de trabajo en este método de explotación como opción de minado, es:

- Extracción de mineral basado en la voladura de taladros horizontales para el breasting y verticales para el Realce.
- Relleno Detrítico.

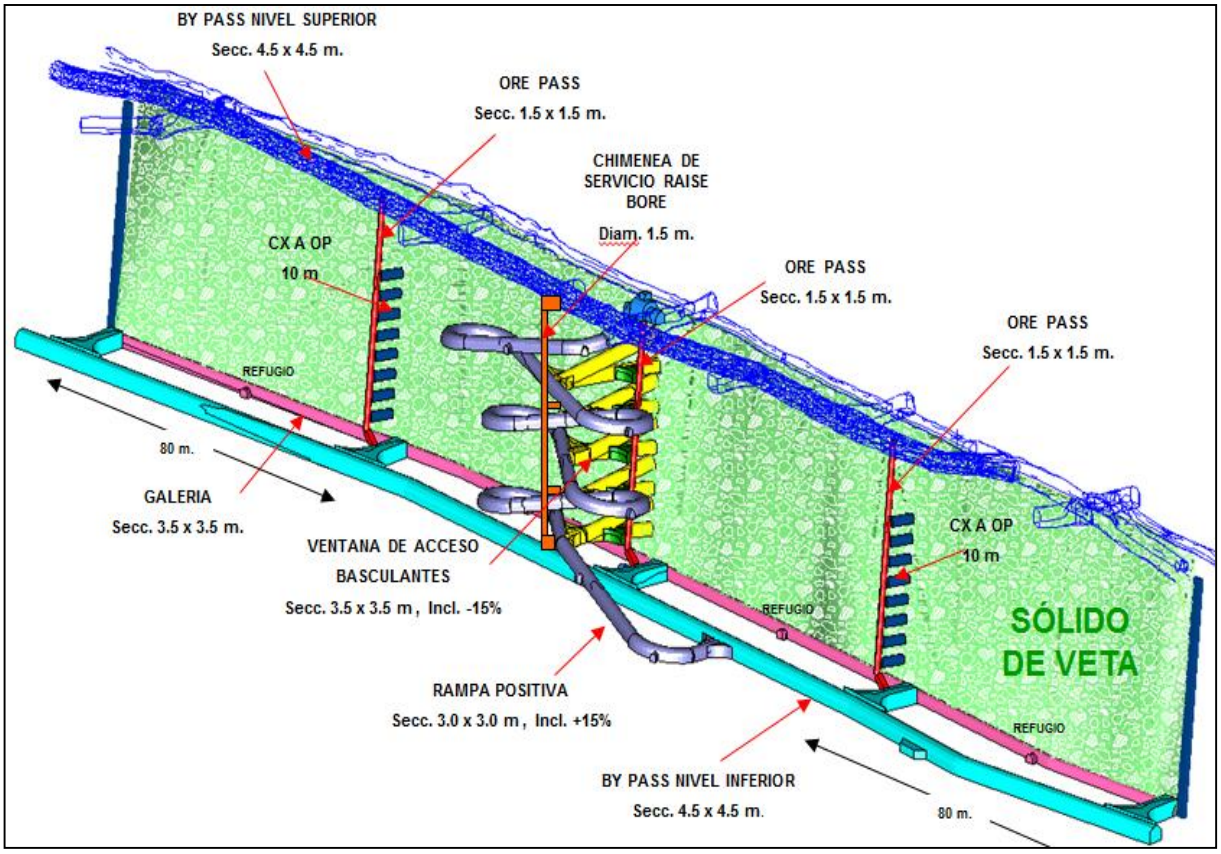
Teniendo en cuenta un estudio Geomecánico del terreno y la geometría de la veta, se diseñó la mina, teniendo las labores principales en la caja piso. El diseño del “CRM” esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada para la determinación del Breasting o Realce

Para el CRM se debe determinar:

- Tamaño y forma de las galerías (Nivel base y de cabeza)
- Altura entre los niveles (altura de block minable).
- Longitud y ancho máximo a considerar (dilución).
- Diseño de la malla de perforación y la voladura (breasting y realce).
- Técnicas de carguío y voladura.

El diseño para este método consiste en el desarrollo de las galerías superior e inferior a través de la estructura con una altura de block minable de 50 m., luego se desarrolla una rampa operativa de sección 3.5x3.5m. que integra los niveles inferior y superior, también se prepara by pass de 4.5x4.5 como niveles de extracción para el paso de volquetes y equipo pesado; una vez desarrollado la preparación se genera cruceros de acceso de 3.5x3.5 m. hacia el tajeo con pendiente +-15%, denominado con las basculantes, que sirven de pivotes para los cortes en forma ascendente del tajeo, cada basculante es integrada a través de un ore pass que sirve como echadero del mineral hacia el nivel inferior para luego extraer el mineral por los by pass.

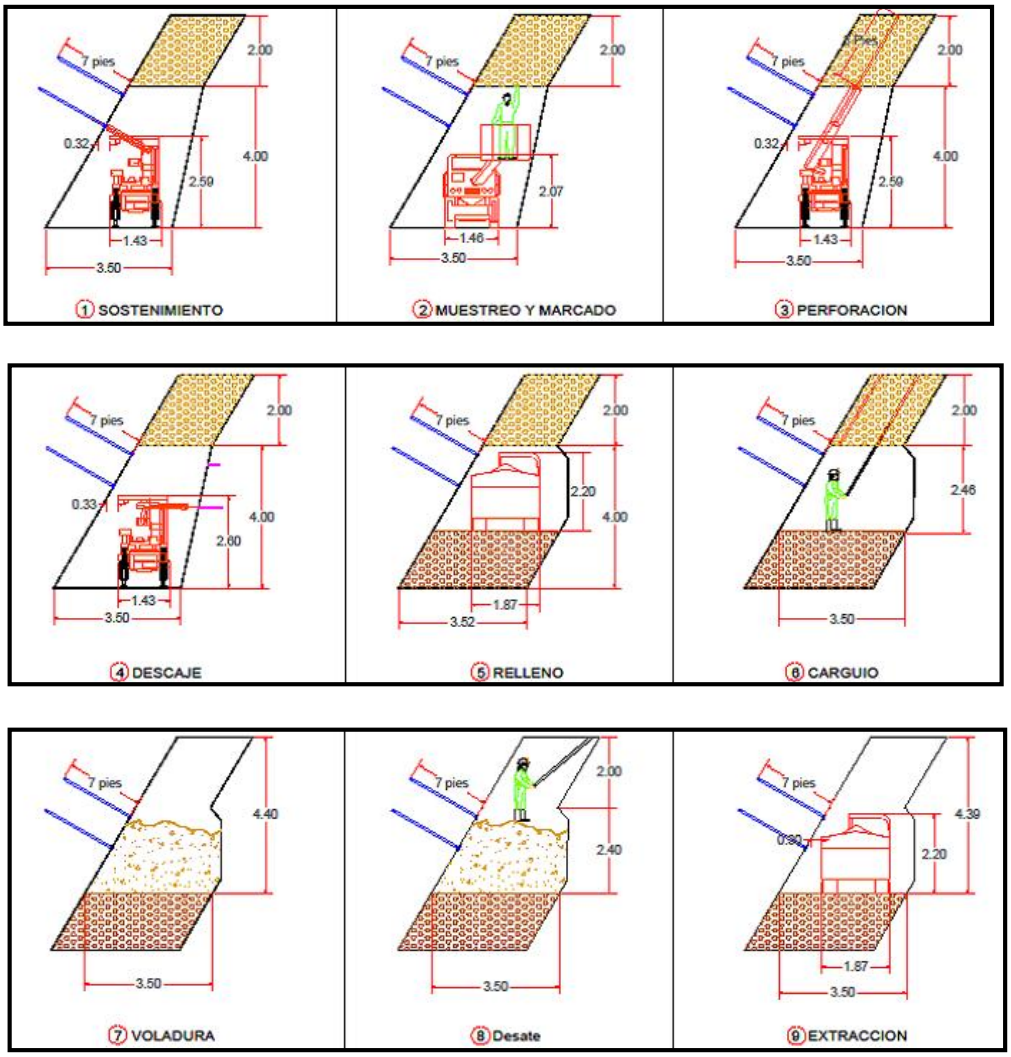
La secuencia de minado empieza por los cortes horizontales a lo largo de la veta, una vez culminada esta se rellena con Relleno Detrítico y se comienza a cortar otra franja horizontal. En la siguiente figura podemos ver el diseño para el método CRM.



4.1.2.1 CICLO DE MINADO CRM (CORTE Y RELLENO MECANIZADO)

El ciclo de minado comprende la perforación con equipo Jumbo T1D para el Breasting y Máquina Jackleg para el Realce, taladros con disposición paralela a las cajas de la estructura y perforación en horizontal para Breasting con una altura de corte de 3.0 m., mientras que perforación vertical para el Realce con una altura de corte de 2.4 m., para luego realizar el carguío respectivo con una columna de carga con

emulsion y accesorios de voladura, la limpieza se realiza con equipos LHD de capacidad de 2.2 yd3 y de 1.5 yd3, desde el último piso de corte, para luego efectuar el relleno detrítico desde las basculantes.



4.1.2.1. a PERFORACIÓN

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

- ✓ Perforabilidad de la roca
- ✓ Tamaño de fragmentación requerida
- ✓ Diámetro del taladro

- ✓ Longitud del taladro
- ✓ Orientación y espaciamiento entre taladros
- ✓ Desviación de la perforación

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

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

Añadiremos el rendimiento mensual del equipo perforador que se requiere, sería de 6000 m. La longitud máxima de perforación es de 13 m.

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

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

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

El equipo de perforación a utilizar será un Raptor Júnior, que trabaja con barras de 4' y brocas de 2 1/2" pudiendo alcanzar sin ninguna dificultad la longitud de los 13m.

Los parámetros obtenidos para la zona Sur son:

- ✓ Malla de perforación: 1.50 x 1.50 m. (Potencias de > 2 m.)
  1.20 x 1.00 m. (Potencias de > 1 m.)
- ✓ Longitud de taladro: 13 m.
- ✓ Perforación especifica: 2 a 3.5 Ton / m.
- ✓ Eficiencia/Día: 7.5 Tal.
- ✓ Nº Guardias / Día: 2
- ✓ Metros perforados / Día: 150 m. (4500 m/mes)
- ✓ Disponibilidad mecánica: 90 %

Es muy importante mencionar que solo se podrá tener buenos resultados en la voladura con un adecuado control de la perforación, considerando que el éxito de este método es el reconocimiento geométrico de la estructura mineralizada, es decir luego de la ejecución de la galería y los subniveles se deberá tener un levantamiento al detalle de la geometría de la veta, y en base a esta información se diseñaran los taladros de perforación, es importante suministrar con anterioridad dicha información es decir planos con direcciones e inclinaciones por cada taladro de perforación así como también la ade3cuada distribución de carga en cada taladro.

4.1.2.1. b VOLADURA

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

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

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

Resumen de parámetros

Parámetros:

- ✓ Agente de voladura: Examen P
- ✓ Iniciador: Emulsión de 1 ½ x 8”
- ✓ Factor de potencia: 0.68 Kg / Tm
- ✓ Producción por corte: 4000 Tm/ Corte
- ✓ N° cortes / mes: 1.5 Cortes / mes
- ✓ Producción por mes: 6000 Tm /mes

4.1.2.1. C Acarreo y Limpieza

El acarreo de mineral se realiza con un Scoop de 4 Yd3 Telemando (control remoto), el mineral roto que se encontrará en la galería base a la cual se accederá desde el By Pass utilizando los Draw points (labores principales de

limpieza),se limpiara el mineral y será acarreado hasta las ventanas de carguío donde el mineral será cargado a los volquetes.

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

Diagrama N° 6 Curva de Productividad

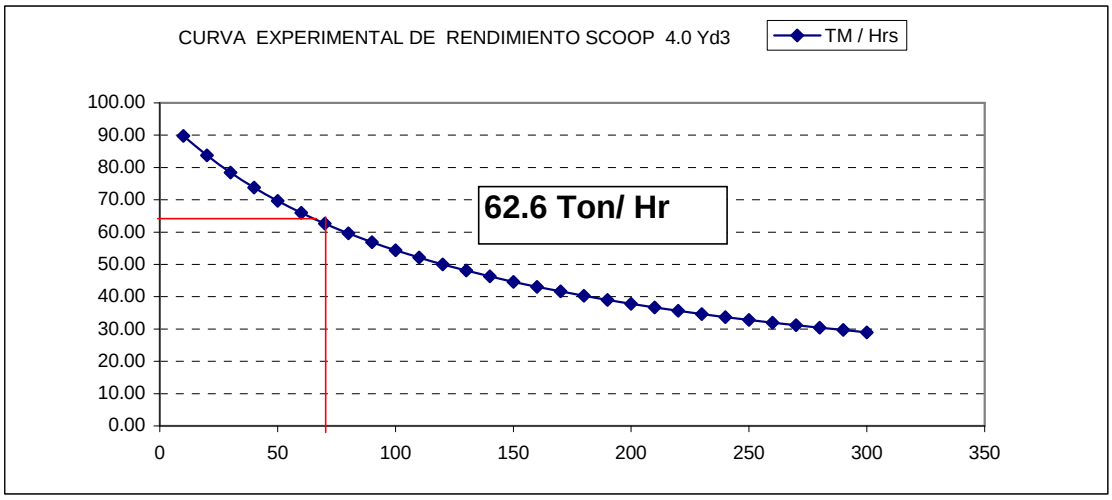


Imagen Nro. 4.13 Equipo de Limpieza

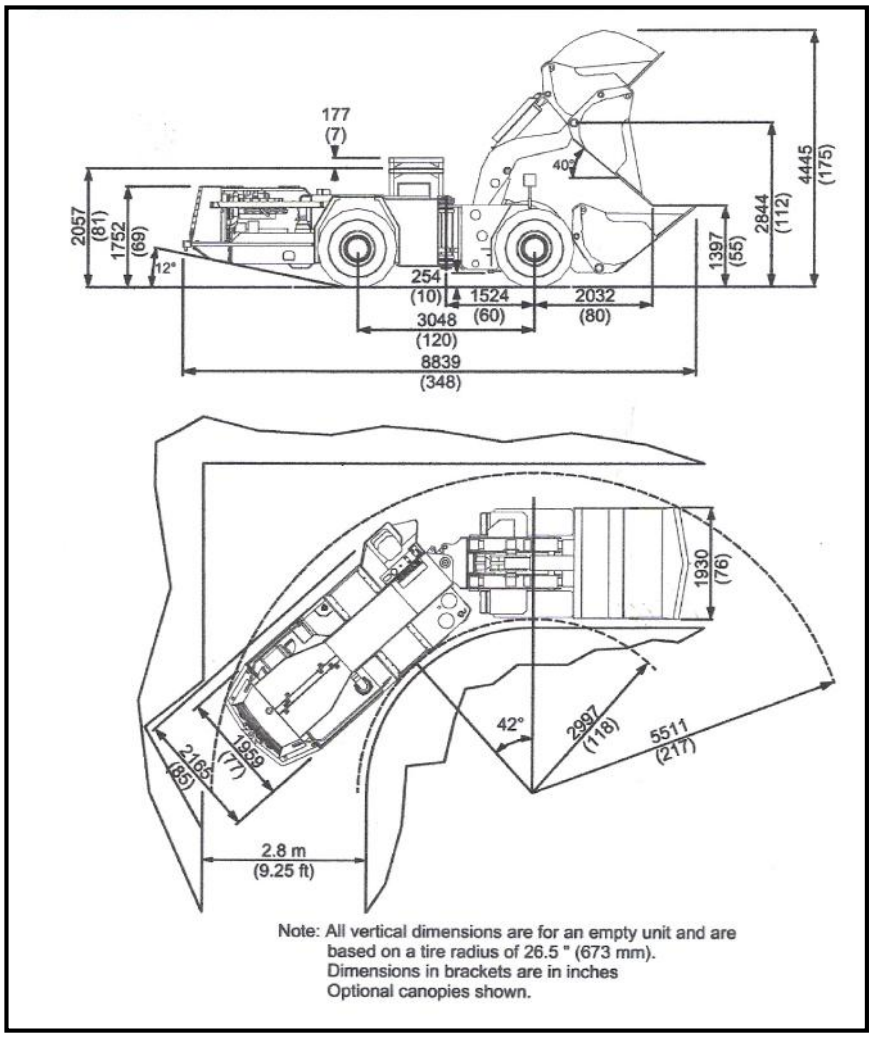


Imagen N°4.1 Rampa y cruceros Basculantes

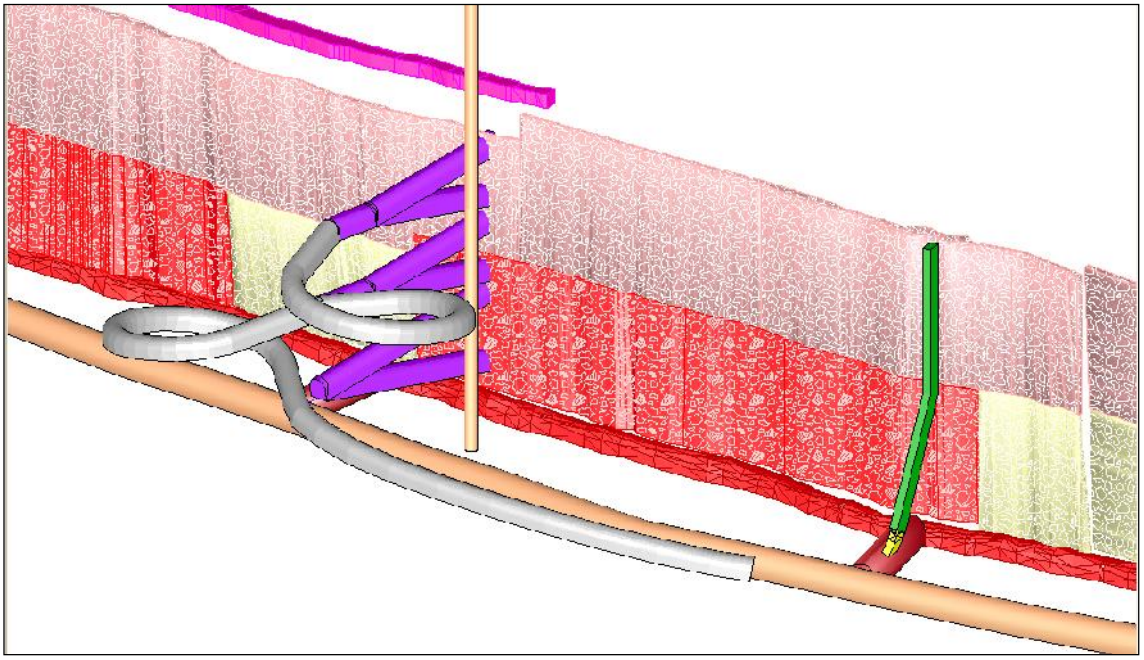
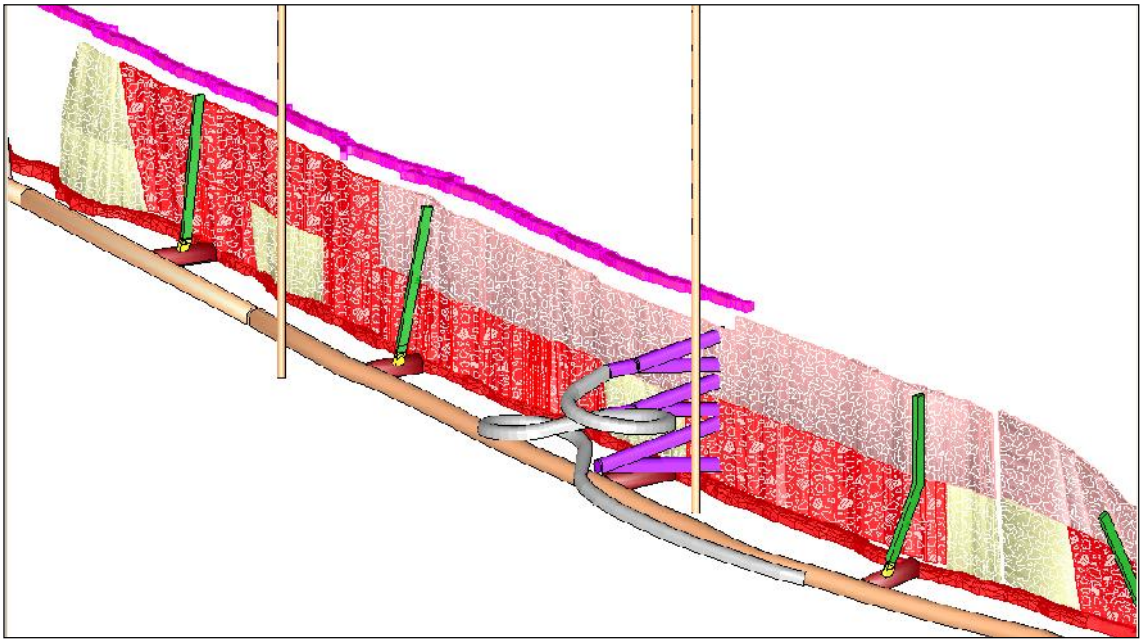


Imagen N° 4.2 Tajo Corte y relleno ascendente



4.1.2.2 COSTOS DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

De las labores antes mencionadas se calcularon las respectivas tarifas unitarias por metro de avance, a continuación se describe el metraje necesario para la explotación por corte y relleno ascendente con el respectivo costo.

Cuadro Nro. 4.2 Resumen de costos de desarrollo y preparación

LABOR	Seccion	Precio	CORTE Y RELLENO			Costo
			Longitud (m)		Costo	US.$/m
		(US$/m)	m3	Esteril	Total(US$)	
1. DESARROLLOS						
By Pass 270	4.3 x 4.0	725		576	417,600	
Galería 270E	3.0 x 3.0	580		307	177,903	
Rampa 100	3.0 x 3.0	580		284	164,691	
Rampa 103	3.0 x 3.0	580		275	159,720	
Ventana 5	4.3 x 4.0	725		16	11,600	
Ventana 6	4.3 x 4.0	725		15	10,875	
Ventana 7	4.3 x 4.0	725		14	9,918	
Ventana 8	4.3 x 4.0	725		12	8,700	
Ventana 9	4.3 x 4.0	725		12	8,700	
RB Relleno 1	1.8 x 1.8	1,250		165	206,250	
RB Relleno 2	1.8 x 1.8	1,250		139	173,750	
RB Ventilacion 11	1.8 x 1.8	1,250		151	188,750	
RB Ventilacion 14	1.8 x 1.8	1,250		90	112,500	
Total DESARROLLOS				**2,055.74**	**1,650,958**	**803**
2. PREPARACIONES						
Basculantes 100	3.0 x 3.0	580		120	69,600	
Desquinches		32	1100		35,244	
Basculantes 103	3.0 x 3.0	580		120	69,600	
Desquinches		32	1110		35,564	
Cx OP C (2)	3.0 x 3.0	580		78	45,240	
Cx OP (4)	3.0 x 3.0	580		120	69,600	
Cx WP C (2)	3.0 x 3.0	580		78	45,240	
Ore Pass 1	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ore Pass 2	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ore Pass 3	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ore Pass 4	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ore Pass 5	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ore Pass 6	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ch 100 Vent.	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ch 101 Vent.	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ch 102 Vent.	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Ch 103 Vent.	1.5 x 1.5	230		40	9,200	
Total PREPARACIONES				**916**	**462,088.4**	**504**

Inversion Total Desarrollos (US$)		**1,650,958**
Total desquinche (m3)	**2210**	
Costo Total Preparacion (US$)		**462,088**
Costo por tonelada (costo total/reserva) (US$/Ton)		**5.05**

4.1.2.3 COSTOS DE EXPLOTACIÓN

Para determinar la tarifa de explotación para el corte y relleno se consideraron los siguientes parámetros como; potencia de la veta que en este caso se consideró de 1 m. a más de 2 m. , la utilización de un Scoop de 3.5 Yd3, perforación convencional, mano de obra de un perforista, un operador de Scoop y un ayudante , herramientas, aceros de perforación, explosivos e implementos de seguridad.

Con todos los parámetros considerados se calculó la tarifa unitaria de explotación de 11.29 $/ ton que se detalla a continuación en el cuadro Nro. 4.3.

