

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**“DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRÁNEO  
PARA INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN DIARIA DE LA  
UNIDAD OPERATIVA PALLANCATA – PROYECTO PABLO  
– COMPAÑÍA MINERA ARES S.A.C.”**

**TESIS:**

PRESENTADA POR:

**Bach. JULIO SARAEEN BAUTISTA CONDORI**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

**INGENIERO DE MINAS**

PUNO - PERÚ

2017

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**“DISEÑO Y PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRÁNEO PARA  
INCREMENTAR LA PRODUCCIÓN DIARIA DE LA UNIDAD OPERATIVA  
PALLANCATA – PROYECTO PABLO – COMPAÑÍA MINERA ARES S.A.C.”**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. JULIO SARAEEN BAUTISTA CONDORI**

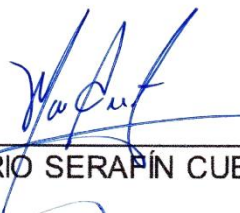
**A LA DIRECCIÓN DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN DE LA FACULTAD  
DE INGENIERÍA DE MINAS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**APROBADA POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:**

**PRESIDENTE**

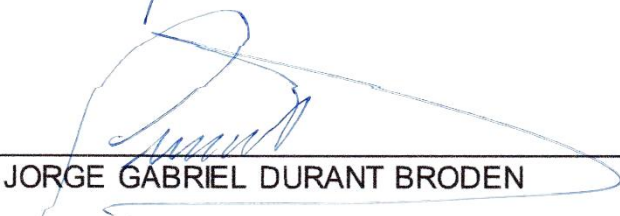
**:**



M.Sc. Ing. MARIO SERAPÍN CUENTAS ALVARADO

**PRIMER MIEMBRO**

**:**



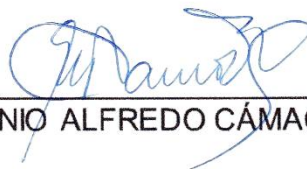
M.Sc. JORGE GABRIEL DURANT BRODEN

**SEGUNDO MIEMBRO:**



Ing. ARTURO RAFAEL CHAYÑA RODRIGUEZ

**DIRECTOR DE TESIS:**



Dr. EUGENIO ALFREDO CÁMAC TORRES

**Área:** Ingeniería de Minas

**Tema:** Diseño y Planeamiento de Minado

## DEDICATORIA

*Con profundo amor y agradecimiento*

*Dedico esta tesis a mis padres:*

*Julio Bautista Iquise y Antonia Condori Miramira*

*Por el apoyo desmedido y constante en el transcurso de mi existencia*

*A mis hermanos*

*Nora Zoraida, Luis Rudolf y Lina Ruth*

*Por ser mi mayor motivación en mi desarrollo profesional*

## AGRADECIMIENTO

*Quisiera expresar mis más profundos agradecimientos a:*

*A Dios nuestro señor, por ser mi guía y compañía en cada momento a lo largo de mi carrera, por ser mi fortaleza en mis momentos de debilidad y por brindarme una vida llena de aprendizaje y sobre todo felicidad.*

*A la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, Alma Mater que me ha acogido durante todos los años de mi formación académica profesional, enseñándome aspectos de la vida que ninguna clase formal pudiera enseñar.*

*A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, que nos han impartido sus conocimientos, experiencias, y que estuvieron siempre dispuestos a aclarar mis dudas y responder mis preguntas, especialmente a los, Ing. Mario Serafín Cuentas Alvarado, Ing. Jorge Duran Broden, Ing. Arturo Chaiña Rodríguez; a todos ellos, una y mil gracias.*

*Al Ing. Alfredo Cámac Torres y Ing. Abel Chavez Delgado, Ingeniero de Planeamiento Hochschild Mining, por su constante apoyo en la ejecución y culminación del presente trabajo de investigación.*

*A todos mis compañeros, con la cual he formado una gran amistad y fraternidad durante toda mi carrera, gracias por ser tan buenos amigos.*

*A mis padres y hermanos, que siempre ha estado allí para apoyarme y darme ánimo cuando las fuerzas desfallecen.*

*También deseo expresar mi más sentido agradecimiento a todas aquellas personas que directa o indirectamente han colaborado y contribuido con su apoyo, comentarios, sugerencia y ayuda en el desarrollo de esta tesis*

**ÍNDICE GENERAL**

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN.....	18
ABSTRACT .....	19

**CAPÍTULO I****INTRODUCCIÓN**

1.1	Descripción de la realidad del problema .....	20
1.2	Formulación del problema .....	21
1.2.1	Problema general .....	21
1.2.2	Problema específicos .....	21
1.3	Justificación .....	21
1.4	Objetivos de la investigación .....	22
1.4.1	Objetivo general .....	22
1.4.2	Objetivos específicos .....	22
1.5	Delimitación del área de investigación .....	22
1.6	Antecedentes del proyecto .....	23
1.6.1	Ubicación .....	23
1.6.2	Accesibilidad .....	23
1.6.3	Clima .....	24

**CAPÍTULO II****REVISIÓN DE LITERATURA**

2.1	Antecedentes de la investigación .....	25
-----	--	----

2.2	Bases teóricas .....	28
2.2.1	Planeamiento de producción en minería .....	28
2.2.2	Planeamiento de minado .....	28
2.2.3	Desarrollo de los tipos de planeamiento del proyecto .....	28
2.2.3.1	Planeamiento a corto plazo .....	28
2.2.3.2	Planeamiento a mediano plazo .....	29
2.2.3.3	Planeamiento a largo plazo .....	29
2.2.4	Información para planeamiento y control de operaciones .....	29
2.2.4.1	Sistema de información .....	29
2.2.4.2	Sistema de información para el planeamiento .....	30
2.2.4.3	Implementación del sistema de información .....	30
2.3	Marco conceptual .....	30
2.3.1	Información geológica .....	30
2.3.2	Consideraciones geomecánicas .....	31
2.3.2.1	Caracterización y geomecánica del macizo rocoso .....	31
2.3.2.2	Índice de designación de la calidad de roca (RQD) .....	32
2.3.2.3	Sistema de clasificación RMR (Bieniawski 1973) .....	33
2.3.2.4	Método del índice GSI .....	33
2.3.2.5	Roca intacta .....	34
2.3.2.6	Matriz rocosa .....	34
2.3.2.7	Macizo rocoso .....	34
2.3.2.8	Caracterización geológica .....	35
2.3.2.9	Resistencia a compresión simple .....	35
2.3.2.10	Factor de seguridad .....	35
2.3.2.11	Orientación .....	35
2.3.2.12	Espaciamiento .....	35
2.3.2.13	Discontinuidad .....	35

2.3.2.14	Rugosidad .....	36
2.3.2.15	Resistencia de la discontinuidad .....	36
2.3.2.16	Apertura .....	36
2.3.2.17	Relleno .....	36
2.3.2.18	Filtración .....	36
2.3.3	Concepto de laboreo minero .....	36
2.3.3.1	Desarrollo .....	36
2.3.3.1.1	Desarrollo primario .....	36
2.3.3.1.2	Desarrollo de exploraciones .....	37
2.3.3.2	Preparaciones .....	37
2.3.3.2.1	Situado en mineral .....	37
2.3.3.2.2	Otros conceptos .....	37
2.3.3.3	Nomenclatura de labores .....	37
2.3.3.4	Requerimiento de laboreo del proyecto .....	38
2.3.3.5	Labores de desarrollo y preparación .....	39
2.3.3.5.1	Rampa .....	39
2.3.3.5.2	By-passes y pivot-cruceros .....	39
2.3.3.6	Labores de infraestructura y servicios .....	39
2.3.3.6.1	Chimeneas de ventilación .....	39
2.3.3.6.2	Cámaras de acumulación de material .....	39
2.3.3.6.3	Cámara de carguío .....	39
2.3.3.6.4	Chimenea de servicios .....	40
2.3.3.6.5	Casa de compresora .....	40
2.3.3.6.6	Subestación eléctrica .....	40
2.3.3.6.7	Talleres interior mina .....	40
2.3.3.6.8	Cámara de bombeo .....	40
2.3.3.6.9	Bodega .....	40

2.3.3.6.10	Comedores.....	40
2.3.4	Recursos humanos .....	41
2.3.5	Selección de equipos.....	41
2.3.6	Elección de métodos de minado.....	42
2.3.6.1	Geometría y distribución de leyes del yacimiento .....	42
2.3.6.2	Características geomecánicas .....	42
2.3.6.3	Parámetros para la selección del método .....	43
2.3.7	Secuencia de explotación .....	43
2.3.8	Ciclo de explotación.....	43
2.4	Hipótesis de la investigación .....	44
2.4.1	Hipótesis general.....	44
2.4.2	Hipótesis específicas .....	44

### CAPÍTULO III

#### MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	Diseño metodológico .....	45
3.2	Revisión, recopilación y elaboración de información preliminar ...	45
3.3	Población y muestra .....	46
3.3.1	Población.....	46
3.3.2	Muestra .....	46
3.4	Variables.....	46
3.4.1	Variable dependiente .....	46
3.4.2	Variables independientes.....	46
3.4.3	Variable interviniente .....	46
3.5	Operacionalización de variables .....	47
3.6	Técnicas de recolección de datos .....	47
3.6.1	Técnica.....	47
3.6.2	Instrumento .....	47



3.7	Procedimientos de recolección de datos.....	48
3.7.1	Información geológica .....	48
3.7.2	Información geomecánica.....	49
3.7.3	En ventilación de labores. ....	49
3.8	Materiales .....	49

## CAPÍTULO IV

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	Comparativo de producción diaria .....	50
4.2	Comparativo de producción mensual .....	51
4.3	Comparativo de servicios auxiliares .....	53
4.4	Geología .....	54
4.4.1	Recursos minerales identificados.....	54
4.5	Información geomecánica.....	55
4.5.1	Caracterización del macizo rocoso .....	56
4.5.1.1	Registro de datos (logueos geomecánicos de taladros).....	56
4.5.1.2	Aspectos litológicos .....	57
4.5.1.3	Distribución de discontinuidades .....	57
4.5.2	Aspectos estructurales .....	60
4.5.2.1	Fallas .....	60
4.5.2.2	Diaclasas .....	60
4.5.2.3	Caja techo .....	60
4.5.2.4	Mineral.....	61
4.5.2.5	Caja piso.....	61
4.5.3	Clasificación del macizo rocoso.....	61
4.5.4	Zonificación geomecánica de la masa rocosa.....	62
4.5.5	Consideraciones sobre las condiciones de estabilidad .....	63
4.5.5.1	Aperturas máximas y tiempos de auto soporte .....	63

4.5.6	Dimensionamiento de los tajeos .....	65
4.5.6.1	Método gráfico caja techo y piso .....	65
4.5.6.2	Método gráfico mineral .....	66
4.5.7	Determinación de estabilidad de los métodos de minado .....	68
4.5.7.1	Método de explotación de banqueo y relleno (BF) .....	68
4.5.7.2	Método explotación subnivel ascendente con relleno (SARC) .....	73
4.5.7.3	Método de explotación corte relleno ascendente (CRM) .....	75
4.5.8	Métodos de explotación .....	77
4.5.8.1	Bench and fill (BF) .....	77
4.5.8.1.1	Operaciones unitarias bench and fill (BF) .....	78
4.5.8.2	Subniveles ascendente con relleno cementado (SARC) .....	79
4.5.8.2.1	Operaciones unitarias del método de SARC .....	81
4.5.8.3	Corte relleno ascendente semimecanizado (CRSM) .....	82
4.5.8.3.1	Operaciones unitaria de corte relleno ascendente (CRSM) .....	83
4.5.9	Antecedentes de métodos de explotación .....	85
4.5.10	Diseño de mina .....	86
4.5.10.1	Labores de desarrollo y preparación .....	86
4.5.10.1.1	Rampa .....	86
4.5.10.1.2	Crucero .....	87
4.5.10.1.3	By pass .....	87
4.5.10.2	Labores de infraestructura y servicios .....	88
4.5.10.2.1	Chimenea de ventilación .....	88
4.5.10.2.2	Cámara de acumulación .....	88
4.5.10.2.3	Cámara de carguío .....	89
4.5.10.2.4	Chimenea de servicio .....	89
4.5.10.2.5	Chimenea de relleno .....	89
4.5.10.2.6	Casa compresora .....	90

4.5.10.2.7	Cámara de subestación eléctrica .....	90
4.5.10.2.8	Talleres interior mina .....	90
4.5.10.2.9	Cámara de bombeo .....	90
4.5.10.2.10	Bodegas .....	90
4.5.10.2.11	Comedores .....	90
4.5.11	Programa de avances .....	90
4.5.12	Programa de producción .....	91
4.5.13	Servicios mina .....	91
4.5.13.1	Energía .....	92
4.5.13.2	Ventilación .....	92
4.5.13.3	Aire comprimido .....	93
4.5.14	Relleno .....	94
4.5.14.1	Relleno cementado .....	94
4.5.14.2	Relleno detrítico .....	94
4.5.15	Requerimiento de equipos y personal mina .....	94
4.5.16	Equipos mina .....	95
4.5.16.1	Laboreo en desmonte .....	95
4.5.16.2	Laboreo en mineral .....	95
4.5.16.3	Laboreo en explotación .....	96
4.5.16.4	Servicios mina .....	96
4.5.17	Personal directo mina .....	96
4.6	Evaluación económica .....	97
4.7	Discusiones .....	101
	CONCLUSIONES .....	104
	RECOMENDACIONES .....	106
	REFERENCIAS .....	107

ANEXOS .....	110
A-1: Resultados de producción diaria	
A-2: Histograma de producción por mes	
A-3: Resultados de cálculos operativos	
A-4: Diseño de labores mina	
A-5: Tablas de equivalencia geomecánica	

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Ubicación mina Pallancata .....	24
Figura 2.2 Flujo grama de información. ....	30
Figura 2.3 Clasificación macizos rocosos en tajo abierto y subterráneo .....	32
Figura 2.4 Resistencia en macizos rocosos estratificados y heterogéneos .....	34
Figura 4.5 Resumen de producción por día mina Pallancata. ....	50
Figura 4.6 Resumen de producción por mes mina Pallancata. ....	51
Figura 4.7 Resumen de tajeos de producción por zona mina Pallancata. ....	53
Figura 4.8 Zoneamiento de sondajes diamantinos puestos en 3D veta Pablo. .	57
Figura 4.9 Plano estereográfico de planos principales de la caja techo. ....	58
Figura 4.10 Plano estereográfico de planos principales de mineral. ....	58
Figura 4.11 Plano estereográfico de planos principales de caja piso. ....	59
Figura 4.12 Zoneamiento de la veta Pablo con secciones longitudinales. ....	62
Figura 4.13 Zoneamiento de la veta Pablo con secciones transversales .....	63
Figura 4.14 Zoneamiento de la veta explorador Pablo en 3D. ....	63
Figura 4.15 Input de radio hidráulico máximo de caja techo y piso. ....	65
Figura 4.16 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7. ....	66
Figura 4.17 Input para determinar el radio hidráulico máximo en el mineral. ....	66
Figura 4.18 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7. ....	67
Figura 4.19 Estabilidad en zona A y B tomando las dimensiones indicadas. ....	67
Figura 4.20 Simulación identificando caja techo y piso en veta .....	68
Figura 4.21 Simulación de B.F. sin perturbación de preparación del tajeo. ....	69
Figura 4.22. Simulación de B.F. con perturbación de preparación del tajeo. ....	69
Figura 4.23 Simulación de abertura para método de explotación B.F. ....	70
Figura 4.24 Simulación de abertura para método de explotación B.F. ....	70
Figura 4.25 Simulación de abertura para B.F. después del tajeo del mineral. ..	71
Figura 4.26 Simulación de abertura B.F. después del rellenado cementado. ...	72
Figura 4.27 Simulación final para B.F. después de rellenado cementado .....	72
Figura 4.28 Esquema de simulación identificando paneles de excavación. ....	73
Figura 4.29 Etapa de preparación de los paneles. ....	74
Figura 4.30 Modelación a diferentes aperturas del método SARC .....	74
Figura 4.31 Simulación de la secuencia de minado SARC .....	75
Figura 4.32 Esquema de altura máxima de corte para que continúe estable. ....	76
Figura 4.33 Modelación de relleno y sostenimiento. ....	76

Figura 4.34 Esquema de método de explotación B.F. ....	78
Figura 4.35 Esquema de método de explotación SARC, vista longitudinal .....	80
Figura 4.36 Esquema de método de explotación CRSM, vista longitudinal.....	82
Figura 4.37 Zonificación según métodos de minado.....	83
Figura 4.38 Unifilar del circuito de ventilación veta explorador Pablo. ....	93
Figura 4.39 Dimensiones de salida aire comprimido. ....	94

**ÍNDICE DE TABLAS**

Tabla 3.1 Operacionalización de variables de presente investigación. ....	47
Tabla 4.2 Resumen de producción diaria mina Pallancata .....	51
Tabla 4.3 Resumen de producción por mes mina Pallancata .....	52
Tabla 4.4 Comparativo de servicios auxiliares .....	53
Tabla 4.5 Recursos inferidos zona Pablo .....	55
Tabla 4.6 Reservas de mina Pallancata .....	55
Tabla 4.7 Resumen de sistemas de discontinuidades estructurales. ....	59
Tabla 4.8 Clasificación geomecánica de la masa rocosa. ....	61
Tabla 4.9 Cuadro de auto soporte. ....	64
Tabla 4.10 Cuadro de auto soporte por abertura. ....	64
Tabla 4.11 Radio hidráulico máximo por caja. ....	68
Tabla 4.12 Métodos de explotación utilizados. ....	77
Tabla 4.13 Indicadores de operación Proyecto Pablo .....	79
Tabla 4.14 Indicadores de operación método SARC Proyecto Pablo .....	81
Tabla 4.15 Indicadores de gestión operativa método CRSM Proyecto Pablo ...	84
Tabla 4.16 Indicadores de operación método CRSM Proyecto Pablo .....	85
Tabla 4.17 Programa de laboreo minero Proyecto Pablo .....	91
Tabla 4.18 Programa de laboreo minero Proyecto Pablo .....	91
Tabla 4.19 Equipos para el avance desmonte Proyecto Pablo .....	95
Tabla 4.20 Equipos para desarrollo y preparaciones Proyecto Pablo .....	95
Tabla 4.21 Equipos para explotación de tajeos del Proyecto Pablo .....	96
Tabla 4.22 Equipos necesarios para servicios varios del Proyecto Pablo .....	96
Tabla 4.23 Personal directo de Mina del Proyecto Pablo .....	97
Tabla 4.24 Ingresos de ventas mina Pallancata. ....	98
Tabla 4.25 Costo de producción del Proyecto Pablo .....	99
Tabla 4.26 Costo unitario del Proyecto Pablo .....	99
Tabla 4.27 Evaluación económica del Proyecto Pablo .....	100
Tabla 4.28 Evaluación del VAN del Proyecto Pablo .....	101

## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

BF	Bench and Fill
Bp	By – pass
Ch	Chimenea
Cm	Cámara
CRSM	Corte Relleno Semi Mecanizado
Cx	Crucero
E	Este
FS	Factor de seguridad
Ga	Galería
GSI	Índice geológico de resistencia
ISRM	Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas
JCS (MPa)	Resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca
JRC	Coefficiente de rugosidad de las juntas o estructuras
MPa	Mega pascales
NE	Nor este
N	Norte
NW	Nor oeste
PLT	Ensayos de carga puntual
R	Índice de rebote
Rb	Raise boring
Rp	Rampa
RQD	Índice de calidad de roca
SARC	Subnivel Ascendente con relleno Cementado.
S	Sur
SE	Sur Este
Sn	Sub nivel
SW	Sur Oeste
Tj	Tajeo
UCS	Resistencia a la compresión uniaxial



Vn	Ventana
W	Oeste
$\gamma$	Peso específico de la roca (kN/m <sup>3</sup> )

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “**Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata**” – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C. surge de la necesidad de resolver problemas relacionados, para mejorar e incrementar el nivel de producción diaria y tener un mejor criterio en la toma de decisiones de la mina. Este diseño y planeamiento de minado nos demostró que si es económicamente factible seguir minando, tomando como caso práctico la unidad Operativa Pallancata el Proyecto Pablo propiedad de la Compañía Minera Ares S.A.C.

Se realizó con el objetivo principal de desarrollar el diseño y planeamiento de minado subterráneo del Proyecto Pablo a mediano plazo, que requiere atender las tres áreas principales: Ingeniería, Geología y Mina. Cada una de las cuales obedecen al comportamiento de sus variables o datos, los cuales una vez procesados nos permitieron una información adecuada y oportuna para tomar decisiones con respecto a mejorar los procesos de trabajo, sistema de extracción, control y evaluaciones, para mejorar el nivel producción diaria.

Según el programa de trabajo del 2016 y habiendo visto conveniente desarrollar el nuevo proyecto, para incrementar la producción diaria y mensual paulatinamente, con el objetivo de cubrir el tonelaje diario de producción. Se determinó el incremento de producción diaria de la mina Pallancata con la contribución del Proyecto Pablo de 320 toneladas en promedio por día, con respecto a los tajeos convencionales y avances de preparación conjuntamente sumando un total de 948 TM/día en promedio. Asimismo, se presentó una evaluación económica global del proyecto de profundización, en donde, el costo unitario asciende a US\$/TM 106.15, los ingresos por ventas realizadas en forma integral de toda la mina Pallancata que asciende a US\$ 51, 787, y el VAN está a una de tasa de 10%; el VAN del proyecto es US\$ 20' 660, 664 son indicadores económicos que contemplan la evaluación integral del Proyecto.

**Palabras clave:** Diseño y planeamiento, operaciones unitarias, costos, Pallancata y Ares.

## ABSTRACT

The present research named “Design and planning of underground mining to increment daily production from the unit operative Pallancata”– Project Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C. rise from the need to solve related problems, for better understanding and incrementing the level of daily production, and to have a better opinion in the overtaking of the mine. This design and planning of mining demonstrated that it is economically feasible to keep on mining, taking like practical case the unit Operative Pallancata the Project Pablo the Compañía Minera Ares S.A.C's property.

It was carried out with the main objective of developing the design and planning of underground mining of the Pablo Project in the medium term, which needs to address the three main areas: Engineering, Geology and Mine. Each of them obey the behavior of their variables or data, which once processed allowed us adequate and timely information to make decisions regarding improving work processes, extraction system, control and assessments, to improve the level dairy produce.

According to the program of work of 2016 and having seen fit to develop the new project, to increase daily and monthly production gradually, with the aim of covering the daily tonnage of production. The increase in daily production of the Pallancata mine was determined with the contribution of the Pablo Project of 320 tons on average per day, compared to conventional tajeos and preparation advances jointly totaling 948 MT / day on average. In addition, an overall economic evaluation of the deepening project was presented, where the unit cost amounts to US \$ 106.15 / MT, the integral sales revenue of the entire Pallancata mine amounting to US \$ 51, 787, and The NPV is at a rate of 10%; The NPV of the project is 20 '660, US \$ 664 are economic indicators that contemplate the integral evaluation of the Project.

**Keywords:** Design and planning, unitary operations, costs, Pallancata and Ares.

.

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

#### 1.1 Descripción de la realidad del problema

El desarrollo de la presente tesis está enfocado en la Unidad Operativa Pallancata, la cual pertenece a la Compañía Minera Ares S.A.C. se trata de una mina subterránea con vetas que varían de 0.3 – 3.0 m. de potencia que produce plata con leyes de 254 g/TM y oro con leyes 1.82 g/TM, está ubicado en la zona sur del Perú.

En la Unidad Operativa Pallancata de la Compañía Minera Ares, existe un nivel bajo de producción de mineral, debido a la producción en menor volumen que se produce de los tajos convencionales en mina, donde las vetas son angostas con potencias que varían entre 0.30 a 2.10 m, por los altos valores de dilución y la inestabilidad de las cajas de las rocas. Son algunos de los aspectos que restringen el nivel de producción hasta 593 TM/día en promedio y debido que las reservas en vetas se redujeron significativamente en tajos convencionales y la necesidad de profundizar para incrementar las reservas de minerales, para obtener mayor producción y rentabilidad en el yacimiento minero con bajos costos de operación.

No obstante, la empresa con el fin de incrementar las reservas, la productividad y la parte operativa de producción mina, se tiene este nuevo diseño y planeamiento del Proyecto Pablo como nueva alternativa de minado en taladros largos en bancos con el propósito de revertir, controlar las cajas y mantener el nivel de producción diario en 887 TM/día en un periodo a corto plazo y paulatinamente incrementar el nivel de producción a 1800 TM/día en un periodo a largo plazo cuando el Proyecto Pablo este en su máxima explotación.

Se plantea incrementar la producción diaria de mineral de 628 TM/día aproximadamente a 887 TM/día promedio en día, con el aporte del Proyecto Pablo, aprovechando que se cuenta con buenos indicios y estructura de mineralización que varían entre 2.0 m a 10.50 m de potencia de veta como es el Proyecto Pablo, incrementando los metálicos a 291 g/TM de plata y 1.04 g/TM de oro.

Para llevar a cabo este proyecto, se tomara en cuenta diversos factores como la geología del yacimiento, su geomecánica, así como un estudio económico para dilucidar réditos financieros a lo largo de la explotación.

## **1.2 Formulación del problema**

### **1.2.1 Problema general**

- ¿Incrementará el nivel de producción de 628 TM/día a 887 TM/día en la producción diaria mediante un diseño y planeamiento de minado subterráneo a mediano plazo, en la explotación del yacimiento de la Unidad Operativa Pallancata?

### **1.2.2 Problema específicos**

- Desarrollar cada una de las etapas que comprenden el diseño y planeamiento minado subterráneo que son: la geología, método de minado. Para incrementar el nivel de producción diaria a 887 TM/día en promedio.
- ¿Cuáles son las variables económicas presentes en un planeamiento minero y el efecto que tiene cada una de ellas?

## **1.3 Justificación**

El presente trabajo de investigación de tesis, tiene como fin mejorar e incrementar el nivel de producción diaria en la Unidad Operativa Pallancata mediante un diseño y planeamiento de minado subterráneo. En la Unidad Operativa Pallancata, a consecuencia de los altos precios de los metales y la producción en menor escala que se produce de los tajeos convencionales en mina y la necesidad de profundizar para incrementar los niveles de reservas de minerales, para obtener mayor producción diaria y rentabilidad en la Unidad Operativa Pallancata con bajos costos de operación, permitió implementar el

diseño y planeamiento de minado subterráneo del nuevo Proyecto Pablo, del mismo modo para el cumplimiento de los objetivos de producción planteados.

En consecuencia el trabajo de investigación se justifica plenamente, por cuanto proporcionara un diseño y planeamiento de minado óptimo y recomendable para la secuencia de minado y el incremento de la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata.

#### **1.4 Objetivos de la investigación**

##### **1.4.1 Objetivo general**

- Desarrollar un diseño y planeamiento de minado del Proyecto Pablo a mediano plazo, para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata.

##### **1.4.2 Objetivos específicos**

- Desarrollar las etapas que comprenderá el diseño y planeamiento de minado que son: geología, geomecánica, método de minado para incrementar la producción diaria a 887 TM/día en promedio.
- Identificar las variables económicas presentes en un planeamiento de minado y el efecto de cada una de ellas.

#### **1.5 Delimitación del área de investigación**

La zona de estudio está enmarcada entre las siguientes coordenadas UTM (8371979.63 N - 693428.60 E y 4611.27 Z) inicio y (8372017.23 N y-693390.40 N y 4603.00 Z) final que comprenden la zona del Proyecto Pablo. En profundidad el Proyecto Pablo está ubicado en el Nv. 4290 de cota de base de inicio de labores en profundidad hasta el Nv. 4434 que es ultimo nivel superior donde se ubica las labores de Pablo.

El proyecto de investigación se llevará a cabo para dar solución principalmente al problema de nivel de producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata. Por otro lado el alcance de los objetivos se limita estrictamente a dar solución al bajo nivel de producción diaria de toneladas de mineral dando así una solución integral de producción diaria con la implementación del Proyecto Pablo.

## 1.6 Antecedentes del proyecto

### 1.6.1 Ubicación

La concesión de Unidad Operativa Pallancata, se ubica en el distrito de Coronel Castañeda, provincia de Parinacochas, Departamento de Ayacucho; aproximadamente 520 km. al SE de Lima y 180 km. al SW del Cusco.

La operación minera más cercana, dista 15 km. Al NE y es la mina Selene-Explorador, de Compañía Minera Ares. La ubicación de Proyecto Pablo.