Cuadro Nro. 4.3 Tarifa de explotación, Corte y Relleno Ascendente

TARIFA DE DE EXPLOTACION				
Tajo shirinkage	(1 a mas 2)	Metro	Espaciamiento (metros)	0.70
Ancho promedio tajo		Metro	Burden (metros)	0.70
Equipo (scoop)	3.50	Yd3	Peso especifico mineral Tm/m3	2.35
Equipo (jumbo)			Nº de taladros	45.00
Equipo (winche)	-		Tm producidas/taladro	1.03
RendimientoEquipo (scoop)mineral	40.00	TM/Hr	Factor de carga (Kg/Tm)	1.03
RendimientoEquipo (scoop)desmonte	40.00	TM/Hr		
RendimientoEquipo (scoop)	0.04	Hr/Tm	Dinamita Semexsa 65% 7/8" x 7"	0.08
Longitud de perforación (pies)	8.00	Pies	Gelatina Especial 75% 1.1/8" x 8"	-
Longitud de perforación (metros)	2.44	Metros	Examon P	135.00
Eficiencia	0.75	%	Mininel	-
Tm producidas/guardia	46.41	TM/Gdia	Fanel Blanco	-
Alquiler	1.31	US$/TM	Cordón Pentacor	-
Mantenimiento	1.50	US$/TM	Carmex	45.00
Horas equipo	3.32	-	Guia rápida	22.50

DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COST/UNIT.	VIDA/UTIL	COST/DISP.	COST($/tm)
MANO DE OBRA						
PERFORISTA	Tarea	1.50	29.67		44.51	
AYUDANTE PERFORISTA	Tarea	1.50	26.65		39.98	
OPERADOR DE SCOOP	Tarea	0.47	29.67		14.05	
AYUDANTE ENMADERADOR	Tarea	0.25	25.38		6.35	2.64
EXPLOSIVOS						
Dinamita Semexsa 65% 7/8" x 7"	Kilos	0.08	2.08		0.17	
Examon P	Pieza	135.00	0.65		87.75	
Carmex	Pieza	45.00	0.50		22.28	
Guia rápida	Metros	22.50	0.37		8.24	3.01
ACEROS DE PERFORACION						
Barra conica de 8', 6'	Pies	360.00	74.30	1,500.00	17.83	
Broca descartable de 41 mm	Pies	360.00	17.40	200.00	31.32	
Shank	Pies	-	190.00	11,482.80	-	1.25
HERRAMIENTAS Y OTROS						
Combo de 6 libras c/mango	Pieza	1.00	8.65	75.00	0.12	
Mochila	Pieza	2.00	10.60	150.00	0.14	
Pico sin mango 7300/50 - 5 lbs	Pieza	1.00	5.30	60.00	0.09	
Lampa minera 0060-AY	Pieza	1.00	6.28	30.00	0.21	
Llave stillson 14	Pieza	2.00	36.78	200.00	0.37	
Arnes de Seguridad	Pieza	1.00	104.45	150.00	0.70	
Linea de Vida	Pieza	1.00	28.96	150.00	0.19	
Aceite tellus	Pieza	-	7.94	8.00	-	0.05
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Guantes Sekur de 14" Jebe Neoprene	Par	3.72	6.78	25.00	1.01	
Respiradres 7500-3M PREMIUM	Pieza	3.72	21.00	150.00	0.52	
Filtro 2097 3M(PQTX 2 pzas)	Pieza	3.72	8.16	20.00	1.52	
Lentes policarbonato UVEX	Pieza	3.72	7.58	80.00	0.35	
Tapon de oidos 3M 1270	Pieza	3.72	0.81	60.00	0.05	
Casco Sombrero V-GARD MSA	Pieza	3.72	14.95	600.00	0.09	
Tafilete	Pieza	3.72	2.35	150.00	0.06	
Barbiquejo	Pieza	3.72	4.90	150.00	0.12	
Botas SEKUR de 36 CM	Pieza	3.72	13.52	100.00	0.50	
Pantalon de jebe SEKUR Nro 38	Pieza	3.00	11.66	50.00	0.70	
Saco enjebado SEKUR Nro 38	Pieza	3.00	11.66	50.00	0.70	
Mameluco DENIM	Pieza	3.72	16.00	150.00	0.40	
Correa portalamparas SEKUR	Pieza	3.72	4.50	300.00	0.06	
Lámpara Electrica CEAG	Pieza	3.72	448.00	900.00	1.85	0.20
EQUIPO DE PERFORACION						
Perforadora	Pies	360.00	7,096.00	80,000.00	31.93	
Aceite perforadora almo 529	Galones	0.60	4.09	600.00	2.45	
Manguera de 1" aire	Metros	30.00	2.50	300.00	0.25	
Manguera de 1/2" agua	Metros	30.00	1.30	300.00	0.13	0.88
EQUIPO DE LIMPIEZA						
Equipo (scoop)2.2Yd3Alquiler	Horas	3.32	18.35		60.84	1.52
Equipo (scoop)2.2Yd3Mantenimiento	Horas	3.32	21.00		69.62	1.74
SUB - TOTAL COSTOS DIRECTOS						11.29
TOTAL U.S.$./Tm Explotación ::::::::::>						**11.29**

CAPITULO V
PROCESO DE EVALUACION, ESTABILIDAD Y RECUPERACION DE PUENTES

5.1. MARCO TEORICO

La unidad de Pallancata se tiene tres métodos de explotación bien marcados las cuales son: el método avoca (bench and fill) y el método de corte y relleno mecanizado y convencional aplicado en Pallancata Oeste, Cimoide, Milagros, Luisa y Rina, el método SARC (subniveles ascendentes con relleno cementado).

Dado las condiciones de calidad de roca y geometría del yacimiento se realizaron estudios geomecánicos para poder determinar estos métodos de explotación, es una mina mecanizada que viene operando desde noviembre del 2007 hasta la actualidad.

Todos los métodos de explotación que se aplican a un yacimiento minero se tienen un porcentaje de dilución y un porcentaje de recuperación, el cual se debe de controlar al máximo.

En la actualidad en la unidad de Pallancata se viene controlando con voladuras controladas, evitando desviaciones de taladros, diseños de malla de perforación etc.

5.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Debido al método de explotación realizada en la zona de Pallancata Oeste, Cimoide, Pallancata Central y Ramal central se dejaron puentes mineralizados, ***también zonas en evaluación debido a la inestabilidad de la falla en la caja techo (P. Oeste). Lo que se quiere es realizar un estudio geomecánico para poder recuperar estas zonas parcialmente dejando un puente mínimo.***

Es importante que se determine el puente óptimo para este tipo de recuperación para no desestabilizar el yacimiento y poder tener una recuperación ordenada y con seguridad.

Es de vital importancia realizar un estudio Geomecánico para determinar los parámetros de diseño para la recuperación de puentes de mineralización y zonas en evaluación.

La necesidad de recuperar puentes de mineral se debe a la necesidad de aliviar la coyuntura que se ha producido en la variación en el mercado de los minerales durante los últimos años los cuales han tenido repercusiones en la economía y en la industria minera a nivel global. En el caso peruano el descenso en los precios se contrarresta con el aumento de la producción en los principales productos mineros como el oro, cobre y en menor medida plata zinc, hierro y estaño. Sin embargo, para los expertos, el descenso prolongado en el valor de los metales puede terminar generando el cierre de algunas empresas.

5.3. METODOLOGÍA

Se tendrá que realizar estudios de resistencia tanto de la roca intacta como del macizo rocoso para determinar el grosor del puente de mineral que está dejando, tomando en cuenta la calidad del puente, el método de extracción del mismo y las aberturas máximas consideradas para no perturbar demasiado el macizo rocoso.

Los métodos de extracción que se tomaran en cuenta son:

- Recuperación parcial de puentes realzando la base
- Recuperación de puentes dejando pilares con relleno en pasta o cementado.

5.4. EVALUACION INTEGRAL DEL YACIMIENTO P. OESTE

Se simulo el yacimiento integral tanto en condición de esfuerzos y deformación de acuerdo a los datos obtenidos en campo. Esto de acuerdo a las siguientes figuras:

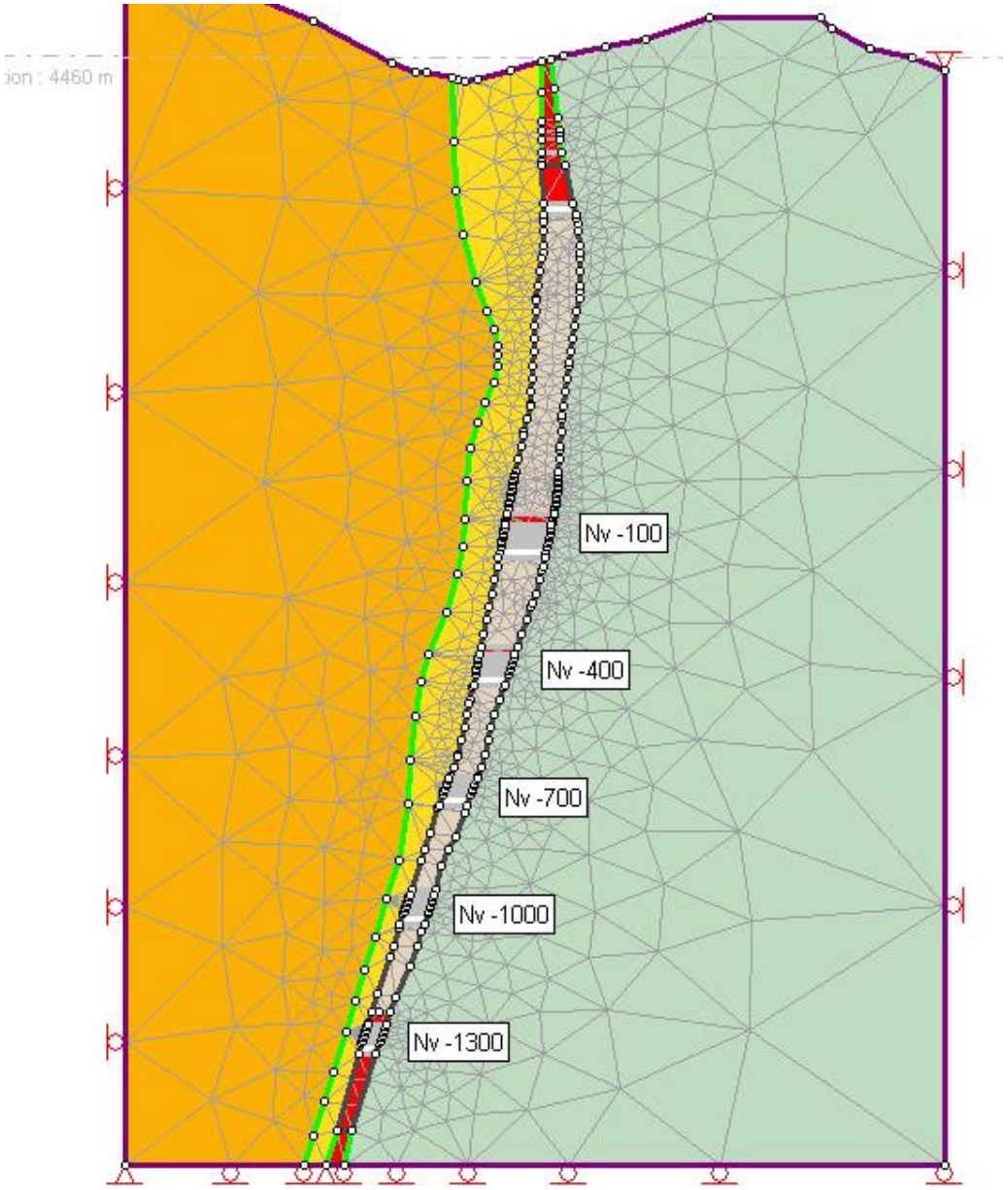


Figura 1: Modelo de malla de elementos finitos Simulación del minado, el cual corresponde a Pallancata Oeste. Para el análisis tenso-deformacional.

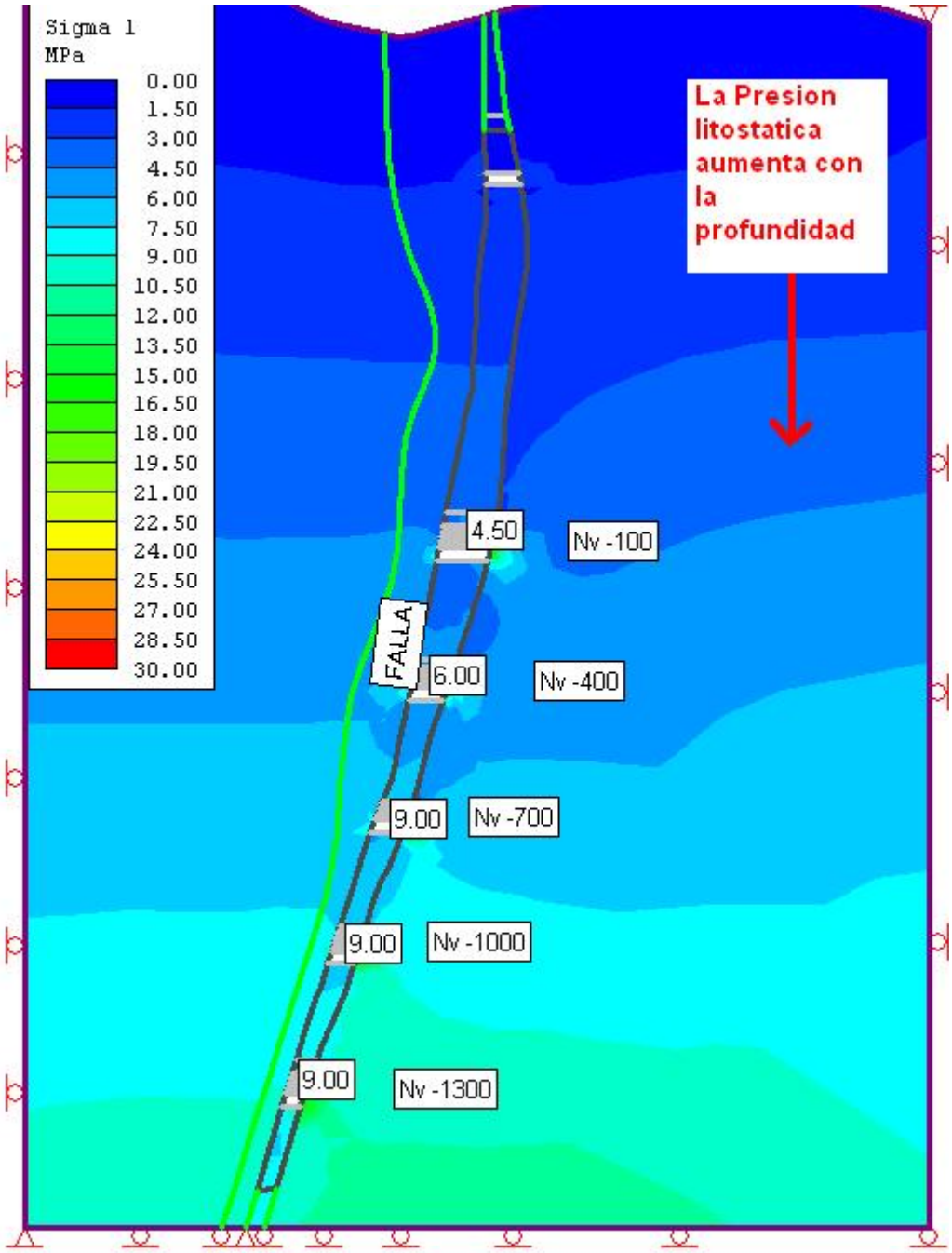


Fig. 2.- En este grafico podemos apreciar la simulación del yacimiento indicando la interacción de los esfuerzos con las excavaciones y rellenos realizados, en las cuales se puede identificar que la presión por esfuerzos es directamente proporcional a la profundidad de la excavación.

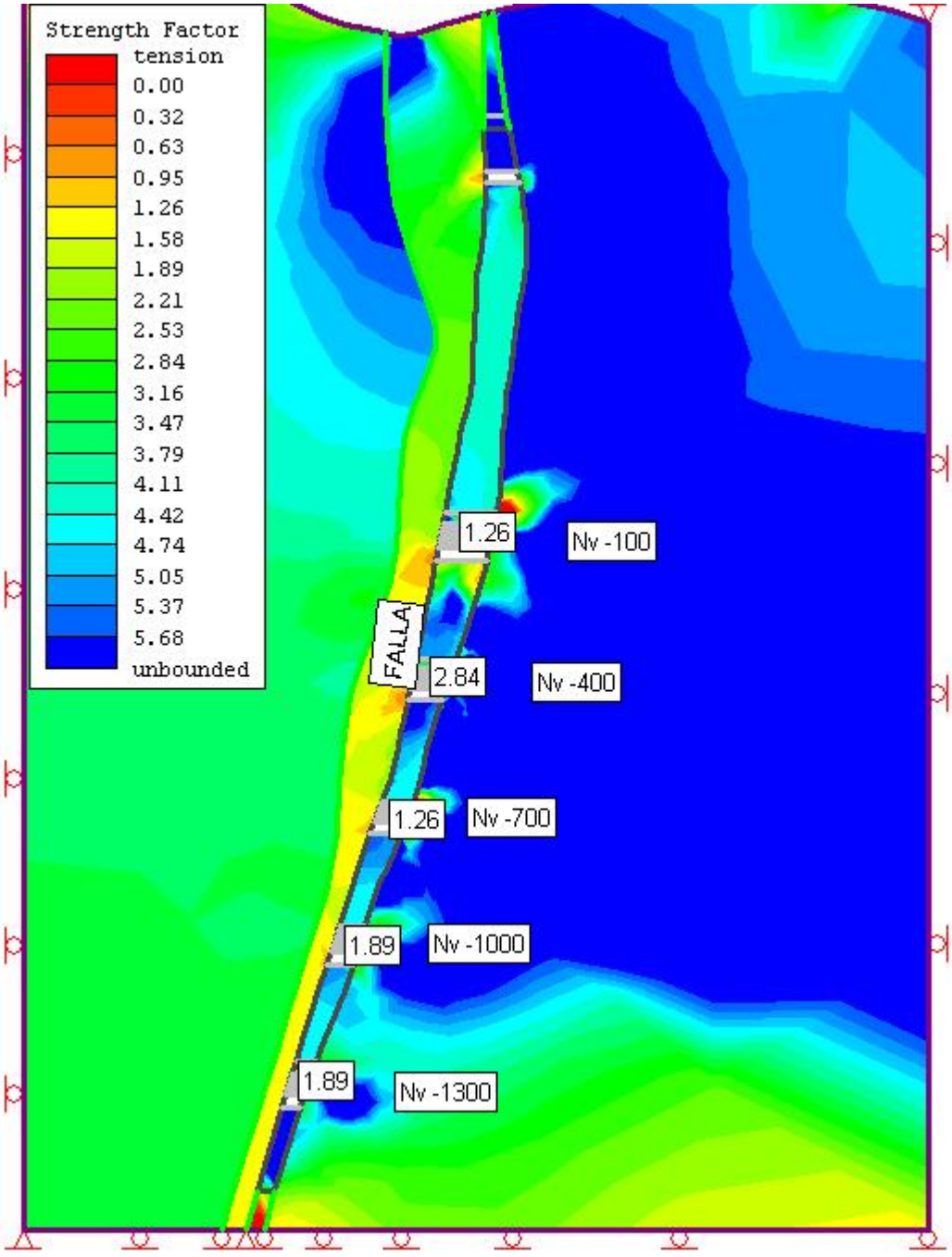


Fig. 3.- En este grafico podemos apreciar la simulación del factor de seguridad de todo el yacimiento, en el cual podemos identificar que los puentes están con un FS superior a 1 haciéndolos estables desde el punto de vista tenso-deformacional, pero como se nota en el grafico está siendo afectado por la falla que se tiene en la caja techo inestabilizando en ese hastial el cual se evidencia en el campo zonas de inestabilidad tanto en la Nv -400; -700; -100; y -1300 donde se evidencio debilitamiento de esta caja se puede identificar estas zona en los mapeos geomecánicos.

5.5. EVALUACION DE PUENTES

Seguidamente se realiza las evaluaciones de cada uno de los puente para ver su comportamiento por calidad, tenso-deformacional y estructural.

5.5.1. EVALUACION DE PUENTE -1000 AL -900

El Nivel -1000 es la zona donde se realizó el primer piloto de recuperación de puentes teniendo un comportamiento estable realizando las siguientes evaluaciones:

- Se determinó la zona de mayor estabilidad que esta era la zona sur del tajeo.
- Se hizo la rehabilitación de la zona para el inicio de las evaluaciones geológicas y geomecanicas.
- Se determina el puente a dejar y se pinta el ore para el posterior minado.
- Se entrega el mapeo en planta y sección.

ZONEAMIENTO GEOMECANICO

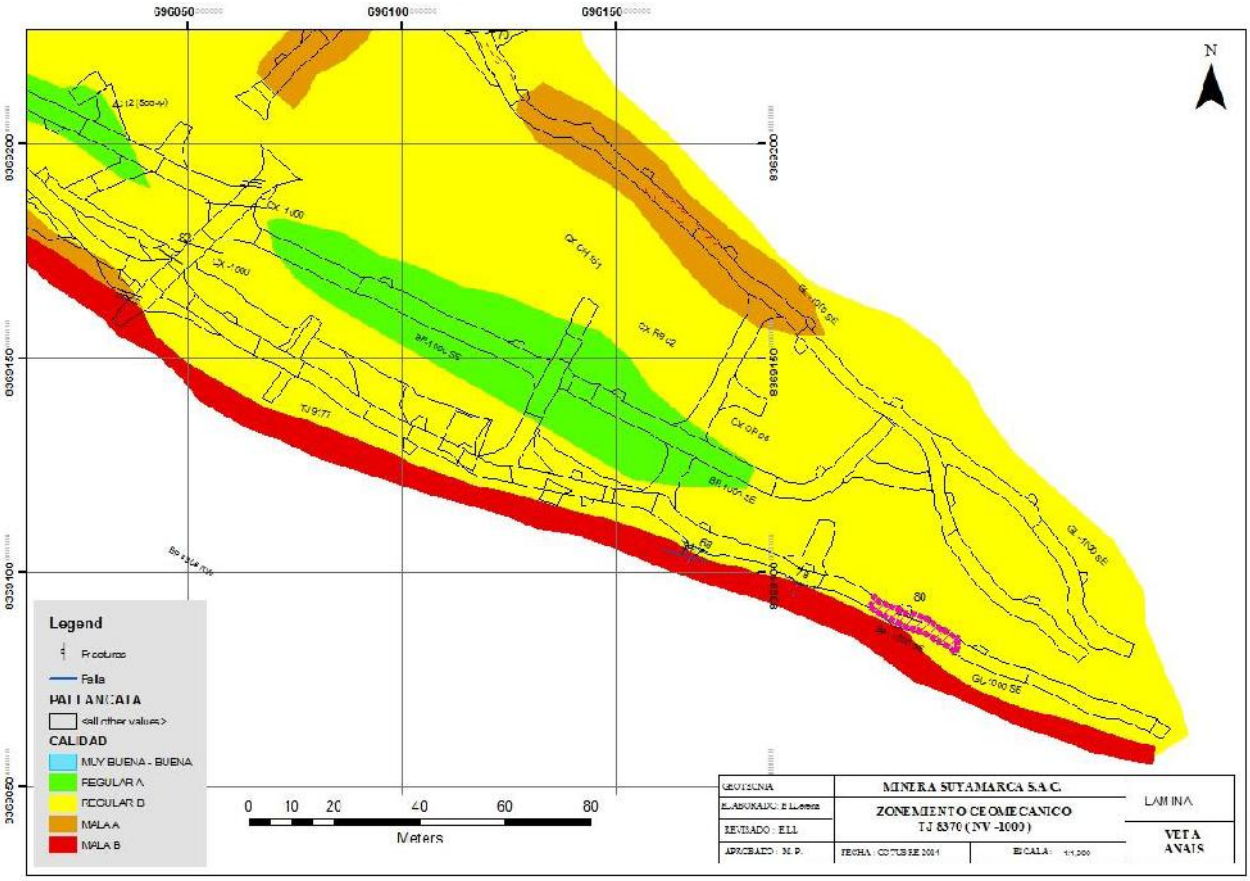


Fig. 4.- Mapeo en planta de la zona del puente del Nv -1000

SECUENCIA DE MINADO PUENTE -1000 AL -900

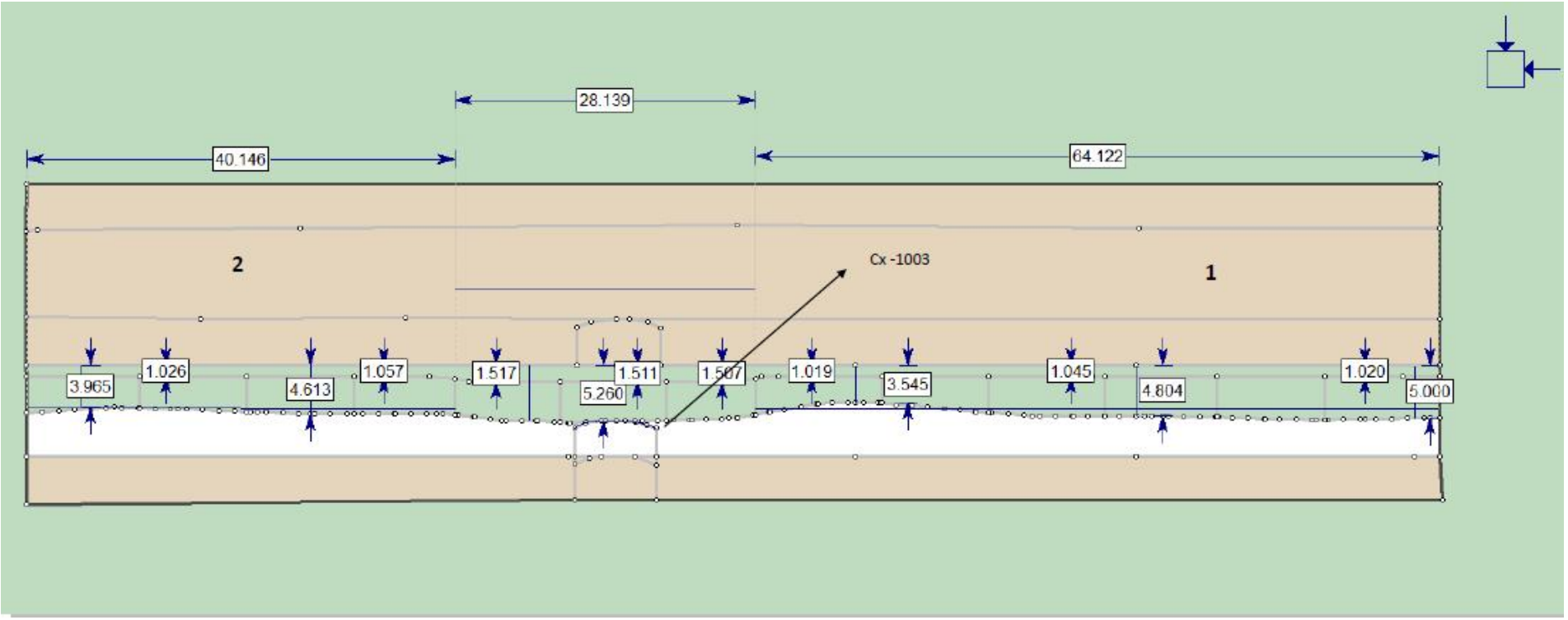


Fig. 5.- Como se puede verificar en el grafico se tuvo un puente inicial promedio de 4.00 metros, en promedio el RMR del puente de la zona SE era de 45 a 50 en la zona del mismo puente. Antes de realizar el minado se debe de hacer el pilotaje con el mismo barreno de perforación hasta llegar a la zona del relleno, cuando se llega recién se inicia la perforación de taladros de producción, esto cada 5.00 metros lineales dejando un puente final de 1.00 metro lineal. La zona de acceso se realizado la rehabilitación con shotcrete 2" y pernos hydrabolt a la caja techo.