- Departamento : Ayacucho
- Provincia : Parinacochas
- Distrito : Coronel Castañeda
- Anexo : Comunidad Campesina de Pallancata

### 1.6.2 Accesibilidad

Se puede acceder al Proyecto Pablo por 02 vías, la primera vía es, desde la ciudad de Lima – hasta la ciudad de Cuzco (vía aérea) y desde la ciudad de Cuzco – hasta la ciudad de Abancay - Quillcaccasa a través de 740 km. de carretera asfaltada y de allí 45 km. de trocha carrozable hasta la propiedad, el viaje dura aproximadamente 09 horas.

El mayor centro de población más cercano a Pallancata es el pueblo de Izcahuaca, a unos 45 kilómetros al noroeste de Pallancata, con una población de aproximadamente 500 personas, sus instalaciones son muy limitadas de precaria condición como son construidas de material de abobe en su gran mayoría de la población

La segunda vía es desde la ciudad de Lima – hasta la ciudad de Nazca – Puquio - Quillcaccasa a través de 950 km. de carretera asfaltada y de allí 45 km. de carretera de trocha carrozable hasta la propiedad de Pallancata, donde está ubicado la Unidad Operativa Pallancata. El viaje dura aproximadamente 14 horas hasta las instalaciones de la Unidad Minera. Ver Figura 1.1 mapa de ubicación de la mina Pallancata.



Figura 1.1 Ubicación mina Pallancata  
Fuente: Área de geología.

### 1.6.3 Clima

El clima en Pallancata consiste de una estación seca y otra húmeda. Los meses más húmedos son de diciembre a marzo. Las temperaturas van de menos 5°C a 20°C típico de la región del altiplano, con una temperatura media anual de 8°C (46°F). La temperatura máxima es 18,8°C (66°F) en noviembre y el promedio mínimo es de menos 7.5°C (18.5°F) en julio.

La precipitación es de unos 610 mm (24 pulgadas) anuales de los cuales el 80% cae en los meses de invierno, de noviembre a marzo. La media máxima de las precipitaciones se produce en enero 133,3 mm (5,25 pulgadas) y mínima, en julio de 2,4 mm (0,1 pulgadas).

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



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1 Antecedentes de la investigación

(Turpo Villalba, 2014), en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli” para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas – U.N.A., se concluye, “que se desarrollaron la explotación de 18 a 25 tajeos por mes para incrementar la producción diaria de 250 TM/día a 360 TM/día, con la explotación de la veta dulce con 7 nuevos tajeos para la producción de la zona Coila. Se incrementó el nivel de producción mensual de 7500 TM/mes a 10,800 TM/mes. Esto de acuerdo al sistema de trabajo, las etapas del ciclo, también se mejoró la eficiencia en los procesos unitarios respectivos, aumentando en alguno de ellas, el capital, las maquinarias, recursos humanos, etc. El método de minado a aplicar es el corte relleno, cumpliendo con las condiciones geomecánicas y estructurales del yacimiento.

En el cuarto ítem concluye que las variables económicas presentes en el planeamiento minero son el precio del metal, el costo de producción y costo de inversión, el que toma un papel protagónico dependiendo del contexto externo es el precio del metal involucrado, logrando el efecto de obtener mayores márgenes de ganancia en contextos favorables”.

(Smith Alva, 2014), en su artículo de título “Planeamiento de Minas Subterráneas Aplicando Software Minero”, publicada en la revista CAE Mining, en su sexto ítem concluye “que es posible La investigación y la tecnología hace posible hoy día generar planes de minado confiables generándolos rápida y eficazmente, pero el entender claramente los fundamentos técnicos que nos llevan a generar un buen planeamiento de minado”.

(Quispe Aguilar , 2013), en su Tesis Titulada “Plan de Minado Subterráneo Aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A.” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería; en el segundo ítem concluye, que en planeamiento operacional subterráneo en la Corporación Minera Ananea se tiene que realizar el Planeamiento de Minado y el diseño de labores teniendo en cuenta las estructuras predominantes emplazadas en la zona del proyecto, tanto estructural como geológico.

Por ello, el plan de producción estará sujeto a las variables del yacimiento, tales como condiciones geológicas, geomecánica y las variables económicas en función de los programas de desarrollo preparación y explotación, asignando los recursos necesarios. Entonces para un plan de producción es necesario contar con información técnica como: características geológicas de los mantos, estructuras de vetas y roca encajonante, reservas mineras económicas, leyes de mineral, costos de producción y recursos para la producción.

En el sexto ítem se concluye que “finalmente se logró reformar las operaciones mineras en base a un planeamiento de minado subterráneo de la empresa logrando exitosas tasas de rentabilidad, producto del buen planeamiento logrando controlar los costos y aplicando tecnología de bajo costo en la explotación de minerales auríferos de vetas o filones angostos de baja ley, logrando producir un promedio de 240 toneladas de mineral aurífero mensual con una ley de corte de 0.43 oz-Au/TM”.

(Arias Calla, 2013), en su Tesis Titulada “Planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la U.O San Braulio Uno” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ciencias e Ingeniería – PUCP; en el décimo ítem concluye, “que el producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) del proyecto de profundización de mina es de US\$ 141,000, para una tasa de descuento de 12%, con una TIR anualizada de 68% y un payback de 11.5 meses”.

(Mena Salas, 2012), en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Practico; Mina “Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titán S.R.L” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ciencias e Ingeniería – Pontificia Universidad Católica del Perú; se concluye que con el Planeamiento de minado de la veta Dulce y la entrada en operación de la veta significa un considerable aumento en cuanto a la producción diaria, incrementando del volumen inicial de 150 TM/día a 200 TM/día del mismo modo esto repercutió en el incremento de toneladas mensual de 4500 TM/mes a 6000 TM/mes.

En el sexto ítem concluye, “que la mínima variación del costo de operación ( $\pm 10\%$ ) conlleva a un cambio significativo en cuanto al valor actual neto ( $\pm US\$ 3' 340, 344.11$ ); por lo que se concluye que es de vital importancia controlar de la mejor manera esta variable económica en las operaciones mineras”. En el séptimo ítem concluye, “una variación en el costo de inversión ( $\pm 10\%$ ) conlleva a un cambio menor en cuanto al valor actual neto ( $\pm US\$ 347, 884. 59$ ), mostrando así esta variable su baja sensibilidad comparativamente, dentro del proceso productivo integral (mina, planta)”.

(Baldeon Quispe, 2011), en su Tesis Titulada “Gestión en las Operaciones de Transporte y Acarreo para el Incremento de la Productividad en CIA. Minera Condestable S.A.” para optar por el Título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ciencias e Ingeniería – Pontificia Universidad Católica del Perú; en el quinto ítem concluye, “que es importante contar con un departamento de productividad, para la mejora de los procesos y procedimientos establecidos; de lo contrario, la operación se hará rutinaria disminuyendo de esta manera su valor a través del tiempo”.

(Cuenta Chua, 2002), en su tesis titulada “Planeamiento y diseño de minado subterráneo Veta N3 sección III mina Yauliyaco”, Facultad de Ingeniería de Minas – Universidad Nacional de Altiplano, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, se concluye que con el aporte de la veta N3 significo el incremento de producción diaria de 325 TM/día con la aportación de los 3 métodos de explotación (Over cut and fill, Shrinkage y Open Stope) que se utilizaron para el minado de la veta 3 sección III.

En el 13avo ítem concluye, “que los costos de operación ascienden a 19 \$/TM, esto es debido a que la explotación comprende vetas muy angostas, que cuando es blendeado con minerales de bajas leyes provenientes de cuerpo se compensan sus leyes y costos de operación, recordando que la producción de vetas en toda mina representa un 25%. En ese sentido los métodos masivos de minado (sub level stoping) son muy económicos, pero menos selectivos, que combinados con métodos selectivos (shrinkage, open stope) son una combinación estratégica para explotar toda las reservas de las mina”.

## **2.2 Bases teóricas**

### **2.2.1 Planeamiento de producción en minería**

Es la aplicación de los métodos de planificación en la técnica de la minería a cielo abierto o subterránea; a causa de la naturaleza teórica en algunas empresas, tiene valor de desarrollo por que en cierta manera están apoyados en la intuición de una persona, basado en el complemento de conocimientos prácticos de complejidad adquirida en muchas empresas afines a la minería. (Medina, 2001)

### **2.2.2 Planeamiento de minado**

Es la aplicación de los distintos métodos de planificación en la técnica de la minería a cielo abierto y subterránea, siendo su objetivo principal el de planificar, proyectar y determinar mejor el plan de minado, sujeto al mejor conocimiento del yacimiento, ley de mineral, diseño del método de explotación, aplicación de las condiciones geomecánica del yacimiento, mayor extracción de reservas minerales y aplicar criterios económicos dinámicos para optimizar la utilidad por venta de productos minerales. (Patiño, 2002)

### **2.2.3 Desarrollo de los tipos de planeamiento del proyecto**

#### **2.2.3.1 Planeamiento a corto plazo**

Generalmente el planeamiento a corto plazo contempla aspecto de detalle de ingeniería, donde se desarrolla diarios, semanales y mensuales, para las diferentes áreas, tales como: desarrollo primario, exploraciones, preparaciones, minado y diseño generales. Dentro de la mina Pallancata, el planeamiento a corto plazo se elabora en forma mensual y todos los programas de trabajo están

enmarcados dentro del planeamiento a mediano plazo establecido con anterioridad. Para cumplir con los objetivos y metas trazados en el planeamiento a corto plazo, es necesario darle seguimiento a todo los trabajos programados, tal que los problemas se asistan con una solución óptima y oportuna para dar continuidad al proyecto. (Cuenta Chua, 2002)

### **2.2.3.2 Planeamiento a mediano plazo**

El planeamiento de mediano plazo es de mayor envergadura, que el de corto plazo, se habla de términos de tiempo mayores, como el caso de Pallancata un planeamiento de mediano plazo comprende de 2 a 3 años, donde se preveen los objetivos y metas a alcanzar, siendo los esquemas de trabajo más generalizados que el anterior, pero naturalmente se contempla los aspectos paramétricos del minado, tales como; metrajes de avances de desarrollo, tonelajes, leyes, costo y presupuesto.

### **2.2.3.3 Planeamiento a largo plazo**

El nivel de planeamiento llega a los niveles jerárquicos altos, donde se planean estrategias generales para optimizar sus costos, recursos, inversiones a nivel corporativo. Sin embargo en el nivel bajo (operativo) se pueden trazar esquemas de trabajo proyectados al futuro no inmediato.

El desarrollo de un plan de explotación de minas a largo plazo, tiene como propósito concentrar las estrategias para el desarrollo global del yacimiento, a través de una secuencia de excavaciones óptima orientada a señalar la dirección lógica para el agotamiento de las reservas y procurando lograr un desarrollo armónico en las operaciones mineras, en el marco de un mejor aprovechamiento, que maximice la recuperación de la mena y minimice la extracción de estéril de acuerdo a las mezclas de mineral necesarias entre los sectores involucrados en el plan de minado. (Turpo Villalba, 2014)

## **2.2.4 Información para planeamiento y control de operaciones**

### **2.2.4.1 Sistema de información**

Conjunto de información necesaria para la toma de decisión, que contiene subsistemas para recolectar, almacenar, procesar y discutir los conjuntos de información necesaria para realizar el plan de minado.

El sistema de información debe proveer información necesaria, útil, oportuna, correcta y debe llegar selectivamente a los diferentes niveles como son: directivos de alto, medio y bajo nivel. Los subsistemas que intervienen en la mina son: (Herrera Herbert & Plá de la Rosa, 2001)

- ✓ Oficina mina.
- ✓ Oficina geología.
- ✓ Oficina ingeniería y planeamiento.
- ✓ Planta concentradora.
- ✓ Oficina de mantenimiento.
- ✓ Laboratorio.
- ✓ Oficina de sistemas.

#### 2.2.4.2 Sistema de información para el planeamiento

El sistema de información proporcionara todos los datos requeridos para el planeamiento y control de las operaciones de producción y de servicios. Los datos a ser usada en el planeamiento deben estar disponible en la fecha requerida, sean actuales y confiables.

#### 2.2.4.3 Implementación del sistema de información

Cada subsistema que interviene en la operación de minado, debe cumplir con preparar los datos requeridos en formatos especiales. El flujo de esta información se muestra ver en la Figura 2.2. (López Jimeno, 1991)

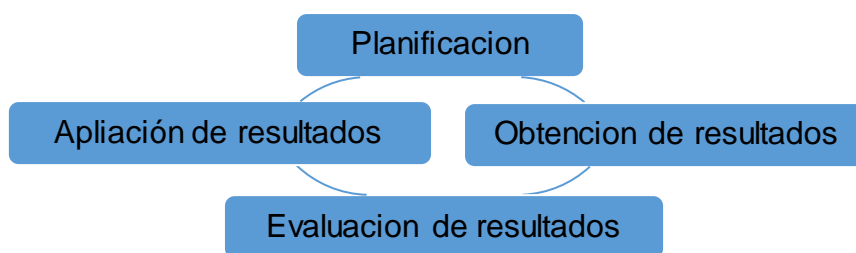


Figura 2.2 Flujo grama de información.  
Fuente: (López Jimeno, 1991)

### 2.3 Marco conceptual

#### 2.3.1 Información geológica

En esta parte se define posición, cantidad y calidad del yacimiento en la cual se tiene como datos: perforaciones diamantinas, desarrollos de exploración, registro de ensayos y datos geológicos, levantamiento topográfico con uso de la computadora.

Esta información debe incluir el tamaño, longitud, potencia de las áreas a ser minadas, buzamiento de la veta o cuerpo mineralizado, estrechamiento o ensanchamiento de la mineralización. Contribución de estimaciones (reservas) en el área mineralizada y la presencia de las zonas de mineralización, de la ley mínima de explotación y relación de desmonte. (Patiño, 2002)

### **2.3.2 Consideraciones geomecánicas**

Hay dos aspectos importantes que comentar respecto a la masa rocosa encajonante: su estructura y su calidad. Desde el punto de vista estructural, dos sistemas principales de discontinuidades: uno paralelo al rumbo y buzamiento de las vetas y otro perpendicular al rumbo de las mismas, con buzamiento moderado. Desde el punto de vista de la calidad de la masa rocosa.

Para la ejecución de una labor minera es muy importante considerar los aspectos geomecánicas de la masa rocosa, para determinar el grado de seguridad de la estabilidad de las mismas, por el tiempo en que el área excavada permanecerá abierta. (Crawford & Hustrulid, 1979)

#### **2.3.2.1 Caracterización y geomecánica del macizo rocoso**

Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. El término “macizo rocoso” se refiere al conjunto de uno o varios tipos de rocas atravesados por planos de discontinuidad en el que se inserta la obra de ingeniería o la mina. Su caracterización requiere el conocimiento de los siguientes parámetros: (Geotécnica, 2003)

- ✓ Resistencia y comportamiento de la roca.
- ✓ Familias de discontinuidades existentes.
- ✓ Espaciado de los planos de discontinuidad y fracturación del macizo.
- ✓ Caracteres geomecánicas de las discontinuidades: continuidad, rugosidad, separación y resistencia de los labios, meteorización y relleno.
- ✓ Condiciones del agua en las juntas.
- ✓ Tensiones in situ, naturales o inducidas.
- ✓ Alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones.

Como se muestra en Figura 2.3, los métodos de clasificación geotécnica más empleados en minería a rajo abierto son los de Hoek et al. (1995) y de Bieniawski (1989). (Geotécnica, 2003)

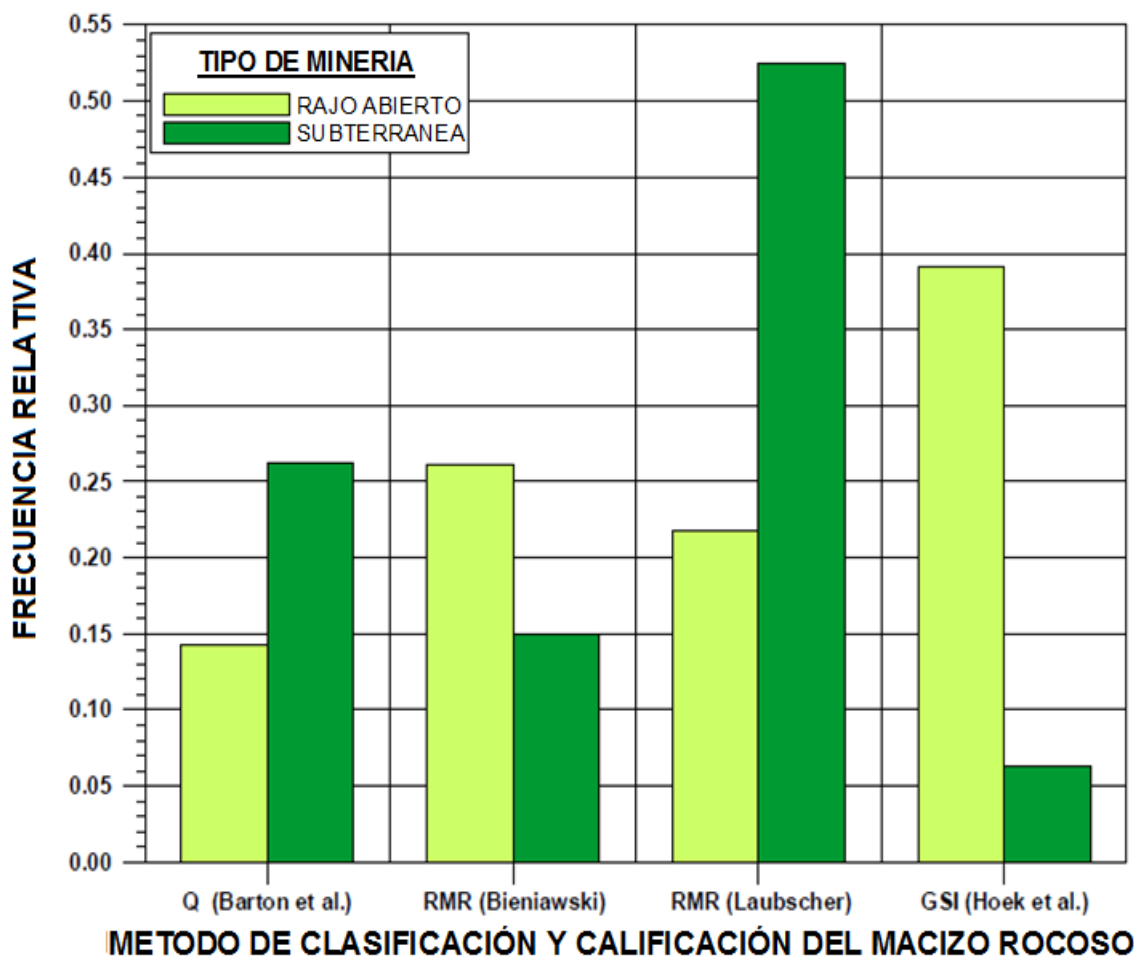


Figura 2.3 Clasificación macizos rocosos en tajo abierto y subterráneo

Fuente: (Flores & Karzulovic, 2002)

### 2.3.2.2 Índice de designación de la calidad de roca (RQD)

El índice RQD (Rock Quality Designation) se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud en su eje, sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. Para determinar el RQD en el campo existen procedimientos de cálculo.

- ✓ A partir del mapeo de celdas geotécnicas: comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural (detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera u obra civil



- ✓ Se hace el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro cúbico ( $J_v$ ) determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural en el área o zona predeterminada. Esto se usa para voladura y queda establecida de acuerdo a la relación entre RQD y  $J_v$ . (Ramírez Oyanguren & Alejono Monge, 2007)

### 2.3.2.3 Sistema de clasificación RMR (Bieniawski 1973)

El detalle para la determinación de los valores de estos cinco parámetros se presenta en el Anexo 5.1 de la presente investigación, y el uso del índice RMR permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

- ✓ Macizos de calidad MUY MALA (Clase V,  $0 \leq \text{RMR} \leq 20$ ).
- ✓ Macizos de calidad MALA (Clase IV,  $20 < \text{RMR} \leq 40$ ).
- ✓ Macizos de calidad REGULAR (Clase III,  $40 < \text{RMR} \leq 60$ ).
- ✓ Macizos de calidad BUENA (Clase II,  $60 < \text{RMR} \leq 80$ ).
- ✓ Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I,  $80 < \text{RMR} \leq 100$ ).

### 2.3.2.4 Método del índice GSI

El índice de resistencia geológica, GSI, fue desarrollado por Hoek (1994) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos: (Coates, 1973).

La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas que se muestran en la Figura 2.4, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos: (Goodman, 1989).

- ✓ Macizos de calidad MUY MALA (Clase V,  $0 \leq \text{GSI} \leq 20$ ).
- ✓ Macizos de calidad MALA (Clase IV,  $20 < \text{GSI} \leq 40$ ).
- ✓ Macizos de calidad REGULAR (Clase III,  $40 < \text{GSI} \leq 60$ ).
- ✓ Macizos de calidad BUENA (Clase II,  $60 < \text{GSI} \leq 80$ ).
- ✓ Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I,  $80 < \text{GSI} \leq 100$ ).

<b>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA</b> <b>MACIZOS ROCOSOS ESTRATIFICADOS HETEROGENEOS</b> <small>(Marinos &amp; Hoek (2000))</small>		<b>CONDICION ESTRUCTURAS</b> <b>(PLANOS DE ESTRATIFICACION)</b>				
En base a una descripción de la litología, la estructura del macizo y la condición de las estructuras (especialmente los planos de estratificación), seleccione una zona en la tabla. Ubique en esa zona la posición correspondiente a la condición de las estructuras y estime el valor medio de <i>GSI</i> . NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq GSI \leq 37$ es más realista que suponer $GSI = 35$ . <b>Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural.</b> Si hay estructuras desfavorablemente orientadas ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso. En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para <i>GSI</i> para condiciones regular, mala o muy mala de las estructuras. La presión del agua no se considera al evaluar el <i>GSI</i> (análisis en esfuerzos efectivos).		<b>MUY BUENA</b> Muy rugosas, superficies frescas o no Meteorizadas.	<b>BUENA</b> Rugosas, superficies algo meteorizadas.	<b>REGULAR</b> Lisas, superficies moderadamente meteorizadas y lateradas.	<b>MALA</b> Muy lisas, ocasionalmente pulidas, con pátinas compactas o rellenos con fragmentos angulosos.	<b>MUY MALA</b> Muy lisas y pulidas o de superficies muy meteorizadas, y con pátinas o rellenos de arcilla blanda.
<b>COMPOSICION Y ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO</b>						
<p><b>A.</b> Estratos gruesos de arenisca de mucha blocosidad. El efecto de posibles pátinas pelíticas en los planos de estratificación se ve minimizado por el confinamiento del macizo rocoso; sin embargo, en túneles poco profundos y/o taludes, estos planos de estratificación pueden generar inestabilidades controladas estructuralmente.</p>						
<p><b>B.</b> Arenisca con lentes delgadas de limonita.</p>	<p><b>C.</b> Arenisca y limonita, en estratos de similar potencia.</p>	<p><b>D.</b> Limolitas o esquistos limosos con estratos de arenisca.</p>	<p><b>E.</b> Limolitas débiles o esquistos arcillosos con estratos de arenisca.</p>			
<p><b>C, D, E y G:</b> Pueden estar más o menos plegados que lo indicado, pero esto no altera su resistencia. Si presentan deformación tectónica, fallamientos y pérdidas de continuidad, cambie estas categorías a <b>F</b> y <b>H</b>.</p>		<p><b>F.</b> Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, muy plegados y Cizallados, con estratos de arenisca deformados y quebrados, definiendo una estructura casi caótica.</p>				
<p><b>G.</b> Esquistos limosos o arcillosos no perturbados, con o sin intercalaciones de estratos delgados de arenisca.</p>						
		<p><b>H.</b> Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, con una estructura caótica y bolsones de arcilla. Estratos delgados de arenisca quebrados en pequeños bloques de roca.</p>				
		70 60 50 40 30 20 10				

→ Indica deformación por tectonismo.

Figura 2.4 Resistencia en macizos rocosos estratificados y heterogéneos

Fuente: (Marinos & Hoek, 2000)

### 2.3.2.5 Roca intacta

Son cuerpos continuos formados por asociaciones de una o varias especies minerales. Por sus propiedades pueden ser: Homogéneos o Heterogéneos e Isótropos o Anisotrópicos. (Barletta, 2008)

### 2.3.2.6 Matriz rocosa

Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. (González de Vallejo, 2002)

### 2.3.2.7 Macizo rocoso

Las masas rocosas se presentan en la naturaleza afectadas por una serie de planos de discontinuidad o debilidad que separan bloques de matriz rocosa,

formando los macizos rocosos. Para el estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso deben estudiarse las propiedades tanto de la matriz como de las discontinuidades. (González de Vallejo, 2002)

#### **2.3.2.8 Caracterización geológica**

La caracterización geológica es la descripción de macizo rocoso donde se conocen los parámetros básicos de la roca y las discontinuidades, así como la estructura del macizo rocoso. (Hudson & Harrison, 1997)

#### **2.3.2.9 Resistencia a compresión simple**

Es llamada también resistencia uniaxial y se define como el esfuerzo máximo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, la cual se determina a través de una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio. (Sjöberg, 1996)

#### **2.3.2.10 Factor de seguridad**

El factor de seguridad es una medida determinística de la relación entre las fuerzas (capacidad) y las fuerzas impulsoras (demanda), del sistema en su entorno considerado. El factor de seguridad es el criterio más básico de diseño aceptado en la ingeniería. (Read & Stacey, 2009)

#### **2.3.2.11 Orientación**

Posición de la discontinuidad en el espacio, definida por la dirección del buzamiento y el buzamiento de la línea de máxima pendiente en el plano de la discontinuidad.

#### **2.3.2.12 Espaciamiento**

Distancia perpendicular entre dos discontinuidades adyacentes, normalmente se refiere al espaciamiento medio de una familia de discontinuidades.

#### **2.3.2.13 Discontinuidad**

Es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso.

Extensión superficial de una determinada discontinuidad en un plano imaginario que la contenga. (España, 1987)

#### **2.3.2.14 Rugosidad**

Conjunto de irregularidades de diferentes órdenes de magnitud (asperezas, ondulaciones), que componen la superficie de las paredes de una discontinuidad.

#### **2.3.2.15 Resistencia de la discontinuidad**

Resistencia a la compresión de la superficie de discontinuidad, puede ser más baja que la resistencia de la roca matriz a causa de la meteorización de la misma. (España, 1987)

#### **2.3.2.16 Apertura**

Distancia perpendicular entre las paredes de una discontinuidad de un macizo rocoso.

#### **2.3.2.17 Relleno**

Material que separa las paredes de una discontinuidad, normalmente más débil que la roca matriz. (España, 1987)

#### **2.3.2.18 Filtración**

Flujo de agua y humedad libre visible en discontinuidades o en la totalidad de la roca.

### **2.3.3 Concepto de laboreo minero**

Los siguientes conceptos son estándares aplicados en operaciones mina de la unidad operativa Pallancata.

#### **2.3.3.1 Desarrollo**

Incluye desarrollo primario y desarrollo de exploraciones y está presupuestado como costo de capital.

##### **2.3.3.1.1 Desarrollo primario**

Es todo desarrollo horizontal, vertical o inclinado, situado fuera del cuerpo del mineral y que tenga por objeto promover acceso a un cuerpo mineral (rampa, by, pass o crucero); promover acceso a un área mineral (galería, crucero), promover pasaje del mineral, desmonte o ventilación; función auxiliar (cámara para tolva, para perforación de raises boring y para volteo de equipo). (Ríos Ríos, 2013)

### **2.3.3.1.2 Desarrollo de exploraciones**

Incluye todo trabajo de desarrollo, normalmente horizontal, situado dentro, pero en la base del cuerpo mineral y que tenga por objetivo promover conocimiento de este cuerpo veta (galería o ramal). (Cuenta Chua, 2002)

### **2.3.3.2 Preparaciones**

Incluye todo trabajo desarrollado específicamente con objeto de preparar un tajo para ser minado. Puede ser en mineral o en las cajas y está presupuestado como costo en operación. (Herrera Herbert & Plá de la Rosa, 2001)

#### **2.3.3.2.1 Situado en mineral**

Incluye subnivel, chimeneas de ventilaciones de tajos, box holes, cruceros auxiliares dentro del tajo, prolongación de tajos.

#### **2.3.3.2.2 Otros conceptos**

Las galerías en vetas o cuerpos, mientras están en desarrollo para buscar mineral son costo de exploración. A partir del momento en que el cuerpo está definido longitudinalmente, cualquier desquinche para contornear el tajo, el costo es operativo. También galerías de prolongación de tajeos operativos en lateral o lineal, son costos operativos que afectan directamente a los de operación mina. (Crawford & Hustrulid, 1979)

### **2.3.3.3 Nomenclatura de labores**

Para identificar una labor en los proyectos y en las minas se considera el siguiente estándar.

Usar como referencia las coordenadas U.T.M. que indican el este.