SECUENCIA DE MINADO PUENTE -1000 AL -900

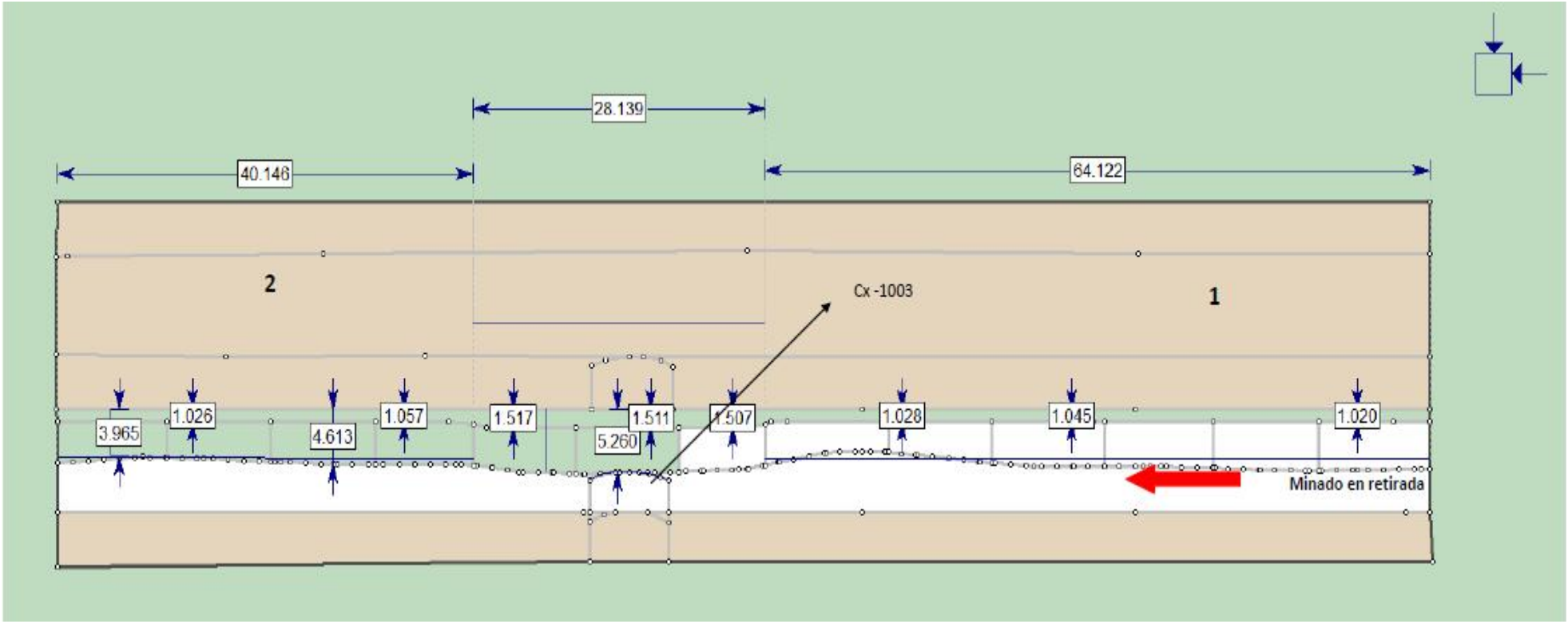


Fig. 6.- En este esquema se puede apreciar el minado de la zona del -1000 NW dejando el puente de 1.00 metro lineal hasta casi llegar al acceso del crucero 1003. El minado debe de hacerse en retirada para evitar la exposición del personal, la limpieza debe de ser con scoop a control remoto

SECUENCIA DE MINADO PUENTE -1000 AL -900

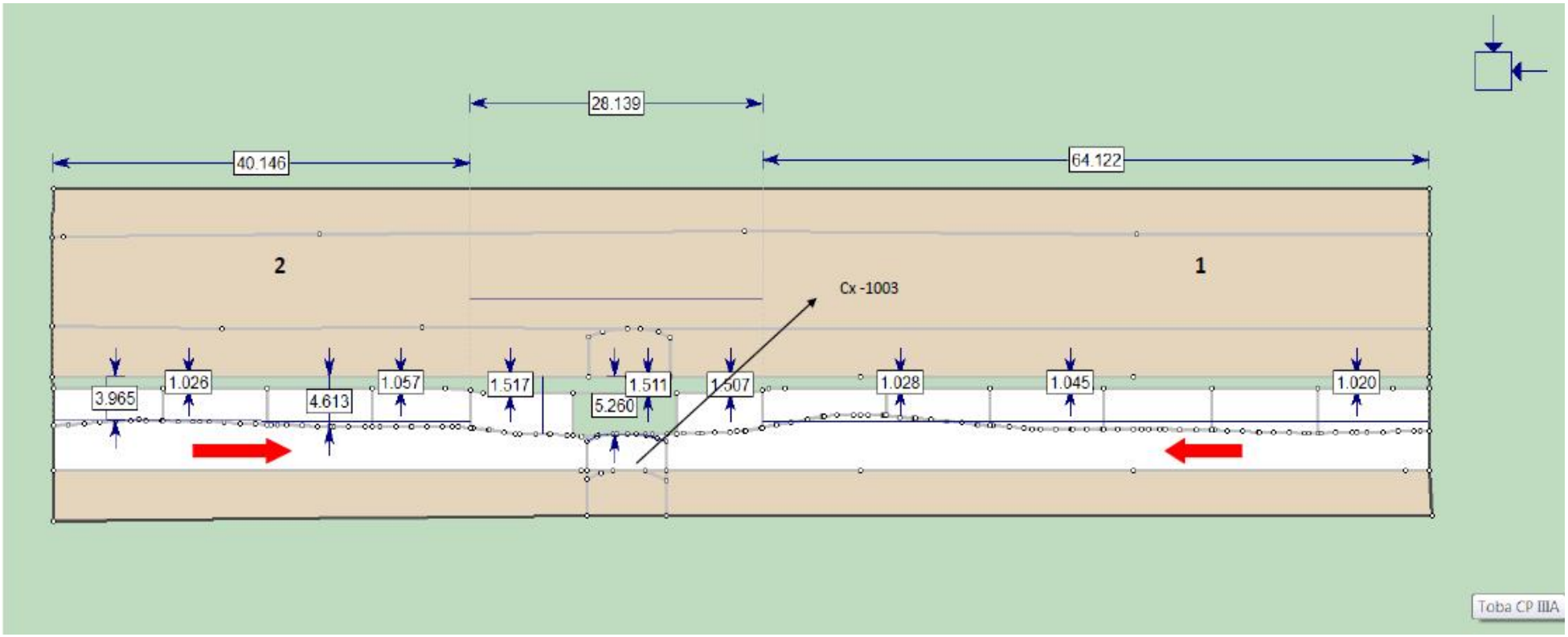


Fig. 7.- Luego de culminado el minado del ala 1 en paralelo se puede estar realizando la rehabilitación del ala 2 y su posterior minado con el mismo procedimiento del ala 1, se culmina con minar lo último de puente del acceso.
En el gráfico se muestra el espesor del puente hacia el relleno que se va a dejar esto de acuerdo a la sección de minado que varía de 1.

5.5.2. EVALUACION DE TAJEO EN SECCIÓN

Son secciones realizadas para determinar con que ancho se va a dejar un puente de 1.00 metro lineal.

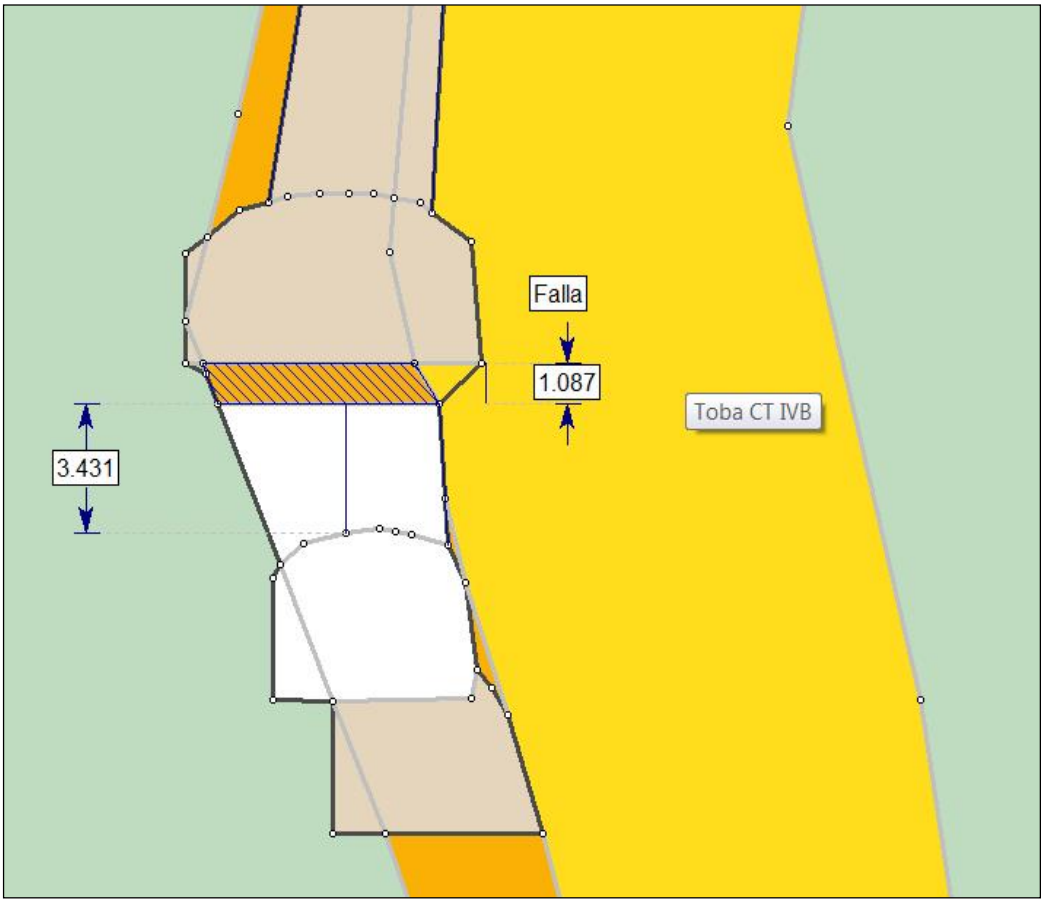


Fig. 8.- El ancho de minado de esta sección es de 4.00 ml puesto que se debe de dejar un puente1.00 ml después de la recuperación

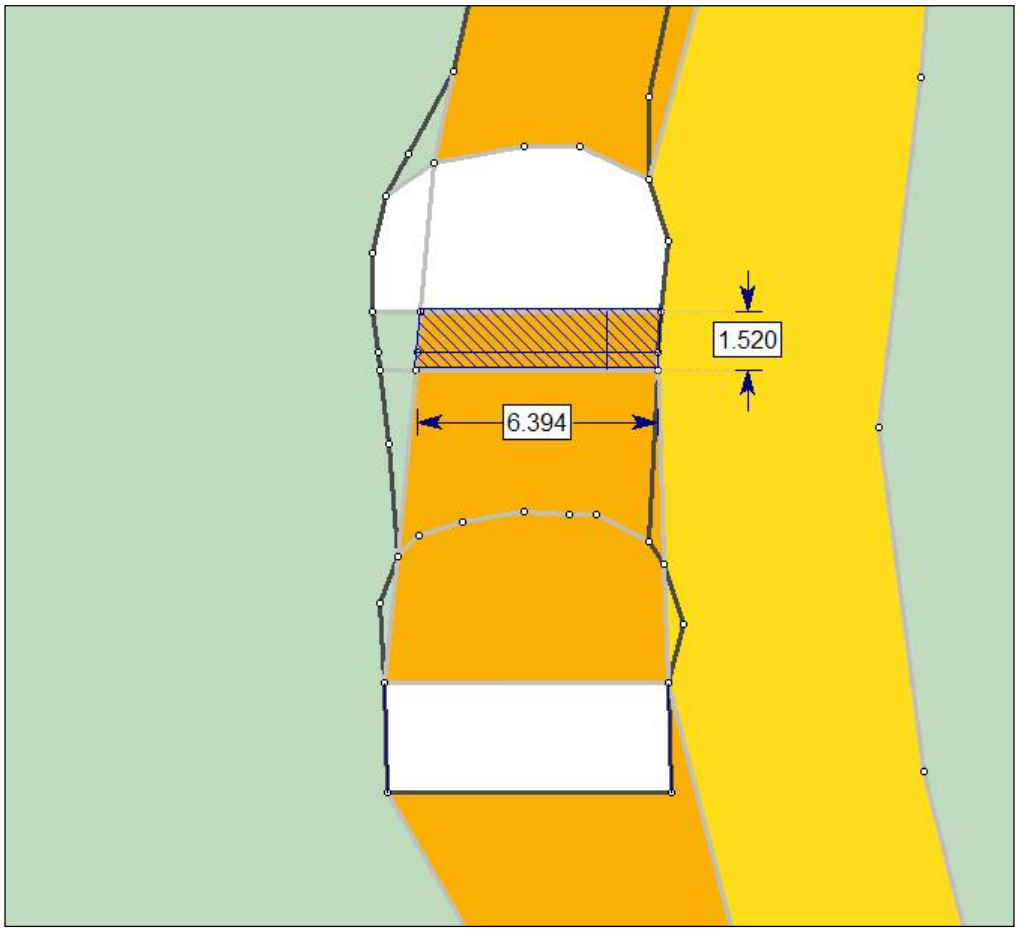


Fig. 9.- El ancho de minado de esta sección de es de 6.30 ml la cual debe de dejar un puente final de 1.5ml.

5.5.3. EVALUACIÓN DE FS DE SECCIONES TRANSVERSALES CON DIFERENTES PUENTES NV -1000

a. EVALUACIÓN CON 1 METRO DE PUENTE

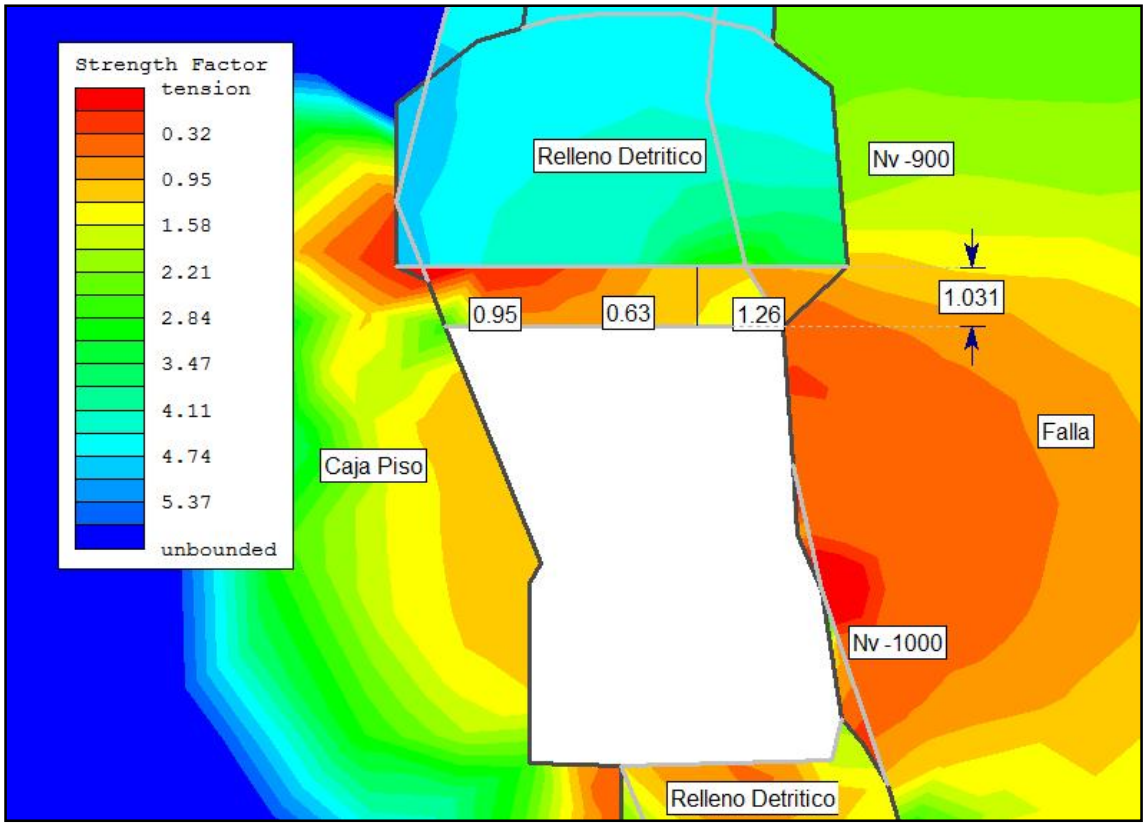


Fig. 10.- Tenemos el gráfico de simulación con el Phases 2 V 7.0 donde se puede apreciar con un factor de seguridad promedio de 1.05 estando en el límite, esto va a variar el tiempo de auto soporte inicial de 3.5 años a 0.8 años

b. EVALUACIÓN CON 1.5 METROS DE PUENTE

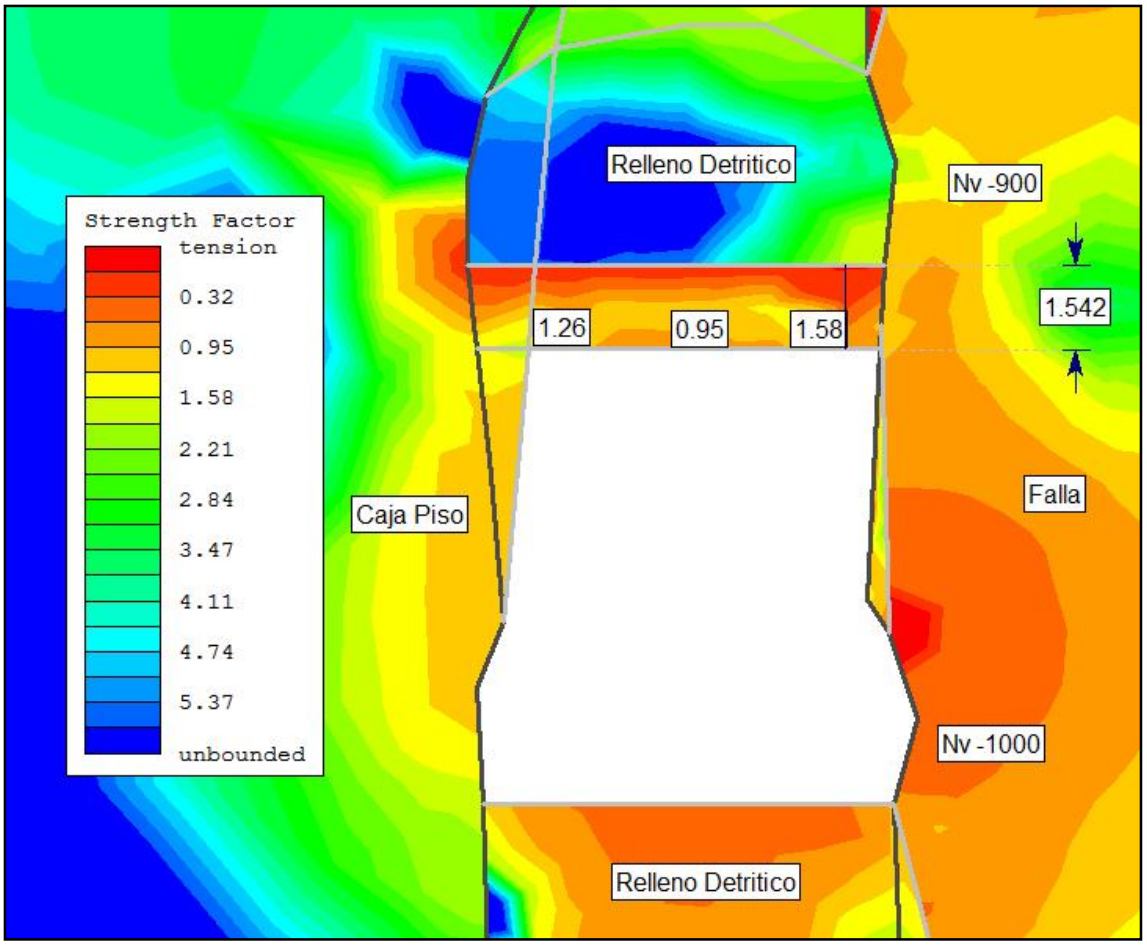


Fig. 11.- Tenemos el gráfico de simulación con el Phases 2 V 7.0 donde se puede apreciar con un factor de seguridad promedio de 1.23 , esto va a variar el tiempo de auto soporte inicial de 3.5 años a 0.8 años

5.6. RESULTADOS DESEADOS.

De acuerdo al estudio geomecánico realizado a la veta P.O. Nv. -1000 y su entorno físico estructural, la recuperación de puentes de mineral, es totalmente factible teniendo en consideración una altura máxima de 2.0m. y con equipos a telemando. El espesor de puente estará en función al ancho de minado de acuerdo a la evaluación realizada. Garantizando un factor de seguridad aceptable variando el tiempo de auto soporte inicial a otro de mayor consideración a efectos de sostener y estabilizar el tajo.

CAPITULO VI

SISTEMA INTEGRADO DE GESTIÓN HOCHSCHILD MINING – DNV

GESTION DE RIESGO EN LA RECUPERACION DE PUENTES

6.1. GESTIÓN DE RIESGO

La gestión del riesgo se define como el proceso de identificar, analizar y cuantificar las probabilidades de pérdidas y efectos secundarios que se desprenden de los desastres, así como de las acciones preventivas, correctivas y reductivas correspondientes que deben emprenderse.

El riesgo es una función de dos variables: la amenaza y la vulnerabilidad (Figura Nro. 6.1). Ambas son condiciones necesarias para expresar al riesgo, el cual se define como la probabilidad de pérdidas, en un punto geográfico definido y dentro de un tiempo específico. Mientras que los sucesos naturales no son siempre controlables, la vulnerabilidad sí lo es.

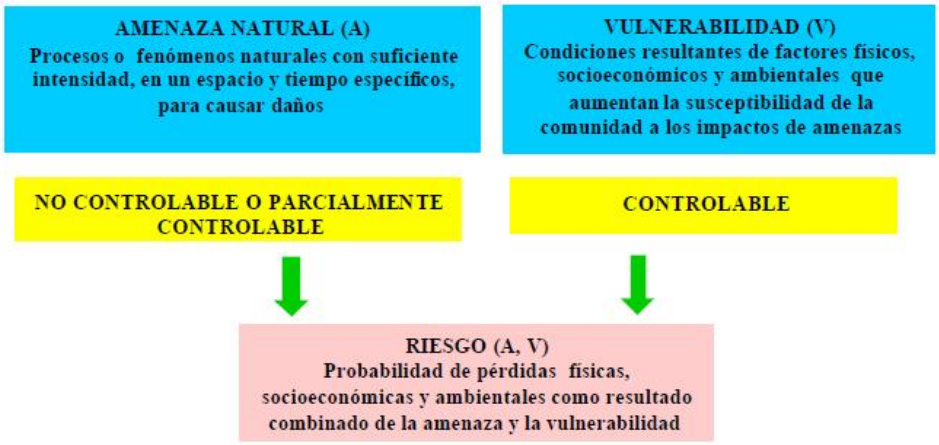


Figura Nro. 6.1 Amenaza, vulnerabilidad y riesgo

6.2. SISTEMA DE GESTIÓN

Un sistema de gestión es una estructura probada para la gestión y mejora continua de las políticas, los procedimientos y procesos de la organización.

Básicamente un Sistema Integrado de Gestión (SIG) tiene que ver con todos los aspectos de la organización, desde el Aseguramiento de la Calidad del producto e incremento de la satisfacción del cliente, pasando por el mantenimiento de las operaciones dentro de una tema de prevención de la contaminación y el control de los riesgos de salud y seguridad ocupacional, logrando con ello la meta de ser socialmente responsable.

Un Sistema de Gestión ayuda a lograr las metas y objetivos de una organización mediante una serie de estrategias, que incluyen la optimización de procesos, el enfoque centrado en la gestión y el pensamiento disciplinado. Por tanto el Sistema de Gestión es un conjunto de etapas unidas en un proceso

continuo, que deja trabajar ordenadamente una idea hasta lograr mejoras y su continuidad.

La integración de los Sistemas de Gestión es un objetivo cada vez más generalizado de aquellas empresas que ya tienen implantada una norma de gestión de la calidad y el medio ambiente y que vienen gestionando la seguridad y salud a partir de la propia legislación y normas o modelos publicados. Por esta razón, se precisa de alguna norma ISO de Sistemas Integrados, a partir de diversos borradores y propuestas de normas y directrices que tratan la integración de estos sistemas.

6.2.1. IMPORTANCIA DE LOS SISTEMAS DE GESTION

Las empresas que operan en el siglo XXI se enfrentan a muchos retos, significativos, entre ellos:

- ✓ Rentabilidad
- ✓ Competitividad
- ✓ Globalización
- ✓ Velocidad de los cambios
- ✓ Capacidad de adaptación
- ✓ Crecimiento
- ✓ Tecnología

Equilibrar estos y otros requisitos empresariales puede constituir un proceso difícil y desalentador. Es aquí donde entran en juego los sistemas de gestión, al permitir aprovechar y desarrollar el potencial existente en la organización.

La implementación de un sistema de gestión eficaz puede ayudar a:

- ✓ Gestionar los riesgos sociales, medioambientales y financieros
- ✓ Mejorar la efectividad operativa
- ✓ Reducir costos
- ✓ Aumentar la satisfacción de clientes y partes interesadas
- ✓ Proteger la marca y la reputación
- ✓ Lograr mejoras continuas
- ✓ Potenciar la innovación
- ✓ Eliminar las barreras al comercio
- ✓ Aportar claridad al mercado

El uso de un sistema de gestión probado le permite renovar constantemente su objetivo, sus estrategias, sus operaciones y niveles de servicio.

6.3. SISTEMA INTEGRADO DE GESTION DE RIESGOS DET NORSKE VERITAS (DNV)

Det Norske Veritas es una fundación independiente sin ánimo de lucro fundada en Oslo en el año 1864, con el objetivo de salvaguardar la vida, la propiedad y el medio ambiente. Desde entonces DNV ha gozado del mayor prestigio internacional por la alta calidad y fiabilidad de sus servicios. Hoy cuenta con más de más de 5.800 empleados y oficinas en más de 100 países diferentes.

6.3.1. IMPLEMENTACION DEL SISTEMA DE GESTIÓN EN SEGURIDAD DE LA EMPRESA NORUEGA DET NORSKE VERITAS–DNV

La Unidad Operativa Pallancata es una mina de oro y plata con más de 7 años de operación y actualmente forma parte de Compañía Minera Ares de Hochschild Mining. Desde hace siete años viene implementando el sistema de gestión en seguridad de la empresa noruega Det Norske Veritas–DNV. A la luz de los resultados que ha ido obteniendo, puede afirmarse que su adopción ha influido positivamente en una mejor protección para sus colaboradores. En general, se trata de un sistema preventivo.

La evaluación del sistema de gestión de la seguridad DNV otorga puntajes que ubican a las empresas en niveles que van del 1 al 10. Cada nivel exige un mayor compromiso de la línea de supervisión y del soporte del área de Seguridad. En ese sentido, en cada evaluación anual hemos ido progresando y obteniendo un nivel mayor gracias al esfuerzo de todos los integrantes de la organización. Actualmente se tiene la calificación de Nivel 7, lo que representa un reto pues todavía hay posibilidad de seguir fortaleciendo la seguridad.

Junto con el sistema de gestión de seguridad DNV, en Pallancata y todas las unidades de la corporación se viene desarrollando una estrategia de seguridad basada en el comportamiento que ayude a alcanzar una mejor cultura de seguridad.

6.3.1.1. ELEMENTOS DEL SISTEMA DE GESTIÓN DNV (DET NORSKE VERITAS)

1. Liderazgo y Administración	2. Entrenamiento del Liderazgo	3. Inspecciones Planeadas y Mantenimiento	4. Análisis de Tareas Críticas y Procedimientos	5. Investigación de accidentes
6. Observación de Tareas	7. Preparación para Emergencias	8. Reglas y Permisos de Trabajo	9. Análisis de Accidente & Incidente	10. Entrenamiento Conocimientos y Habilidades
11. Equipo de Protección Personal	12. Control de Salud e Higiene Industrial	13. Evaluación del Sistema	14. Ingeniería y Admón. del Cambio	15. Comunicaciones Personales
16. Comunicaciones de Grupo	17. Promoción General	18. Contratación y Colocación	19. Administración de Materiales y Servicios	20. Seguridad fuera del Trabajo

De los 20 elementos, los números 6 y 20, aún no están implementadas, por lo cual cada elemento sigue un proceso de mejora continua denominada IDEM.

6.3.1.2. OBJETIVOS DEL SIG DNV HM

- ✓ Proteger la vida, la propiedad, los procesos y el medio ambiente.
- ✓ Reducir de manera progresiva la ocurrencia de accidentes.
- ✓ Mejorar la cultura de seguridad de la Empresa.

6.3.1.3. FILOSOFIA DEL SISTEMA.-

- ✓ No reinventar la rueda, la pólvora.
- ✓ Los gerentes son responsables de entrenar al personal para que trabaje con responsabilidad, seguridad y cuidando la salud y el medio ambiente.
- ✓ Todos los accidentes se pueden evitar
- ✓ El gerente de área es responsable de planificar los trabajos asegurándose el cumplimiento de la legislación ambiental vigente y la minimización de impactos negativos en el medio ambiente.
- ✓ Trabajar con seguridad, cuidando la salud y el medio ambiente es una condición de empleo.

6.3.2. INVESTIGACION DE ACCIDENTES.

La investigación de incidentes/accidentes es sumamente necesario para prevenir futuros incidentes “Aprender del pasado para mejorar el futuro”, las metas de una investigación efectiva de incidentes y programas de prevención son:

1. Identificar todas las causas contribuyentes a los accidentes.
2. Recolectar toda la información.
3. Analizar toda la información para identificar factores contribuyentes a su interrelación.

4. Formular un plan de acción apropiado y prevenir futuras pérdidas.
5. Crear el sentido de propiedad entre los trabajadores haciéndolos parte del proceso de investigación.
6. demostrar que la compañía está preocupada por la salud, seguridad y medio ambiente.

6.3.2.1. INCIDENTES Y SECUENCIAS

a. FALTA DE CONTROL.

Las personas que a gerencia profesionalmente sabe del programa de salud y seguridad, el programa incluye los estándares. El Gerente planea y organiza el trabajo para guiar a la gente a cumplir con los estándares. La evaluación del desempeño de uno mismo y de otros deben hacerse de forma regular para evaluar resultados y necesidades. sin este proceso, la secuencia domino empieza y genera la continuidad de los efectos casuales que conducen a costos innecesarios.

Los problemas más comunes que causan falta de control son:

- Programas de salud y seguridad inadecuados.
- Estándares de programas inadecuados.
- Cumplimientos inadecuados con los estándares

b. CAUSAS BÁSICAS (FACTORES PERSONALES Y DE TRABAJO)

Indicar las causas básicas ayuda a identificar lo siguiente:

Porque la gente realiza actos inseguros (factores personales) y/o porque existen condiciones inseguras (factores de trabajo)

Factores Personales.- Los factores personales están relacionados a los defectos o insuficiencias en las personas e incluye:

- Capacidad física inadecuada
- Impedimentos en la capacidad mental
- Estresantes físico
- Estresantes mentales
- Falta de conocimiento
- Falta de habilidades
- Actitud o nivel emocional inapropiados.

Factores de Trabajo.

- Liderazgo inadecuado
- Ingeniería inadecuada
- Adquisiciones inadecuadas
- Mantenimiento inadecuado
- Herramientas y equipos inadecuados
- Estándares de trabajo inadecuados
- Excesivo desgaste o deterioro

c. CAUSAS INMEDIATAS (CONDICIONES Y ACTOS SUBESTANDAR)

- Acto Subestandar (factor humano)

El factor humano incluye actos o prácticas subestandar realizadas por personas.

Actos o prácticas subestandar.

- No señalar o advertir
- No obedecer las reglas
- No seguir los procedimientos
- Eliminar dispositivos de seguridad

- levantar objetos incorrectamente
- No usar EPP
- Realizar mantenimiento a equipos en funcionamiento.
- hacer bromas pesadas.

➢ Condiciones subestandar.- Los factores de ingeniería se refieren a cualquier condición insegura subestandar que existe en lugar de trabajo.

Condiciones subestándares.

- Resguardo/barreras inadecuadas.
- EPP inadecuado
- Herramientas/equipos defectuosos
- Falta de espacio- congestión
- Sistema de advertencia inadecuado
- Desorden
- Exposición excesiva
- ventilación inadecuada
- Iluminación inadecuada.

d. INCIDENTE

El incidente es el evento que precede a la lesión o daño. Durante un incidente uno o más peligros se juntan en lesiones o daños al ser humano, propiedad o medio ambiente.

e. LESION O DAÑO (interrupción de negocio)

El resultado de un incidente nunca puede ser exactamente determinado por anticipado. Se pueden bosquejar resultados para planificar acciones de respuestas y planes de emergencia. El resultado de un incidente puede por lo

tanto variar desde pérdidas en absoluto a extensas pérdidas de vidas o propiedades.

f. COSTOS (asegurados y no asegurados)

El resultado final de un incidente puede ser frecuentemente determinado en costos, sean pérdidas de vidas o pérdidas financieras. Los costos por lo general son clasificados en directos (asegurados) o indirectos (no asegurados)

6.3.3. PRINCIPIOS DE LA GESTIÓN DNV DE LA SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

6.3.3.1. PRINCIPIO DE PROTECCIÓN

Los trabajadores tienen derecho a que el estado y los empleadores promuevan condiciones de trabajo dignas que les garanticen un estado de vida saludable, física, mental y social. Dichas condiciones deberán propender a:

a. Que el trabajo se desarrolle en un ambiente seguro y saludable.
b. Que las condiciones de trabajo sean compatibles con el bienestar y la dignidad de los trabajadores y ofrezcan posibilidades reales para el logro de los objetivos personales del trabajador.

1. PRINCIPIO DE PREVENCIÓN

El empleador garantizara, en el centro de trabajo, el establecimiento de los medios y condiciones que protejan la vida, la salud y el bienestar de los tragadores , y de aquellos que no teniendo vínculo laboral presentan servicios o se encuentran dentro del ámbito del centro de labores. III.

2. PRINCIPIO DE RESPONSABILIDAD

El empleador asumirá las implicancias económicas, legales y de cualquier índole como consecuencias de un accidente o enfermedad que sufra el trabajador en el desempeño de sus funciones o a consecuencias de él, conforme a las normas vigentes.

3. PRINCIPIO DE COOPERACIÓN

El Estado, los empleadores y los trabajadores, y sus organizaciones sindicales, establecerán mecanismos que garanticen una permanente colaboración y coordinación en materia de seguridad y salud en el trabajo.

4. PRINCIPIO DE INFORMACIÓN Y CAPACITACIÓN

Los trabajadores recibirán del empleador una oportuna y adecuada información y capacitación preventiva en la tarea a desarrollar, con énfasis en lo potencialmente riesgoso para la vida y salud de los trabajadores y su familia.

5. PRINCIPIO DE GESTIÓN INTEGRAL

Todo empleador promoverá e integrará la gestión de la seguridad y salud en el trabajo a la gestión general de la empresa.

6. PRINCIPIO DE ATENCIÓN INTEGRAL DE LA SALUD

Los trabajadores que sufran algún accidente de trabajo o enfermedad ocupacional tienen derecho a las prestaciones de salud necesarias y suficientes hasta su recuperación y rehabilitación, procurando su reinserción laboral.

7. PRINCIPIO DE CONSULTA Y PARTICIPACIÓN

El estado promoverá mecanismos de consulta y participación de las organizaciones e empleadores y trabajadores más representativos y actores sociales, para la adopción de mejoras en materia de seguridad y salud en el trabajo.

8. PRINCIPIO DE VERACIDAD.

Los empleadores, los trabajadores, los representantes de ambos y demás entidades públicas y privadas responsables del cumplimiento de la legislación en seguridad y salud en el trabajo brindaran información completa y veraz sobre la materia.

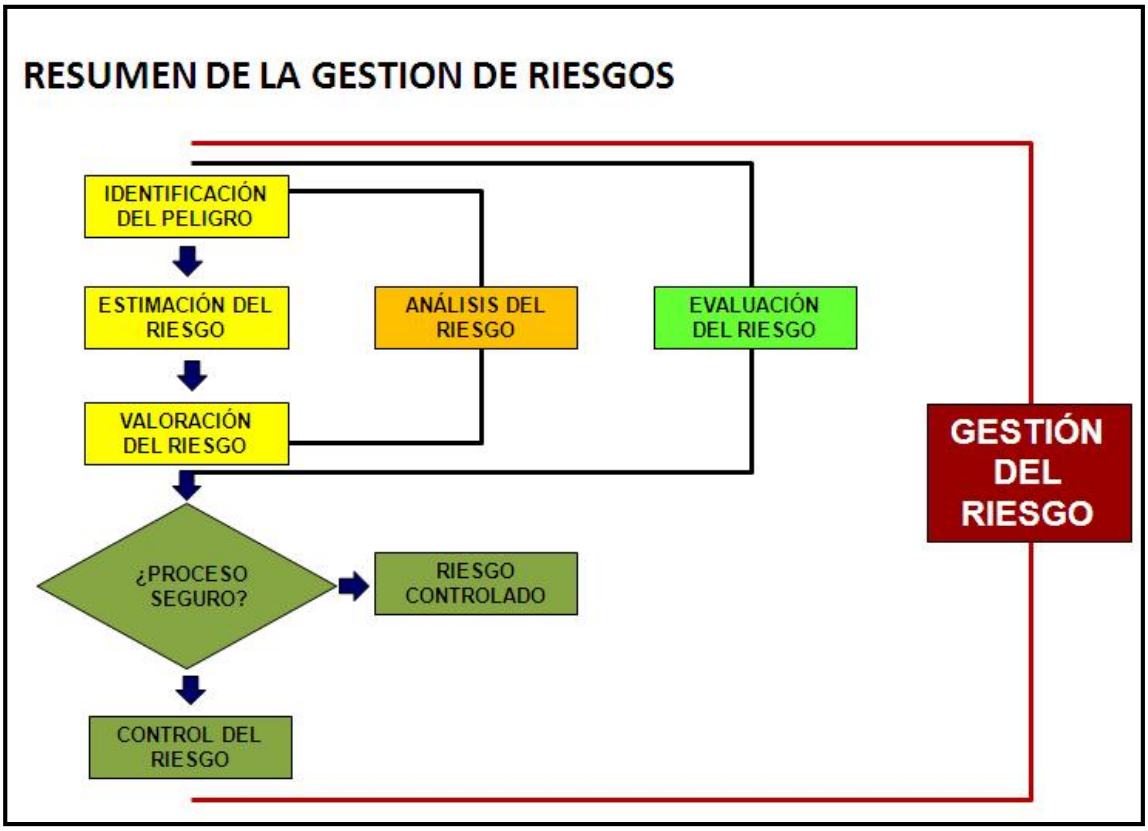


Figura Nro. 6.2. Resumen gestión de Riesgos. Fuente: Dep. De Seguridad Mina

6.3.4. INPECCIONES.

De acuerdo al vigente Reglamento de Seguridad e Higiene Minera 024 - EM. 2016 Inspección es la Verificación del cumplimiento de los estándares establecidos en las disposiciones legales. Es un proceso de observación directa que acopia datos sobre el trabajo, sus procesos, condiciones, medidas de protección y cumplimiento de dispositivos legales en Seguridad y Salud Ocupacional. Es realizada por la autoridad competente. La inspección interna de Seguridad y Salud Ocupacional es realizada por el titular de actividad minera, las empresas contratistas mineras y las empresas contratistas de actividades conexas con personal capacitado en la identificación de peligros y evaluación de riesgos.

6.3.4.1. TIPOS DE INSPECCIONES.

1.- INFORMALES.-

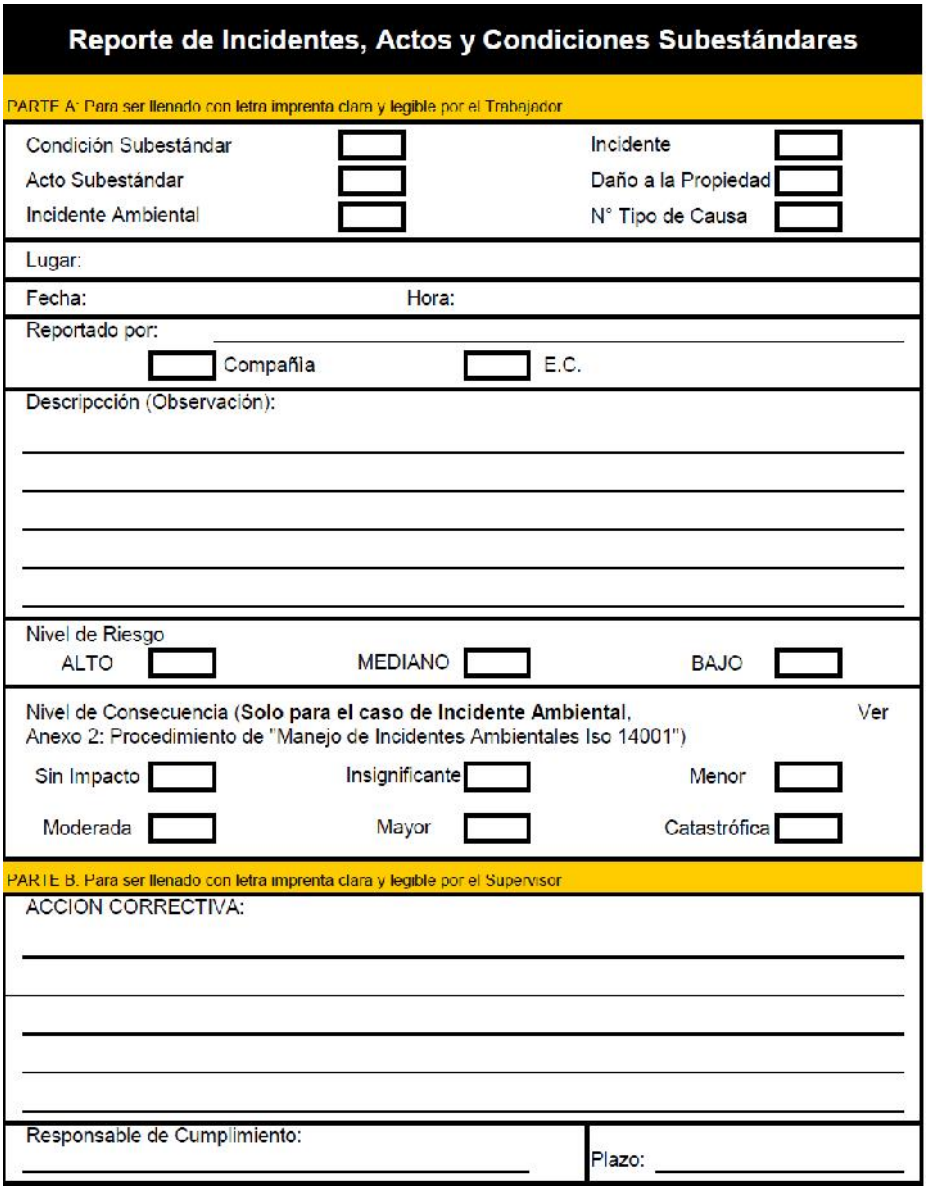
Empleada en forma adecuada nos ayuda a detectar muchos problemas a medida que se producen los cambios y se efectúa el trabajo.

El reporte de incidentes, actos subestándares y condiciones subestandares es una buena herramienta ya que es de tamaño de bolsillo y siempre lo llevamos con nosotros.

2.- FORMALES.

- Inspección planeada.- proceso de observación metódica que se realiza mensualmente y es liderada por el Superintendente o Jefatura de Área con su personal (supervisores, colaboradores, lideres, especialistas)
- Inspección Planeada del Comité de Seguridad e Higiene Minera.- es una inspección planeada que será realizada por los miembros del Comité de Seguridad e Higiene Minera (Gerente de Unidad, Superintendente o Jefes de Área, Medico de unidad minera y dos representantes de los colaboradores)
- Inspección de partes críticas y de pre uso de equipos.- proceso de observación metódica que se realiza diariamente al inicio de turno antes de ponerlo en operación por el personal operador a cargo de instalaciones, equipos estacionarios y equipos móviles (pesados y livianos)
- Inspección especial de equipo critico de seguridad, Salud o Medio Ambiente.- proceso de observación metódica que se realiza a máquinas, equipos y herramientas cuya función primordial es la seguridad, salud o protección ambiental.

- Inspección Puntual.- proceso de observación aleatoria que se realiza por los supervisores y personal de la organización de visita en la Unidad Operativa Pallancata, utilizando una lista de verificación a las diferentes secciones de la unidad en forma diaria o semanal dependiendo de la criticidad del área.



Reporte de Incidentes, Actos y Condiciones Subestándares

PARTE A: Para ser llenado con letra imprenta clara y legible por el Trabajador

Condición Subestándar	☐	Incidente	☐
Acto Subestándar	☐	Daño a la Propiedad	☐
Incidente Ambiental	☐	N° Tipo de Causa	☐

Lugar:

Fecha: Hora:

Reportado por:

☐ Compañía ☐ E.C.

Descripción (Observación):

Nivel de Riesgo

ALTO ☐ MEDIANO ☐ BAJO ☐

Nivel de Consecuencia (**Solo para el caso de Incidente Ambiental**, Ver Anexo 2: Procedimiento de "Manejo de Incidentes Ambientales Iso 14001")

Sin Impacto ☐	Insignificante ☐	Menor ☐
Moderada ☐	Mayor ☐	Catastrófica ☐

PARTE B: Para ser llenado con letra imprenta clara y legible por el Supervisor

ACCION CORRECTIVA:

Responsable de Cumplimiento: Plazo:

Figura Nro. 6.3 Formato para el reporte de incidentes y actos y Condiciones Subestándares. Fuente: Dep. de Seguridad.

6.3.4.2. IMPORTANCIA DE LAS INSPECCIONES.

Es importante la Inspección de seguridad porque se identifica los peligros y se elimina / minimiza riesgos, así como también prevenir lesiones y enfermedades que afecten a nuestros colaboradores o personal, las inspecciones previenen daños, perdidas de bienes, daños a la propiedad y/o interrupción de las actividades de la Empresa.

Las Inspecciones lo realizan los supervisores capacitados competentes objetivos y veraces conociendo la norma vigente de seguridad e higiene minera así como también conocer y realizar los PETS, Procedimientos y Standares.

6.3.5. NIVELES DE INTERVENCION EN CASOS DE UNA EMERGENCIA.

- ✓ Nivel 1.- el personal de área puede controlar la emergencia. En este nivel no se requiere la intervención de la brigada.
- ✓ Nivel 2.- requiere la presencia de la brigada y se cumple con el reporte de las emergencias.
- ✓ Nivel 3.- el personal del área ni los brigadistas lo pueden controlar por lo cual se requiere apoyo externo.

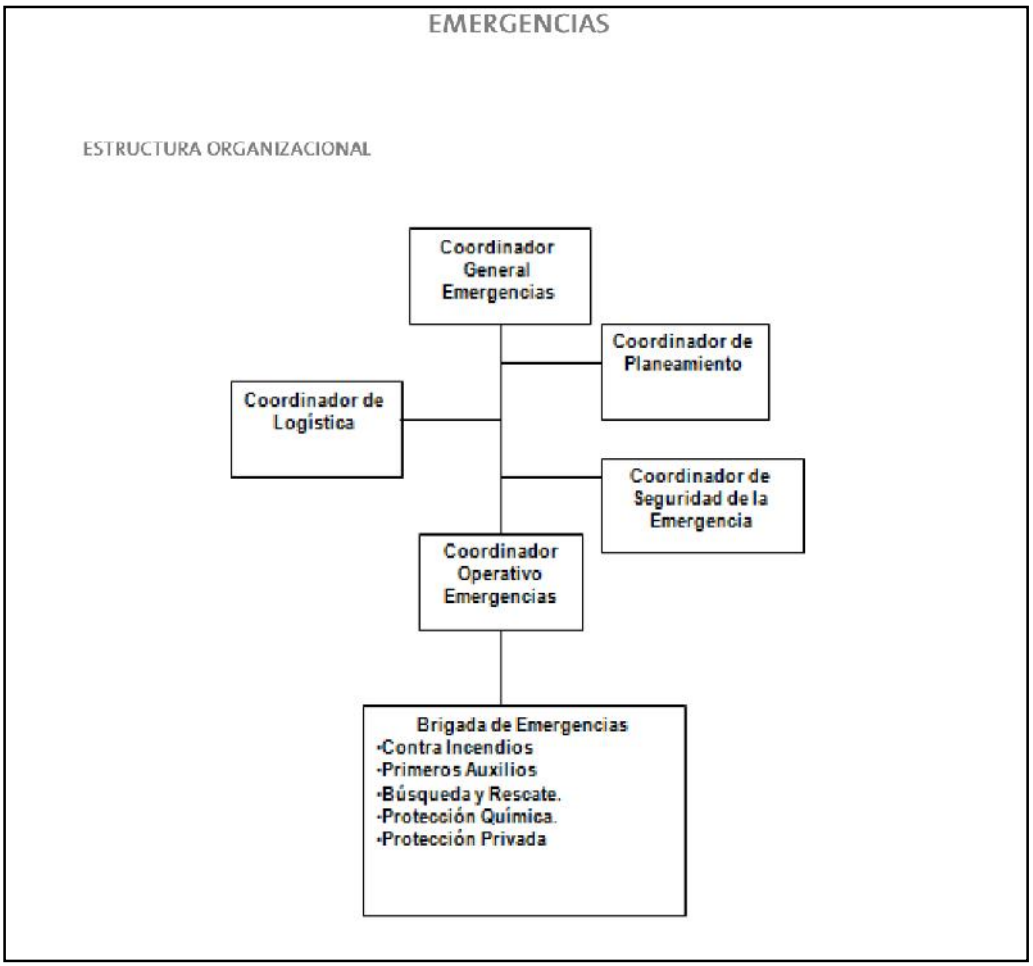


Figura Nro 6.4. Estructura organizacional de las emergencias.

CONCLUSIONES

- ✓ Se concluye que a partir del estudio geomecánico realizado a la veta Pallancata Oeste Nv. -1000 y su entorno físico estructural, el macizo rocoso se clasifica como tipo regular IVB en sus distintos dominios estructurales según el sistema de valoración RMR_{89}.

- ✓ Para la explotación empleando la técnica del "Método Gráfico de Estabilidad" se tiene que las dimensiones máximas de los tajeos en la veta Pallancata Oeste Nv. -1000 TJ - 9179 serán de 3.75 m x 10 m x 80 m.

- ✓ En función a la clasificación geomecanica, geológica, las características geométricas y las condiciones hidrogeológicas que presentan la veta Pallancata Oeste y su entorno físico, el método de minado por banqueo y relleno (BENCH AND FILL) es técnicamente aplicable para la explotación de la veta en estudio y su posterior recuperación de Puente.

- ✓ Dentro de los costos del método de BENCH AND FILL Y CRM. se debe continuar considerando la compra de equipos necesarios para instalar apropiadamente los sistemas de sostenimiento, y así conseguir un trabajo en condiciones seguras, identificando y eliminando riesgos.

- ✓ El conocimiento riguroso y la interpretación adecuada del modelo geológico del yacimiento son factores claves para el éxito de la aplicación de este método; conjuntamente con un cuidadoso control del trazado de los diagramas de tronadura.

- ✓ La cohesión es una propiedad de la roca muy importante, esto debido a que a mayor cohesión que presente el macizo obtendremos mayor atracción entre partículas adyacentes dentro de un mismo cuerpo, con ello se consigue el no desprendimiento súbito de cuñas o rocas.

- ✓ Todo minado de puente que se deje menor a 2.00 metros de espesor tendrá que ser en retirada y con scoop a telemando

- ✓ La relación de espesor de puente versus el ancho de minado queda de la siguiente manera esto para uniformizar de acuerdo a la evaluación del caso.

Ancho de minado (m)	Espesor del pilar (m)	Tiempo de autosoporte (Años)
Menor a 2m	1	0.9
entre 2 y 5 m	1.5	0.8
entre 6 y 7 m	2	0.8
entre 8 a 10 m	2.5	0.7
mayor a 10 m	3	0.7

- ✓ Se debe de realizar la barrenación o pilotaje cada 5 metros de puente para verificar el espesor real del puente.