Para nombra una labor se colocara:

- ✓ Primero: el número del nivel donde se encuentra la labor.
- ✓ Segundo: la veta en donde se encuentra la labor.
- ✓ Tercero: abreviatura del tipo de labor.
- ✓ Cuarto: el tercero, cuarto y quinto dígito del número que indica la coordenada U.T.M. "este" del punto de inicio de la labor.

Ejemplo:

- Nivel : 4710
- Veta : Pablo.
- Tipo de labor : Galería.
- Coordenada U.T.M. Este : 367,400 (donde se inicia la labor).
- Rumbo del eje de la labor : SW.
- Nomenclatura final : 4710 Pablo Ga 740 SW.

Tipo de labor y su abreviatura respectiva:

- Tajeo : Tj
- Galería : Ga
- Rampa : Rp
- Chimenea : Ch
- Crucero : Cx
- By – pass : Bp
- Sub nivel : Sn
- Ventana : Vn
- Cámara : Cm
- Raise boring : Rb

Direcciones de rumbos referidos al eje de la labor, partiendo desde el punto de inicio, es decir donde se inició la construcción de la labor:

- Este : E
- Oeste : W
- Norte : N
- Sur : S
- Sur Este : SE
- Sur Oeste : SW
- Nor Este : NE
- Nor Oeste : NW

#### 2.3.3.4 Requerimiento de laboreo del proyecto

Toda las labores requeridas para la explotación eficiente de la veta en la zona contractual se ajustaran a las labores existentes mencionadas, ya sea por reemplazo, adición o rehabilitación, a continuación mencionamos en forma general las labores necesarias.

### **2.3.3.5 Labores de desarrollo y preparación**

#### **2.3.3.5.1 Rampa**

Se ubica entre las vetas Yurika y Yurika Techo, de sección 4.50 x 4.50 m<sup>2</sup>, con gradiente de -12%. La sección diseñada permitirá el paso de volquetes de capacidad 27 a 30 TM, para el transporte de material (mineral – desmonte).

#### **2.3.3.5.2 By-passes y pivot-cruceiros**

Los by-passes son paralelos a la veta de mineral, de manera que sirva como galería de evacuación de mineral (sección 4.0 x 4.0 m<sup>2</sup>), estos tendrán una gradiente positiva de 0.5%, a continuación se desarrollara los pivot – cruceiros, que son los ingresos a los niveles de operación se harán de sección 4.0 x 4.0 m<sup>2</sup> de manera que permita el paso de los scooptram de 6.0 yd<sup>3</sup>.

### **2.3.3.6 Labores de infraestructura y servicios**

#### **2.3.3.6.1 Chimeneas de ventilación**

Son labores que se consideran para tener chimeneas de ingreso de aire fresco en la parte central de la mina y dos chimeneas de extracción de aire viciado por los extremos, los cuales nos sirven para la profundización de la mina y la otra para las zonas de trabajo en la parte superior. Las chimeneas programados son raise bore, de diámetro de 3.0 m.

#### **2.3.3.6.2 Cámaras de acumulación de material**

Son labores que sirven para acumular material, se encuentran cerca de las cámaras de carguío, su función es acumular el material suficiente para luego ser descargado hacia la tolva de los volquetes o dumpers.

#### **2.3.3.6.3 Cámara de carguío**

Son labores que sirven para cargar el material (mineral o desmonte), hacia las tolvas de los volquetes, existen a lo largo de la rampa principal y tienen un desnivel que permite que el scooptram pueda visualizar al volquete y descargar el material donde la tolva requiera.

Otro diseño es el de una ventana perpendicular a la rampa, en donde se ejecuta el carguío respectivo.

#### **2.3.3.6.4 Chimenea de servicios**

La chimenea de servicios son labores que va permitir ingresar por ella las diferentes líneas de servicios como: aire, agua, energía, etc. y a su vez de salida e ingreso para personal.

#### **2.3.3.6.5 Casa de compresora**

Son labores auxiliares que se ubican en superficie, lo cual queda toda la etapa de minado en una operación minera.

#### **2.3.3.6.6 Subestación eléctrica**

Son labores que contemplan las instalaciones como sub-estaciones eléctricas, los cuales estarán dispuestas en una longitud de 500 m. de distancia cada uno.

#### **2.3.3.6.7 Talleres interior mina**

Son labores auxiliares que están diseñado en la vía principal. De acuerdo a la necesidad de tener una alta disponibilidad de equipos y reducir las demoras por mantenimiento y correctivos, se prevé la ejecución de talleres al extremo NE de la zona Pablo.

#### **2.3.3.6.8 Cámara de bombeo**

Son labores auxiliares que están en la vía principal. Labor que debe ubicarse en la rampa principal (cerca de talleres), en ella se captara toda el agua de filtración de las labores de desarrollo y producción.

#### **2.3.3.6.9 Bodega**

Labor que debe ubicarse en la rampa principal, equidistante de las labores a realizar para el almacenaje y despacho de los materiales varios que se necesita para la ejecución de las labores mineras.

#### **2.3.3.6.10 Comedores**

Labor que debe ubicarse en la rampa principal, equidistante de las labores a realizar para el ordenado, y cumplimiento del horario de toma de alimentos tanto del turno día como del turno noche, este debe de contar con sistema de ventilación propia, servicios de energía, lavadero de manos y botas como los enseres y menajes necesarios para su normal utilización.



### 2.3.4 Recursos humanos

Son recursos fundamentales importante para llevar a cabo cualquier proyecto de la cuales es necesario contar con servicios de empresas especializadas. Se contara con los servicios de la contrata que está trabajando IESA S.A.C. que ya está familiarizada con los trabajos, donde realiza todos los trabajos de desarrollo y preparación del Proyecto Pablo, de la misma forma personal de CIA. MINERA ARES para los trabajos de explotación de tajos.

### 2.3.5 Selección de equipos

La selección de equipo minero debe ser estimada con gran cuidado ya que una decisión errada puede afectar de manera significativa los costos de producción y reducir el beneficio del proyecto o del plan de producción.

El proceso para la selección de un equipo minero está estructurado en los siguientes pasos:

- ✓ Selección del tipo de equipo requerido.
- ✓ Determinación del tamaño del equipo y cantidad.
- ✓ Tipo de especificaciones técnicas del equipo, tomando en cuenta tanto las consideraciones de operación como las condiciones de mantenimiento del equipo.
- ✓ Selección del fabricante del equipo minero.

Factores importantes que se deben tener en consideración para la selección de un equipo minero son los siguientes:

- ✓ Topografía.
- ✓ Condiciones geológicas y climatológicas.
- ✓ Dureza, abrasividad y grado de fracturamiento de mineral.
- ✓ Estructuras geológicas presentes en el yacimiento.
- ✓ La diferencia de elevación entre el sitio de carguío y la descarga de mineral y estéril.
- ✓ Drenaje.
- ✓ Alimentación de la planta.
- ✓ Ruta y distancia de transporte de estéril y mineral.
- ✓ Tonelaje a ser removido.

### **2.3.6 Elección de métodos de minado**

Tal como se describió el Proyecto Pablo presenta varias características geológicas y geomecánicas, tal es así que hay zonas con buenas cajas y también zonas con cajas y mineral relativamente regular y malo, ante esta situación, la elección del método de minado deberá decidirse por el más adecuado de acuerdo a los parámetros geológicos y geomecánicos.

#### **2.3.6.1 Geometría y distribución de leyes del yacimiento**

Dentro de ello se contempla la forma del yacimiento si es masivo, tabular o irregular, la potencia del mineral, la inclinación y el comportamiento de la leyes si es uniforme diseminado o errático, estos parámetros son los más importantes para determinar entre un método masivo y selectivo.

#### **2.3.6.2 Características geomecánicas**

Se refiere al comportamiento geomecánica de las cajas techo piso y mineral. Se evalúa la resistencia de la roca, espaciamiento de fracturas y resistencias de las discontinuidades lo que nos indica la calidad de la masa rocosa que enfrentamos, se las emplea para que el método no sea afectado por la estabilidad en la excavación.

La evaluación geomecánica del macizo rocoso de la veta Explorador Pablo, nos arroja resultados con el fin de definir y dimensionar los métodos de minado subterráneo que se van aplicarse a este yacimiento, de tal manera de lograr las condiciones seguras en la explotación y la mayor recuperación de las reservas de mineral. En una primera etapa los trabajos estuvieron orientados a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permitió evaluar los factores principales del control de la estabilidad, y estimar los parámetros geomecánicos básicos.

En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas que estarán asociadas al minado. Finalmente se definieron y dimensionaron las alternativas y estrategias de minado para veta Explorador Pablo.

### **2.3.6.3 Parámetros para la selección del método**

La evaluación del método o métodos de explotación se realiza para cada block que constituirá un tajeo, ya que así lo requiere el comportamiento variado de cada zona en los diferentes niveles donde se minara la veta, tratando en lo posible aplicar el método numérico de selección de tajos.

### **2.3.7 Secuencia de explotación**

Luego de definir el método de explotación, se procede a definir el modo en que se van a realizar las labores mineras para el aprovechamiento de los recursos de manera eficiente y continua. Para tal motivo se realiza el esquema de explotación, que no es más que definir una secuencia de explotación para el área de Pallancata.

La secuencia de explotación se refiere al modo en que se van a realizar la explotación de los recursos de manera más resumida y grafica posible, tomando en cuenta las características más importantes de las labores mineras. Consiste en proponer una serie de pasos o secuencias y labores mineras de formas ordenada e ininterrumpida para una producción continua.

### **2.3.8 Ciclo de explotación**

Cada subnivel tendrá un acceso mediante la rampa de comunicación, de allí que mientras una parte del bloque de explotación está en proceso de limpieza del mineral fracturado, por otra parte se encontrara en proceso de relleno y perforación.

El ciclo de explotación por este método comprende las siguientes operaciones.

- ✓ Perforación.
- ✓ Voladura.
- ✓ Carguío y acarreo de mineral o desmonte.
- ✓ Sostenimiento.
- ✓ Relleno.
- ✓ Extracción.

## 2.4 Hipótesis de la investigación

### 2.4.1 Hipótesis general

- Se lograra incrementar la producción diaria con un diseño y planeamiento de minado del Proyecto Pablo a mediano plazo de la Unidad Operativa Pallancata

### 2.4.2 Hipótesis específicas

- Desarrollando las etapas que comprende el diseño y planeamiento de minado que son: geología, geomecánica, método de minado, se incrementara la producción diaria a 887 TM/día.
- Se conocerá el efecto que tiene cada una de las variables económicas presentes en un planeamiento minero.

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1 Diseño metodológico

La metodología de investigación utilizada para el presente trabajo de investigación es de tipo descriptivo, no experimental orientándose al Diseño y Planeamiento de Minado Subterráneo para incrementar la Producción Diaria en la Unidad Operativa Pallancata – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C. donde se detallan las características técnicas, para estructurar un diseño y planeamiento de minado a mediano plazo para incrementar la producción diaria de la mina Pallancata. El diseño es descriptivo correlacional, donde se describen relaciones entre las variables planeamiento de minado y la explotación de un yacimiento mineral.

La Investigación Descriptiva, comprende la descripción de registro, análisis e interpretación de la naturaleza actual de los datos. Utilizando el método de análisis, se logra caracterizar un objeto de estudio o una situación concreta, señalar sus características y propiedades. Combinada con ciertos criterios de clasificación sirve para ordenar, agrupar o sistematizar los objetos involucrados en el trabajo indagatorio.

#### 3.2 Revisión, recopilación y elaboración de información preliminar

Se realizó una planificación según las metodologías a aplicar para ejecutar el proyecto de investigación, se recopiló y revisó información bibliográfica relacionada al tema de investigación.

Se hizo una revisión bibliográfica para tener una visión del estado de conocimiento en relación al diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria a mediano plazo.

### **3.3 Población y muestra**

#### **3.3.1 Población**

El universo del presente estudio está conformado por la Unidad Operativa Pallancata, que pertenece a la Compañía Minera Ares S.A.C., de las que este trabajo tomara como referencia.

#### **3.3.2 Muestra**

La muestra del estudio de investigación se basara en la producción y el nivel económico del Proyecto Pablo.

### **3.4 Variables**

#### **3.4.1 Variable dependiente**

La variable dependiente es:

- Incremento de producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata.

#### **3.4.2 Variables independientes**

Las variables independientes son:

- Diseño y Planeamiento de minado subterráneo del Proyecto Pablo.
- Variables económicas presente en un planeamiento de minado.

#### **3.4.3 Variable interviniente**

- Mina Pallancata.

### 3.5 Operacionalización de variables

Tabla 3.1 Operacionalización de variables de presente investigación.

VARIABLES	INDICADORES	INDICES
<b>Variable independiente 1:</b> Diseño y Planeamiento de minado Subterráneo del Proyecto Pablo.	Evaluación de reservas.	P1,P2
	Ley de cut – off.	g/TM
	Evaluación geomecánica.	RMR,Q
	Métodos de minado.	Bench and Fill (B.F.)
Subnivel Ascendente con Relleno Cementado (S.A.R.C.)		
Corte Relleno Semi Mecanizado (C.R.S.M.)		
<b>Variable independiente 2:</b> Variables económicas presente en un planeamiento de minado.	Precio de metales.	oz/Tc
	Costos de producción.	US\$/TM
	Inversión.	US\$
<b>Variable dependiente:</b> Incremento de producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata.	Toneladas de producción por día.	TM/día
	Toneladas de producción por mes.	TM/mes

P: Reservas probadas

P2: Reservas Probables

Fuente: Elaboración propia

### 3.6 Técnicas de recolección de datos

#### 3.6.1 Técnica

Para sustentar el presente trabajo se recopilara información técnica secundaria, relacionada al título del proyecto, publicados en artículos, libros, tesis de grados, revistas, informes especializados, páginas de Internet relacionadas con la minería subterránea mecanizada.

#### 3.6.2 Instrumento

Los instrumentos que se han utilizado en el presente estudio fue la hoja de registros de producción, reporte diario de operación, informes semanales y mensuales.

**Hoja de registros de producción:** Es una plantilla donde se reporta la producción del tipo de mineral.

**Reporte diario de operación:** Es una plantilla donde se reporta los trabajos diarios de avance en la producción.

**Informes semanales y mensuales:** Es la recolección de datos de trabajos diarios en la producción.

### 3.7 Procedimientos de recolección de datos

Se describió y se desarrolló paso a paso los temas relacionados para conseguir un diseño y planeamiento de minado y permitió incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata. Los contenidos involucrados son:

#### 3.7.1 Información geológica

La información geológica es muy importante para poder identificar el tipo de yacimiento que se tiene, el modelo de bloques fue proporcionado por el Área de Geología, para poder realizar las evaluaciones de identificación de recursos inferidos de la zona Pablo.

De ellos se obtienen las características, parámetros y propiedades de la veta para poder identificar la zona económicamente explotable y el reconocimiento del área de análisis de la zona Pablo.

La veta explorador Pablo está emplazada en las rocas volcánicas del Mioceno que pertenecen a las formaciones del grupo Alfabamba y es soterrada por las lavas del grupo de Saycata donde permitiendo reconocer la presencia de afloramientos de la veta en el campo del Proyecto Explorador Pablo

La veta explorador Pablo se encuentra ubicado dentro del distrito minero de Pallancata, a una distancia 3.5 km, hacia lado noroeste de la Unidad Operativa de Pallancata. Esta veta es clasificada como de tipo epitermal de intermedia sulfuración, por su contenido alto contenido de plata y oro principalmente entre las vetas reconocidas durante las perforaciones diamantinas que se ejecutaron en la etapa de exploración del Proyecto Pablo y la presencia de los metales bases encontradas.



### 3.7.2 Información geomecánica.

Para la recolección de datos geomecánicos los métodos que se emplean son los siguientes.

- Registro de datos (logueos geomecánicos de taladros diamantinos).
- Índice de designación de la calidad de roca (RQD).
- Clasificación de la masa rocosa RMR (Bieniawski).

Para la clasificación de la masa rocosa se usó la tabla de GSI según el tipo de roca donde se relacionó cada parámetro a sus equivalencias. Ver los anexos 5.1 y 5.2.

### 3.7.3 En ventilación de labores.

Se realizó el reconocimiento de todos los ingresos de aire limpio y las salidas de aire viciado con sus respectivas áreas para determinar los caudales de ingreso y salida necesaria para el Proyecto Pablo, de acuerdo a los equipos que se tienen en operación y al personal en dicha operación.

- **Medición de áreas:** Son específicamente la base por la altura de la secciones de ingreso. **Área = base x Altura**
- **Medición del flujo de aire:**

$$V=e/t$$

**Donde:**

V = Velocidad del aire (m/s)

e = Distancia (1 m)

t= Tiempo (s)

### 3.8 Materiales

Los materiales empleados en el trabajo de investigación son los siguientes:

- ✓ Material de escritorio.
- ✓ Material de Papelería.
- ✓ Material bibliográfico.
- ✓ Equipos de cómputo (Laptop).
- ✓ Software (MINESIGHT, AutoCAD, Excel, Word y Power Point).
- ✓ Asesoría para el desarrollo de la investigación.

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1 Comparativo de producción diaria

Se compara el nivel de producción de los tajeos y avances convencionales (antes) con respecto a las aportaciones del Proyecto Pablo (después). Ver Figura 4.5 el incremento de producción diaria por mes.

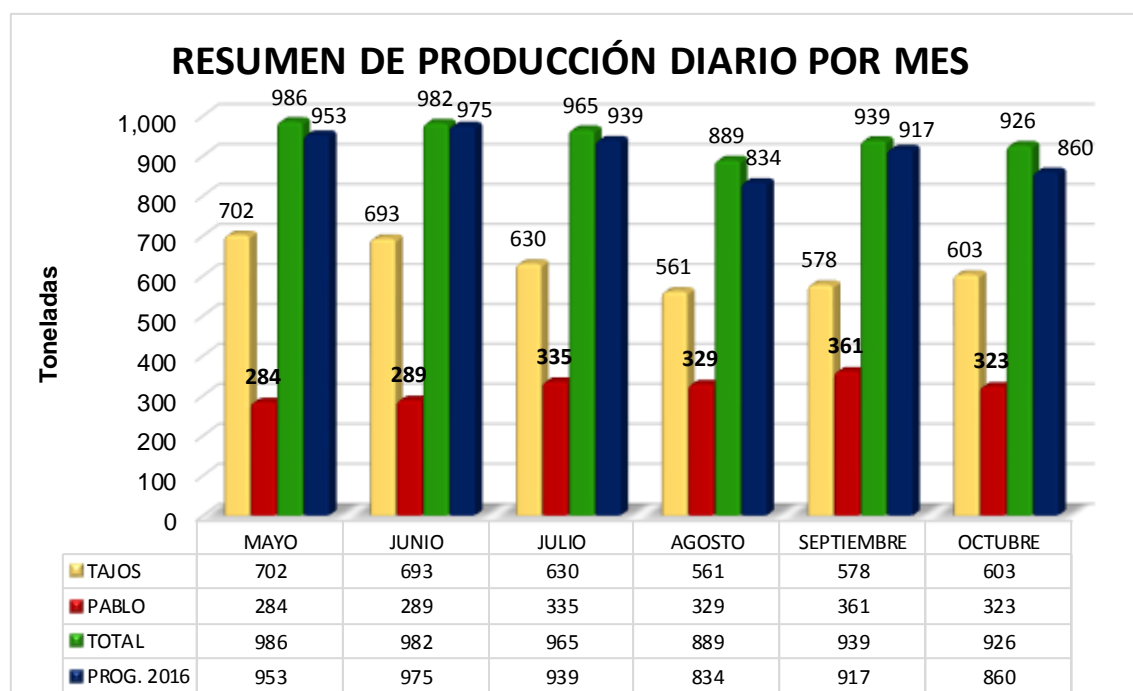


Figura 4.5 Resumen de producción por día mina Pallancata.  
Fuente: Elaboración propia

Se muestra el resumen de producción por día en el periodo 2016, se visualiza el incremento de producción por día con aportaciones de Pablo con promedio de 320 toneladas de mineral a la producción diaria, con respecto a tajeos convencionales con 591 toneladas y avances con 37 toneladas sumadas las tres aportaciones da un total de 948 toneladas de un programa de 913 TM/día.

Ver Anexo-1, todos los resultados de operación de producción día por día, de los tajeos, avances y Pablo. En la Tabla 4.2 se muestra de manera general la producción que se tiene en relación con las aportaciones de Pablo por día.

Tabla 4.2 Resumen de producción diaria mina Pallancata

DESCRIPCIÓN	TAJOS	AVANCES	PABLO	TOTAL	PROG 2016
Mayo	655	47	284	986	953
Junio	641	52	289	982	975
Julio	587	43	335	965	939
Agosto	532	29	329	889	834
Septiembre	552	25	361	939	917
Octubre	577	26	323	926	860
<b>PROMEDIO</b>	<b>591</b>	<b>37</b>	<b>320</b>	<b>948</b>	<b>913</b>

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la tabla 4.2 en líneas generales en aporte de volumen de mineral del Proyecto Pablo es muy importante para mantener el nivel producción diaria, con respecto al presupuesto del 2016.

#### 4.2 Comparativo de producción mensual

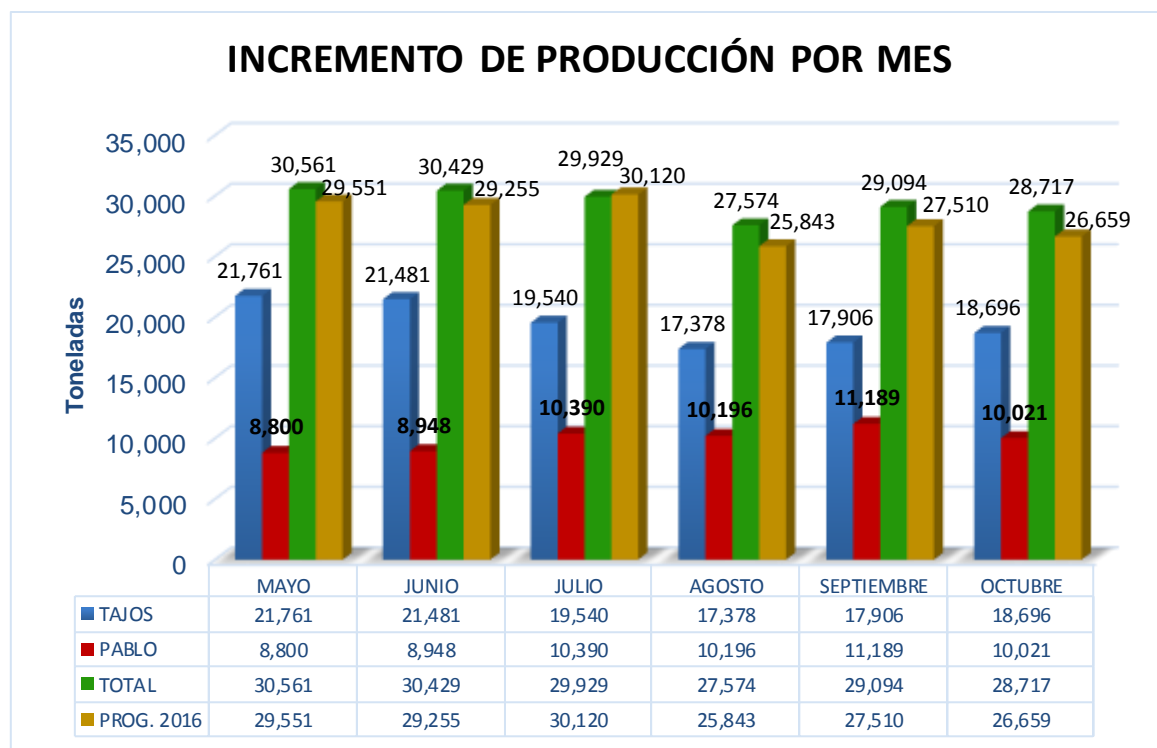


Figura 4.6 Resumen de producción por mes mina Pallancata.

Fuente: Elaboración propia

En la Figura 4.6 se visualiza el comparativo en líneas generales del nivel producción mensual de tajos y avances con respecto al Proyecto Pablo, se muestra el resumen de producción mensual que se registró en el periodo 2016, se visualiza el incremento de producción mensual con las aportaciones de Pablo con un total de 9924 toneladas de mineral a la producción mensual acumulado, con respecto a los tajos convencionales que se registró un aporte de 18,316 toneladas y avances registro un total de 1,145 toneladas permitiendo sumar las 3 aportaciones con un total de 29,384 TM/mes. De un programa de 28,156 TM/mes.

Con la producción del Proyecto Pablo se generó el incremento de toneladas con respecto a los tajos convencionales esto hace ver que la unidad operativa Pallancata eleve sus niveles de producción de manera paulatina hasta llegar una producción constante de 2,500 toneladas diarias y poder obtener beneficio en el concentrado de la plata equivalente, y mejorar los niveles de ingresos para la unidad.

Tabla 4.3 Resumen de producción por mes mina Pallancata

DESCRIPCIÓN	TAJOS	AVANCES	PABLO	TOTAL
Mayo	20,313	1,448	8,800	30,561
Junio	19,883	1,598	8,948	30,429
Julio	18,195	1,345	10,390	29,929
Agosto	16,486	893	10,196	27,574
Septiembre	17,127	779	11,189	29,094
Octubre	17,889	807	10,021	28,717
<b>PROMEDIO</b>	<b>18,316</b>	<b>1,145</b>	<b>9,924</b>	<b>29,384</b>

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 4.3 se muestra el resumen de los niveles de producción en tajos, avances y el Proyecto Pablo, se incrementa la producción en el acumulado mensual en la mina Pallancata con las aportaciones de Pablo.

En el Figura 4.7, se muestra el resumen de tajos en explotación por zonas de trabajo, en el periodo 2016. Con un total de 36 tajos convencionales que comprenden corte relleno convencional en realce y corte relleno convencional en Breasting. De las cuales son tajos de menor producción puesto que no se tiene vetas de muy buena potencia y generando la disminución de producción diaria de la mina Pallancata.

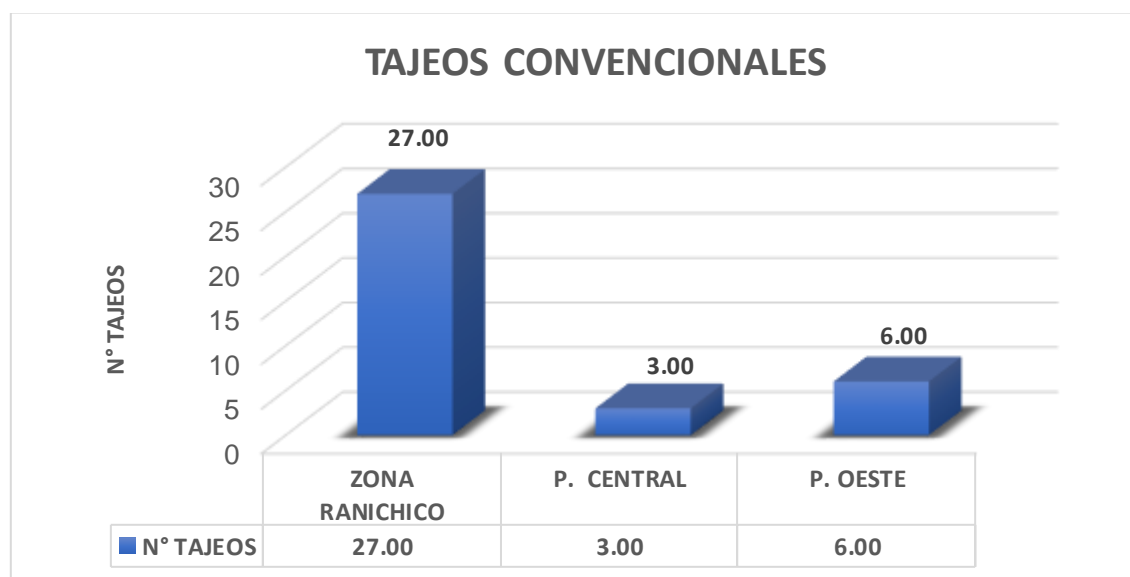


Figura 4.7 Resumen de tajeos de producción por zona mina Pallancata.  
Fuente: Elaboración propia

### 4.3 Comparativo de servicios auxiliares

En la tabla 4.4 nos muestra un resumen de los antecedentes de los recursos que se tiene en la mina Pallancata de los tajeos convencionales con respecto a la diferencia del Proyecto Pablo, se tomó como antecedentes para la ejecución del planeamiento de minado del Proyecto Pablo en aspectos como recursos humanos, recursos hídricos, aire comprimido, energía eléctrica, las ventiladoras y los equipos de acarreo. En consecuencia se hace un comparativo del antes y del después.

Tabla 4.4 Comparativo de servicios auxiliares

Planeamiento de minado a mediano plazo desarrollado en la mina Pallancata	Cuadro comparativo de trabajo		
	Unidad	Sin Pablo	Con Pablo
ítem			
Recurso hídrico	m3	1,200	3,210
Aire comprimido	cfm	1,250	1,350
Energía eléctrica	kw	2,986	3,970
Recursos humanos	trabajadores	336	201
Ventiladoras	unidad	15	20
Perforadoras tipo Jack leg	unidad	69	0
Winches de arrastre	unidad	36	0
Winches de izaje	unidad	30	0
Scoop eléctricos	unidad	6	0
Scoop diésel	unidad	4	5

Fuente: Elaboración propia

#### 4.4 Geología

La veta tiene una potencia que puede localmente alcanzar hasta 25.0 metros, en promedio aproximadamente 8.0 metros, con una extensión reconocida de 1.0 km de entre estructura y falla, el azimut es E-W con buzamientos entre 38° – 88° hacia el sur, emplazado en una falla strike-slip de tipo sinextral con componente normal, permitiendo zonas de apertura o dilational jogs que favorecieron al ingreso y ebullición de fluidos mineralizantes dando origen a la formación de la veta explorador Pablo.

La mineralización metálica se presenta como sulfosales de plata típicos de la zona tales como proustita y pirargirita (platas rojas) y también minerales de la serie pearceíta - polibasita (platas grises), es muy común la presencia de esfalerita verde-amarillo claro a blanca de tipo blenda rubia, calcopirita y localmente galena. Esta mineralización puede encontrarse diseminada en puntos o cristalizada en oquedades de cuarzo y también en bandas negras de tipo ginguro, este último típico de zona de ebullición.

El mineral ganga dominante es el cuarzo y texturalmente se le puede encontrar micro cristalino o masivo, drúsico, en textura crustiforme, coloforme y lattice bladed, también de zona de ebullición; estas, se encuentran muchas veces brechadas y rebrechadas por hidrofracturamiento por la combinación de hidrotermalismo y tectonismo posteriores, otro mineral de ganga, no tan común, es la adularia, casi siempre bien cristalizada y sobrecrecida en cristales de cuarzo, es común la presencia de cloritas intercrecidas con cuarzo, generalmente en texturas bandeadas dando una tonalidad verdosa a la veta.

##### 4.4.1 Recursos minerales identificados

En el 2015, se ejecutó un programa de exploración y perforación de 19,100 metros de perforación diamantina desde superficie y orientados a la identificación de recursos inferidos y el mapeo geológico también del oeste y el sur del distrito para la nueva definición de destino, en base a la información obtenida se ha identificado recursos inferidos, los mismos que estimados y modelados a cotizaciones de 14 US\$/oz de Ag y 1,050 US\$/oz de Au se muestran en la siguiente Tabla 4.5.

Tabla 4.5 Recursos inferidos zona Pablo

Recursos inferidos zona Pablo				
Veta	Toneladas	Ag (g/TM)	Au (g/TM)	Pot. (m)
Explorador Pablo	1,640,689	308	1.1	12.3
Pablo Piso	95,119	159	0.47	3.76
Veta A	80,799	240	0.83	3.7
Ramal 01	56,054	238	0.75	1.39
Ramal 02	45,865	122	0.6	1.73
<b>Total</b>	<b>1,918,526</b>	<b>291</b>	<b>1.04</b>	<b>10.94</b>

Fuente: Elaboración propia en base información de área de Geología

La tabla 4.6 se muestra un antecedente de la reservas de los tajeos convencionales que se tiene en mina lo cual es clasificado por método de explotación. Ver Tabla 4.6 las reservas de tajeos convencionales.

Tabla 4.6 Reservas de mina Pallancata

DESCRIPCIÓN	TONELADAS	LEYES		POTENCIA
		Ag	Au	ore (m)
CRC_R	139,911.00	343.40	1.68	1.20
CRC_B	232,875.00	274.20	1.58	1.20
CRSM_R	156,174.00	330.00	1.74	1.40
CRSM_B	156,786.00	383.70	2.14	1.60
CRM_B	77,545.00	222.70	1.01	11.30
BF	9,632.00	297.90	1.58	1.80
SARC	5,190.00	172.90	0.97	13.80
Avances	9,012.00	222.90	0.98	4.60
<b>TOTAL</b>	<b>787,125.00</b>	<b>280.96</b>	<b>1.46</b>	<b>4.61</b>

Fuente: Elaboración propia en base información de área de Geología

#### 4.5 Información geomecánica

##### Antecedentes geomecánicas mina Pallancata:

La unidad de Pallancata se tiene cuatro métodos de explotación bien marcados en los tajeos convencionales de las cuales son: el método de Corte y relleno mecanizado, convencional en realce y breasting aplicado en Pallancata Oeste y la zona de Ranichico.

Donde como antecedente de las cajas de la roca se tiene previsto esta información primordial para las evaluaciones geomecánicas del Proyecto Pablo.

De las cuales presenta los RMR de los tajeos convencionales. Ver Anexo 5.3 las características geomecánicas evaluados en los tajeos anteriormente antes de ser ejecutado el Proyecto Pablo.

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.

### **Información geomecánica para el Proyecto Pablo**

La evaluación geomecánica de la masa rocosa de la veta explorador Pablo, se realizó con el fin de definir y dimensionar las alternativas de minado subterráneo que podrían aplicarse a este yacimiento, de tal manera de lograr a la vez condiciones seguras en la explotación y la mayor recuperación de las reservas de mineral.

En una primera etapa, los trabajos estuvieron orientados a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permitió evaluar los factores principales del control de la estabilidad, y estimar los parámetros Geomecánicos básicos.

En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas que estarán asociadas al minado. Finalmente se definieron y dimensionaron las alternativas y estrategias de minado para veta explorador Pablo.

#### **4.5.1 Caracterización del macizo rocoso**

##### **4.5.1.1 Registro de datos (logueos geomecánicos de taladros)**

Se tiene los logueos geomecánicos realizados primero manualmente y luego fue pasado al software MineSight para realizar el zoneamiento posteriormente.

Se realizaron el mapeo de 23 taladros de sondeo orientados a la caja techo, mineral y caja piso para determinar la calidad de macizo rocoso, se puede verificar en la Figura 4.8.



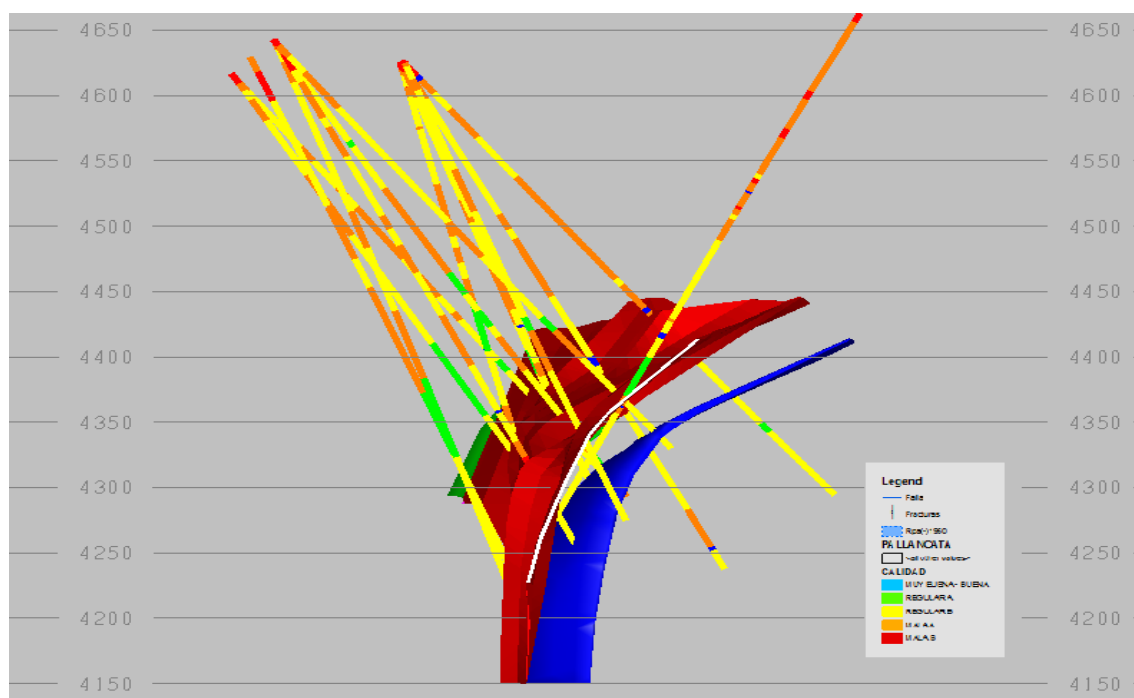


Figura 4.8 Zonamiento de sondajes diamantinos puestos en 3D veta Pablo.  
Fuente: Área de geomecánica

#### 4.5.1.2 Aspectos litológicos

En cuanto a los aspectos litológicos lo haremos por caja techo, mineral y caja piso.

- ✓ Caja techo.- Presencia de una dacita ligeramente alterada con presencia de clastos de cuarzo oqueroso y venilleos de cuarzo a lo largo de la caja, se ve una alteración silicificada que no degrada al macizo rocoso. Presenta fracturamiento con relleno de calcita o cuarzo de alta resistencia.
- ✓ Mineral.- Presencia de cuarzo lechoso con presencia de oquedades y bandamiento de sulfuros y discontinuidades con relleno de calcita.
- ✓ Caja piso.- Presencia de dacita ligeramente alterada con presencia de bandamientos de sílice, clorita y sulfuros.

#### 4.5.1.3 Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS Versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004). Los resultados de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales, ver Figura 4.9, los planos estereográficos.

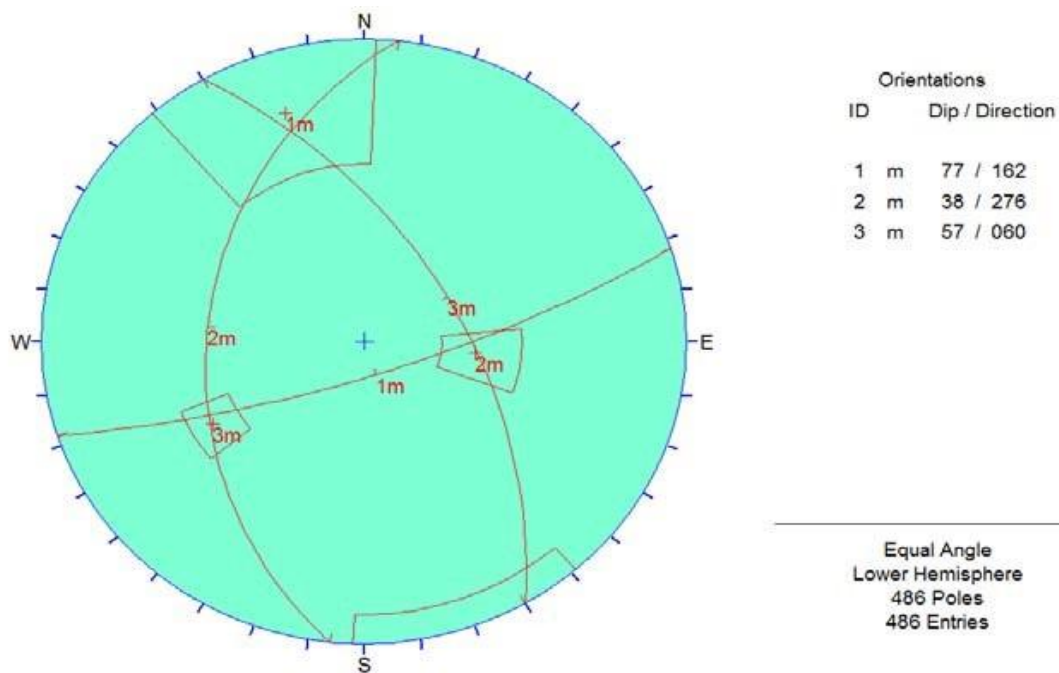


Figura 4.9 Plano estereográfico de planos principales de la caja techo.

Fuente: Área de geomecánica

Se visualizan los planos estereográficos principales de la estructura mineralizada del Proyecto Pablo en las figuras 4.10 y ver figura 4.11 de la caja piso de la estructura de la veta.

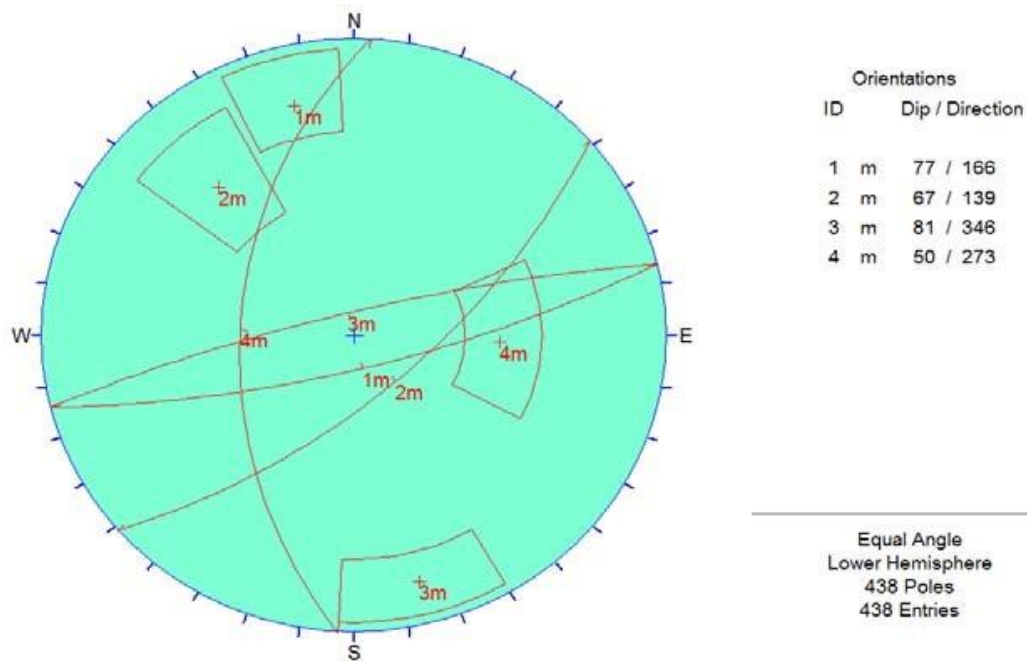


Figura 4.10 Plano estereográfico de planos principales de mineral.

Fuente: Área de geomecánica

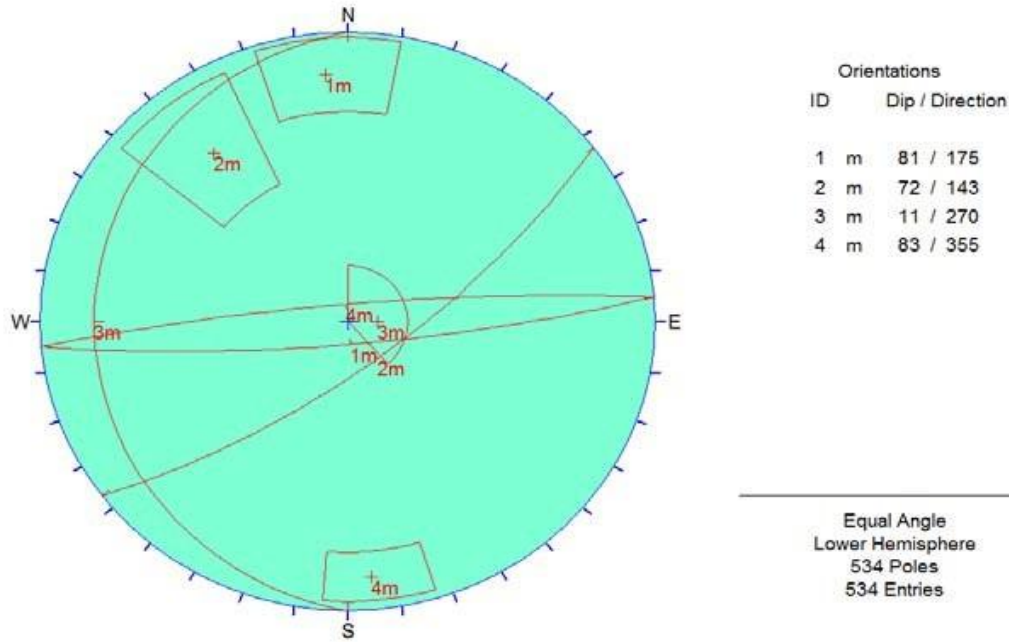


Figura 4.11 Plano estereográfico de planos principales de caja piso.  
Fuente: Área de geomecánica

Se presenta el resumen de los sistemas en la Tabla 4.7, los sistemas de las cajas y mineral.

Tabla 4.7 Resumen de sistemas de discontinuidades estructurales.

UBICACIÓN	SISTEMA 1	SISTEMA 2	SISTEMA 3	SISTEMA 4
Caja techo (core orientado)	N72°E/77°NW 166°/77°	N7°E/38°NE 276°/38°	N30°E/57°SW 57°/60°	
Mineral (core orientado)	N72°E/77°NW 166°/77°	N73°W/81°NW 139°/81°	N72°E/77°SE 166°/77°	N7°E/50°SW 276°/50°
Caja piso (core orientado)	N55°E/81°NE 175°/81°	S53°W/72°NW 139°/72°	N2°E/11°NW 270°/11°	N5°E/83°NW 355°/83°

Fuente: Área de geomecánica

En la caja piso están presentes 3 sistemas de discontinuidades, 2 de ellos principales (Sistema 1 y Sistema 2) y 1 secundario (Sistema 3). El Sistema 1 tiene rumbo NE y moderado a alto buzamiento al NW. El Sistema 2 tiene rumbo NE y bajo buzamiento a NE. El Sistema 3 tiene rumbo NE y moderado alto buzamiento al SW.

En el mineral están presentes 4 sistemas de discontinuidades, 2 principales (Sistemas 1 y 2) y 2 secundarios (Sistemas 3 y 4). El Sistema 1 tiene rumbo NE y alto buzamiento al NW. El Sistema 2 tiene rumbo NW y alto buzamiento al NW.

El Sistema 3 tiene rumbo NE y Bajo buzamiento del NW. El Sistema 4 tiene rumbo NE y alto buzamiento al NW.

En la caja techo están presentes 4 sistemas de discontinuidades, todos ellos con similar grado de importancia. El Sistema 1 tiene rumbo NE y alto buzamiento al NE. El Sistema 2 tiene rumbo SW y moderado buzamiento al NW. El Sistema 3 tiene rumbo NE y bajo buzamiento al NW. El Sistema 4 tiene rumbo NE y alto buzamiento al SW.

#### **4.5.2 Aspectos estructurales**

Las características estructurales de las discontinuidades, se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada por el área de geomecánica en el mapeo geomecánico de las labores mineras de explorador Pablo (Rpa 150) y mapeo geotécnico de testigos de las perforaciones diamantinas, el que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades mayores (fallas) y menores (diaclasas).

##### **4.5.2.1 Fallas**

El sistema de fallamiento que se presenta en explorador Pablo, es subparalelo a la veta, por lo general estas fallas tienen persistencia de más de 20 m. El movimiento observado es normal y dextral. Estos fallamientos no son pegados a la estructura (Esto se evidencia en los logueos).

##### **4.5.2.2 Diaclasas**

Siendo estas estructuras de mucha importancia para la evaluación de las condiciones de estabilidad de las labores mineras que estarán asociadas al minado de explorador Pablo, se presentan a continuación las características estructurales de las cajas y del mineral.

##### **4.5.2.3 Caja techo**

La roca se presenta muy alterada y brechada a ligeramente alterada, con espaciamientos de 6 a 20 cm, persistencia normalmente de 3 a 10 m, aperturas menores de 1 mm, paredes lisas a ligeramente rugosas, rellenos duros de cuarzo y calcita, presencia de humedad.

#### 4.5.2.4 Mineral

Presenta fracturamiento de regular a intenso ligeramente silicificada, con espaciamentos entre 4 a 15 cm, persistencias de 3 a 10 m, aperturas mayores a 5 mm, paredes rugosas, rellenos suaves mayores de 5mm, con presencia de humedad y en algunos tramos.

#### 4.5.2.5 Caja piso

La roca en este caso presenta fracturamiento menos intenso que la caja techo, con espaciamentos de las fracturas de 20 a 60 cm, persistencias de 3 a 10 m, aperturas menores que 1 mm, ligeramente alteradas y presencia de humedad

### 4.5.3 Clasificación del macizo rocoso

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos de acuerdo a la norma a la compresión uniaxial con una prensa certificada. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante conteo volumétrico de discontinuidades utilizando el criterio de Bieniawski (1989) y mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. El criterio utilizado para clasificar a la masa rocosa se presenta en la Tabla 4.8

Tabla 4.8 Clasificación geomecánica de la masa rocosa.

Tipo	Nombre	RMR	Color
II - IIA	Regular A	80 - 51	Verde
IIIB	Regular B	50 - 41	Amarillo
IVA	Mala A	40 - 31	Naranja
IVB	Mala B	30 - 21	Rojo

Fuente: Elaboración propia en base información geomecánica.

Se presentan los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa de explorador Pablo, a partir del mapeo geomecánico de las labores subterráneas.

Se concluye que tanto en la caja techo, mineral como en la caja piso se presentan calidades de masa rocosa de Regular A (IIA), Regular B (IIIB) y Mala A (IVA).

Otra fuente de información valiosa sobre la calidad de la masa rocosa, es el registro de los testigos rocosos de los sondajes diamantinos, esta información ha sido utilizada para realizar la zonificación geomecánica del yacimiento cuyos resultados se presentan a continuación.

#### 4.5.4 Zonificación geomecánica de la masa rocosa

La zonificación geomecánica de explorador Pablo, se ha realizado tomando en cuenta la calidad de la masa rocosa. Se ha utilizado para ello la información geomecánica del mapeo de las labores subterráneas y del registro geotécnico de testigos rocosos de los sondajes diamantinos. Se ha hecho un trabajo manual, a cargo del personal del área de geotecnia y también se ha utilizado el programa MineSight, obteniéndose de este último la zonificación en 3D.

Se presenta las modelaciones realizadas de acuerdo para las secciones ya sea longitudinal, transversal y en forma general de la veta Pablo en 3D se puede apreciar en las Figuras 4.12, 4.13 y 4.14 los zoneamientos realizados.

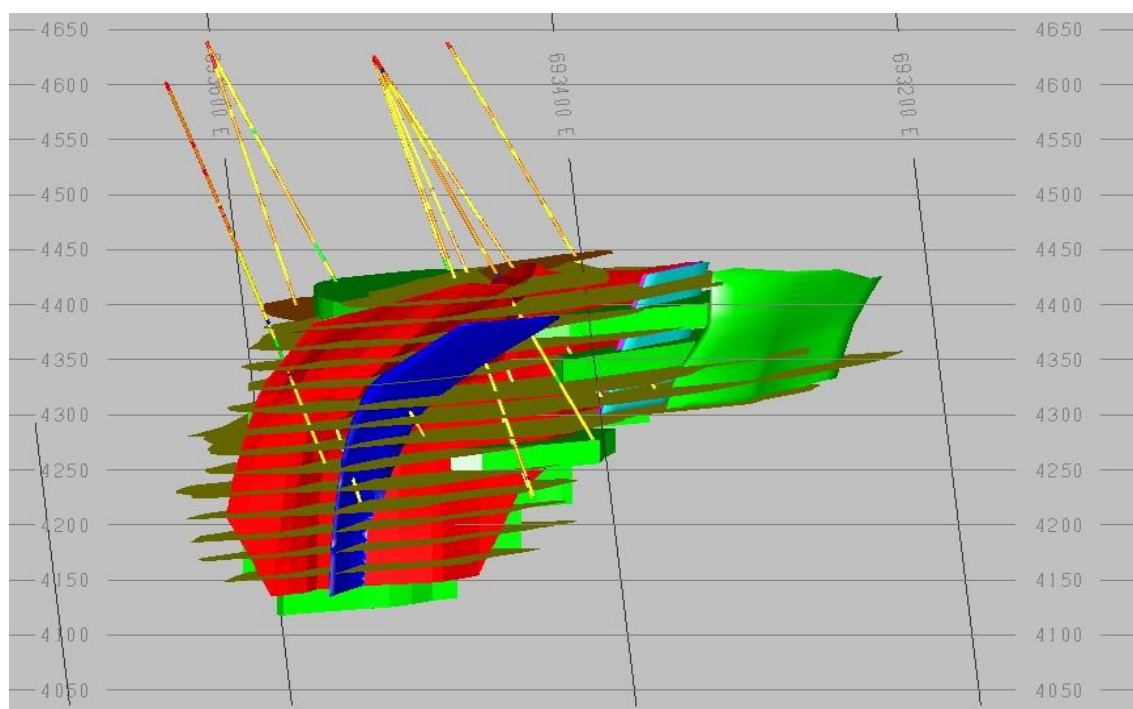


Figura 4.12 Zoneamiento de la veta Pablo con secciones longitudinales.  
Fuente: Elaboración propia en base información geomecánica

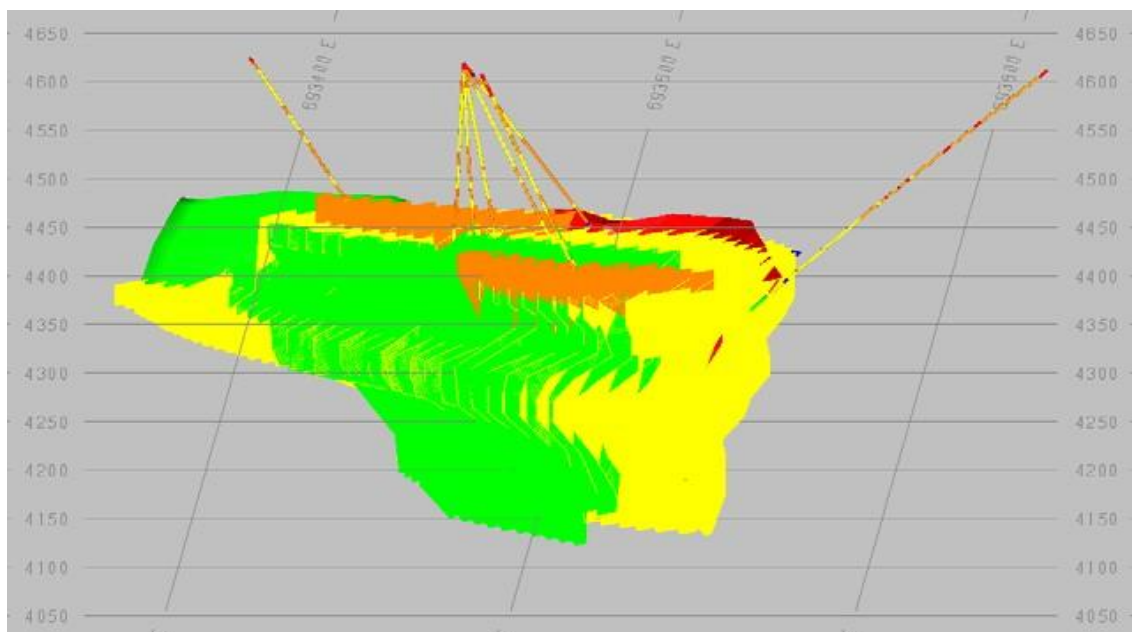


Figura 4.13 Zoneamiento de la veta Pablo con secciones transversales  
Fuente: Elaboración propia en base información geomecánica

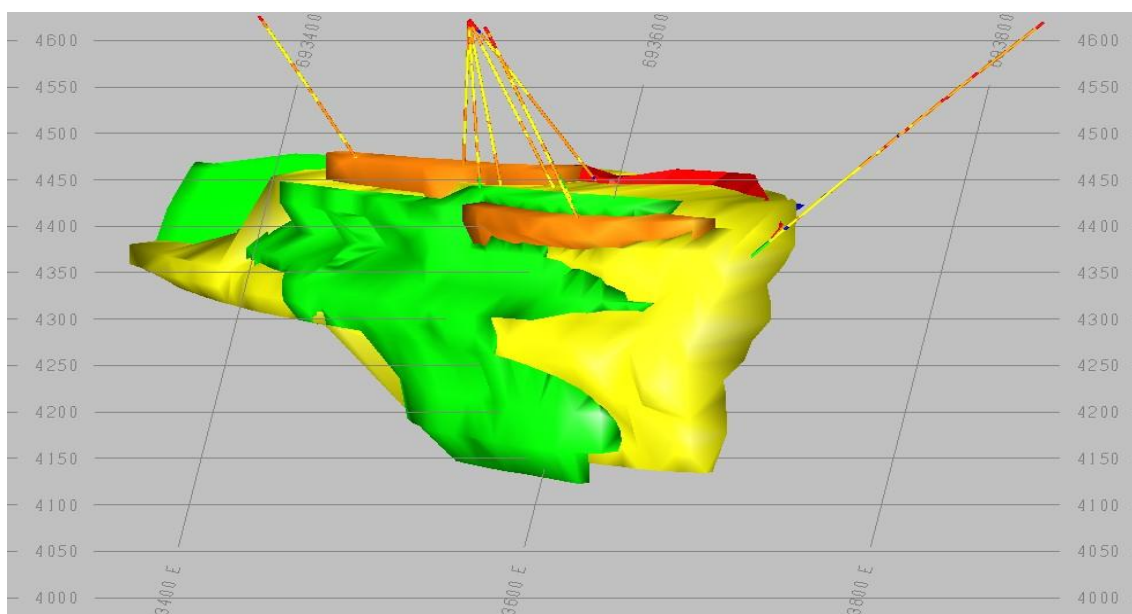


Figura 4.14 Zoneamiento de la veta explorador Pablo en 3D.  
Fuente: Elaboración propia en base información geomecánica.