- ✓ Los factores de seguridad están en el orden de 1.05 a 1.26 donde se garantiza la estabilidad en un lapso de tiempo determinado para la extracción.

- ✓ Las secuencias de minado pueden variar de acuerdo a la necesidad ya sea por seguridad o por inestabilidad

RECOMENDACIONES

- ✓ Todo trabajo en recuperación de puente se deberá realizar una verificación de las zonas de fracturas y fallamientos, ya que es una zona que ya ha sido perturbada por efectos de voladuras.

- ✓ Se tiene que hacer un seguimiento a la perforación y voladura para evitar dañar más el puente final y tener un tiempo mayor de exposición

- ✓ La supervisión debe ser constante y llevar un registro de PETAR para cada actividad esto según el D.S. 024 EM 2016

- ✓ La Inspección de seguridad es obligatoria porque se identifica los peligros y se elimina / minimiza riesgos, así como también prevenir lesiones y enfermedades que afecten a nuestros colaboradores o personal.

- ✓ Los empleadores, los trabajadores, inspectores, supervisores y todo personal son responsables del cumplimiento de la legislación en seguridad y salud en el trabajo así como también brindar información

completa y veraz de los accidentes e incidentes por más mínimos que sean.

- ✓ Conocimiento y análisis de la zona y de las amenazas presentes en el área, teniéndose en cuenta que el riesgo es inherente a este tipo de operaciones y puede extenderse mucho más allá de su punto de origen.

- ✓ Realizar un estudio geomecánico para poder recuperar zonas parcialmente dejando un puente mínimo para no desestabilizar el yacimiento y poder tener una recuperación ordenada y con seguridad.

BIBLIOGRAFIA

- CÓRDOVA D. (2001).”Mecánica de Rocas para Minería y Obras Civiles” 1ra edición, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima - Perú. pp. 3 – 19, 58 – 71.

- BUSTILLO, M / LÓPEZ, C. “Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras”. España 199. pp. 10-28.

- LADISLAUS FRANZ – PALMA MANUEL Y OTROS (1,989) “Análisis del Estado Tecnológico de Los Métodos De Explotación Subterránea Aplicados En Las Minas Del Perú” Editorial INGEMMET, Primera Edición Lima-Perú. pp. 6-9,

- CORNEJO SANZ ALBERTO FABIÁN: “Explotación de Vetas Angostas (Despreciado), Mina Ishihuinca Caraveli; (Minsur S:A.)”.(1997) pp. 15-45.

- BLANCO TORRENS, ROBERTO - INGENIERO GEÓLOGO. Profesor del Instituto Minero metalúrgico de MOA, Cuba. “Geomecánica aplicada a la pequeña minería”. Curso - Proyecto CYTED XIII - 3 - Junio 2005 Córdoba – Argentina. pp. 1-67.

- MAKSAEV, VÍCTOR. "Fundamentos de Alteración Hidrotermal" Publicación 2002. pp. 1-14

- MARTINEZ CATALÁN, JOSÉ RAMÓN. "Aplicaciones de la Estereografía a la geofísica". 4º curso de Licenciado en Geología, Universidad de Salamanca. Octubre 2001. pp. 1-36

- ROBLES ESPINOZA, NERIO H.. "Excavación y Sostenimiento de Túneles en Roca". Primera edición Octubre – 1994. pp. 44-74, 137-143, 175-215.

- PORTUGAL PAZ, ANDRÉS. "Petrología". Ediciones: Vicerrectorado Académico- Oficina de Servicios Académicos Ayacucho-Peru 2000. pp. 63-74

- LÓPEZ JIMENO, CARLOS 1997, Manual de Carga, Arranque y Transporte en explotaciones mineras, Madrid – España. pp. 67-79, 85 -101

- LLANQUE M. OSCAR; NAVARRO T. VIDAL. "Explotación Subterránea, métodos y casos prácticos" "Elección del método y planificación de la mina". 1999. pp. 38-52.

- GONZÁLES DE VALLEJO, L. (1999). “Manual de Campo para Descripción y Caracterización de Macizos Rocosos en Afloramientos”. Disponible Vía Internet: http://www.dme.wa.gov.au.

- HOEK, E. (2002), “Hoek Brown Failure Criterion”. Edición disponible Vía Internet :http://www.rockscience.com.

- INFORMES, DATOS GEOMECANICOS, ESTADÍSTICAS, ENSAYOS, PLANOS, FIGURAS DE DISEÑO E IMÁGENES DE DISTINTOS ESCENARIOS, METODOS DE MINADO Y OTROS SON PROPORSIONADOS POR LOS DEPARTAMENTOS DE PLANEAMIENTO, GEOMECANICA, PERFORACION Y VOLADURA, SEGURIDAD INDUSTRIAL -COMPAÑÍA MINERA ARES SAC.

ANEXOS

ANEXO 1: NOTAS TEORICAS

1. Anisotropia: una roca es anisotrópica por La presencia de planos de debilidad de orientaciones preferentes (estratificación, laminación, familia de diaclasas, tectónicas) implica diferentes propiedades y comportamiento mecánico en función de la dirección considerada. También la orientación de los esfuerzos que se ejercen sobre el material rocoso puede implicar una anisotropía asociada al estado tensional.
2. Reología.- rama de la física que estudia la viscosidad, la elasticidad, la plasticidad y el flujo o movimiento de la materia.

3. Heterogeniedad.- es definida como la variación de las propiedades del yacimiento en función del espacio. Estas propiedades pueden incluir permeabilidad, porosidad, espesor, saturación, fallas, fracturas, etc. Para una descripción apropiada de un yacimiento, es necesario predecir la variación de estas propiedades como función de localizaciones espaciales.

4. Procesos endógenos.- son aquellos que se originan en el interior de la Tierra debido a las altas temperaturas y presiones que allí se generan, y se pueden clasificar en dos tipos: orogénicos y epirogénicos, el primero ocurren cuando las fuerzas que resultan del choque de dos placas tectónicas de la corteza terrestre provocan: el plegamiento y el ascenso de los materiales acumulados en el borde de las placas (se forman entonces montañas de plegamiento), la fractura en bloques que se desplazan a lo largo de fallas,

algunos de los cuales se elevan (montañas de fallamiento) y otros se hunden (depresiones). Esto ocurre cuando los materiales son rígidos. Los epirogénicos son movimientos lentos de ascenso y descenso de las placas continentales. Cuando se produce un movimiento epirogénico descendente, el mar avanza sobre el continente y ocurre una intrusión o transgresión marina. Cuando el movimiento es ascendente, el mar retrocede y se produce una regresión marina.

5. Procesos exógenos.- se producen por la acción de los agentes atmosféricos sobre las rocas como el viento, los cambios de temperatura, la lluvia y el hielo; es decir, estos procesos comprenden a aquellos que se originan en el exterior de la corteza terrestre. Incluyen cuatro tipos de fenómenos: la meteorización (descomposición y desintegración de las rocas), la erosión (o desgaste de los relieves), el transporte de los materiales erosionados y su acumulación o sedimentación en otras áreas.

6. Planos de clivaje.- Es la tendencia de un mineral a romperse a lo largo de una superficie plana. El término es usado para describir el arreglo geométrico producido por su rompimiento. El número de planos y patrones del clivaje es identificado en muchas rocas formadoras de minerales. La muscovita tiene un solo plano del clivaje pero la calcita y la dolomita tiene tres direcciones de clivaje.
7. Nivel de Confinamiento.- Un espacio confinado es todo ambiente que tiene medios limitados para entrar y salir. Se entiende por medios limitados, a

todos aquellos que no permiten una entrada ni una salida en forma segura, no tiene una ventilación natural.

8. Cohesión.- Es una medida de la cementación o adherencia entre las partículas de suelo. La cohesión en mecánica de rocas es utilizada para representar la resistencia a la cortante.

La cohesión es diferente de la adhesión; la cohesión es la fuerza de atracción entre partículas adyacentes dentro de un mismo cuerpo, mientras que la adhesión es la interacción entre las superficies de distintos cuerpos.

9. Tobas y Andesitas.- La toba o tufo y la andesita son rocas volcánicas. La toba es un tipo de roca ígnea volcánica, ligera, de consistencia porosa, formada por la acumulación de cenizas u otros elementos volcánicos muy pequeños expelidos por los respiraderos durante una erupción volcánica. Mientras que la andesita es una roca ígnea volcánica de composición intermedia.[4] Su composición mineral comprende generalmente plagioclasa y varios otros minerales ferromagnesianos como piroxeno, biotita y horblenda También puede haber cantidades menores de sanidina y cuarzo.[5] [6] Los minerales más grandes como la plagioclasa suelen ser visibles a simple vista mientras que la matriz suele estar compuesta de granos minerales finos o vidrio. El magma andesítico es el magma más rico en agua aunque al erupcionar se pierde esta agua como vapor.

10. Cuarzo Brechozo.- La presencia de cuerpos de brechas, con una gran variedad de características, es común acompañando a un amplio espectro de yacimientos hidrotermales y muchas veces las brechas mismas constituyen cuerpos mineralizados. Consecuentemente es importante entender los procesos que generan brechas asociadas a mineralización, cuales son las características que permiten distinguir distintos tipos de ellas y describir el rol de las brechas en la formación de yacimientos minerales.

11. Cuarzo(Sio_2).- es un mineral extendido en rocas ácidas y forma parte de sienita, diorita, algunos gabros, en rocas metamórficas, se caracteriza por no sufrir alteración. cristaliza directamente del magma a partir del pegmatico – neumatolitico hasta el hidrotermal de baja temperatura.

HOJA DE ABREVIATURA

RMR : Rock Mass Rating. (Valoración de la masa rocosa).

RQD : Rock Quality Designation. (Designación de calidad de roca).

MIN : mineral.

MGE : método gráfico de estabilidad.

BF : BENCH AND FILL – método alternativo o variante del método CUT AND FILL – CORTE Y RELLENO MECANIZADO.

SARC: Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado

DIPS : programa de computo, el cual analiza las orientaciones basado en datos geológicos.

sigci : esfuerzo a la compresión uniaxial de la roca intacta.

GSI : índice de resistencia geológica.

m_i : parámetro de la roca intacta.

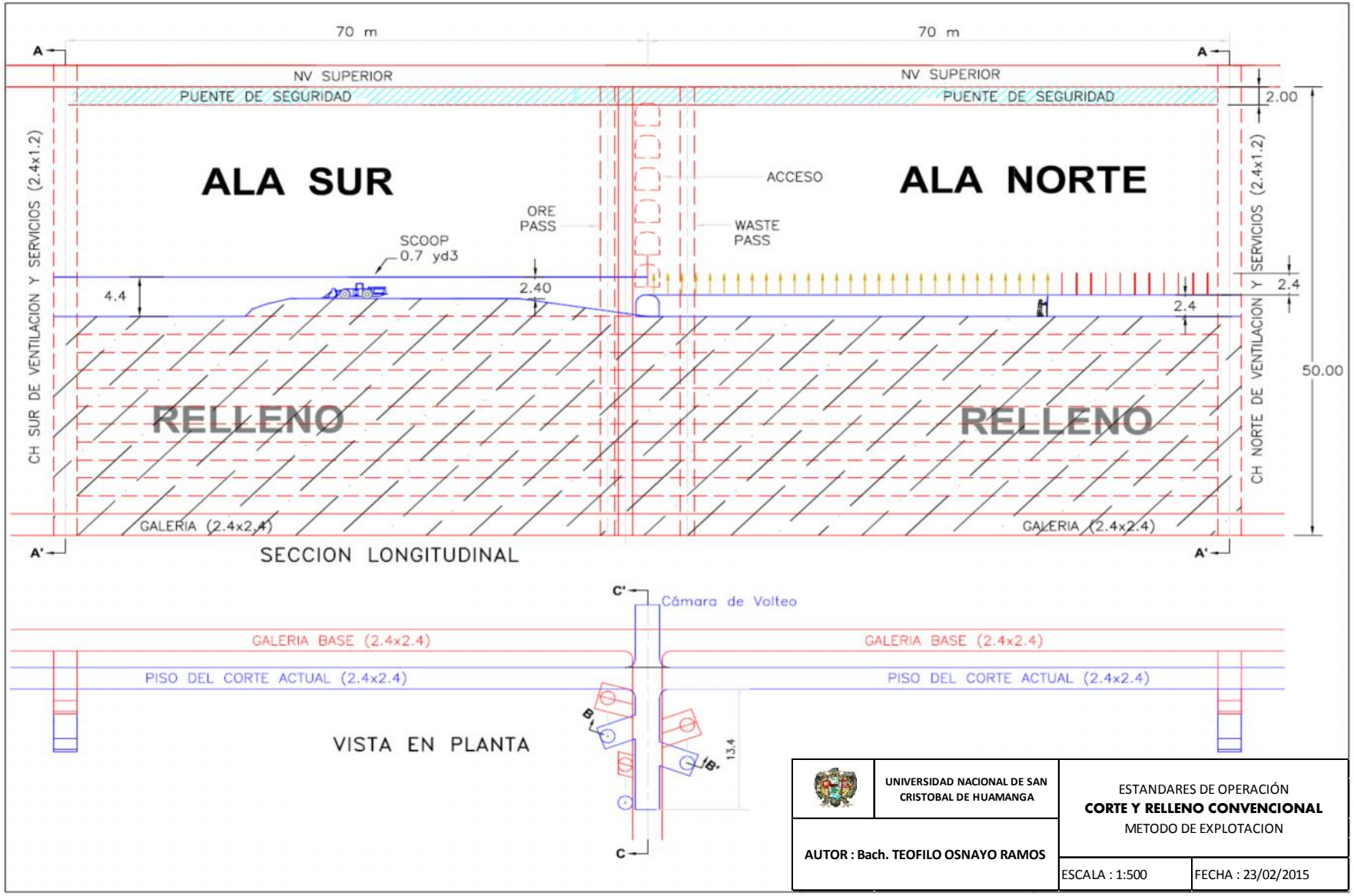
D : factor de disturbación en el macizo rocoso por efecto de la voladura.

(F/B) : fracturado bueno (clasificación GSI del macizo rocoso).

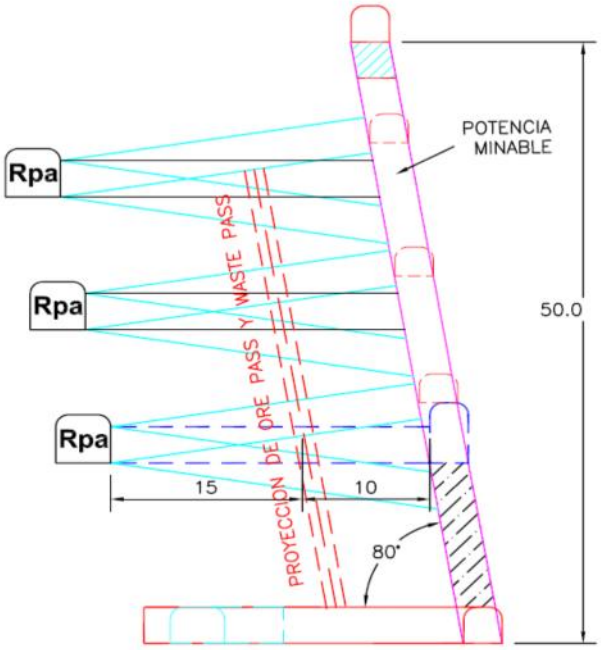
(F/R) : fracturado regular (clasificación GSI del macizo rocoso).

a/c : relación o proporción agua/cemento.

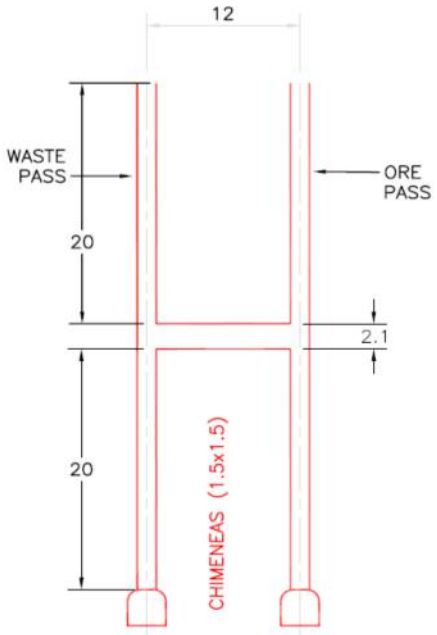
ANEXO 2 : PLANOS



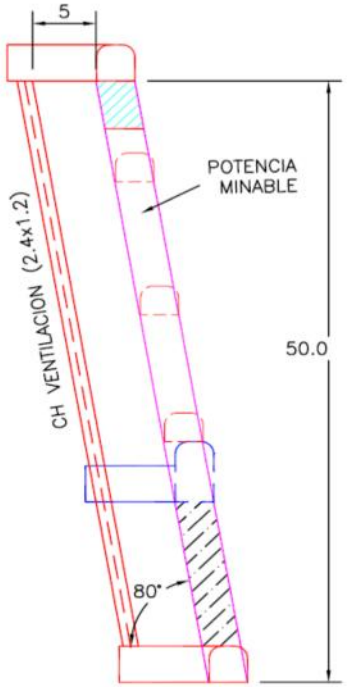
	UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA	ESTANDARES DE OPERACIÓN **CORTE Y RELLENO CONVENCIONAL** METODO DE EXPLOTACION
AUTOR : Bach. TEOFILO OSNAYO RAMOS		ESCALA : 1:500 / FECHA : 23/02/2015



CORTE A-A'

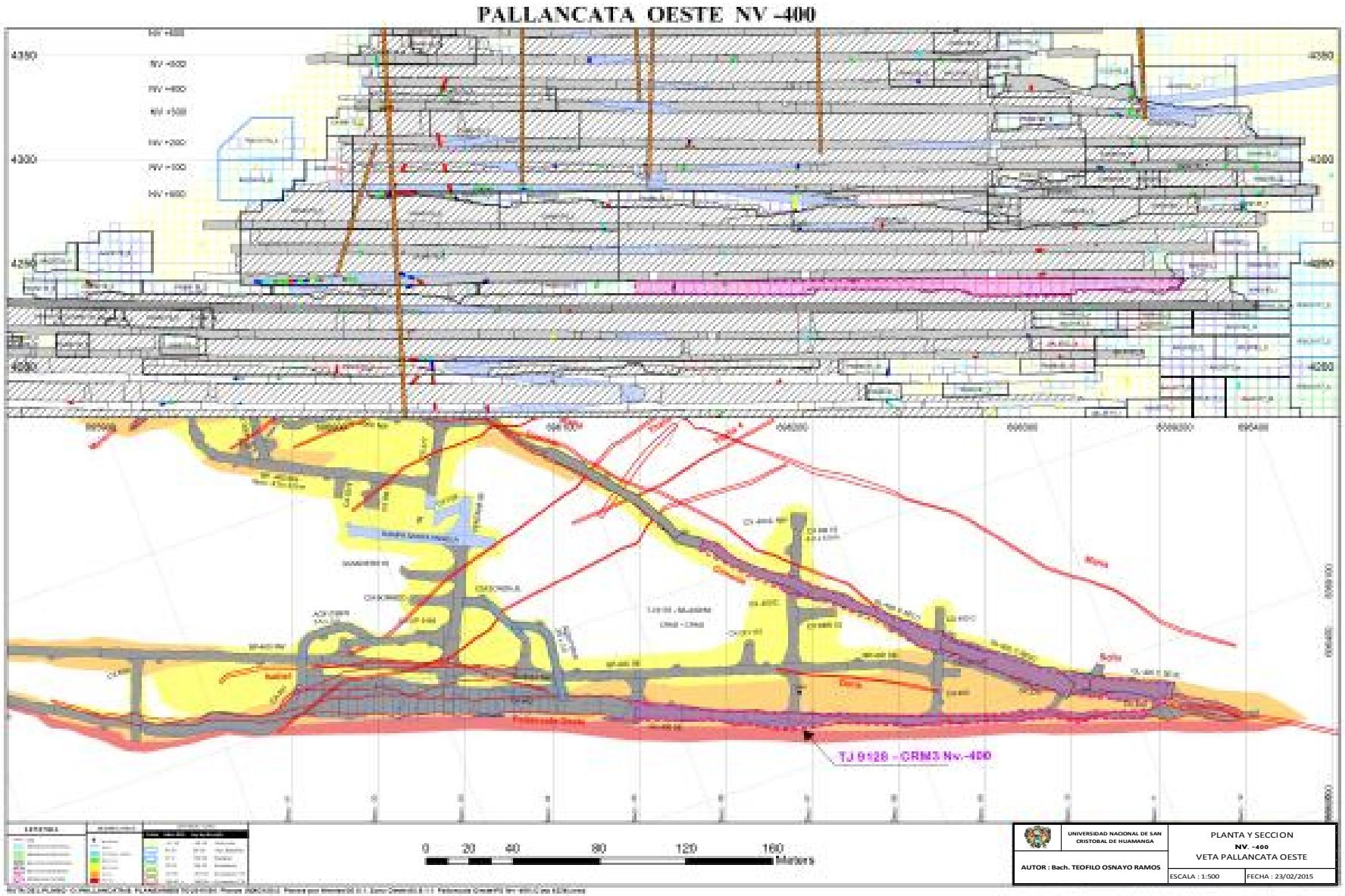


CORTE B-B'

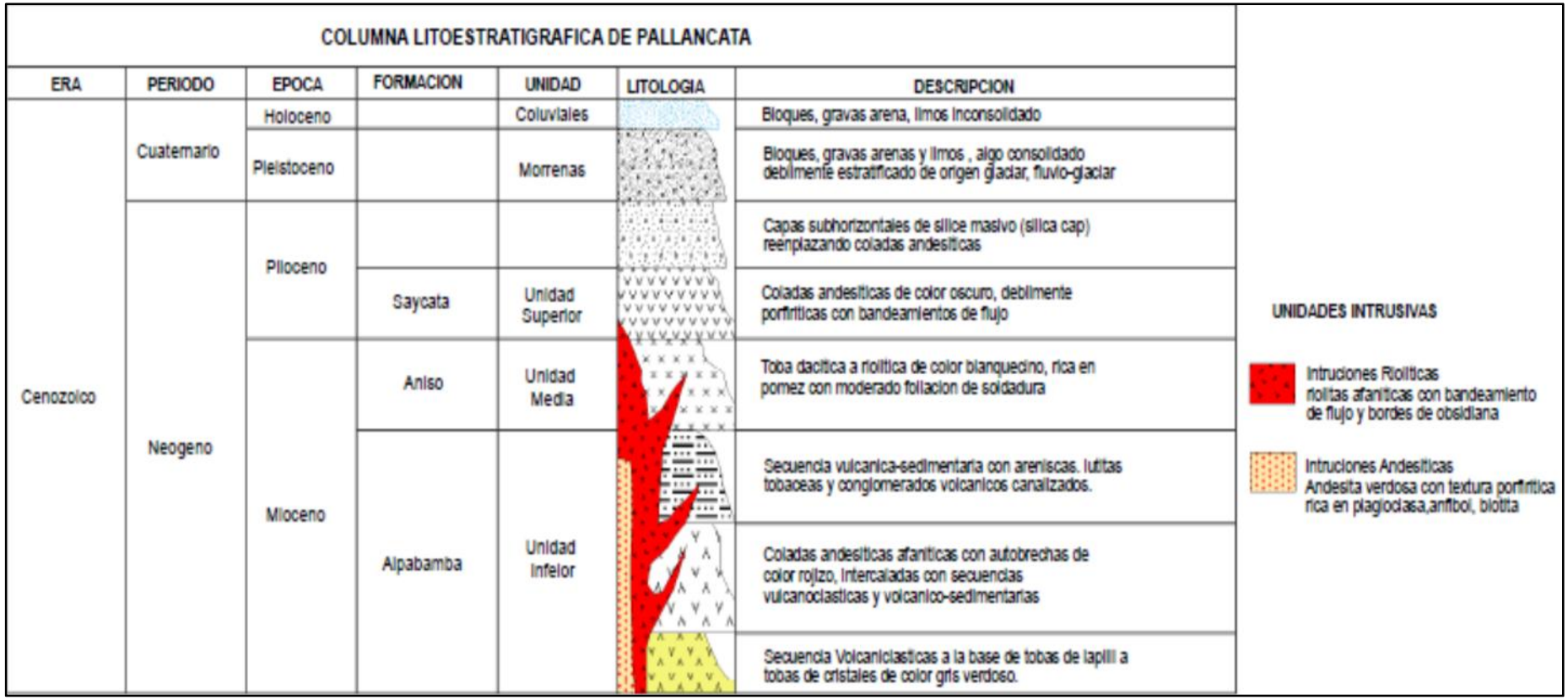


CORTE C-C'

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA		ESTANDARES DE OPERACIÓN **CORTE Y RELLENO MECANIZADO** SECCIONES Y DETALLES
AUTOR : Bach. TEOFILO OSNAYO RAMOS	ESCALA : 1:500	FECHA : 23/02/2015


PALLANCATA OESTE NV -400
4350
4300
4250
4200
TJ 9128 - CRM3 Nv.-400
0 20 40 80 120 160
Metros
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
AUTOR : Bach. TEOFILO OSNAYO RAMOS
PLANTA Y SECCION
NV. -400
VETA PALLANCATA OESTE
ESCALA : 1:500
FECHA : 23/02/2015