#### 4.5.5 Consideraciones sobre las condiciones de estabilidad

##### 4.5.5.1 Aperturas máximas y tiempos de auto soporte

Las aberturas máximas y su tiempo de auto-sostenimiento han sido estimados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q – 1974) para propósitos de obras de ingeniería, en este caso para el planeamiento y diseño de la mina.

Aquí no se consideran las condiciones especiales que pudieran estar presentes en la zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, tomando en cuenta otros aspectos como velocidad de explotación, el ritmo de producción, el equipo y el personal disponible.

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

En la caja piso se presentarán rocas de diversos tipos, en orden de importancia de mayor a menor presencia: Regular B (IIIB RMR 41-50) y Regular A (II-IIIA RMR 51-80). Considerando que en la caja piso estarán ubicadas labores mineras permanentes como la rampa de acceso por ejemplo y labores temporales como by pass y cruceros con una sección aproximada de 4.0 x 4.0 m<sup>2</sup>, los tiempos de auto-sostenimiento promedio para estos tipos de rocas para un abierto de 4 m serán: se muestran en la 78Tabla 4.9.

Tabla 4.9 Cuadro de auto soporte.

Tipo de roca	Tiempo auto soporte
Regular A	3 meses a 10 años
Regular B	12 días

Fuente: Área de geomecánica.

En la zona mineralizada predomina la roca Regular B (IIIB RMR 41-50) y en menor proporción está la roca Mala A (IVA RMR 31-40). Las aberturas máximas de los tajeos y sus tiempos de auto-sostenimiento promedio en estas rocas son: ver Tabla 4.10.

Tabla 4.10 Cuadro de auto soporte por abertura.

Tipo de roca	Abertura maxima	Tiempo de auto soporte
Regular B	10	5 Dias
Mala A	6	1 Día

Fuente: Área de geomecánica.



En la caja techo también predomina la roca Regular B (IIIB RMR 41-50), enseguida están la roca Buena (II-III A RMR 51-80) y Mala (IVA RMR 31-40). Los tiempos de auto- sostenimiento promedio, para aberturas de 4 m de ancho serían similares a las mencionadas para la caja piso.

#### 4.5.6 Dimensionamiento de los tajeos

El Dimensionamiento de tajeos se realiza con el método gráfico de estabilidad teniendo las premisas el Q' (Barton), A, B y C ver Figuras 4.15 y 4.16 para las cajas techo y piso. Ver Figuras 4.17, 4.18 para el método del mineral, para la evaluación de estabilidad en las zonas regular A y B tomando las dimensiones indicadas ver Figura 4.19.

##### 4.5.6.1 Método gráfico caja techo y piso

Las dimensiones son los siguientes: ancho de 10 metros, altura de 21 y con una longitud de tajeos de 35 metros como máximo para poder mantenerse estable los tajeos dimensionados para el Proyecto Pablo.

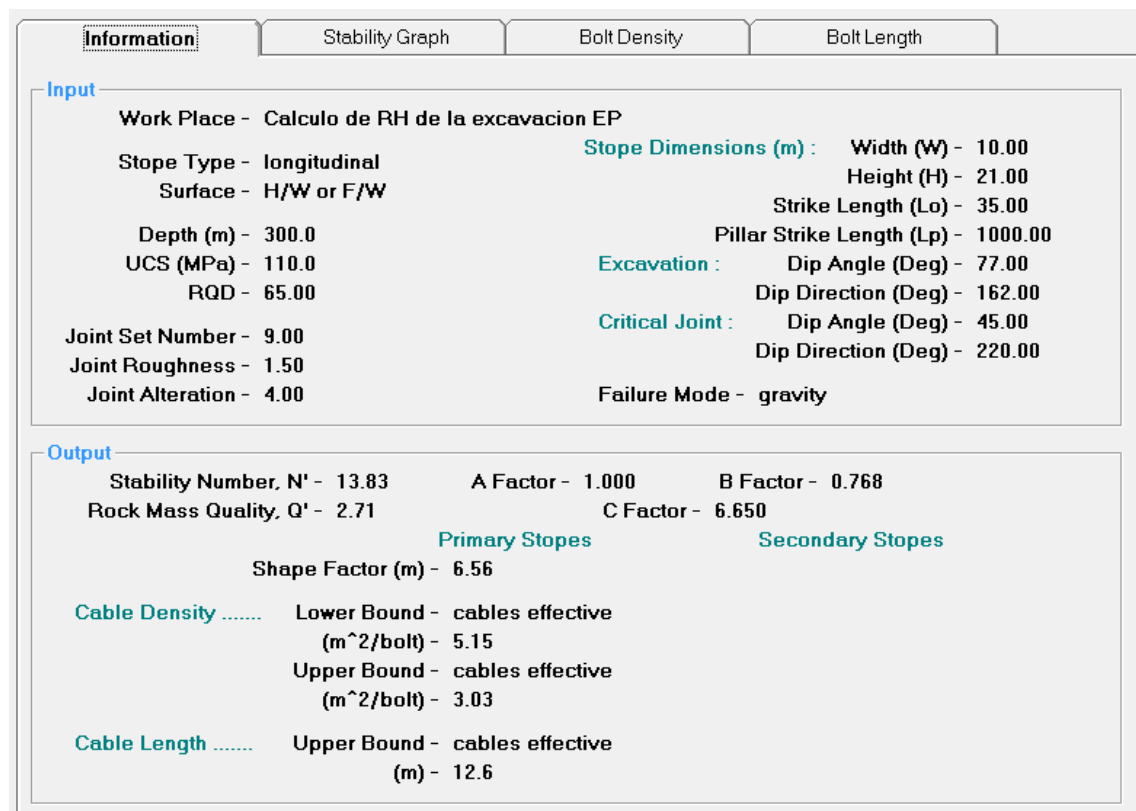


Figura 4.15 Input de radio hidráulico máximo de caja techo y piso.  
Fuente: Área de geomecánica

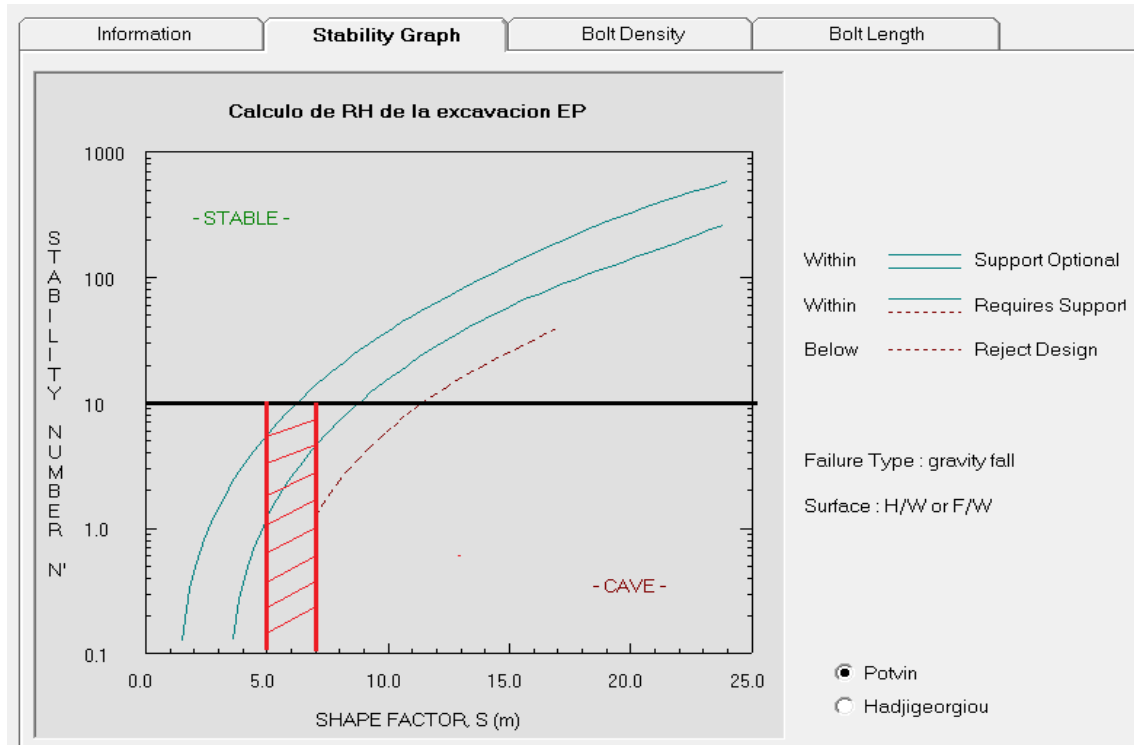


Figura 4.16 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.  
 Fuente: Área de geomecánica

4.5.6.2 Método gráfico mineral

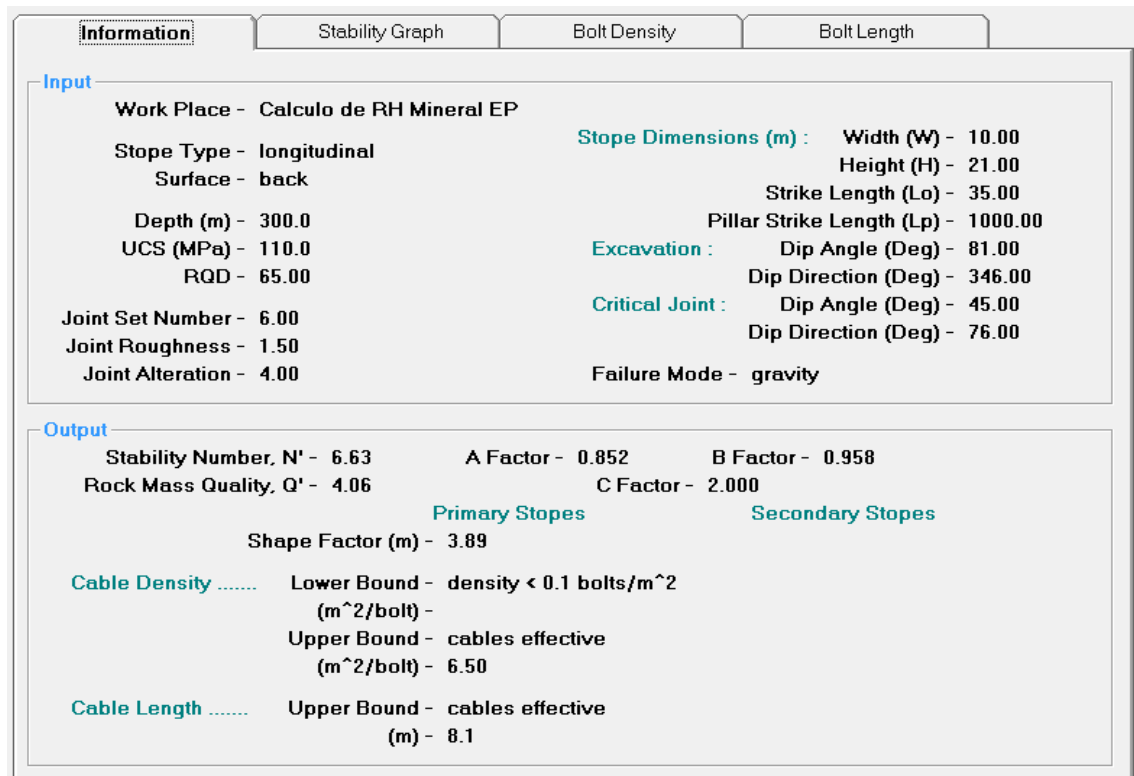


Figura 4.17 Input para determinar el radio hidráulico máximo en el mineral.  
 Fuente: Área de geomecánica

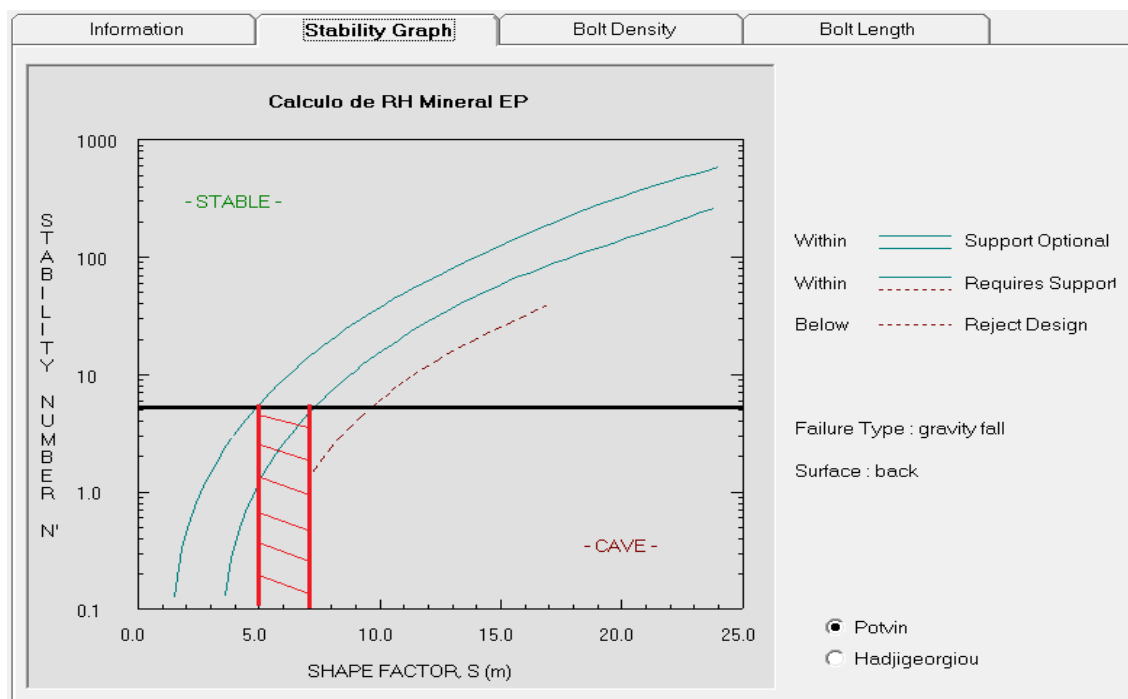


Figura 4.18 Cuadro de estabilidad donde se determina un RH entre 5 y 7.  
Fuente: Área de geomecánica

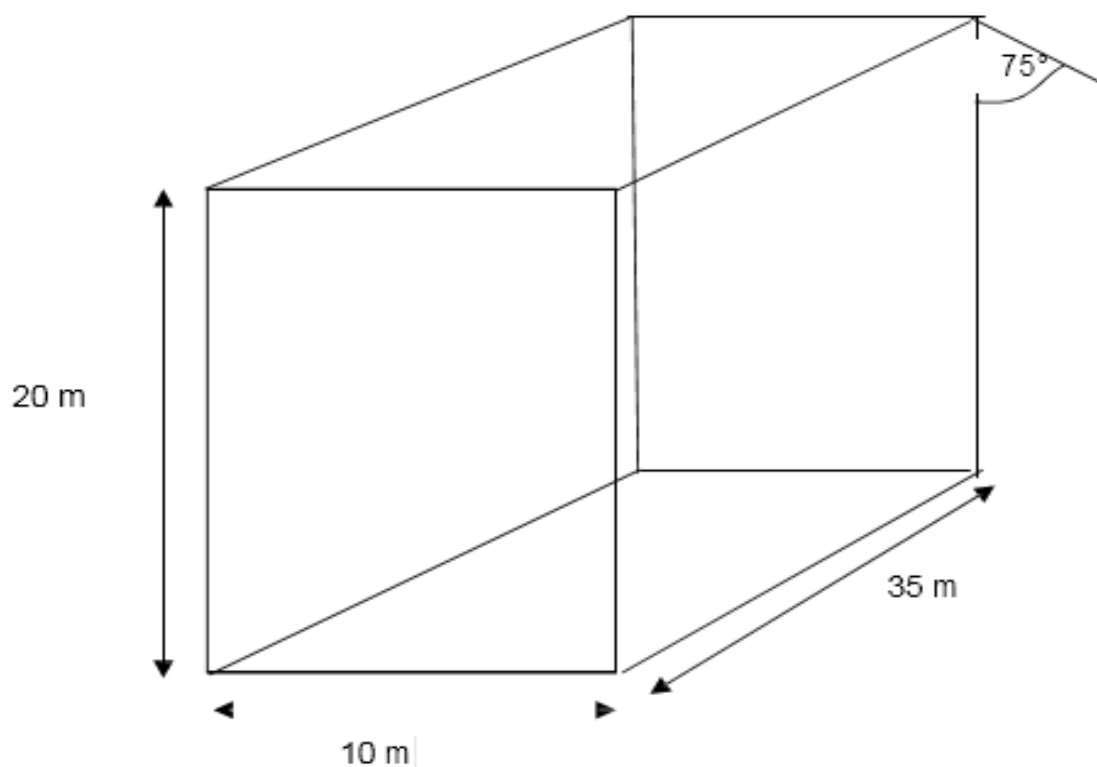


Figura 4.19 Estabilidad en zona A y B tomando las dimensiones indicadas.  
Fuente: Área de geomecánica

En la tabla 4.11 se realizó el radio hidráulico máximo para la los tajeos, tanto como en las cajas techo y piso, de igual forma se realizó las evaluaciones para la estructura mineralizada.

Tabla 4.11 Radio hidráulico máximo por caja.

Zona evaluada	Radio hidráulico máximo	Observaciones
Caja techo y piso	5 a 7	Para este RH no necesita sostenimiento inmediato
Mineral	5 a 7	Para esta zona necesita sostenimiento al corto plazo

Fuente: Área de geomecánica

#### 4.5.7 Determinación de estabilidad de los métodos de minado

Se realizó la elección del método de minado mediante métodos numéricos y empíricos tomando las premisas anteriormente evaluadas tomando en consideración lo siguiente:

##### 4.5.7.1 Método de explotación de banqueo y relleno (BF)

Según el diseño que se realizó se va a tener minados en BF en las colas del yacimiento teniendo aberturas hasta de 12 metros y en las galerías de acceso al salir el minado en retirada en los niveles superiores después de terminar el minado en forma transversal, a continuación les presentamos el esquema de evaluación. Ver Figura 4.20.

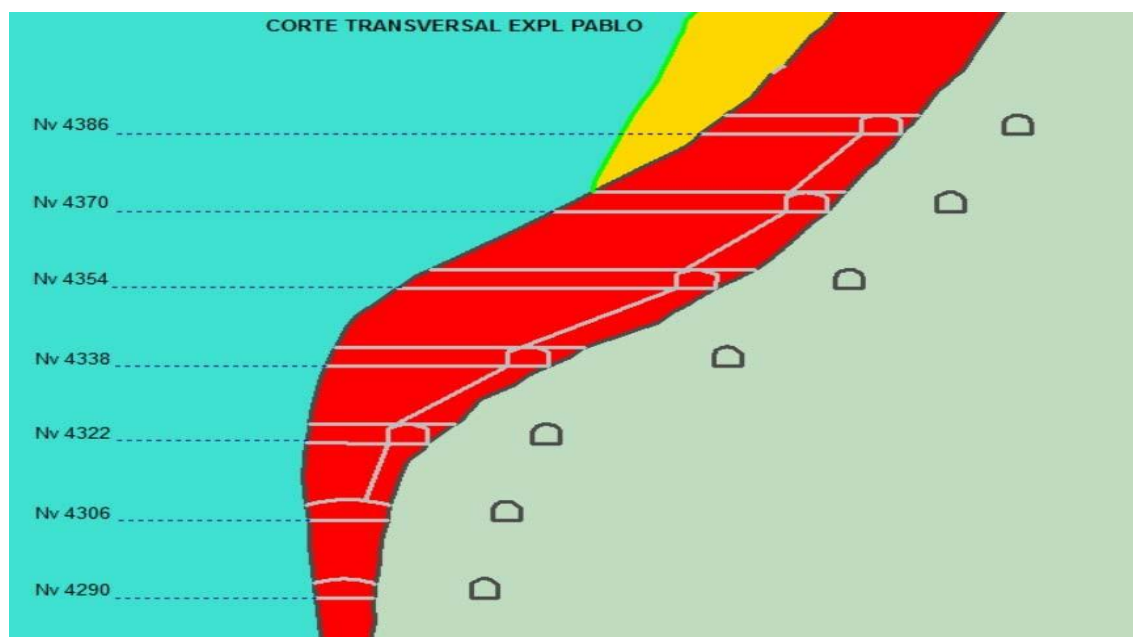


Figura 4.20 Simulación identificando caja techo y piso en veta  
Fuente: Elaboración propia

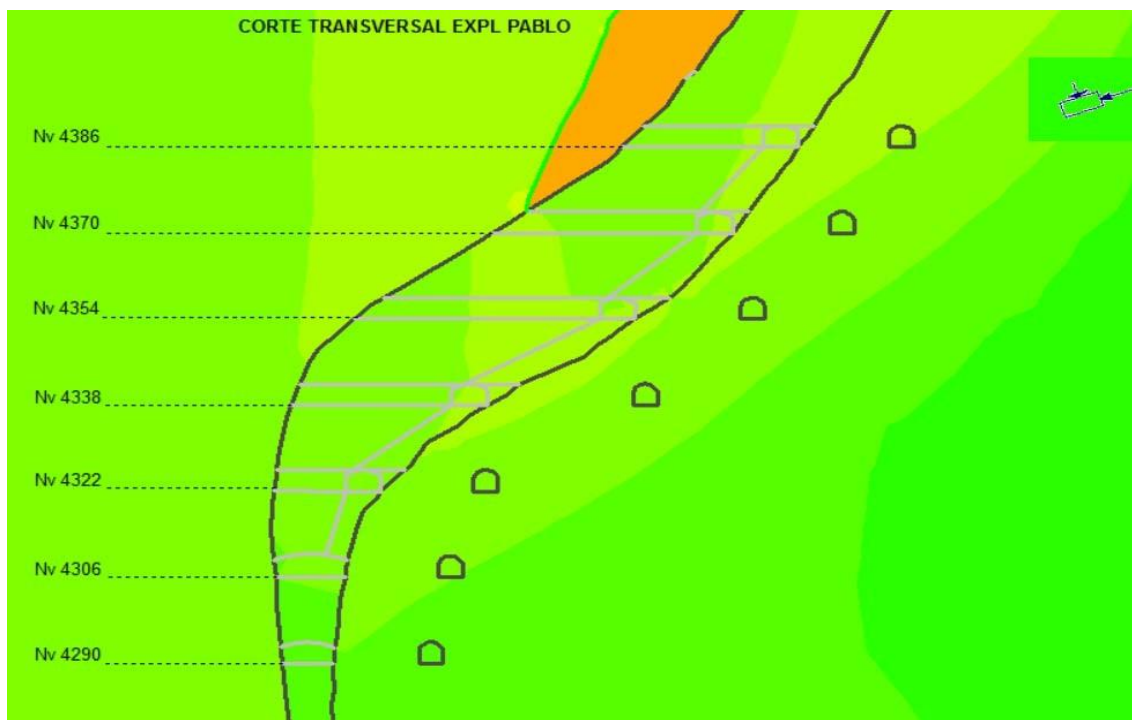


Figura 4.21 Simulación de B.F. sin perturbación de preparación del tajeo.  
Fuente: Elaboración propia

Se presenta la primera etapa de simulación donde aún el macizo rocoso aún no está alterado sus esfuerzos. Ver Figura 4.21.

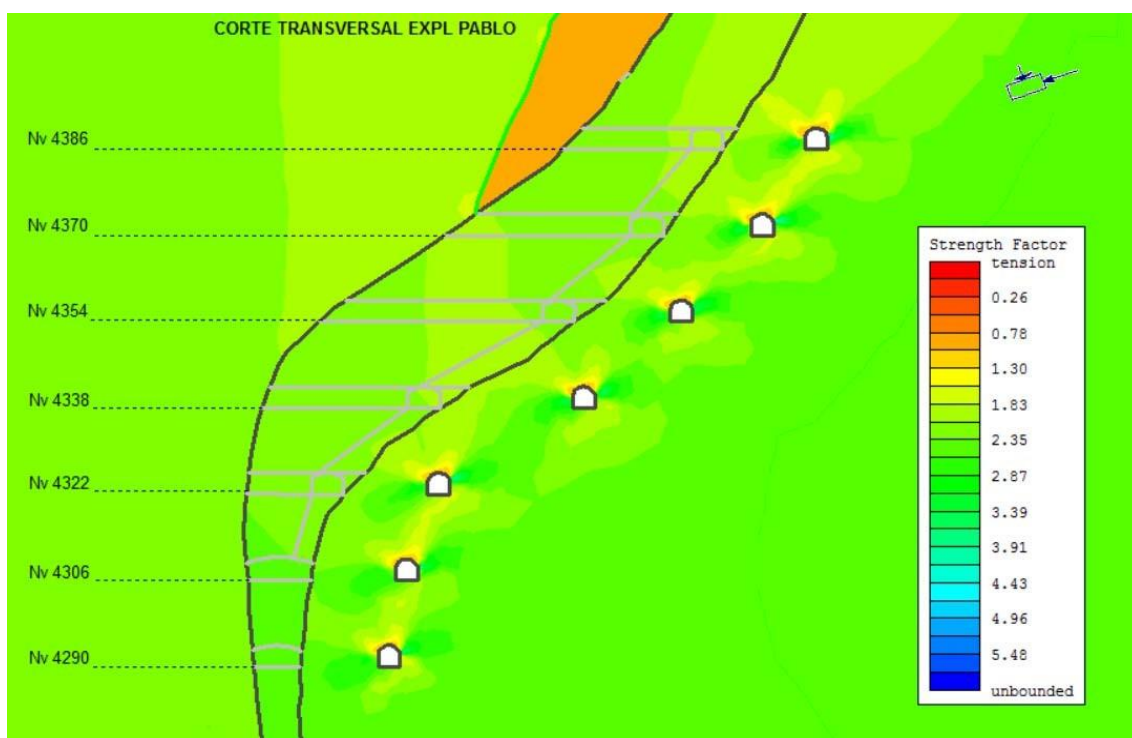


Figura 4.22. Simulación de B.F. con perturbación de preparación del tajeo.  
Fuente: Elaboración propia

La siguiente etapa es la de abertura de los by pass para acceder a la zona mineralizada viendo que no hay inestabilidades que pudieran alterar el diseño. Ver Figura 4.22 simulación de abertura.

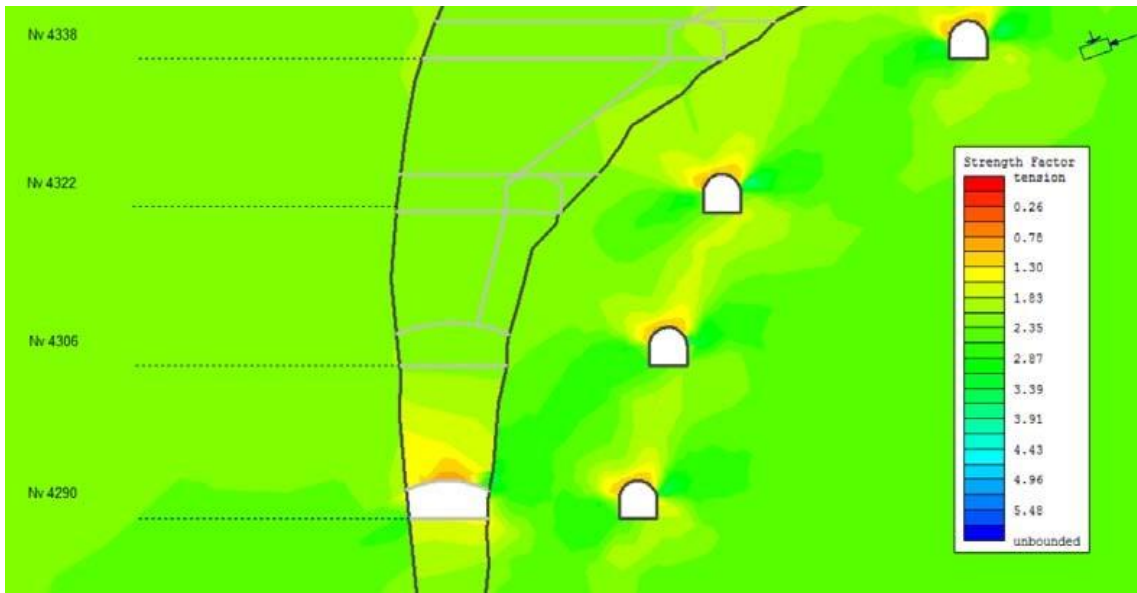


Figura 4.23 Simulación de abertura para método de explotación B.F.  
Fuente: Elaboración propia

En la siguiente etapa se inicia los trabajos de preparación de los niveles de explotación iniciando por el Nv 4290 donde empieza el minado en BF viendo que al realizar la excavación se tiene una inestabilidad en la corona con FS por debajo de 1.00. Ver Figura 4.23.

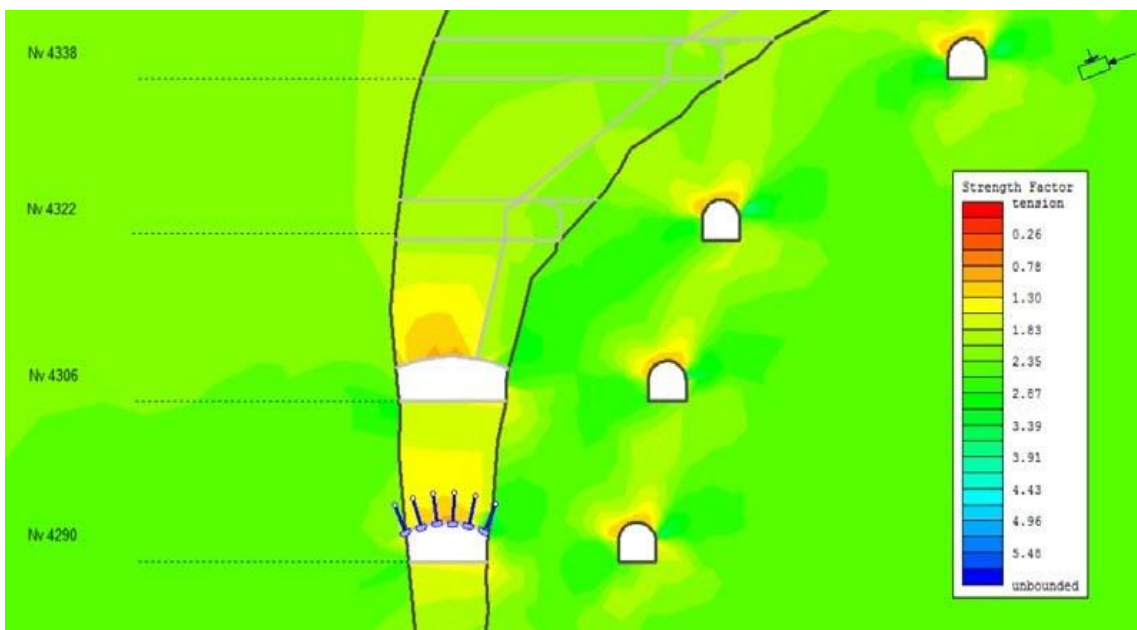


Figura 4.24 Simulación de abertura para método de explotación B.F.  
Fuente: Elaboración propia

Debido a la inestabilidad presente se requiere de un sostenimiento con perno Split set de 10 pies espaciados a 1.5 con malla electro soldada de 10 cm de cocada, con este sostenimiento se eleva el FS por encima de 1.00. Ver Figura 4.24 la simulación de abertura para el método B.F.

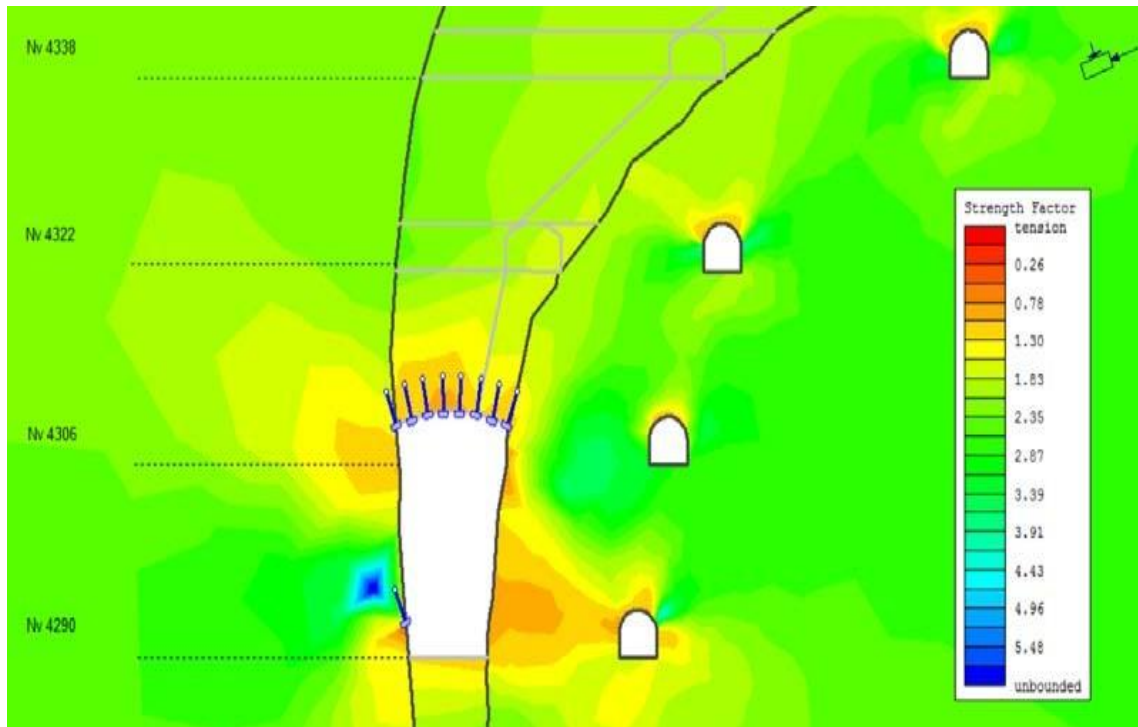


Figura 4.25 Simulación de abertura para B.F. después del tajeo del mineral.  
Fuente: Elaboración propia

El mismo sostenimiento es recomendado para la zona superior estabilizando la preparación, luego se realiza la explotación con taladros largos generando una abertura de 20 metros de alto y 12 metros de ancho viendo que las paredes no presentan altas deformaciones o inestabilidades dándonos tiempo para poder realizar el relleno detrítico. Ver Figura 4.25.

Se puede ver que el relleno detrítico estabiliza la zona de las paredes de la excavación del tajeo permitiendo continuar con el minado de las zonas superiores perturbadas de los tajeos realizados en el Proyecto Pablo.

Ver figura 4.26 las simulaciones realizadas en el software para la estabilidad de los tajos y el factor de seguridad para etapa realizado, de acuerdo a la secuencia de minado que se realizó en el método de explotación del bench and fill para el Proyecto Pablo

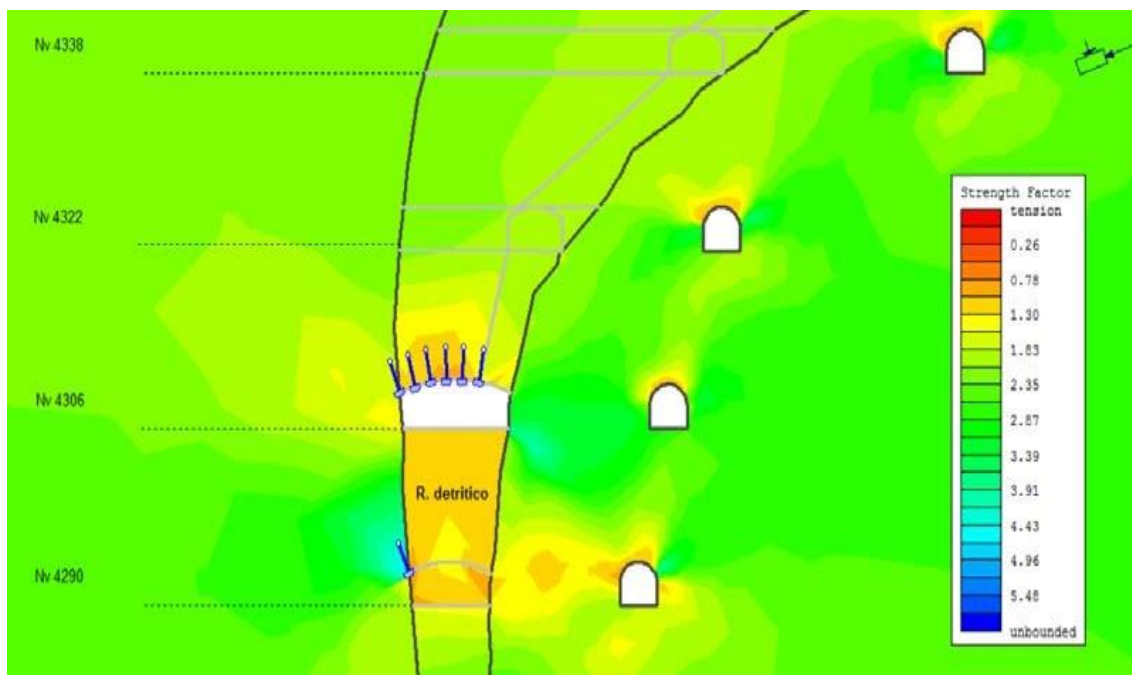


Figura 4.26 Simulación de abertura B.F. después del relleno cementado.  
Fuente: Elaboración propia

En la siguiente etapa después de culminar el minado en forma transversal y terminada el relleno cementado se procede de nuevo a realizar el minado en BF en retirada los accesos. Ver Figura 4.27.

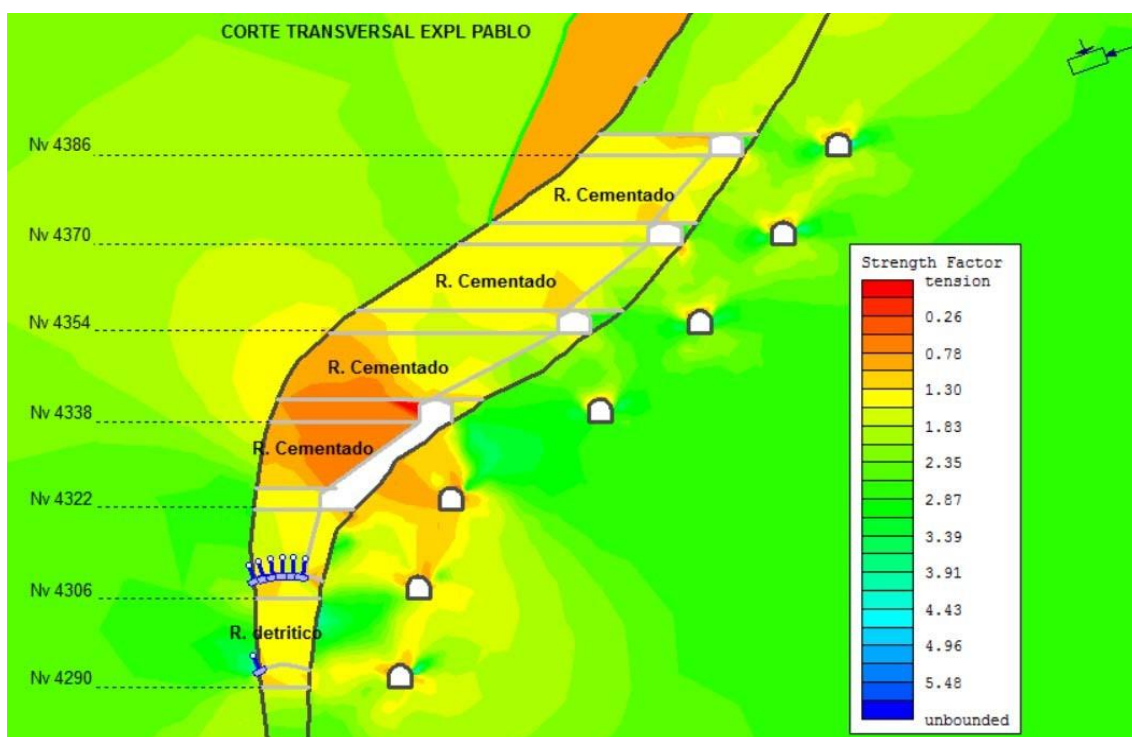


Figura 4.27 Simulación final para B.F. después de relleno cementado  
Fuente: Elaboración propia



Al realizar la etapa del minado de los accesos se nota una evidente inestabilidad en la exposición del relleno cementado teniendo altas probabilidades de contaminación del mineral por el buzamiento del mismo.

#### 4.5.7.2 Método explotación subnivel ascendente con relleno (SARC)

El minado es en forma transversal se hace en estructuras que pasen los 12 metros de ancho ya que no es recomendable realizar excavaciones mayores puesto que podrían inestabilizar las zonas de minado, se hizo una secuencia de minado el cual favorece a la estabilidad del yacimiento, este será en forma de paneles transversales de 6 metros de ancho, y estos cruzaran todo el ancho de la veta.

Para la cual se realizó una secuencia de simulaciones de todo el ciclo de minado para este método de explotación para el Proyecto Pablo. Ver Figura 4.28 esquema de simulación identificando los paneles de excavación.

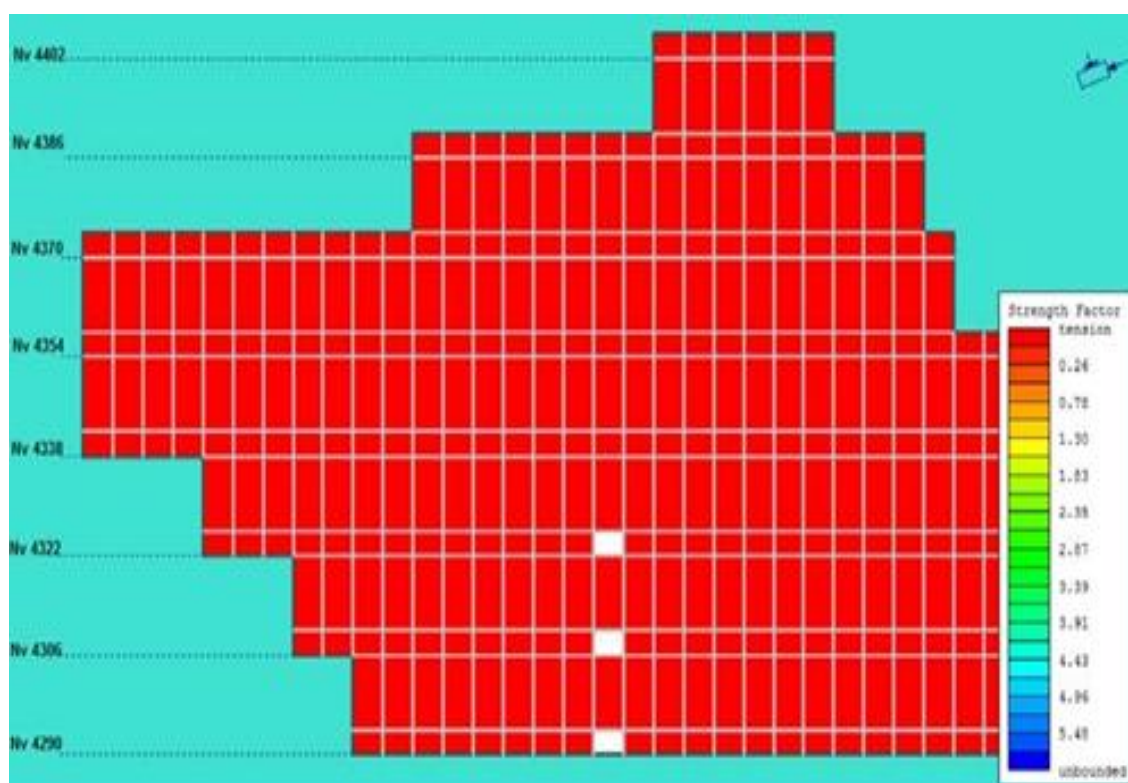


Figura 4.28 Esquema de simulación identificando paneles de excavación.  
Fuente: Elaboración Propia

Se presenta el esquema de simulación identificando las grillas que va a delimitar los paneles de excavación. Ver Figura 4.29.

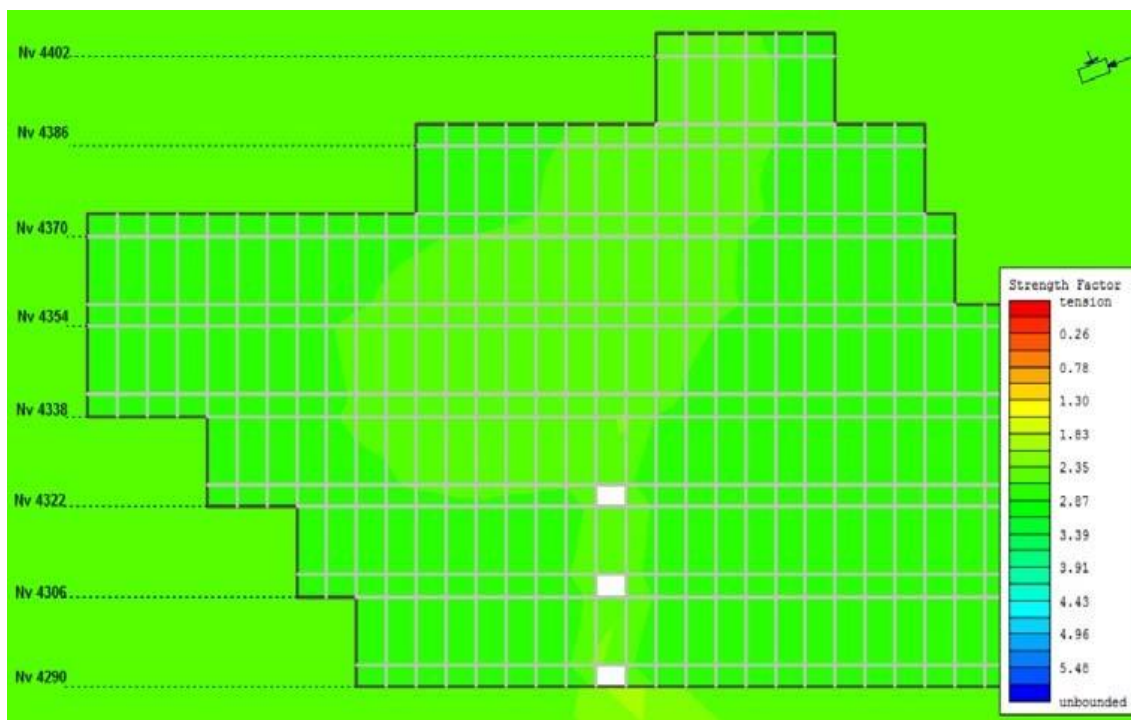


Figura 4.29 Etapa de preparación de los paneles.  
Fuente: Elaboración Propia

Se presenta en la etapa de preparación de los paneles siendo estables al realizar las excavaciones. Ver figura 4.30 la modelación de aperturas para el método SARC.

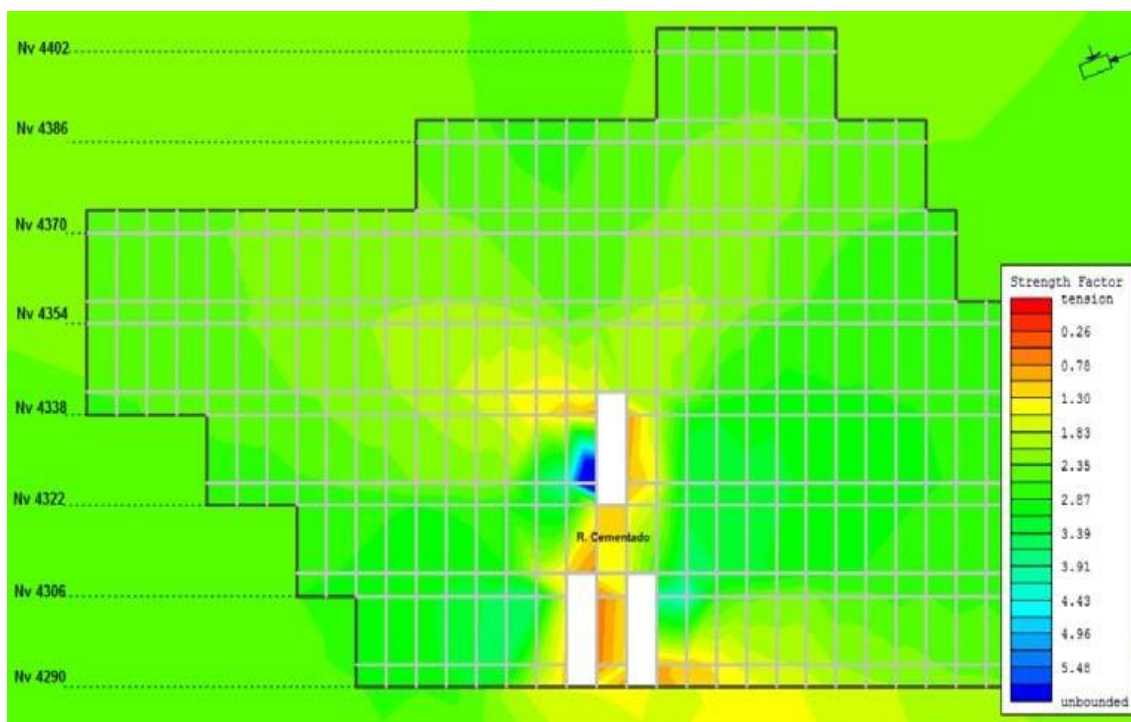


Figura 4.30 Modelación a diferentes aperturas del método SARC  
Fuente: Elaboración propia

En las siguientes etapas se modela con diferentes aberturas siendo estable la secuencia de minado. Ver Figura 4.31 la simulación de la secuencia de minado SARC.

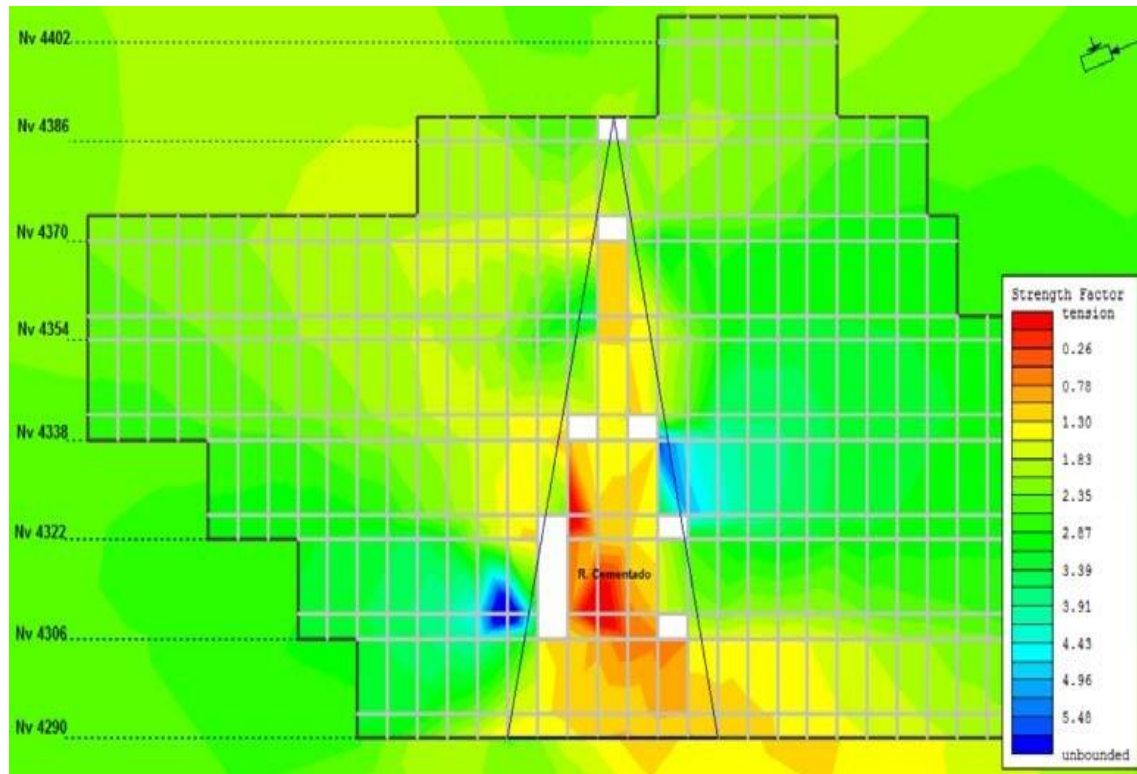


Figura 4.31 Simulación de la secuencia de minado SARC  
Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.7.3 Método de explotación corte relleno ascendente (CRM)

Es el minado más tradicional que todos conocemos en la minería. por lo tanto se consideró una altura de corte máximo de 5.0 metros en tajos. Por el buzamiento pronunciado que dificulta realizar aberturas mayores a 5.0 metros.

El sostenimiento aplicado para este método de explotación es con perno Split set de 5' con malla electro soldada, el perno va a un espaciamiento de 1.20 m. de acuerdo a la recomendación geomecánica y la longitud del perno Split set, de acuerdo a los resultados obtenidos el colocado hacia la caja techo, a la caja piso tiene un espaciamiento de 1.50 m.

Ver la Figura 4.32 el esquema de modelación respectiva en software, para cada fase de explotación en los tajos de este método de explotación del corte relleno ascendente del proyecto Pablo.

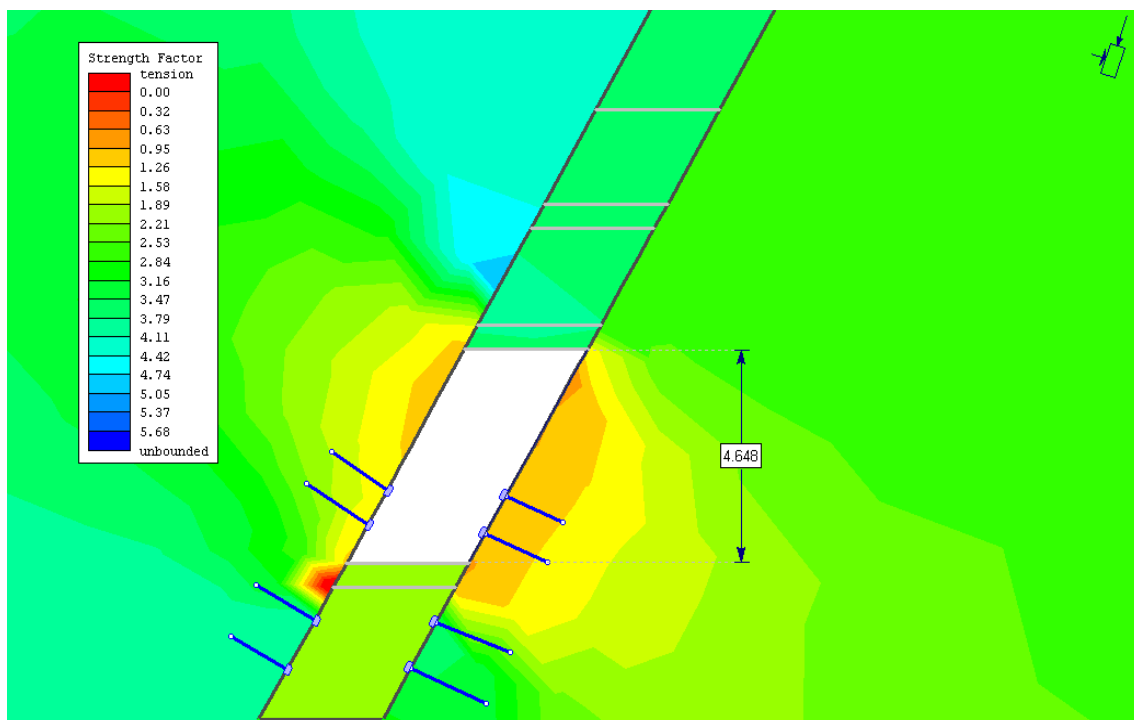


Figura 4.32 Esquema de altura máxima de corte para que continúe estable.  
Fuente: Elaboración propia

Ver la Figura 4.33 el esquema de modelación respectiva en software, para la fase final con sostenimiento y relleno hidráulico del método de explotación del corte relleno ascendente del proyecto Pablo.