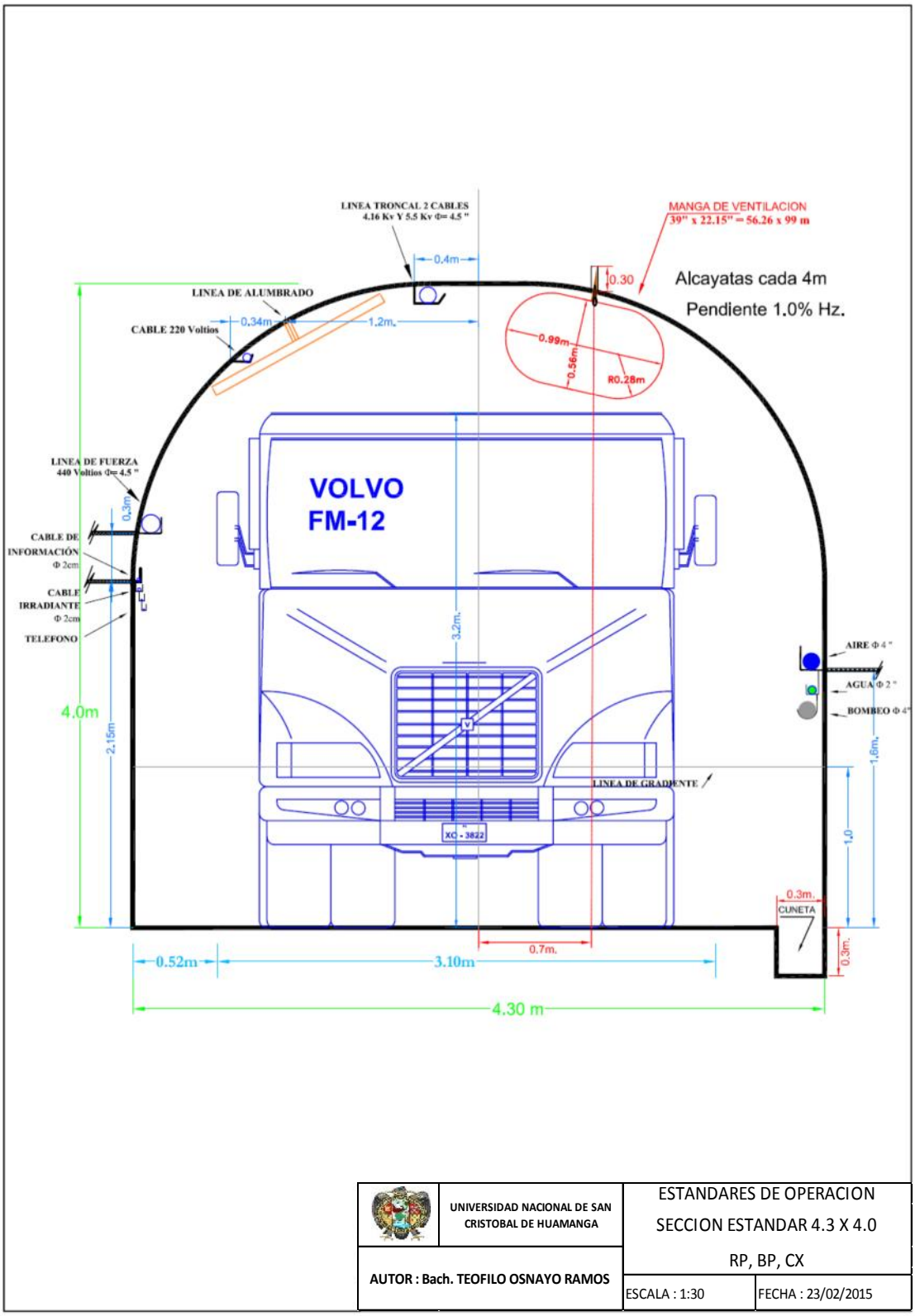
Plano: columna lito estratigráfica de Pallancata



ANEXO 3: PLANOS DE DISEÑO DE LABORES

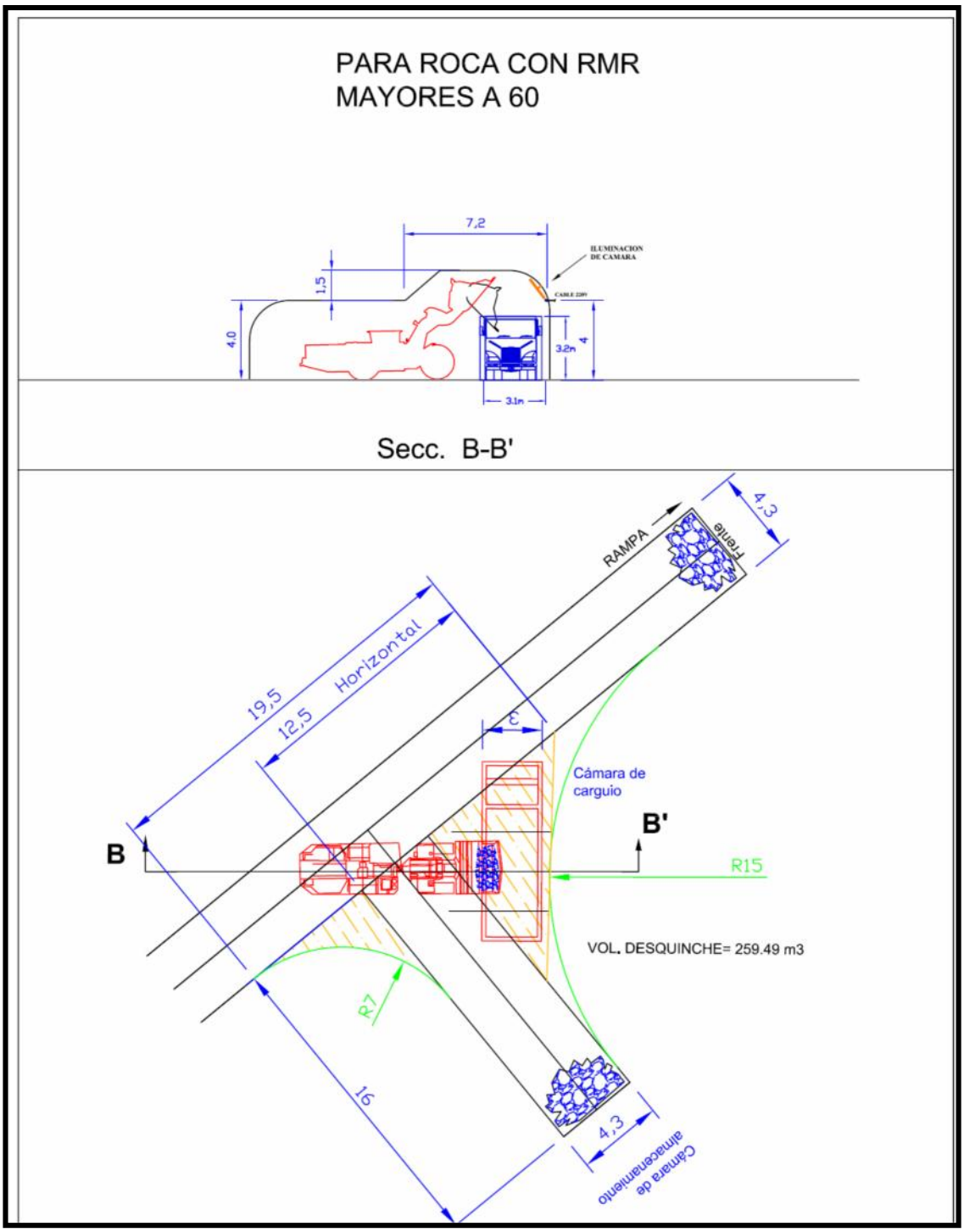
(Fuente: Departamentos de planeamiento mina)

Diseño N° 1 By Pass Sección típica 4.00 x 4.30

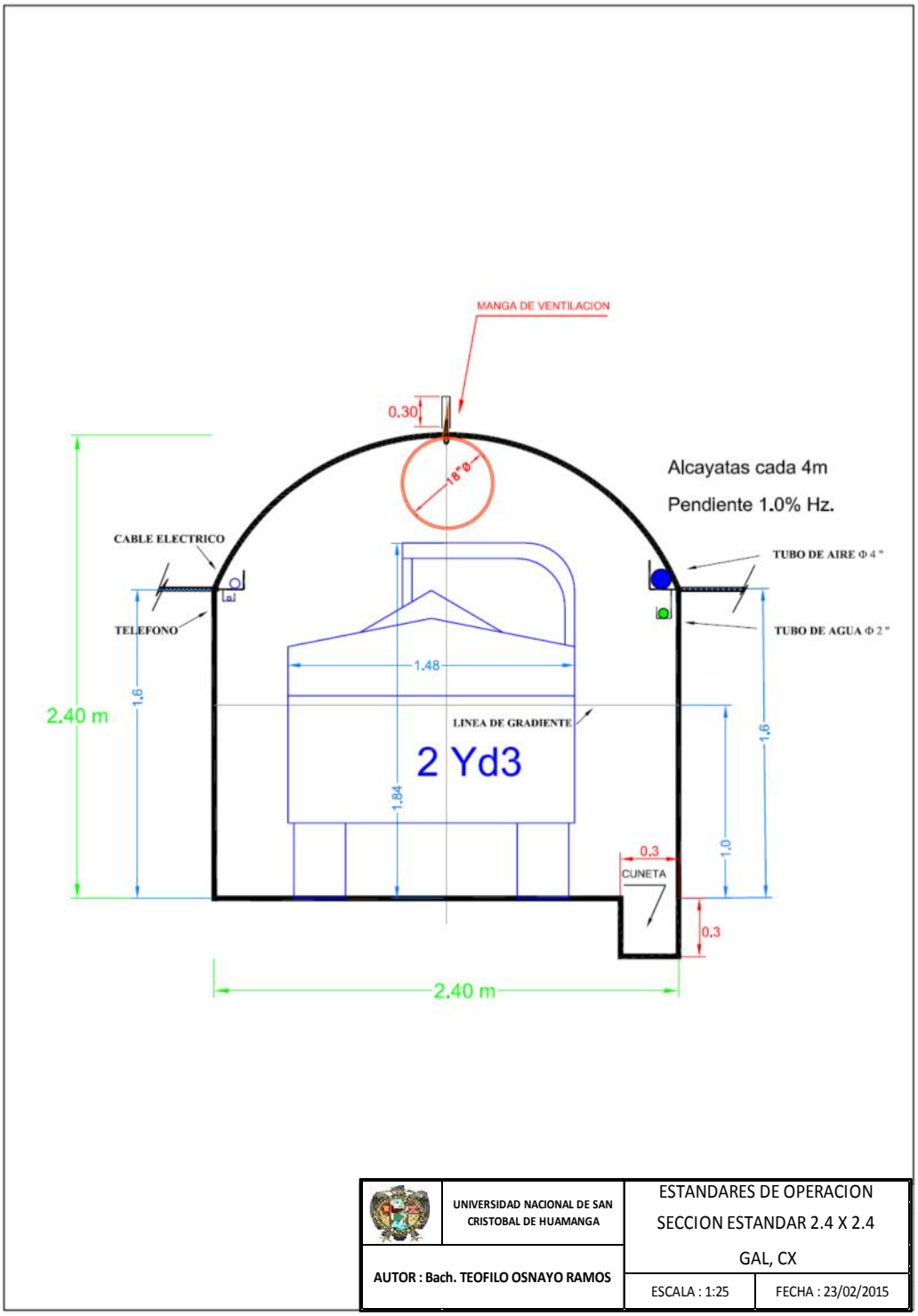


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA		ESTANDARES DE OPERACION
		SECCION ESTANDAR 4.3 X 4.0
AUTOR : Bach. TEOFILO OSNAYO RAMOS		RP, BP, CX
	ESCALA : 1:30	FECHA : 23/02/2015

Diseño N° 2 Ventana de Carguío Sección 4.00 x 4.30

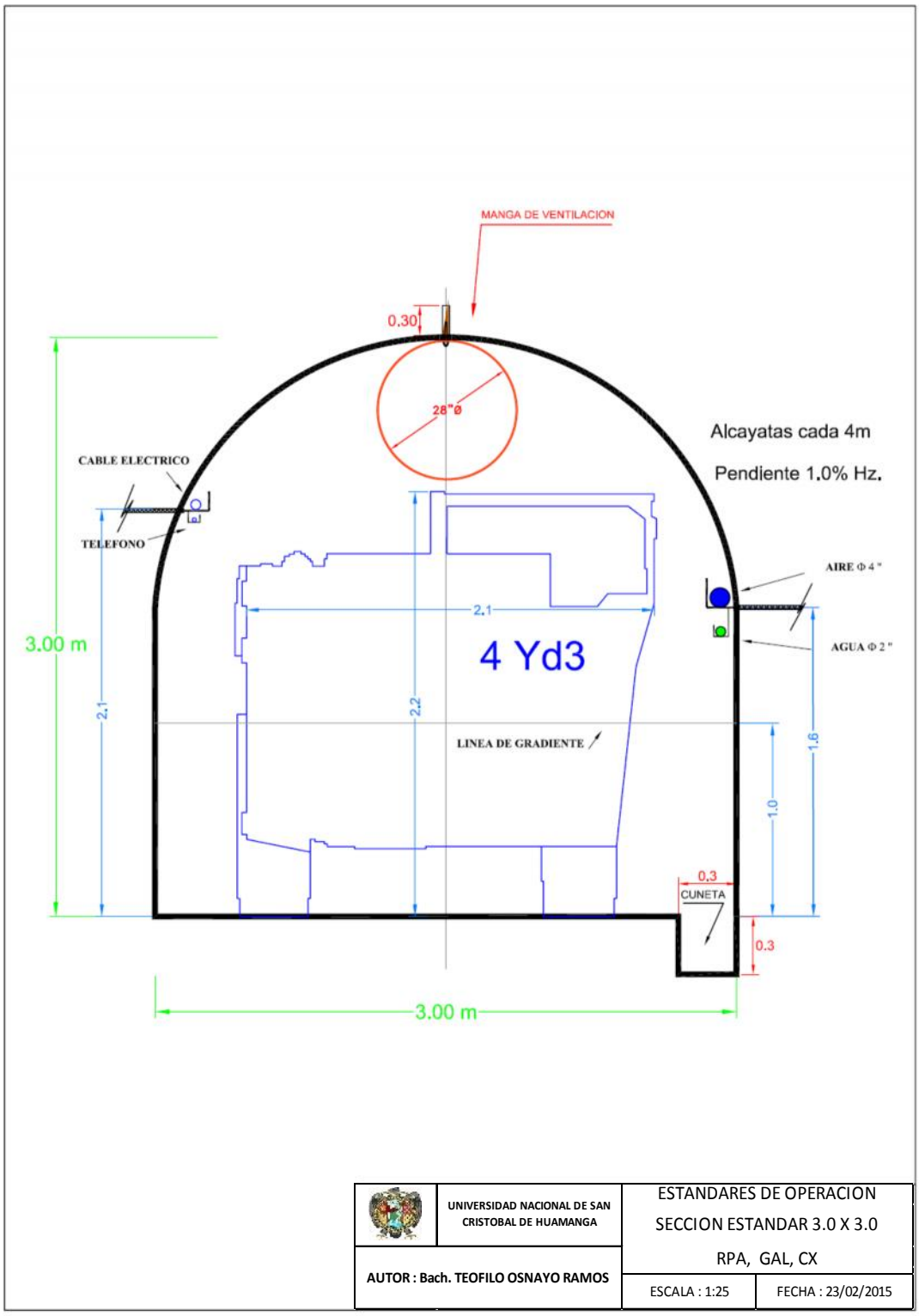


Diseño N° 4 Subnivel, Sección Típica 2.40 x 2.40

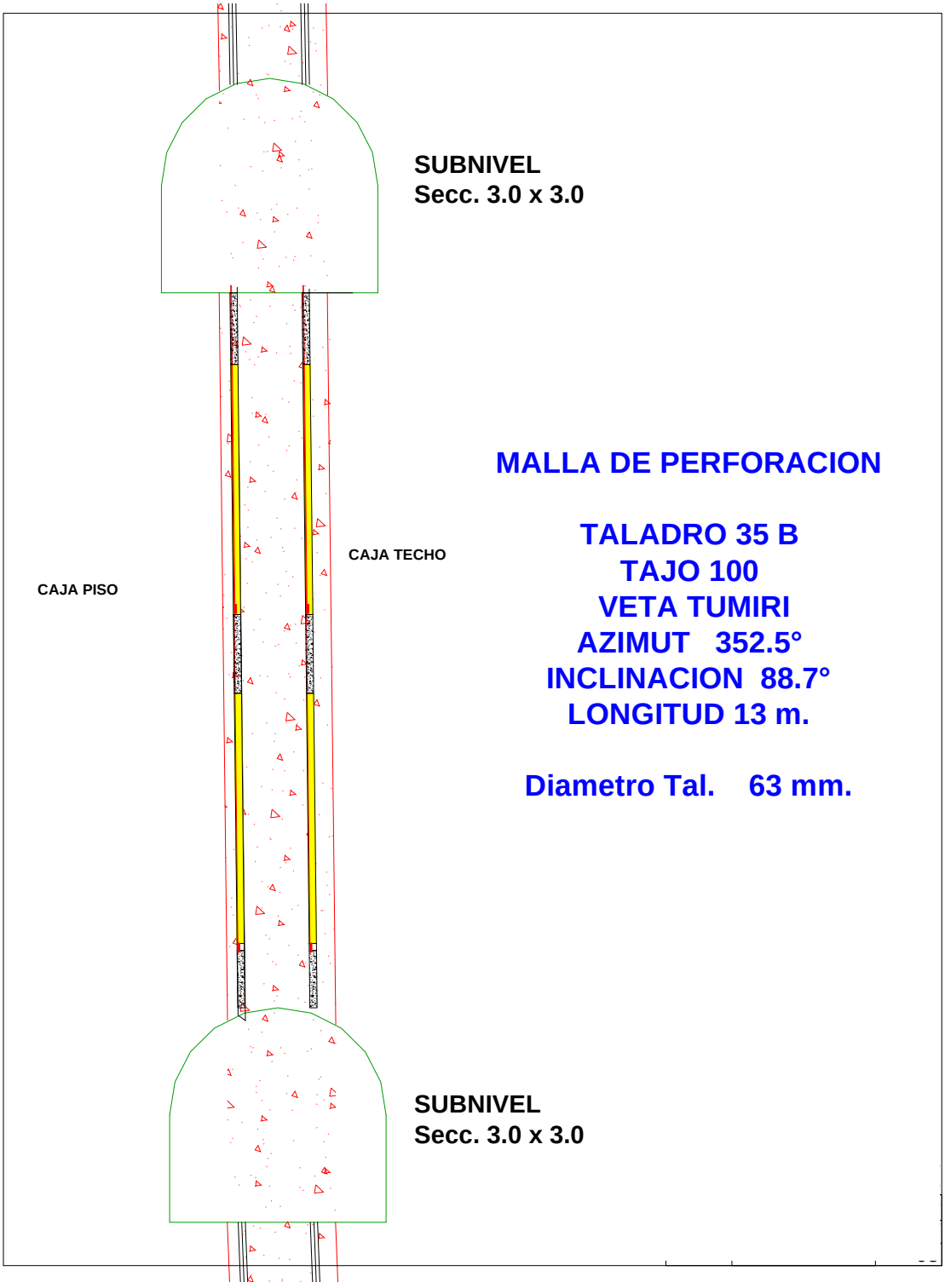


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA		ESTANDARES DE OPERACION
		SECCION ESTANDAR 2.4 X 2.4
		GAL, CX
AUTOR : Bach. TEOFILO OSNAYO RAMOS	ESCALA : 1:25	FECHA : 23/02/2015

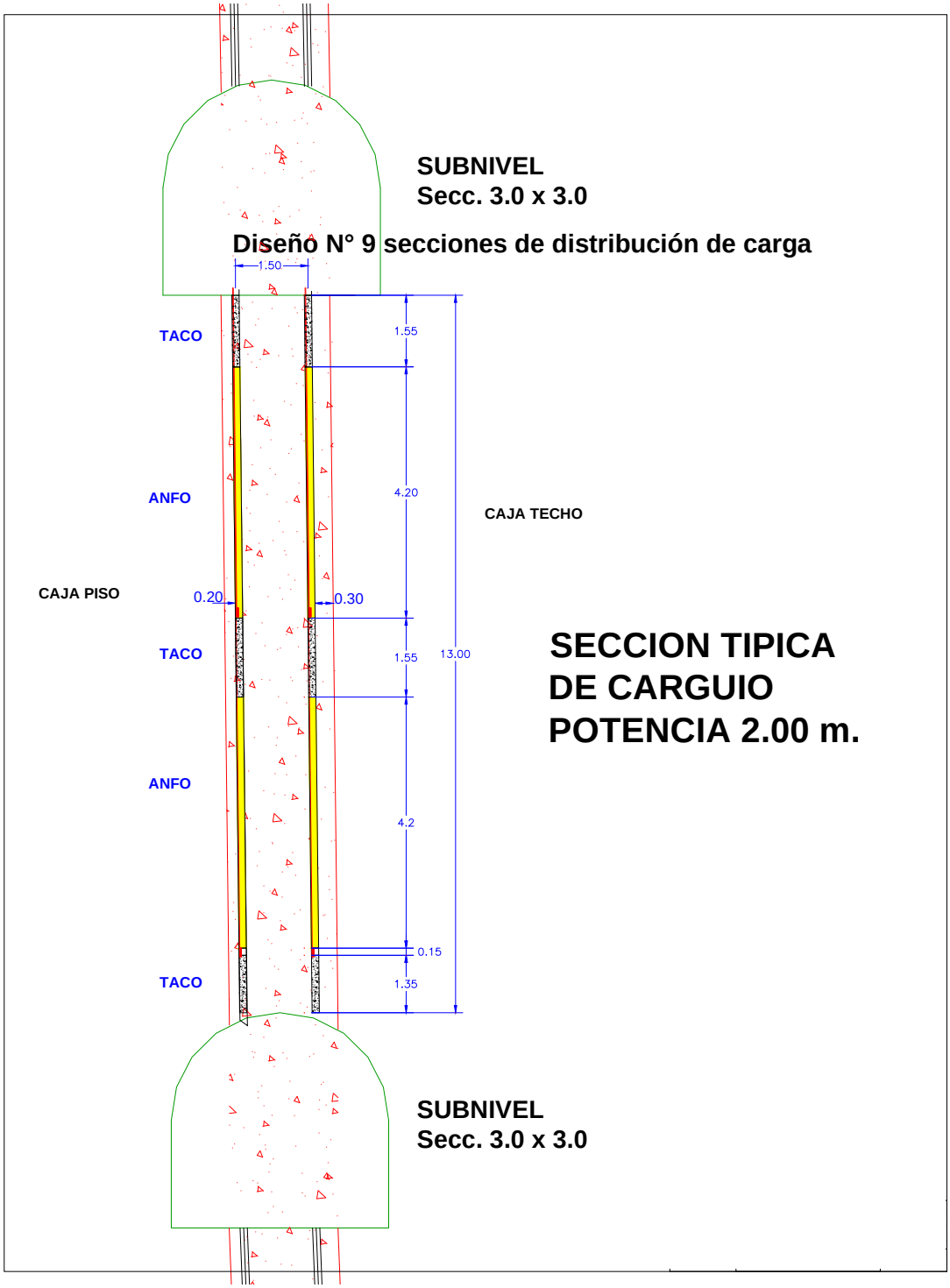
Diseño N° 5 Labor, Sección Típica 3.00 x 3.0



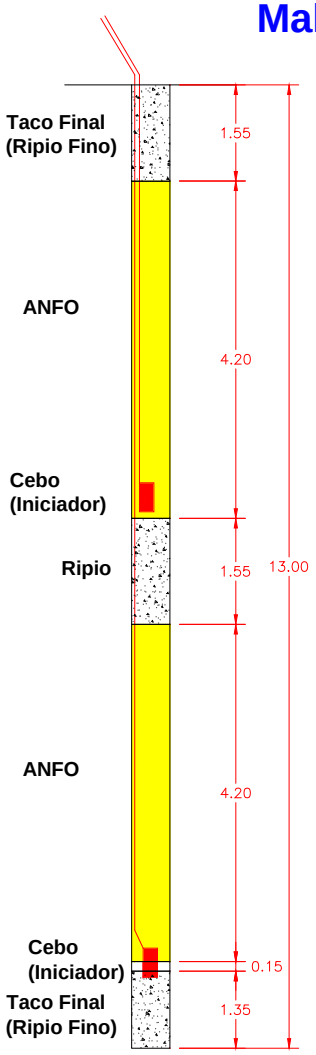
Diseño N° 7 Malla de perforación



Diseño N° 8 Sección típica de carguío



Malla de Perforación y Voladura
Sublevel Stoping
Potencia 2.0 m.

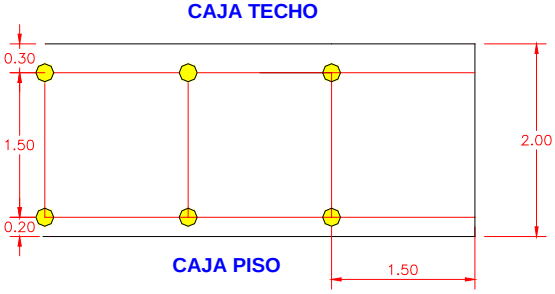


Densidad de Mineral	2.35 Tm/ m3
Long, Taladro	13.00 m.
Long. Carga	8.4 m.
W. Explosivo	26.6 Kg.
Ton.	45.8 Tm.
Radio Perforacion	3.53 Tm/m
Factor de Potencia	0.58 Kg. / Tm

Burden (m.)	1.50
Espaciamiento (m.)	1.50

TALADRO DE
PRODUCCIÓN
Diametro 63.50 mm

CAJA TECHO

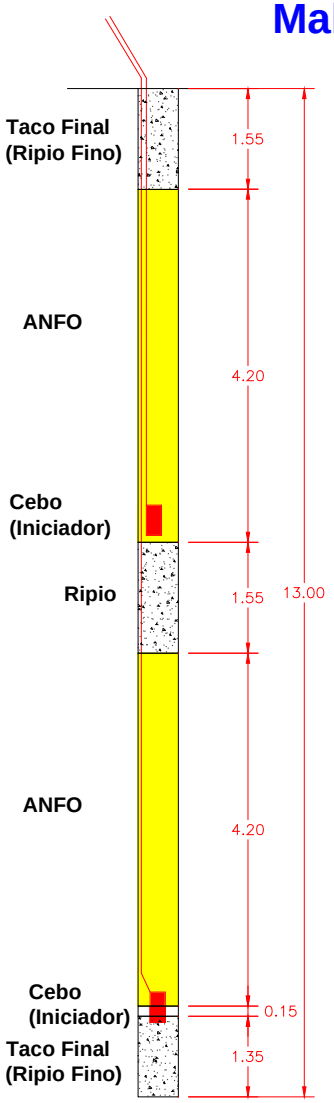


CARA LIBRE

CAJA PISO

Diseño N° 10 secciones de distribución de carga

Malla de Perforación y Voladura
Sublevel Stoping
Potencia 1.30 m.