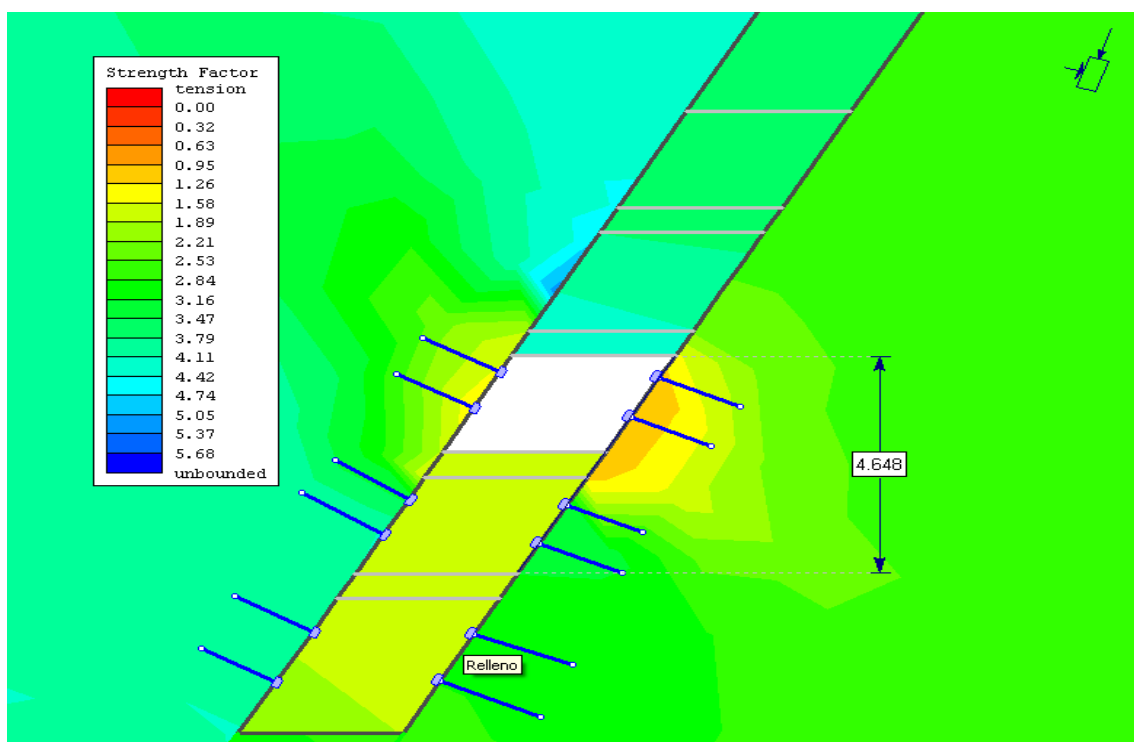


Figura 4.33 Modelación de relleno y sostenimiento.  
Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.8 Métodos de explotación

Para la explotación de los recursos minerales de la veta explorador Pablo y en función a las características geológicas de las estructuras mineralizadas y la caracterización geomecánica (expuesta en detalle en el capítulo anterior) de las rocas encajonantes, se ha seleccionado los siguientes métodos de minado.

- Banqueo y Relleno ó "Bench and Fill" (BF).
- Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado (SARC).
- Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (CRM).

Las características principales de los métodos de minado seleccionados se detallan en el siguiente Tabla 4.12.

Tabla 4.12 Métodos de explotación utilizados

Método de minado	Dimensiones de block		
	Ancho (m)	Altura (m)	Longitud (m)
Subniveles ascendentes con relleno cementado	6	12	> 12
Banqueo y relleno ó "Bench and Fill"	> 2 y < 12	12	Max: 35 m
Corte y relleno semimecanizado	< 2	2	> 80

Fuente: Elaboración propia

##### 4.5.8.1 Bench and fill (BF)

El método BF se ha seleccionado para aplicar a las zonas de la estructura mineralizada donde tienen potencias mayores a 2 metros y menores a 12 metros. El método requiere de la ejecución de un by pass a lo largo del rumbo de la veta y luego por intermedio de cruceros ingresamos a la estructura mineralizada y desarrollamos una galería hasta los límites del tajo en ambos niveles. Diseño gráfico Ver Anexo A-4 (Plano 01)

Seguidamente, realizamos la perforación en positivo en diámetro de 64 mm con equipos de taladros largos (ej. Simba 1254), luego de realizar la voladura se realiza la limpieza por la parte inferior del tajo en forma longitudinal al rumbo de la veta, hacia los ore pass o cámaras de carguío que están ubicados en el by pass.

Después de haber avanzado la limpieza del mineral, se inicia el proceso de relleno (desmonte) en avanzada a la zona de mineral in situ. Ver Figura 4.34.

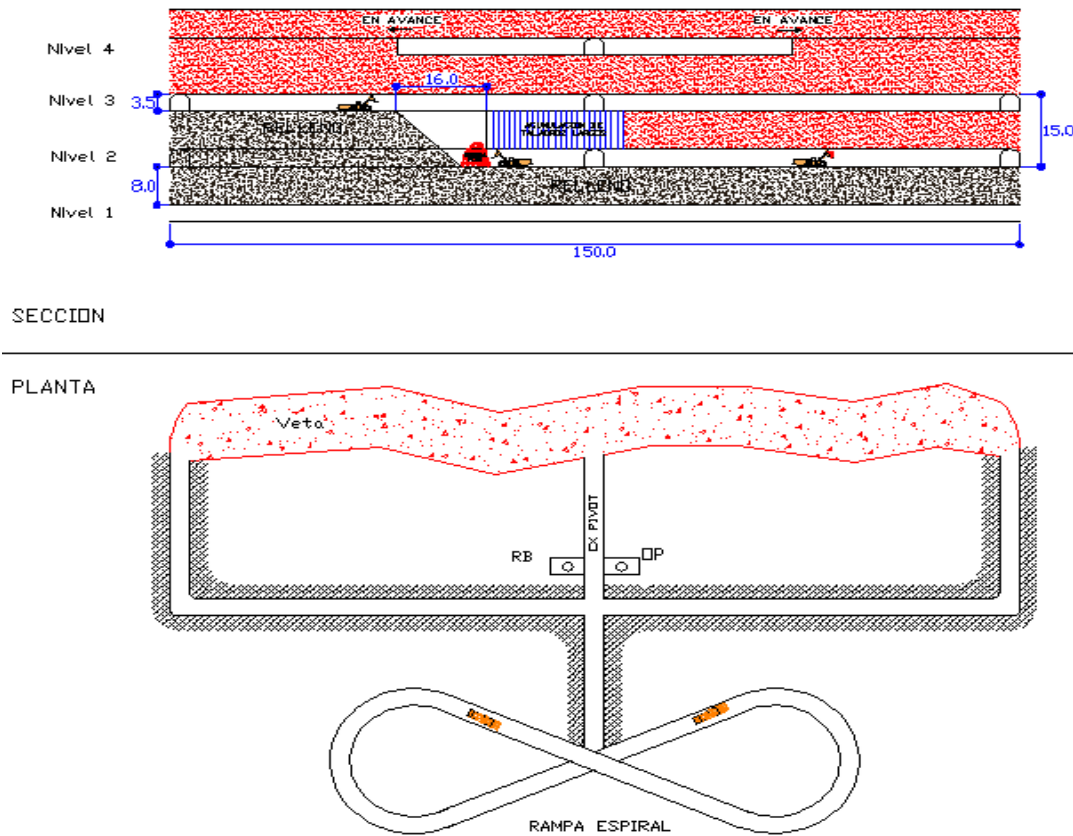


Figura 4.34 Esquema de método de explotación B.F.  
Fuente: Elaboración propia

El diseño del “Bench and Fill” esta principalmente basado en el comportamiento de las cajas que contienen a la estructura mineralizada. Con el conocimiento de esta información, se logró determinar los parámetros de operación. Tamaño y forma de las galerías: altura entre los niveles, longitud máxima, tipo de relleno, diseño de la malla de perforación podemos apreciar en el Anexo N° 4 plano 01.

Ventajas del método:

- Alta productividad,
- Bajo requerimiento de sostenimiento,
- Bajos costos de minado (uso de desmonte)

#### 4.5.8.1.1 Operaciones unitarias bench and fill (BF)

En la siguiente tabla 4.13 se representa los indicadores de operación mina del método bench and fill aplicados en el Proyecto Pablo, se identifica cada rendimiento en los distintas áreas de operación, de acuerdo a los datos recolectados para el estudio de investigación realizado.

Tabla 4.13 Indicadores de operación Proyecto Pablo

INDICADORES DE OPERACIONES UNITARIAS	AÑO 2016						
	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	PROM
<b>MINA</b>	<b>REAL</b>	<b>REAL</b>	<b>REAL</b>	<b>REAL</b>	<b>REAL</b>	<b>REAL</b>	<b>REAL</b>
<b>General</b>							
Índice de Extracción (TM/h-g)	12.04	11.46	13.93	13.42	10.13	10.63	11.94
Índice de Eficiencia Mina (TM/h-g)	2.29	3.47	3.69	3.43	3.17	2.59	3.11
Índice de Eficiencia General (TM-hg)	2.11	1.58	1.81	1.70	1.52	1.27	1.67
Dilución Sin Selectividad (%)	33%	33%	30%	34%	35%	31%	33%
Dilución Sin Selectividad Base (%)	37%	35%	32%	39%	43%	50%	39%
Dilución Sin Selectividad Puente (%)	23%	30%	27%	25%	17%	9%	22%
Número de Tajeos	2	2	3	2	2	3	3
Área Equivalente Preparaciones (m2)	16.60	14.05	12.49	10.79	7.66	9.89	11.91
Área Minable (TM/m2)							-
BF	12.21	12.66	22.06	13.45	12.11	18.53	15.17
<b>Voladura</b>							
Factor de Potencia Tajeos General (kg/TM)	0.67	0.53	0.16	0.28	0.32	0.41	0.80
BF	0.67	0.53	0.16	0.28	0.32	0.41	0.40
Factor de Carga Preparaciones (kg/m)	22.17	27.99	25.67	27.47	23.64	20.34	24.55
<b>Perforación</b>							
Toneladas por Metro Tajeos (TM/m)							
BF	1.19	1.19	3.52	0.91	1.50	1.65	1.66
Taladros por metro Preparaciones (tal/m)	27.13	27.66	26.81	26.03	25.11	25.69	26.41
Jumbo	27.13	27.66	26.81	26.03	25.11	25.69	26.41
<b>Equipos</b>							
Rendimiento Scoops General (TM/hr)							
Flota de 6 Yd3	60.82	64.10	57.93	55.82	62.00	56.83	59.58
Flota de 4 Yd3	39.62	38.11	43.77	41.54	42.93	40.53	41.08
<b>Relleno</b>							
Índice Relleno Hidráulico (m3 RH/m3 )	2.65	2.68	2.30	0.97	2.16	1.80	2.09
Índice Relleno D (m3 R/m3 )	3.96	2.77	2.49	0.88	1.10	3.23	2.41
Índice Relleno C_P (m3/m3 Pasta Rellenar)	0.59	1.22	0.69	2.49	0.63	1.75	1.23
<b>Geotecnia</b>							
Consumo de Pernos Preparaciones (pzas/m)	2.70	4.28	3.91	6.14	3.99	3.60	4.10
Consumo de Malla Preparaciones (m2/m)	5.28	8.94	7.55	8.78	5.98	5.97	7.08
Aplicación Shotcrete Preparaciones (m3/m)	1.15	1.07	0.92	1.01	1.02	1.10	1.04
Consumo de Pernos Tajos (pzas/TM)	0.13	0.13	0.11	0.12	0.16	0.13	0.13
Consumo de Malla Tajos (m2/TM)	0.25	0.24	0.16	0.18	0.24	0.21	0.21
Aplicación de Shotcrete Tajeos (m3/TM)	0.02	0.02	0.02	0.02	0.00	0.02	0.02

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.8.2 Subniveles ascendente con relleno cementado (SARC)

El método SARC se ha seleccionado para aplicar a las zonas de las estructuras mineralizadas que presentan potencias mayores a 12 metros. Diseño gráfico Ver Anexo-4 (Plano 02)

El método requiere de la ejecución de un by pass a lo largo del rumbo de la veta y luego por intermedio de cruceros ingresamos a la estructura mineralizada y desarrollamos una galería hasta los límites del tajo, seguidamente iniciando por los extremos ejecutamos subniveles en forma transversal al rumbo de la veta y ambos niveles. Seguidamente, realizamos la perforación en positivo en diámetro de 64 mm con equipos de taladros largos (ej. Simba 1254/T1D), luego de realizar la voladura se realiza la limpieza por la parte inferior del tajo hacia los ore pass que están ubicados en el by pass. Después de haber concluido la limpieza del mineral, se inicia el proceso del relleno cementado (desmote clasificado con cemento para obtener 0.60 Mpa de resistencia a 14 días) hasta concluir. Seguidamente se repite el proceso en los blocks superiores. Ver Figura 4.35.

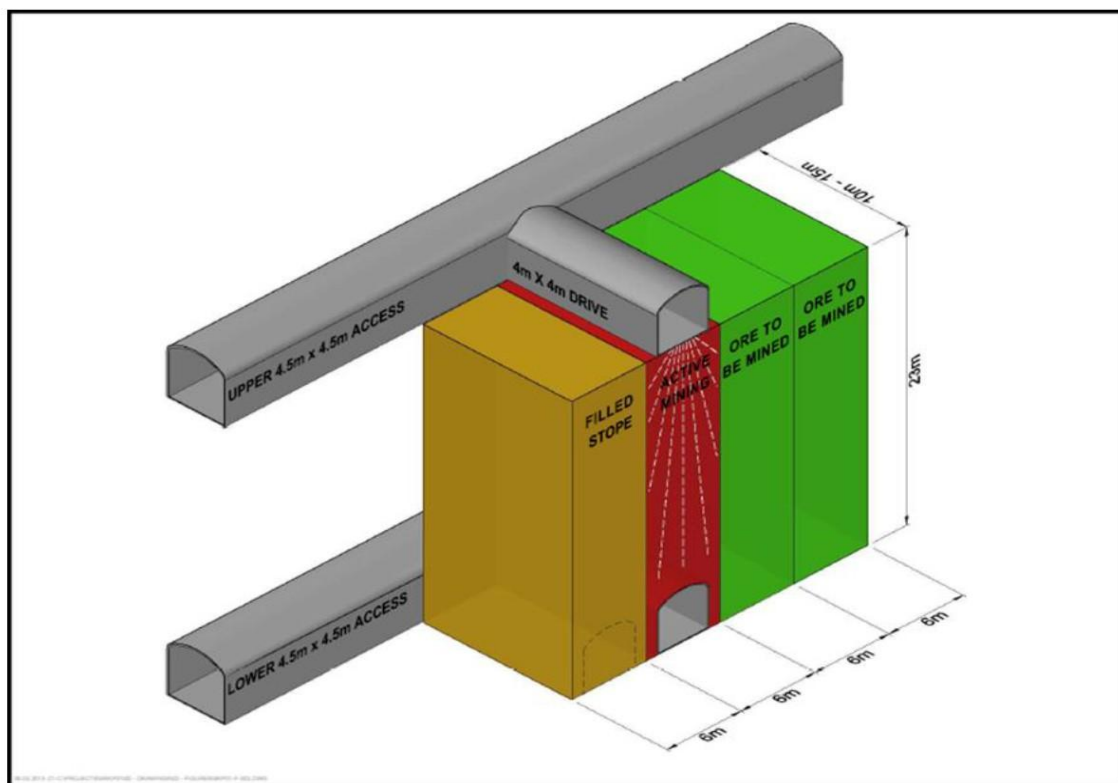


Figura 4.35 Esquema de método de explotación SARC, vista longitudinal  
Fuente: Elaboración propia

#### Ventajas del método:

- Alta productividad,
- Bajo requerimiento de sostenimiento,
- Bajos costos de minado



### 4.5.8.2.1 Operaciones unitarias del método de SARC

En la siguiente tabla 4.14 se representa los indicadores de operación mina del método SARC aplicados en el Proyecto Pablo, se identifica cada para de rendimiento en las distintas áreas de operación.

Tabla 4.14 Indicadores de operación método SARC Proyecto Pablo

INDICADORES DE OPERACIÓN MINA	AÑO 2016						
	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	PROM
MINA	REAL	REAL	REAL	REAL	REAL	REAL	REAL
<b>General</b>							
Índice de Extracción (TM/h-g)	12.04	11.46	13.93	13.42	10.13	10.63	11.94
Índice de Eficiencia Mina (TM/h-g)	2.29	3.47	3.69	3.43	3.17	2.59	3.11
Índice de Eficiencia General (TM-hg)	2.11	1.58	1.81	1.70	1.52	1.27	1.67
Dilución Sin Selectividad (%)	33%	33%	30%	34%	35%	31%	33%
Dilución Sin Selectividad Base (%)	37%	35%	32%	39%	43%	50%	39%
Dilución Sin Selectividad Puente (%)	23%	30%	27%	25%	17%	9%	22%
Número de Tajeos	1	1	2	2	3	2	2
Área Equivalente Preparaciones (m2)	16.60	14.05	12.49	10.79	7.66	9.89	11.91
Área Minable (TM/m2)							
SARC	10.56	10.62	22.56	19.29	18.23	17.53	16.46
<b>Voladura</b>							
Factor de Potencia Tajeos general (kg/TM)	0.60	0.63	0.38	0.51	0.68	0.60	0.57
SARC	0.60	0.63	0.38	0.51	0.68	0.60	0.57
Factor de Carga Preparaciones (kg/m)	22.17	27.99	25.67	27.47	23.64	20.34	24.55
<b>Perforación</b>							
Toneladas por Metro Tajeos (TM/m)							
SARC	2.48	1.39	2.08	3.48	0.00	0.00	1.57
Taladros por metro Preparaciones (tal/m)	27.13	27.66	26.81	26.03	25.11	25.69	26.41
Jumbo	27.13	27.66	26.81	26.03	25.11	25.69	26.41
<b>Equipos</b>							
Rendimiento Scoops General (TM/hr)							
Flota de 6 Yd3	60.82	64.10	57.93	55.82	62.00	56.83	59.58
Flota de 4 Yd3	39.62	38.11	43.77	41.54	42.93	40.53	41.08
<b>Relleno</b>							
Índice Relleno Hidráulico (m3 RH/m3 )	2.65	2.68	2.30	0.97	2.16	1.80	2.09
Índice Relleno Detrítico (m3 R/m3 )	0.02	0.03	0.01	0.04	0.02	0.03	0.02
Índice Relleno Cemento Pasta (m3/m3 )	0.59	1.22	0.69	2.49	0.63	1.75	1.23
<b>Geotecnia</b>							
Consumo de Pernos Preparaciones (pzas/m)	2.70	4.28	3.91	6.14	3.99	3.60	4.10
Consumo de Malla Preparaciones (m2/m)	5.28	8.94	7.55	8.78	5.98	5.97	7.08
Aplicación de Shotcrete Preparaciones (m3/m)	1.15	1.07	0.92	1.01	1.02	1.10	1.04
Consumo de Pernos Tajos (pzas/TM)	0.13	0.13	0.11	0.12	0.16	0.13	0.13
Consumo de Malla Tajos (m2/ton)	0.25	0.24	0.16	0.18	0.24	0.21	0.21
Aplicación de Shotcrete Tajeos (m3/TM)	0.02	0.02	0.02	0.02	0.00	0.02	0.02

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.8.3 Corte relleno ascendente semimecanizado (CRSM)

El método CRSM se ha seleccionado para aplicar a las zonas de la estructura mineralizada que presentan potencias menores a 2 metros. Diseño gráfico Ver Anexo-4 (Plano 03)

El método requiere de la ejecución de una rampa operativa, de la misma se genera cruceros hacia la estructura y se corre la galería a lo largo del rumbo de la veta y por la longitud del tajo, luego se inicia el proceso de explotación cuya perforación se realiza con máquinas jack leg y la limpieza por intermedio scooptram (1.5 yd<sup>3</sup>) hacia los ore pass, el proceso de relleno se realiza con desmante usando el mismo equipo. Ver Figura 4.36.

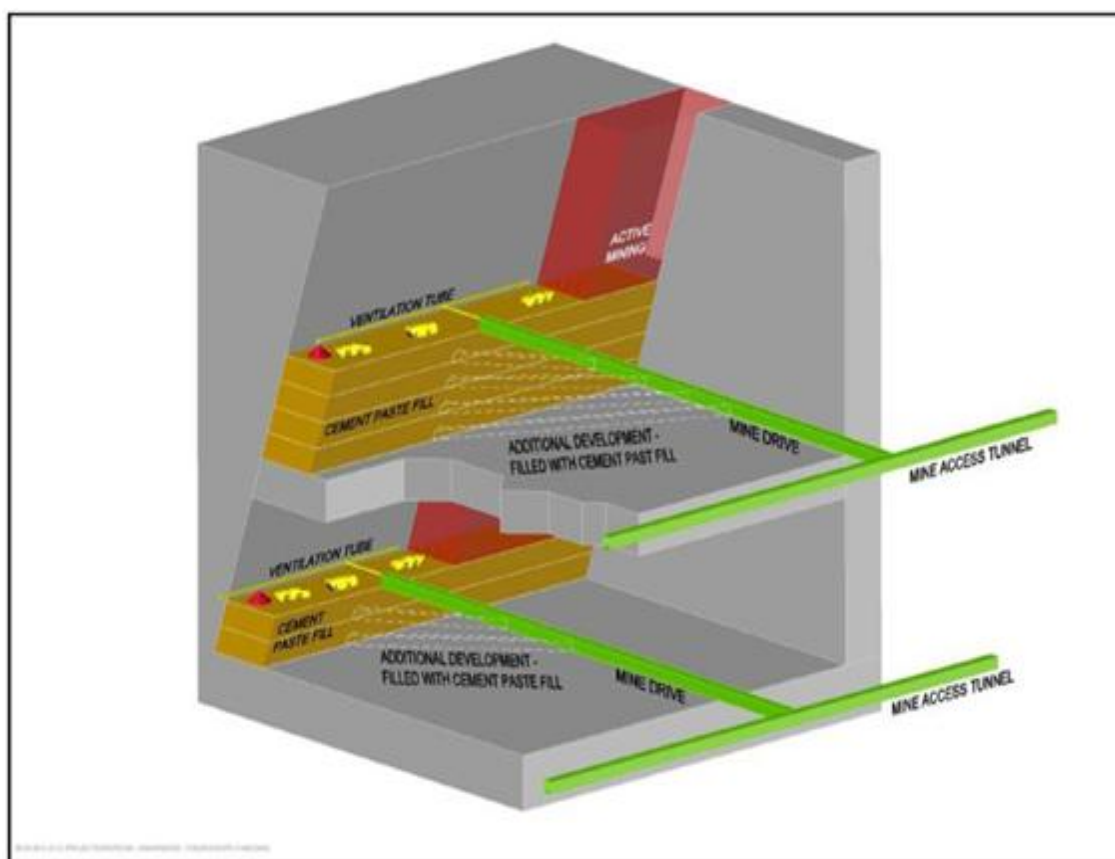


Figura 4.36 Esquema de método de explotación CRSM, vista longitudinal  
Fuente: Elaboración propia

Ventajas del método:

- Alto grado de flexibilidad para minar zonas de potencia variable.
- Alta recuperación de minado y alto control de la dilución.
- Aplicable en condiciones de rocas pobres.

Se puede apreciar la zonificación de simulación realizado en el software por zonas de explotación de acuerdo a los métodos de explotación ejecutados en el Proyecto Pablo ver la Figura 4.37 el esquema.

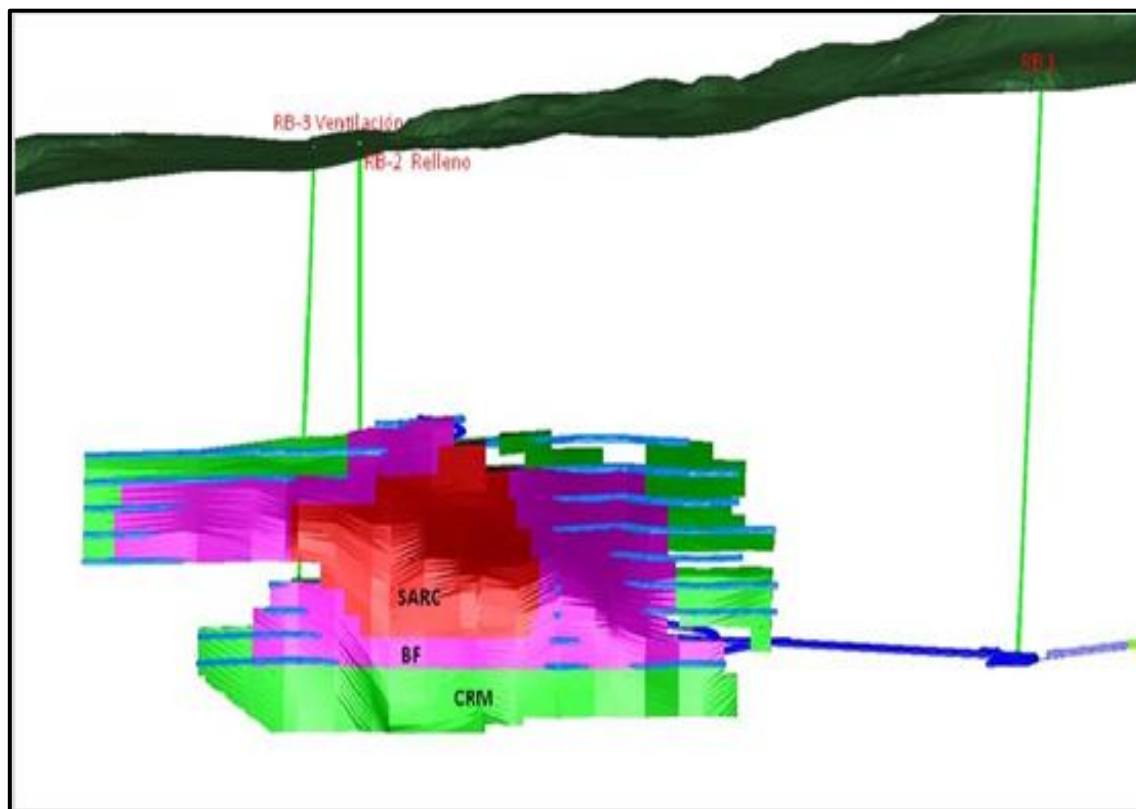


Figura 4.37 Zonificación según métodos de minado.  
Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.8.3.1 Operaciones unitaria de corte relleno ascendente (CRSM)

En la siguiente tabla 4.15 se representa los indicadores de operación mina del método corte relleno ascendente semi mecanizado aplicados en el Proyecto Pablo mina Pallancata, se identifica cada parámetro de rendimiento en las distintas áreas de operación.

Se realizó el análisis de los rendimiento de operación para los distintos métodos de explotación englobados como son el método corte relleno ascendente convencional en realce y en breasting, del mismo se realizó el análisis del método de corte relleno ascendente semicanizado en realce y breasting los cuales son aplicados en el Proyecto Pablo de la Unidad Operativa Pallancata.

Tabla 4.15 Indicadores de gestión operativa método CRSM Proyecto Pablo

INDICADORES DE GESTIÓN OPERATIVA	AÑO 2016						Prom
	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	
MINA	Real	Real	Real	Real	Real	Real	Real
<b>General</b>							
Índice de Extracción (TM/h-g)	5.82	5.32	4.93	5.65	5.91	5.33	5.49
Índice de Eficiencia Mina (TM/h-g)	2.03	1.93	1.85	1.97	2.01	1.94	1.96
Índice de Eficiencia General (TM-hg)	1.20	1.05	0.98	1.16	1.33	1.06	1.13
<b>Dilución Sin Selectividad (%)</b>	<b>40%</b>	<b>47%</b>	<b>44%</b>	<b>44%</b>	<b>45%</b>	<b>43%</b>	<b>0.44</b>
Dilución Sin Selectividad Tajos Base (%)	45%	47%	46%	44%	46%	44%	0.45
Dilución Sin Selectividad Puentes (%)	34%	47%	40%	34%	47%	41%	0.41
<b>Dilución Con Selectividad (%)</b>	<b>37%</b>	<b>43%</b>	<b>40%</b>	<b>39%</b>	<b>42%</b>	<b>39%</b>	<b>0.40</b>
Dilución Con Selectividad Tajos Base (%)	40%	40%	40%	39%	40%	40%	0.40
Dilución Con Selectividad Puentes (%)	34%	47%	40%	34%	48%	41%	0.41
<b>Número de Tajeos</b>	<b>28</b>	<b>29</b>	<b>30</b>	<b>29</b>	<b>27</b>	<b>25</b>	<b>28.00</b>
CRC_R	9	9	9	9	8	8	8.67
CRC_B	7	12	10	10	10	9	9.67
CRSM_R	9	6	7	6	6	5	6.50
CRSM_B	3	2	4	4	3	3	3.17
<b>Área Equivalente Preparaciones (m2)</b>	<b>5.26</b>	<b>5.58</b>	<b>4.79</b>	<b>5.56</b>	<b>5.86</b>	<b>5.32</b>	<b>5.39</b>
<b>Área Minable (TM/m2)</b>	<b>4.77</b>	<b>4.77</b>	<b>4.54</b>	<b>4.48</b>	<b>4.39</b>	<b>4.34</b>	<b>4.55</b>
CRC_R	4.72	4.68	4.24	4.56	4.31	4.65	4.53
CRC_B	5.11	5.31	4.50	4.35	4.15	4.38	4.63
CRSM_R	4.16	4.46	3.58	4.38	4.25	4.36	4.20
CRSM_B	5.10	4.65	5.83	4.62	4.84	3.98	4.84

Fuente: Elaboración propia

Se realiza los indicadores de gestión operativa del método de explotación corte relleno ascendente semimecanizado, como se menciona los rendimientos englobados directamente como son el índice de extracción (TM/h-g), dilución de los métodos de explotación y de la misma forma también son expuesto en el cuadro los datos de área equivalente de preparaciones y por ultimo las áreas minables de los métodos de explotación.