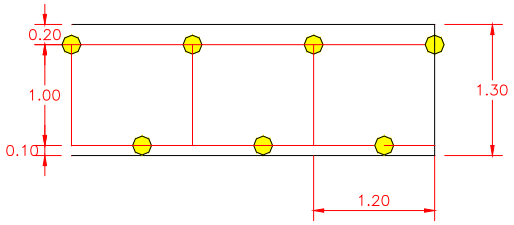


Densidad de Mineral	2.35 Tm/ m3
Long, Taladro	13.00 m.
Long. Carga	8.4 m.
W. Explosivo	17.16 Kg.
Ton.	25.66 Tm.
Radio Perforacion	1.97 Tm/m
Factor de Potencia	0.67 Kg. / Tm

Burden (m.)	1.20
Espaciamiento (m.)	1.00

TALADRO DE
PRODUCCIÓN
Diametro 51 mm

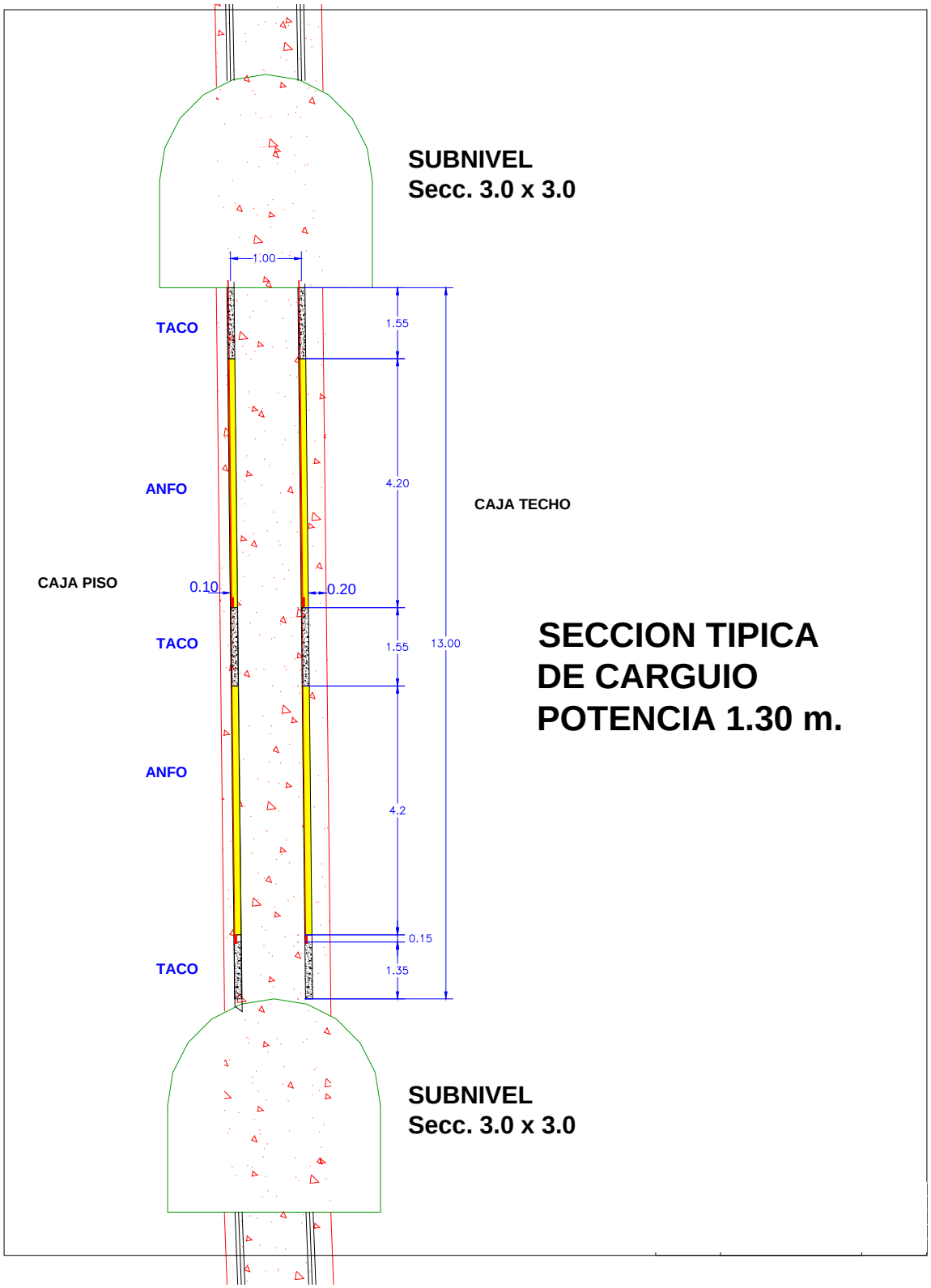
CAJA TECHO



CARA LIBRE

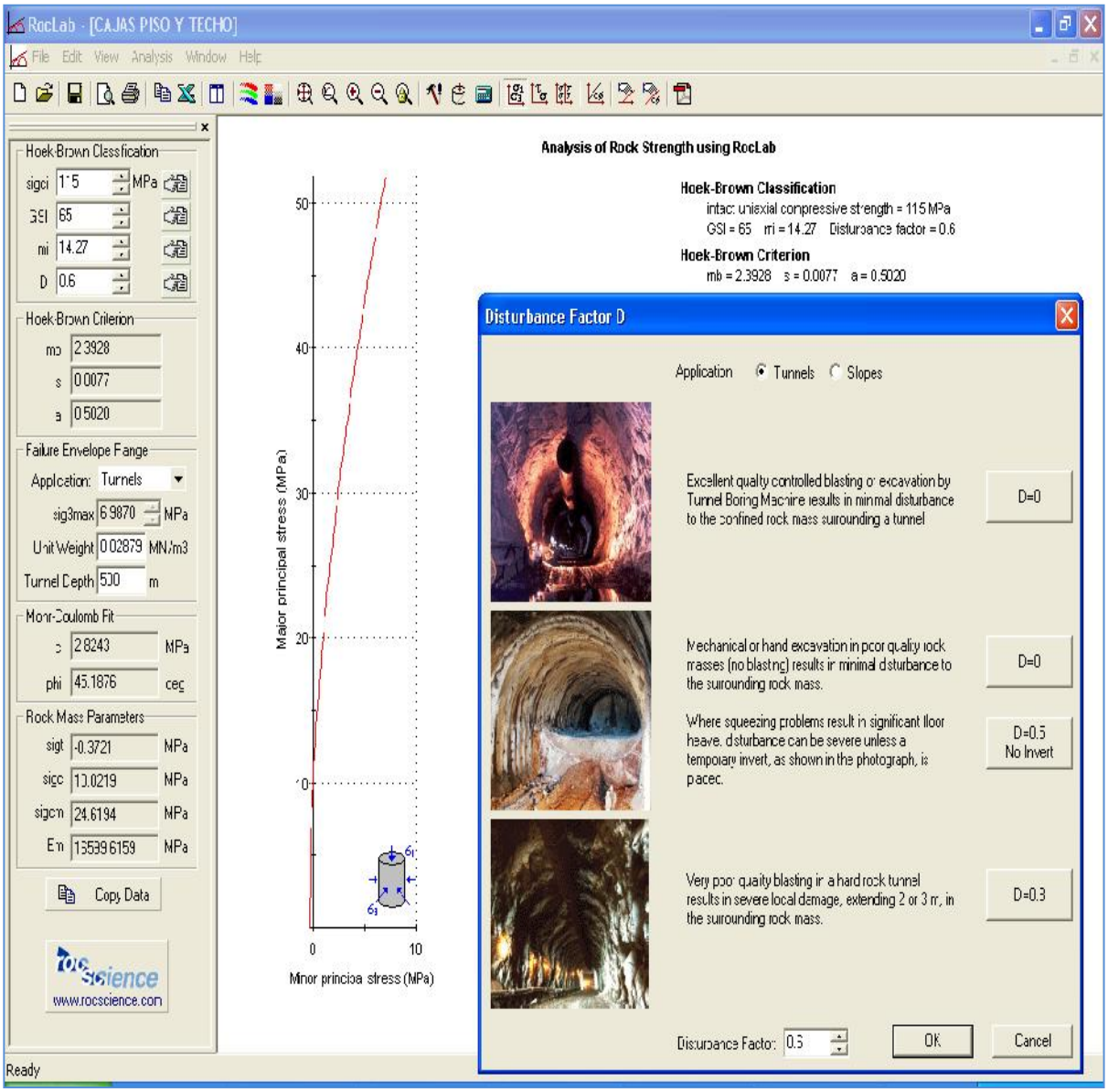
CAJA PISO

Diseño N° 11 sección típica de carguío



ANEXO 3: ROCLAB

ENTORNO DEL PROGRAMA ROCLAB



SIGCI: Resistencia a la compresión uníaxial de roca intacta.

GSI: Indice de resistencia geológica

mi :Parámetro de la roca intacta

D: Factor de disturbancia en el macizo rocoso por efecto de la voladura.

GRAFICO DE ESFUERZOS PARA MINERAL DE LA VETA PALLANCATA OESTE.

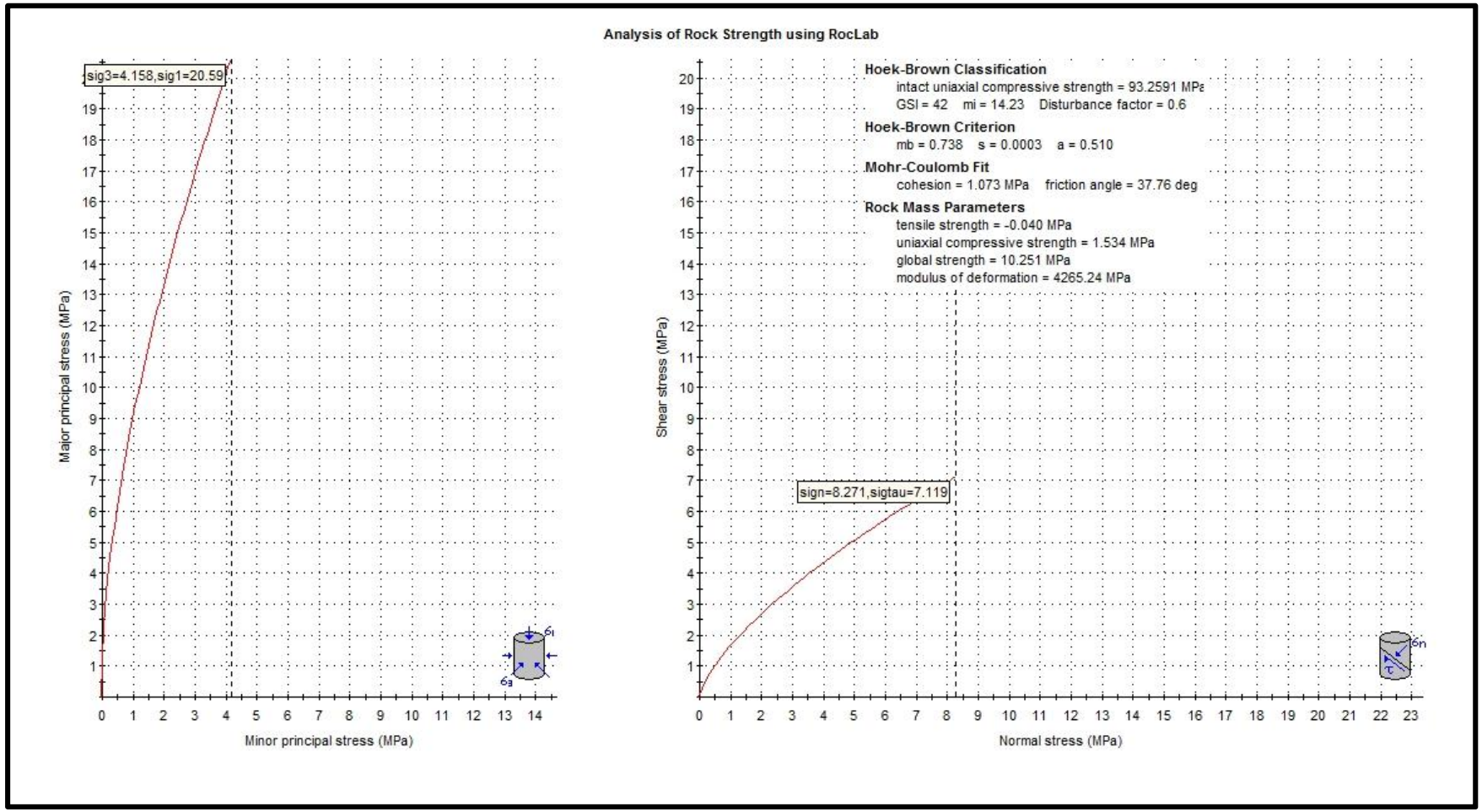
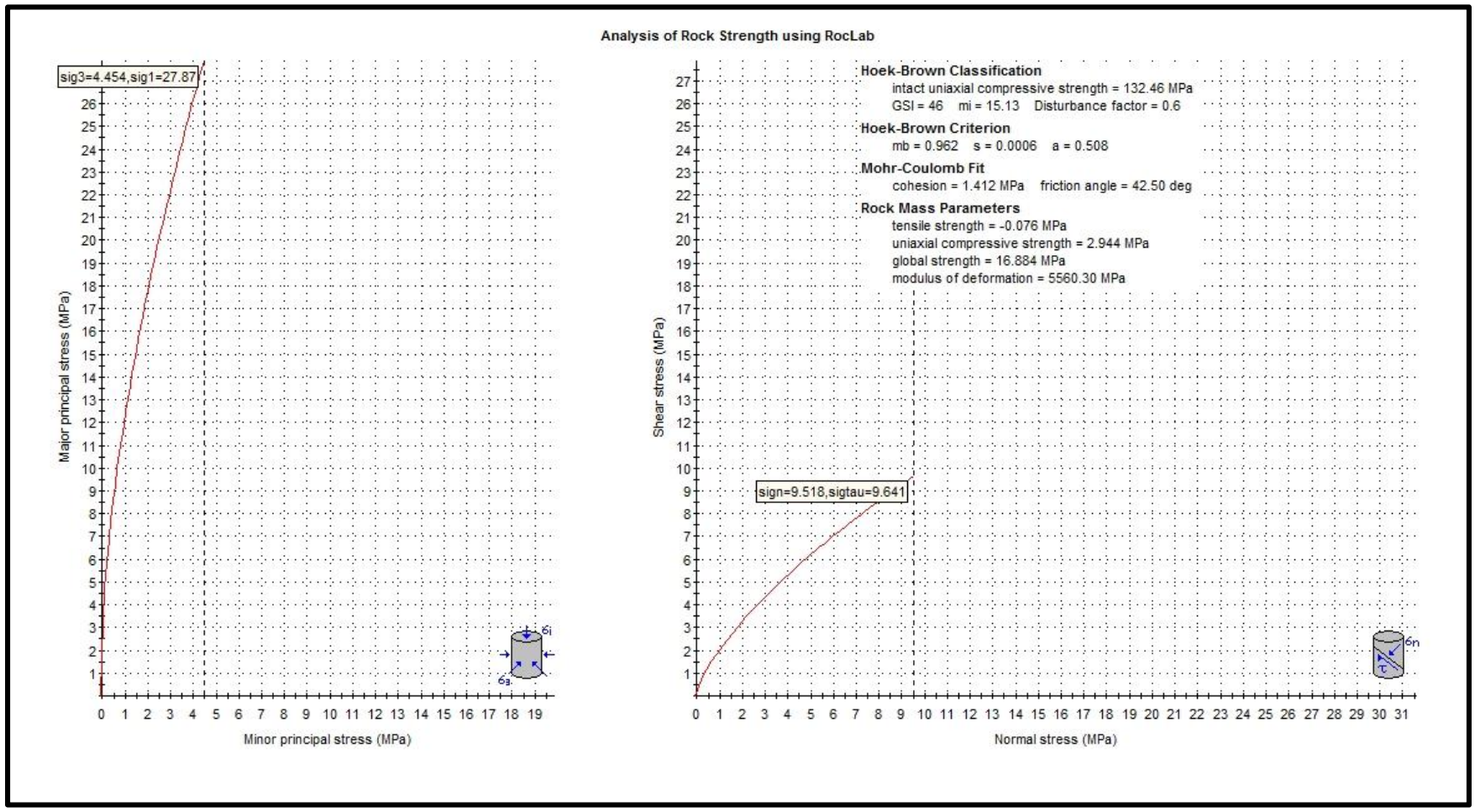
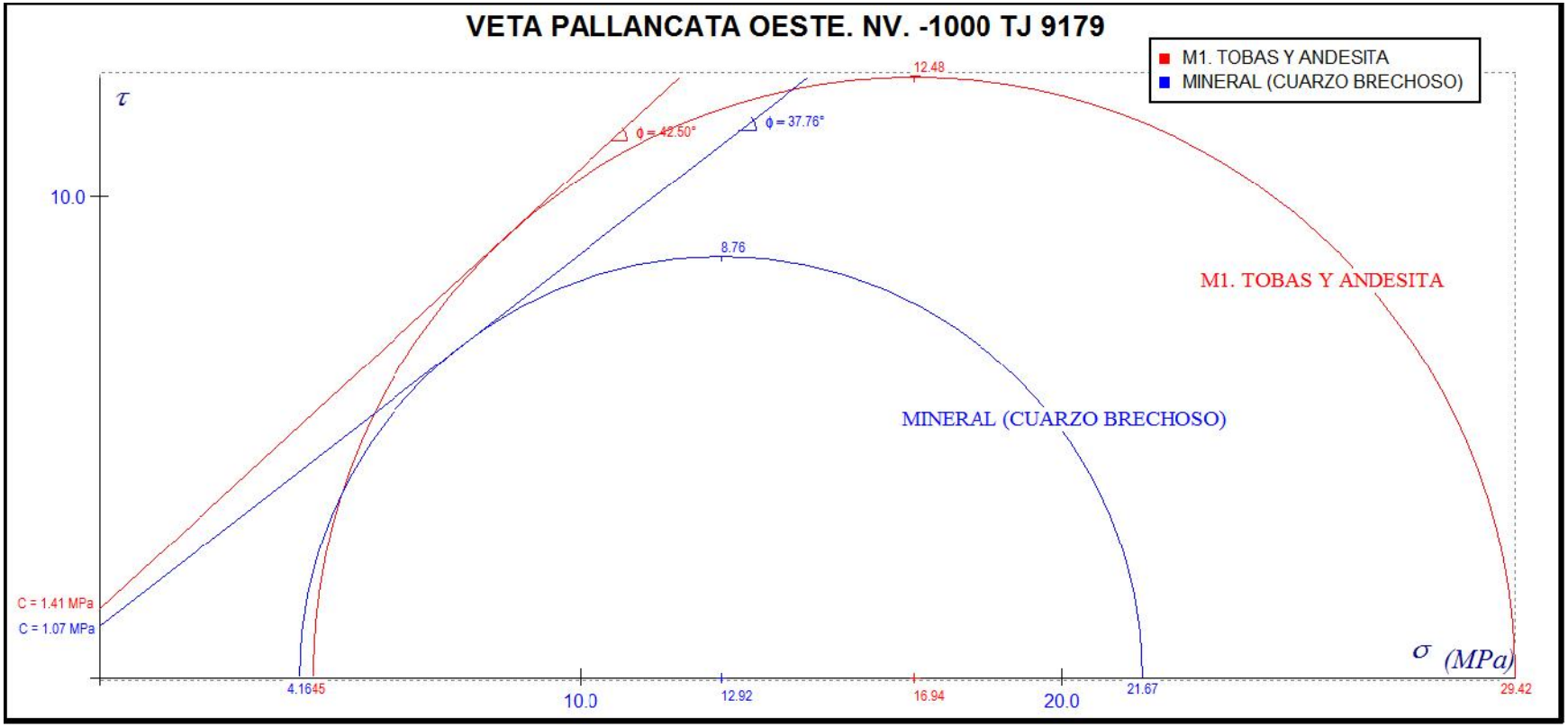


GRAFICO DE ESFUERZO PARA LA CAJA TECHO (M1) TOBAS Y ANDESITA DE LA VETA PALLANCATA OESTE

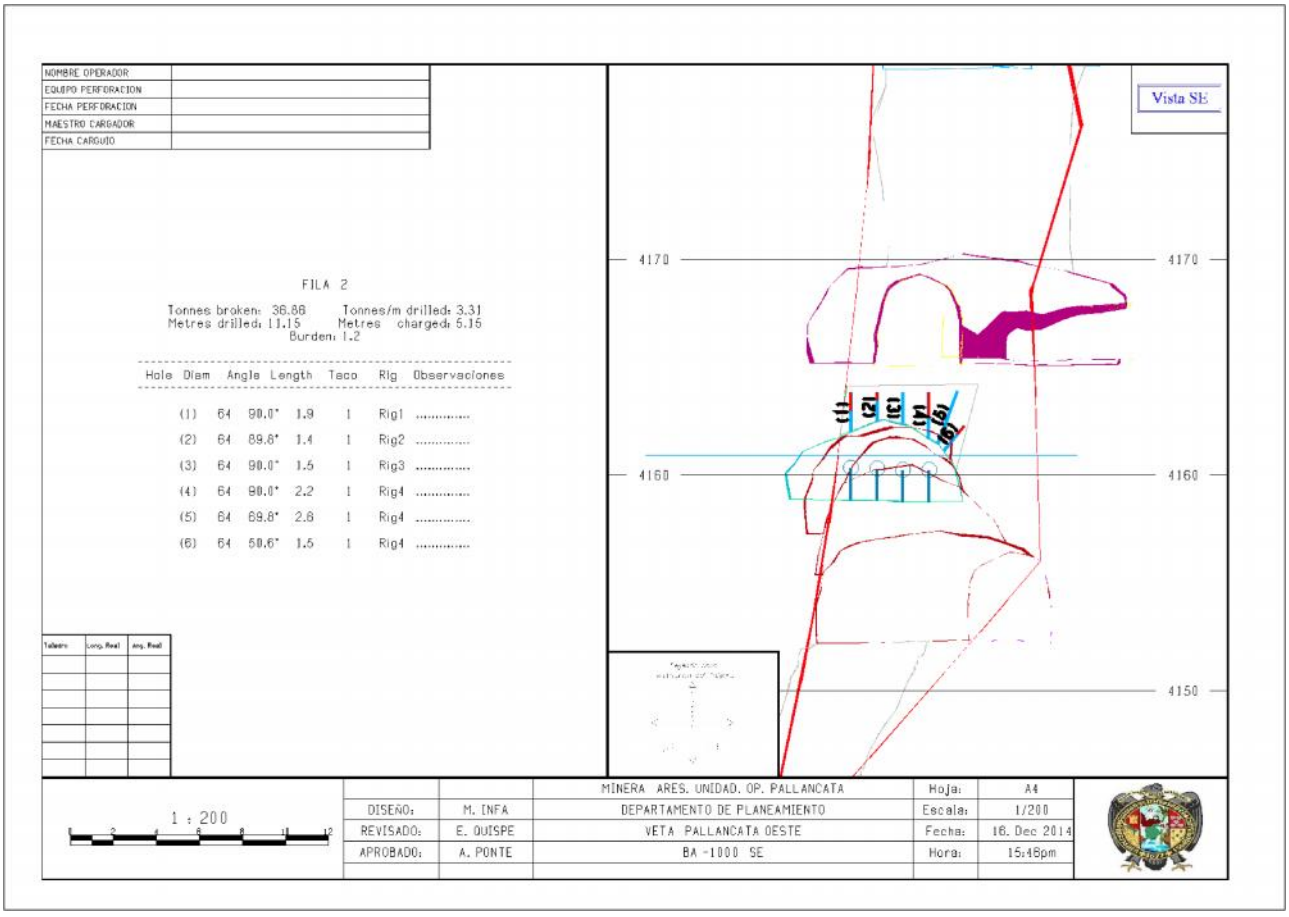


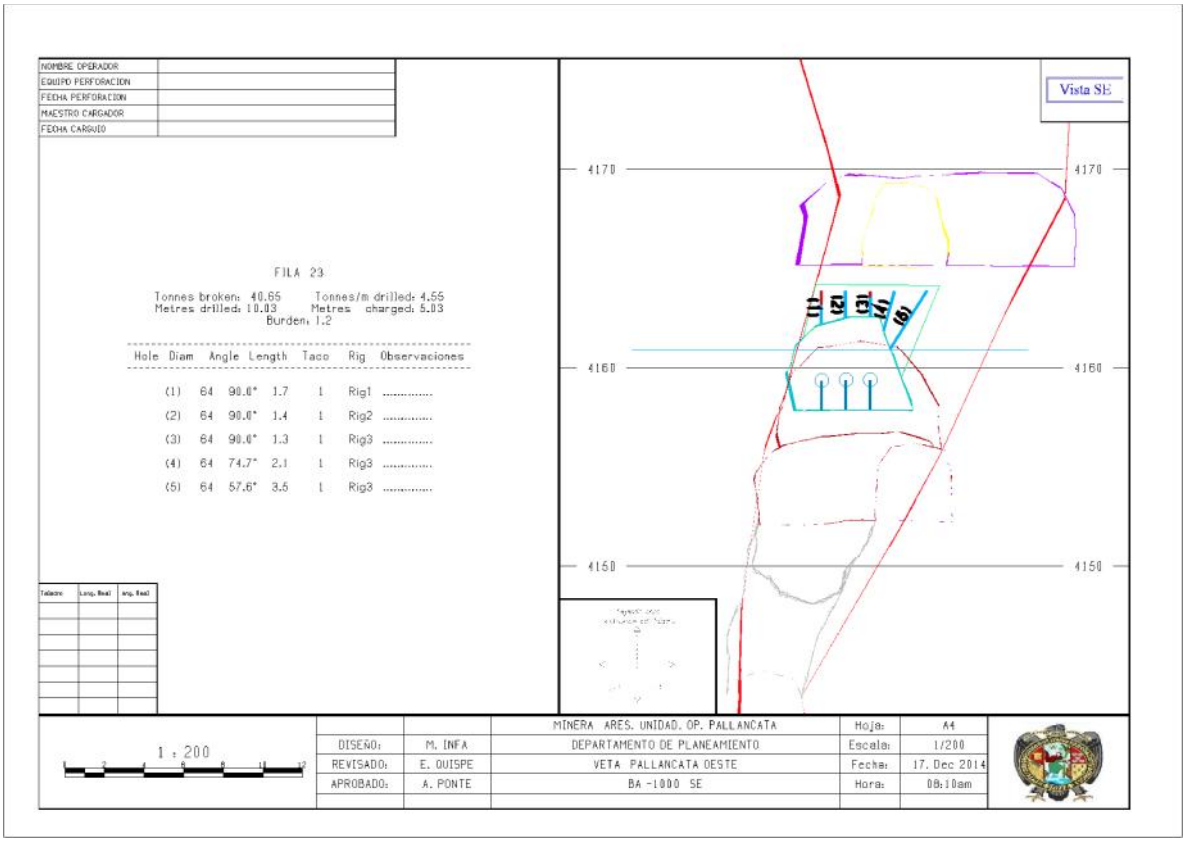
ESFUERZO MAXIMO: MINERAL Y ROCA ENCAJONANTE MEDIANTE EL CIRCULO DE MOHR UTILIZANDO EL PROGAMA DE COMPUTO MOHR VIEW

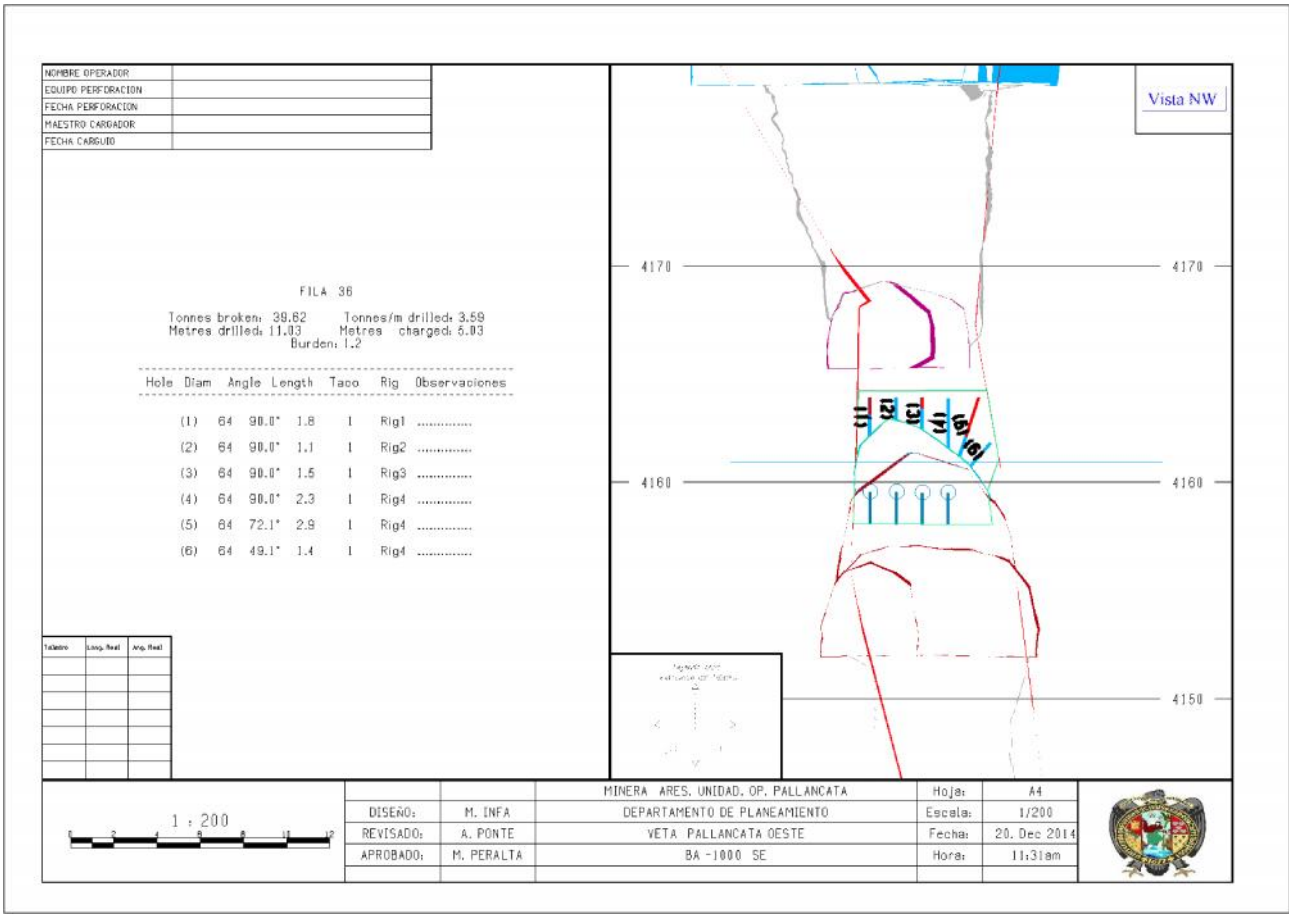


ANEXO 4: PLANOS DE PERFORACION VETA PALLANCATA OESTE - BA -1000 UTILIZANDO EL ENTORNO DEL MINESIGHT MEDIANTE EL APLICATIVO RING DESIGN, MÓDULO PARA DISEÑO DE MALLAS

(Fuente: Departamentos de planeamiento mina)


NOMBRE OPERADOR
EQUIPO PERFORACION
FECHA PERFORACION
MAESTRO CARGADOR
FECHA CARGUIO
FILA 2
Tonnes broken: 36.88 Tonnes/m drilled: 3.31
Metres drilled: 11.15 Metres charged: 5.15
Burden: 1.2
Hole Diam Angle Length Teco Rig Observaciones
(1) 64 90.0° 1.9 1 Rig1 .....
(2) 64 89.8° 1.4 1 Rig2 .....
(3) 64 90.0° 1.5 1 Rig3 .....
(4) 64 90.0° 2.2 1 Rig4 .....
(5) 64 89.8° 2.8 1 Rig4 .....
(6) 64 50.6° 1.5 1 Rig4 .....
Vista SE
4170
4160
4150
1 : 200
DISEÑO: M. INFA
REVISADO: E. QUISPE
APROBADO: A. PONTE
MINERA ARES. UNIDAD. OP. PALLANCATA
DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO
VETA PALLANCATA OESTE
BA -1000 SE
Hoja: A4
Escala: 1/200
Fecha: 16. Dec 2014
Hora: 15:48pm


NOMBRE OPERADOR
EQUIPO PERFORACION
FECHA PERFORACION
MAESTRO CARGADOR
FECHA CARGUIO
FILA 23
Tonnes broken: 40.65
Tonnes/m drilled: 4.55
Metres drilled: 10.03
Metres charged: 5.03
Burden: 1.2
Hole Diam Angle Length Taco Rig Observaciones
(1) 64 90.0° 1.7 1 Rig1 .....
(2) 64 90.0° 1.4 1 Rig2 .....
(3) 64 90.0° 1.3 1 Rig3 .....
(4) 64 74.7° 2.1 1 Rig3 .....
(5) 64 57.6° 3.5 1 Rig3 .....
Vista SE
4170
4160
4150
1 : 200
DISEÑO: M. INFA
REVISADO: E. QUISPE
APROBADO: A. PONTE
MINERA ARES, UNIDAD. OP. PALLANCATA
DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO
VETA PALLANCATA OESTE
BA -1000 SE
Hoja: A4
Escala: 1/200
Fecha: 17. Dec 2014
Hora: 08:10am


NOMBRE OPERADOR
EQUIPO PERFORACION
FECHA PERFORACION
MAESTRO CARGADOR
FECHA CARGUIO
FILA 36
Tonnes broken: 39.62 Tonnes/m drilled: 3.59
Metres drilled: 11.03 Metres charged: 5.03
Burden: 1.2
Hole Diam Angle Length Taco Rig Observaciones
(1) 64 90.0° 1.8 1 Rig1 .....
(2) 64 90.0° 1.1 1 Rig2 .....
(3) 64 90.0° 1.5 1 Rig3 .....
(4) 64 90.0° 2.3 1 Rig4 .....
(5) 64 72.1° 2.9 1 Rig4 .....
(6) 64 49.1° 1.4 1 Rig4 .....
Taladro
Long. Real
Ang. Real
Vista NW
4170
4160
4150
1 : 200
MINERA ARES. UNIDAD. OP. PALLANCATA
DISEÑO: M. INFA
DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO
REVISADO: A. PONTE
VETA PALLANCATA OESTE
APROBADO: M. PERALTA
BA -1000 SE
Hoja: A4
Escala: 1/200
Fecha: 20. Dec 2014
Hora: 11:31am

ANEXO 5: ABACOS GEOMECANICOS

VARIACION DE LA CONSTANTE K CON LA PROFUNDIDAD

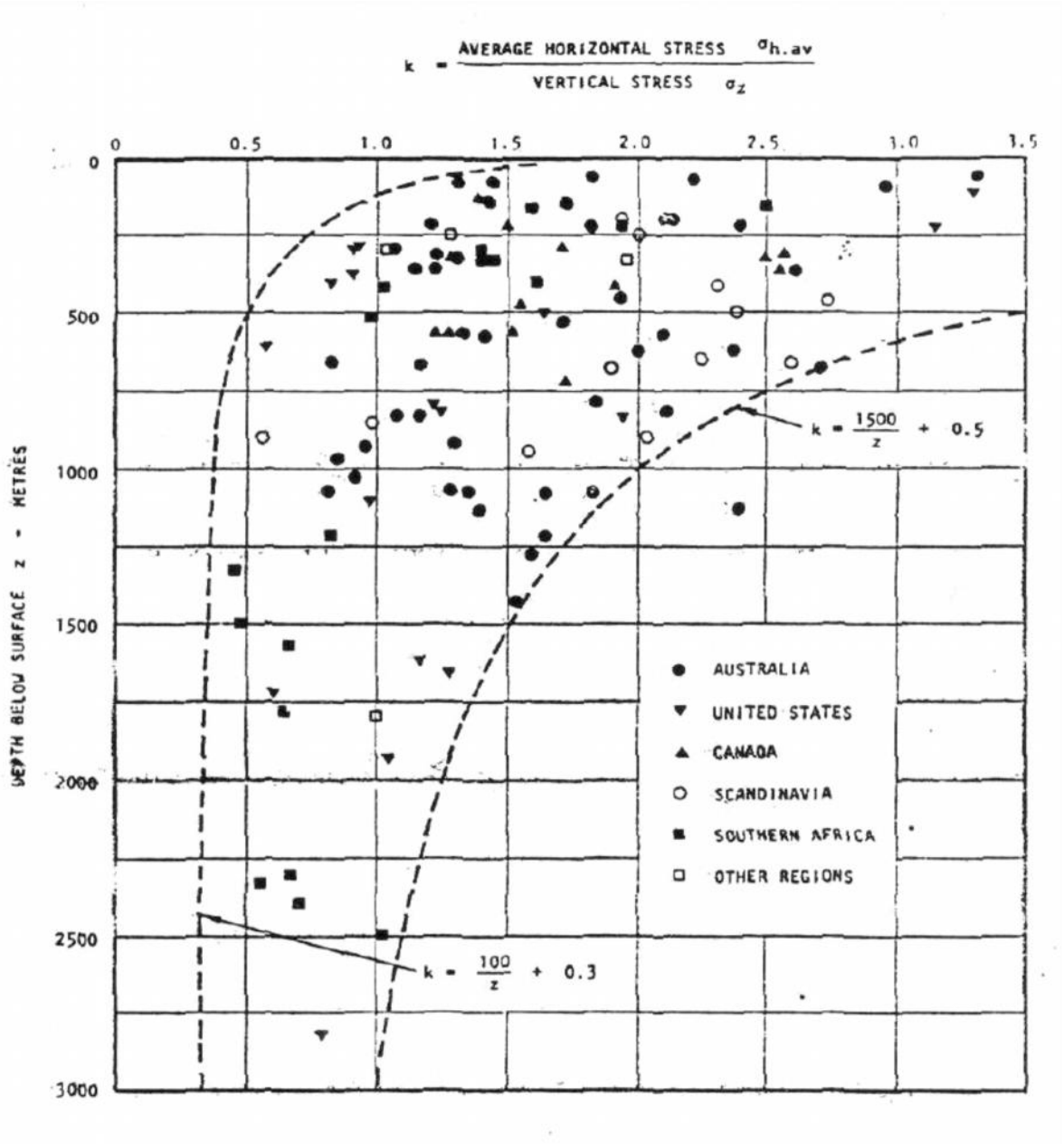
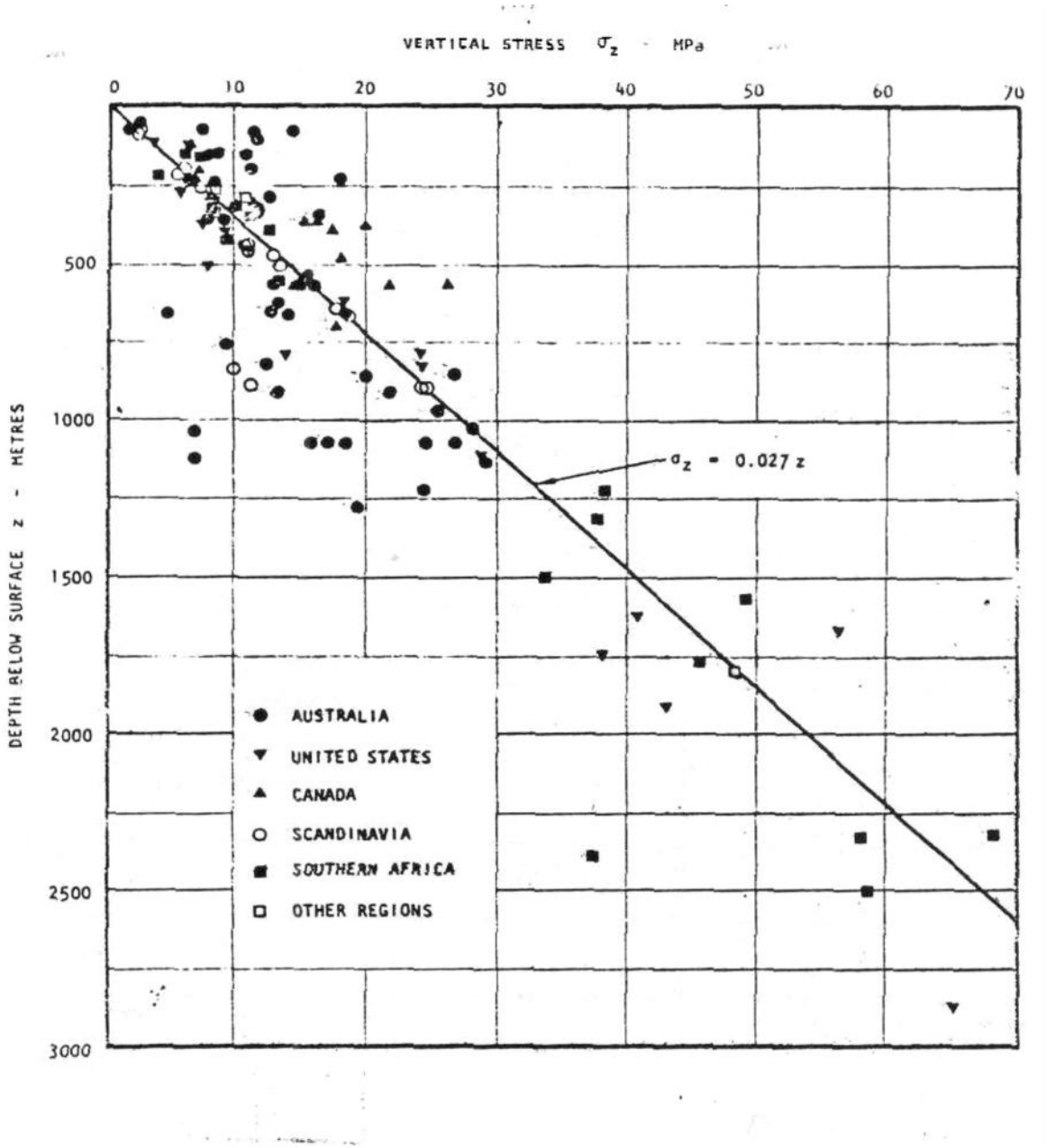
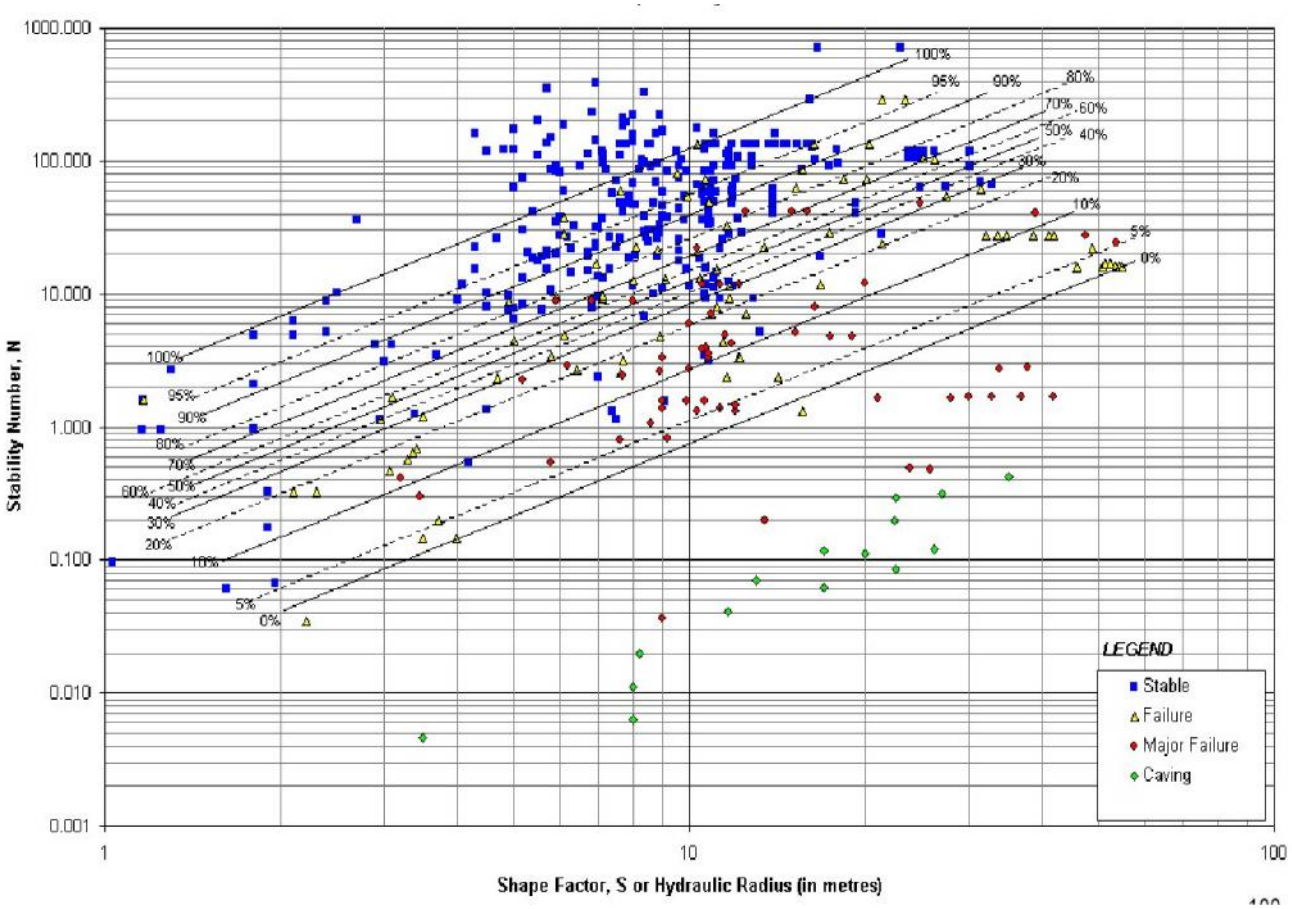


Fig. 1. Variación de *K* con la profundidad (Hoek & Brown)

VARIACION DEL ESFUERZO VERTICAL CON LA PROFUNDIDAD



ABACO DE PREDICCION USANDO PROBABILIDAD DE FALLA



MINERA ARES S.A.C.

Dpto.Geotecnia

MES: NOVIEMBRE 2014

05/11/2014

NIVEL	VETA	TAJO	LABOR SIO	CeCo	GRADO DE	METOD(	RMR	SOSTENIMIENTO	OBSERVACIONES
EXPLOTACION									
(-010)	Pall_Central	TJ9001	BA -10 NW	PA91122021	INESTABLE		32		Rellenar
(+000)	Pall_Central	TJ9000	BA +000 NW	PA91122021	MUY INESTABLE	BF(+)	28	Shot. 2"/ P.Hydrabolt 7´	Con conexión al nivel superior en proceso para rellenar.
(+000)	Diana	TJ 8906	BA+000NW	PA91122021	MED INESTABLE	BF(+)	42	Malla/ P.Split set 5´	Voladura pertuba la rampa rocas sueltas- shotcretear
(-1300)	Pall. Oeste	TJ 9177	BA -1300 NW	PA91142020	MUY INESTABLE		28	Shot. 2"/ P.Hydrabolt 7´	Presencia de bloques inestables hacia la falla.
(-1200)	Pall. Oeste	TJ 9179	BA -1200 NW	PA91142020	INESTABLE	CRM3	36	Malla./ P.Hydrabol 7´	presencia de falla caja techo de la estructura
(-1000)	Pall. Oeste	TJ 9179	BA -1000 NW	PA91152030	MUY INESTABLE		28	Shot.2´´/ P.Hydrabolt 7´	En proceso de rehabilitacion al NW
(-1000)	Pall. Oeste	TJ 9179	BA -1000 SE	PA91152030	INESTABLE		40	Shot.2´´/ P.Hydrabolt 7´	
(+200)	Isabella	TJ 9279	BA+200 NE	PA91122004	MED INESTABLE	BF(+)	44	Malla/ P.Split set 7´	Proceso de minado
(-200)	Isabella	TJ 9141	BA -200 NW	PA91152041	MED INESTABLE	BF(+)	48	Malla/ P.Split set 5´	proceso de preparacion.
(-200)	Cimoide	TJ 9120	BA-200SE	PA91152047	INESTABLE	CRM2	38	Shot.2´´/ P.Hydrabolt 7´	Según sondeo puente 6.0 m.
4375	Rina	TJ 6517	BA 6517(1)	PA91132004	INESTABLE	CRM1	40	Malla/pernos y Puntal seg.	Ultimo corte del tajeo.
4410	Luisa	TJ 1859	BA 1859	PA91132016	INESTABLE	CRM2	40	Malla./ P.Hydrabol 5´	
4410	Luisa	TJ 1839	BA 1839 (1)	SU91152043	MED INESTABLE	CRM1	44	Malla/ P.Split set 5´	
4410	Luisa	TJ 1839	BA 1839 (2)	PA91132017	MED INESTABLE	CRM2	42	Malla/ P.Split set 5´	En proceso de descaje y sost. Malla/pernos
4410	Luisa	TJ 1879	BA 1879(1y2)	PA91122025	INESTABLE	BF(+)	30	Shot.2´´/ P.Hydrabolt 7´	falta rellenar/se presencia relajamiento en Rampa
4410	Luisa	TJ 1879	BA 1879(4 y (5)	PA91152018	INESTABLE	CRM1	38	cuadros de madera	Presencia de cajas falsas por la falla (panizo)
4524	San Javier	TJ 6962	BA 6962	PA91132012	MED INESTABLE	CRM1	48	Malla/ P.Split set 4´	proceso de preparacion
4465	Paola	TJ 1899	BA 1899	PA91132018	MED INESTABLE	CRM1	46	Malla/ P.Split set 4´	
4524	Milagros	TJ 1690	BA 1690 SW	PA91132023	MED INESTABLE	CRM1	48	Malla/ P.Split set 4´	
4524	Milagros	TJ 1690	BA 1691 NE	PA91132025	MED INESTABLE	CRM1	46	Malla/ P.Split set 4´	
4155	Pall_Este	TJ 8506	BA 8506	PA91122005	MED INESTABLE	BF(+)	50	Malla/ P.Split set 5´	
4155	Pall_Este	TJ 8104	BA 8104	PA91122005	INESTABLE	BF(-)	40	Malla/ P.Split set 5´	
4430	Yurika	Tj 1829	BA 1928 NE	PA91142022	INESTABLE	CRM2	34	Cuadros de madera	Presencia de rocas fracturadas y alteradas
4430	Yurika	Tj 1830	BA 1929 SW	PA91152036	MED INESTABLE	CRM3	42	Malla/ P.Split set 5´	se coordina para shotcretear el pivoteo.
4380	Yurika	TJ1948	BA 1948	PA91132031	INESTABLE	CRM0	34	Malla/ P.Split set 5´	presencia de roca fracturada hacia caja techo, reforzar con hydrabolt
4380	Yurika	TJ1947	BA 1947	PA91132030	MED INESTABLE	CRM3	42	cuadros /Malla pernos	En proceso de realce
4174	Luisa	TJ 1838	BA 1838	PA91132026	INESTABLE	CRM2	36	Shot.2´´/ P.Hydrabolt 5´	
4175	Luisa	TJ 1858	BA 1858	PA91132027	INESTABLE	CRM3	36	Shot.2´´/ P.Hydrabolt 5´	
PREPARACION									
(+040)	Pall_Central	TJ 9000	BA+4061SW	PA91112001	INESTABLE	CRM2	32	Shot. 3"/ P.Hydrabolt 7´	falta rellenar
(+030)	Pall_Central	TJ 9000	BA+3057	PA91112001	MUY INESTABLE	CRM2	28	Shot. 2"/ P.Hydrabolt 7´	Falta rellenar
(+030)	Pall_Central	TJ 9001	CX 3065 SW	PA9111200	MUY INESTABLE	CRM2	28	Shot. 3"/ P.Hydrabolt 7´	Falta rellenar
(+040)	Pall_Central	TJ 9000	BA+4048 NW	PA91112001	MUY INESTABLE	CRM2	28	Shot. 2"/ P.Hydrabolt 7´	Falta rellenar
(+040)	Pall_Central	TJ 9000	BA+4046 NW	PA91112001	MUY INESTABLE	CRM2	28	Shot. 2"/ P.Hydrabolt 7´	Presencia de Geoda
(+040)	Pall_Central	TJ 9000	BA+40 NW	PA91112001	INESTABLE	CRM2	36	Shot. 2"/ P.Hydrabolt 7´	
(+040)	Pall_Central	TJ 9000	BA+40 NW	PA91112001	INESTABLE	CRM2	38	Shot. 2"/ P.Hydrabolt 7´	Realizar control de seccion según diseño