En el cuadro 4.16 se expone los indicadores de voladura, perforación, equipos, relleno y la parte de geotecnia del Proyecto Pablo en conjunto de la mina Pallancata donde se detallan a continuación en la tabla a bajos

Tabla 4.16 Indicadores de operación método CRSM Proyecto Pablo

INDICADORES DE OPERACIÓN MINA	AÑO 2016						Prom
	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	
MINA	Real	Real	Real	Real	Real	Real	Real
<b>Voladura</b>							
<b>Factor de Potencia Tajeos General (kg/TM)</b>	<b>1.12</b>	<b>1.00</b>	<b>0.98</b>	<b>1.00</b>	<b>0.99</b>	<b>0.99</b>	1.01
CRC_R	1.21	1.19	1.33	1.14	1.20	1.22	1.22
CRC_B	1.18	1.12	0.91	1.12	1.14	1.06	1.09
CRSM_R	1.10	0.81	0.88	0.92	0.85	0.84	0.90
CRSM_B	0.98	0.86	0.81	0.80	0.78	0.83	0.84
<b>Factor de Carga Preparaciones (kg/m)</b>	<b>16.63</b>	<b>17.35</b>	<b>18.09</b>	<b>16.45</b>	<b>17.52</b>	<b>17.69</b>	17.29
<b>Perforación</b>							
<b>Toneladas por Metro Tajeos (TM/m)</b>	<b>0.68</b>	<b>0.88</b>	<b>0.64</b>	<b>0.77</b>	<b>0.78</b>	<b>0.80</b>	0.76
CRC_R	0.51	0.45	0.45	0.65	0.68	0.72	0.58
CRC_B	0.31	0.73	0.65	0.74	0.80	0.84	0.68
CRSM_R	0.75	0.86	0.82	0.82	0.84	0.81	0.82
CRSM_B	1.15	0.42	0.63	0.85	0.79	0.83	0.78
<b>Equipos</b>							
<b>Rendimiento Scoops General (TM/hr)</b>							
Flota de 4 Yd3	38.10	36.90	38.64	37.45	37.13	38.56	37.80
Flota de 0.75 Yd3	19.03	25.28	22.15	20.51	20.62	21.69	21.55
<b>Relleno</b>							
Índice Relleno Hidráulico (m3 RH/m3 )	1.64	2.13	1.19	2.21	2.35	2.20	1.95
Índice Relleno Detrítico (m3 R/m3 )	0.15	0.18	0.19	0.24	0.10	0.20	0.18
Índice Relleno Pasta (m3/m3 Pasta Rellenar)	0.35	0.44	0.51	0.38	0.48	0.54	0.45
<b>Geotecnia</b>							
Consumo de Pernos Preparaciones (pzas/m)	2.36	2.82	3.67	2.65	2.78	2.94	2.87
Consumo de Malla Preparaciones (m2/m)	2.05	4.35	5.10	4.56	4.84	4.35	4.21
Consumo de Madera Preparaciones (kg/m)	98.49	45.60	99.48	98.64	99.32	98.52	97.01
Aplicación Shotcrete Preparaciones (m3/m)	1.17	1.05	1.14	1.06	1.08	1.12	1.10
Consumo de Pernos Tajos (pzas/TM)	0.24	0.24	0.24	0.29	0.20	0.26	0.25
Consumo de Malla Tajos (m2/ton)	0.35	0.33	0.32	0.30	0.33	0.35	0.33
Consumo de Madera Tajos (kg/ton)	6.90	7.45	9.89	8.78	8.95	9.45	8.57
Aplicación de Shotcrete Tajeos (m3/TM)	0.03	0.02	0.01	0.01	0.03	0.03	0.02

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.9 Antecedentes de métodos de explotación

Como antecedente del método de explotación de la mina Pallancata predomina el método corte relleno ascendente convencional en realce y en breasting, donde se comprara como antecedente del antes y después de la mina Pallancata, ver a Anexo 4 (plano 8), el diseño gráfico que se viene realizando en tajeos convencionales en todas las zonas de explotación de la mina Pallancata.

#### 4.5.10 Diseño de mina

Con el desarrollo de los capítulos anteriores tenemos los elementos de juicio necesarios para diseñar la infraestructura necesaria, en base al método de minado seleccionado. En donde se describieron en forma detallada cada una de las labores requeridas, tanto labores de infraestructura de desarrollo, infraestructura de operación como preparaciones.

Según los requerimientos operacionales de mina, se han establecido estándares en cuanto a la construcción de labores mineras según sea los parámetros operacionales.

##### 4.5.10.1 Labores de desarrollo y preparación

###### 4.5.10.1.1 Rampa

Se ubicó entre las vetas de Yurika y Yurika Techo, de sección 4.5 x 4.5 m<sup>2</sup> con gradiente de -12%. La sección diseñada permitió el paso de volquetes de capacidad 27 a 30 TM, para el transporte de material (mineral – desmonte), desde el nivel inferior hasta superficie.

**Gradiente:** Un estándar que se maneja en Pallancata es (+-12%) teniendo como antecedente de más de 8 km, de rampas desarrollados en la mina, en la cual no se tuvo problemas para la maniobra de equipos.

**Sección:** la sección se diseñó de 4.50 x 4.50 m<sup>2</sup>. Para facilitar traslado de equipos y materiales.

**Radio de curvatura:** El mayor tamaño de equipo que trabajara en este Proyecto Pablo es de scoop de 6 yd<sup>3</sup>, se diseñó con un radio interno de 7 m. para darle mayor velocidad seguridad en operaciones.

**Peralte:** Este parámetro tiene una incidencia mínima, ya que los scoops y volquetes no tienen mayor velocidad, por medidas de seguridad se presenta el cálculo siguiente:

$$H = V^2 * \frac{A}{R} * G$$

Donde:

- H: peralte (m.)
- V: velocidad (m/s.) = 2.0
- A: ancho de labor (m) = 4.5
- R: Radio de curvatura de los equipos (m.) = 6.0
- G: Fuerza gravitacional (m/s) = 9.8
- Reemplazando en la formula se tiene **H= 0.30 m.**

**Parámetros de diseño:**

- Rampa con dirección al Proyecto Pablo distancia: 956 m.
- Sección de rampa: 4.50 X 4.50 m<sup>2</sup>.
- Gradiente: (-) 12%.
- Radio de curvatura: 7 m.

El diseño de la rampa principal está realizado en desmante con la finalidad de llegar a Proyecto Pablo. La construcción de acuerdo al diseño está sujeto al control topográfico en distancia, cota, rumbo, a través de levantamiento continuo. Diseño gráfico ver Anexo-4 (Plano 04)

#### **4.5.10.1.2 Crucero**

Son los ingresos a los niveles de operación que se realizaron con diseño de sección 4.0 x 4.0 m<sup>2</sup>. De manera que permita el paso de los scooptram de 6.0 yd<sup>3</sup>. Diseño gráfico ver **Anexo-4 (plano 05)**.

**Parámetros de diseño:**

- Sección: 4.0 X 4.0 m<sup>2</sup>.
- Crucero con dirección al Proyecto Pablo.
- Gradiente: (+)1%.

#### **4.5.10.1.3 By pass**

Los by-passes son paralelos a la veta de mineral, de manera que sirve como galería de evacuación de mineral (sección 4.0 x 4.0 m<sup>2</sup>), estos tendrán una gradiente positiva de 0.5%, a continuación se desarrollara a los pivots de los cruceros. Diseño gráfico ver Anexo-4 (plano 06).

**Parámetros de diseño:**

- Sección: 4.0 X 4.0 m<sup>2</sup>.
- By Pass son labores de preparación del Proyecto Pablo.
- Gradiente: (+) 0.5%.

**4.5.10.2 Labores de infraestructura y servicios****4.5.10.2.1 Chimenea de ventilación**

Se ha considerado tener chimeneas de ingreso de aire fresco en la parte central de la mina y dos chimeneas de extracción de aire viciado por los extremos, los cuales nos sirven para la profundización de la mina y la otra para las zonas de trabajo en la parte superior. Las chimeneas programados son raise bore, de diámetro de 3.0 m. Diseño gráfico ver Anexo-5 (plano 03).

**Parámetros de diseño:**

- Sección: 3.0 m. de diámetro.
- Chimenea de ventilación hacia Proyecto Pablo.
- Inclinación: -77°.
- Longitud: 318 m.
- Azimut: 186.35°.

**4.5.10.2.2 Cámara de acumulación**

Son labores que se diseñaron con la finalidad de acumular material, donde la ubicación se encuentra cerca de las cámaras de carguío, su función es acumular el material suficiente para luego ser descargado hacia la tolva de los volquetes o dumpers. Diseño gráfico ver Anexo-4 (plano 07).

**Parámetros de diseño:**

- Sección: 4.0 X 4.0 m<sup>2</sup>.
- Cámara de acumulación de mineral y desmonte.
- Gradiente: (+)0%.



#### 4.5.10.2.3 Cámara de carguío

Son labores que se diseñaron con la finalidad de poder realizar el carguío de material (mineral o desmonte), hacia las tolvas de los volquetes, existen a lo largo de la rampa principal y tienen un desnivel que permite que el scooptram pueda visualizar al volquete y descargar el material donde la tolva requiera. Diseño gráfico ver Anexo-4 (plano 08). Otro diseño es el de una ventana perpendicular a la rampa, en donde se ejecuta el carguío respectivo.

##### Parámetros de diseño:

- Sección: 4.0 X 4.0 m<sup>2</sup>.
- Cámara de carguío de mineral y desmonte.
- Gradiente: (+)0%.

#### 4.5.10.2.4 Chimenea de servicio

Son labores que se diseñaron con la finalidad de permitir ingresar por ella las diferentes líneas de servicios como: aire, agua, energía, etc. y a su vez de salida e ingreso para personal.

##### Parámetros de Diseño:

- Sección: 2.40 X 1.2 m<sup>2</sup>.
- Cámara de carguío de mineral y desmonte.
- Gradiente: (+)0%.

#### 4.5.10.2.5 Chimenea de relleno

Se diseñó con la finalidad de poder rellenar los tajeos explotados para el método Bench and Fill, considerando también la función de ventilación para el Proyecto Pablo para el ingreso de aire fresco en la parte central de la mina.

##### Parámetros de diseño:

- Sección: 2.1 m. de diámetro.
- Chimenea de relleno hacia Proyecto Pablo.
- Inclinación: -89°.
- Longitud: 288.77 m.
- Azimut: 167.99°.

#### **4.5.10.2.6 Casa compresora**

Es una labor auxiliar que está ubicado en superficie, la casa de compresora, la cual nos facilita para toda la etapa de minado del Proyecto Pablo.

#### **4.5.10.2.7 Cámara de subestación eléctrica**

El diseño de la mina contemplo la ejecución de sub-estaciones eléctricas, los cuales estarán dispuestas en una longitud de 500 m. de distancia cada uno, a lo largo de la rampa principal, ubicados en zonas estratégicas y en lugares seguros libre de la presencia de la e fluencia de aguas.

#### **4.5.10.2.8 Talleres interior mina**

De acuerdo a la necesidad de tener una alta disponibilidad de equipos y reducir en la demoras por mantenimiento y correctivos, se previó la construcción de talleres al extremo NE de la zona Pablo.

#### **4.5.10.2.9 Cámara de bombeo**

Labor que se diseñó en la rampa principal (cerca de talleres), en ella se captara toda el agua de filtración de las labores de desarrollo y producción del mismo modo de la captación de las filtraciones de aguas subterráneas.

#### **4.5.10.2.10 Bodegas**

Labor que se diseñó en la rampa principal, equidistante de las labores a realizar para el almacenaje y despacho de los materiales varios que se necesitara para la ejecución de las labores mineras.

#### **4.5.10.2.11 Comedores**

Labor que se diseñó en la rampa principal, equidistante de las labores a realizar para el ordenado, y cumplimiento del horario de toma de alimentos tanto del turno día como del turno noche, este contara con sistema de ventilación propia, servicios de energía, lavadero de manos y botas como los enseres y menajes necesarios para su normal utilización. Planeamiento de Avances y Producción.

#### **4.5.11 Programa de avances**

Se realizó el programa de avances de infraestructura de desarrollo, infraestructura de operación, desarrollo y preparación se presentan en el siguiente Tabla 4.17.

Tabla 4.17 Programa de laboreo minero Proyecto Pablo

Descripción	Unidad	2016	2017	2018	Total
Infraestructura de desarrollo	m	619	0	0	619
Desarrollos	m	440	0	0	440
Infraestructura de operación	m	2818	1292	0	4110
Preparaciones	m	1634	2084	631	4349
<b>TOTAL</b>	<b>m</b>	<b>5511</b>	<b>3376</b>	<b>631</b>	<b>9518</b>

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.12 Programa de producción

A partir del año 2017, se estimada tener una producción de 1,800 TM/día y luego el año 2019 bajaría hasta 1,230 TM/día. El programa de producción por métodos de explotación y aporte de avances se muestra en la Tabla 4.18.

Tabla 4.18 Programa de laboreo minero Proyecto Pablo

APORTE POR MÉTODO	UNID.	2016	2017	2018	2019	TOTAL
SARC	TM	0	282,400	282,400	123,954	688,754
Bench and fill (BF)	TM	0	141,200	141,200	129,083	411,483
Corte relleno y relleno(CRSM)	TM	0	70,600	70,600	118,545	259,745
Preparaciones	TM	68,046	14,1200	141,200	62,453	412,899
<b>TOTAL</b>	<b>TM</b>	<b>68,046</b>	<b>635,400</b>	<b>635,400</b>	<b>43,4035</b>	<b>1,772,881</b>
<b>Toneladas por día</b>	<b>TM/día</b>		<b>1800</b>	<b>1800</b>	<b>1230</b>	

Fuente: Elaboración propia

Los demás variables del programa de producción son:

Ley de plata (g/TM)	: 249
Ley de oro (g/TM)	: 0.89
Potencia (m)	: 13.71
Dilución (%)	: 17.7%

#### 4.5.13 Servicios mina

Se realizó el cálculo de los diferentes servicios que operación necesita para ejecutar su plan de avances como producción, sin alguna deficiencia en operación y cumplir con la producción programada en el Proyecto Pablo entre ellos son los siguientes.

#### **4.5.13.1 Energía**

La energía será abastecida desde una sub-estación de transformación en superficie en tensión 4.16 kv, la misma que se ubicará en los alrededores del RB-5 de Veta Yurika (zona de actual operación) y por la RB-5 ingresará a interior mina.

En interior mina se dispondrá de sub estaciones de transformación de 4.16 Kv /440v ó 220 v, cada 1,000 m se ha ubicado una sub estación de tal modo de tener un radio de acción de 500 m. como máximo para cada sub estación, este arreglo está orientado a minimizar las caídas de tensión y pérdida de eficiencia del sistema. Ver cálculo realizado para el Proyecto Pablo en el Anexo-3.1

#### **4.5.13.2 Ventilación**

La ventilación es un servicio muy importante, ya que se trata de dar las condiciones óptimas en interior mina para que el personal y equipos puedan realizar su trabajo con seguridad y eficiencia.

La ventilación se tomó desde la parte inferior de la zona de Yurika para el ingreso del aire libre para poder expulsar todo el aire viciado producto de voladuras, gases de monóxido de carbono y otros gases. Para el circuito de ventilación del Proyecto Pablo parte se realizó de la zona de Yurika para la instalación de mangas de ventilación para las labores de desarrollo del Proyecto de la misma forma ayudara a dar una buena recirculación del aire para los demás labores en la parte inferior de Yurika.

Para el desarrollo y explotación del Proyecto Explorador Pablo, se previó construir la chimenea RB 3 en el extremo SW de la veta en un diámetro de 3.10 m, esta chimenea será utilizada como extractor.

Se ha instalado un ventilador de 350 Hp y un caudal de 150,000 cfm que integrada al conjunto de chimeneas de la zona de operación garantizaría el caudal y calidad del aire. A continuación se muestra el circuito de ventilación y el balance del ingreso y salida del aire donde logramos tener una cobertura de 107%. Ver Figura 4.38.

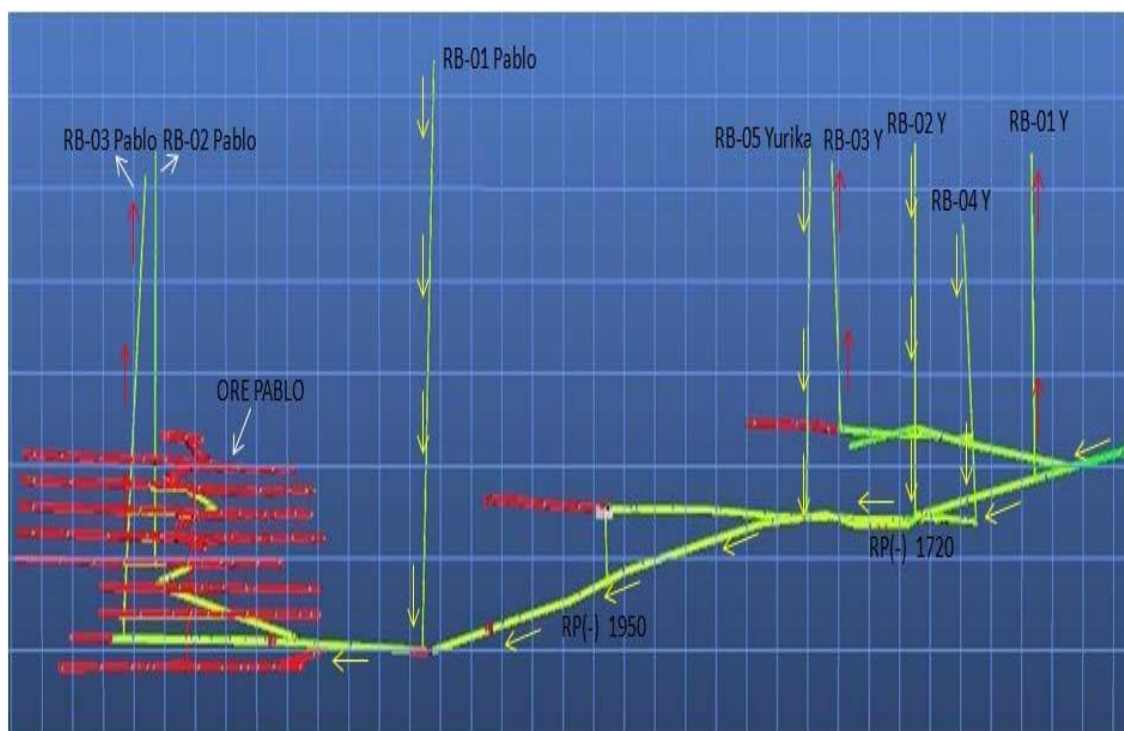


Figura 4.38 Unifilar del circuito de ventilación veta explorador Pablo.

Fuente: Área de servicios

También se realizó el cálculo de aire según a la capacidad de operación que se tiene para el Proyecto Pablo realizando los cálculos de requerimiento de aire ver resultados en el Anexo-3.2

#### 4.5.13.3 Aire comprimido

El sistema de aire comprimido es muy importante para la ejecución de los trabajos de perforación con las máquinas Jackleg y para facilitar la expulsión de los detritos del proceso de perforación de taladros largos.

La casa de compresoras está ubicada en los alrededores de la chimenea RB-5 de Yurika (zona actual de operación) y cuenta con una compresora modelo GA315 que puede generar 1,350 cfm, dicha oferta es suficiente para cubrir la demanda de aire de las operaciones de desarrollo del Proyecto Pablo sin tener alguna deficiencia de abastecimiento de aire para las operaciones mineras.

Así mismo, el transporte y distribución del aire debe cumplir con la estrategia de diámetros de tubería según siguiente esquema. Ver Figura 4.39.

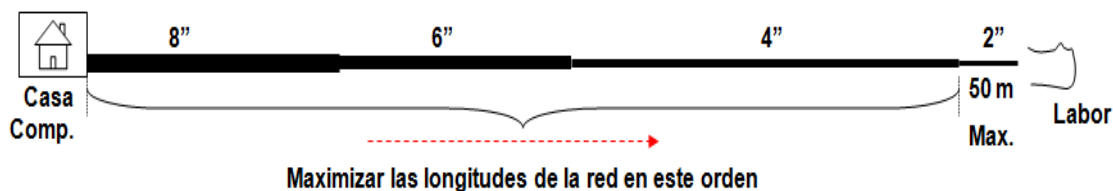


Figura 4.39 Dimensiones de salida aire comprimido.

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.14 Relleno

El servicio de relleno es una actividad muy importante y forma parte del ciclo de minado, en vista de eso se programó los siguientes rellenos.

##### 4.5.14.1 Relleno cementado

El relleno cementado, consiste en la clasificación de agregados (zarandeo) ó chancado a una granulometría mejor a 2.5 pulgadas, estos agregados se obtenido de la cancha de desmonte actual y serán transportados a la planta de dosificación y mezclada ubicada en Pallancata Oeste, en dicha planta se le agregará entre 60 a 80 kg/m<sup>3</sup> de cemento y agua de modo tal de obtener una mezcla con un slum de 10.5 pulgadas y una resistencia de 0.60 Mpa a los 14 días.

El mismo que será transportado por intermedio de volquetes hacia la chimenea RB 2 de Pablo y por esta hacia interior mina, en interior mina será recepcionado por scooptrams que lo transportarán a los tajos como disposición final. Este tipo de relleno será utilizado para el método de minado SARC.

##### 4.5.14.2 Relleno detrítico

El relleno detrítico (desmonte), será utilizado para rellenar los espacios vacíos generados por el método de explotación banqueo y relleno (BF) y en parte los blocks finales del método SARC.

El material será obtenido de los diferentes frentes de avance en desmonte y si faltará será transportada desde la desmontera hacia las labores de interior mina.

#### 4.5.15 Requerimiento de equipos y personal mina

La mina opero durante todo el año, en sistema rotativo de turnos que cubran las 24 horas del día, bajo un régimen de rotación de 14 x 7 días y turnos de 12 horas.

Se requirió de una organización que considere todas las actividades que aseguren la obtención de las cuotas de producción programadas.

Por otra parte, es necesario que todas las actividades que se realicen cuenten con procedimientos de seguridad, de modo que se preserve la integridad de las personas y equipos. Todo el personal debe recibir, además del entrenamiento en sus actividades específicas, entrenamiento en seguridad y medio ambiente.

#### 4.5.16 Equipos mina

Para el cumplimiento de los programas de avances y producción, se calculó el requerimiento de los siguientes equipos principales:

##### 4.5.16.1 Laboreo en desmante

Se realizó el siguiente cálculo de equipos necesarios para desarrollar todo el Proyecto Pablo la parte de infraestructura y desarrollo de operación ver resultados en la Tabla 4.19.

Tabla 4.19 Equipos para el avance desmante Proyecto Pablo

INFRAESTRUCTURA Y DESARROLLOS EN DESMANTE		
Equipos	Modelo/Capacidad	Cantidad
Jumbo electro hidráulico	1 brazo	1
Jumbo retráctil (stand By)	-	1
Scooptram diésel	6 yd3	1
Scooptram diésel Stand By	4 yd3	1
Small bolter	-	1

Fuente: Elaboración propia

##### 4.5.16.2 Laboreo en mineral

Se realizó el siguiente cálculo de equipos necesarios para desarrollar la parte de preparaciones. Ver Tabla 4.20.

Tabla 4.20 Equipos para desarrollo y preparaciones Proyecto Pablo

DESARROLLOS Y PREPARACIONES EN MINERAL		
Equipos	Modelo/Capacidad	Cantidad
Jumbo electro hidráulico	1 brazo	1
Scooptram diésel	6 yd3	1
Small bolter	-	1
Scaler	-	1

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.16.3 Laboreo en explotación

Se realizó el siguiente cálculo de equipos necesarios para poder cumplir con normalidad toda la producción para poder desarrollar la parte de producción de tajos. Ver Tabla 4.21.

Tabla 4.21 Equipos para explotación de tajos del Proyecto Pablo

PRODUCCIÓN TALADROS LARGOS		
Equipos	Modelo/Capacidad	Cantidad
Jumbo (TL)	T1D	2
Jumbo (TL) stand by	T1D	1
Scooptram diésel mineral	6 yd <sup>3</sup>	1
Scooptram diésel relleno	6 yd <sup>3</sup>	1
Scooptram diésel Stand by	6 yd <sup>3</sup>	1

Fuente: Elaboración Propia

#### 4.5.16.4 Servicios mina

Se realizó el siguiente cálculo de equipos necesarios para el apoyo en el área de servicios de la misma forma el cálculo de volquetes y equipos auxiliares y vehículos auxiliares. Ver Tabla 4.22.

Tabla 4.22 Equipos necesarios para servicios varios del Proyecto Pablo

SERVICIOS VARIOS		
Equipos	Modelo/Capacidad	Cantidad
Mixer transporte shotcrete	4 m <sup>3</sup>	1
Alpha lanzador shotcrete	-	1
Camioncitos (t. materiales)	-	2
Volquetes transp. mineral	28 TM	20
Volquetes transp. Relleno	20 TM	10

Fuente: Elaboración propia

#### 4.5.17 Personal directo mina

Para el cumplimiento de los programas de avances y producción, se realizó el requerimiento de personal de las operaciones mineras para poder cumplir con normalidad toda la producción del Proyecto Pablo para sus respectivas 3 guardias respectivamente siguiente: Ver Tabla 4.23.



Tabla 4.23 Personal directo de Mina del Proyecto Pablo

<b>PERSONAL EN INTERIOR MINA</b>		
<b>Actividad</b>	<b>Personal/Guardia</b>	<b>Total</b>
Operadores Jumbo/Scoop	16	48
Operadores volquete	6	18
Choferes camionetas	3	9
Carguío y voladura	12	36
Concreto lanzado	3	9
Capataz	3	9
Ventilación	2	6
Bombeo	2	6
Servicios varios	4	12
Muestreros	2	6
Topógrafos	2	6
Electricistas	2	6
Mecánicos	2	6
Supervisión	8	24
<b>TOTAL</b>	<b>67</b>	<b>201</b>

Fuente: Elaboración Propia

#### 4.6 Evaluación económica

En este estudio a fin de tener una idea más clara acerca del efecto de las variables económicas del negocio minero para la implementación de un planeamiento de minado a mediano plazo; se ha llevado una evaluación económica, tomando como base los gastos incurridos, así como las ganancias obtenidas para el primer año, respecto a la implementación de un plan de minado adecuado.

En la tabla 4.24 se representa la evaluación económica realizada del Proyecto Pablo, se realizó las proyecciones de ingreso de ventas de concentrado de mineral de plata y oro.

Tabla 4.24 Ingresos de ventas mina Pallancata.

INGRESOS POR VENTAS	MINA PALLANCATA + PABLO		
Año	Factor	Unidad	2016
Mes			Acum.
Concentrado producido		tc	4,982
Contenido Ag		oz	3,105,617
Contenido Au		oz	13,226
Cotización Ag		US\$/oz	14.00
Cotización Au		US\$/oz	1,050.0
<b>Valor Bruto de Venta</b>		<b>US\$</b>	<b>57,366,426</b>
Valor por Ag			43,478,632
Valor por Au			13,887,794
<b>Descuentos concentrado</b>		<b>US\$</b>	<b>-5,578,742</b>
<b>Valor Neto de Venta</b>		<b>US\$</b>	<b>51,787,684</b>
Valor por Ag			38,825,223
Valor por Au			12,962,461
<b>Gastos comerciales</b>		<b>US\$</b>	<b>-893,370</b>
<b>Concentrado</b>		<b>US\$</b>	<b>-893,370</b>

Fuente: Elaboración propia en base información área de costos

Habiendo culminado el proceso de recuperación en la planta de beneficio se estimó los ingresos provenientes por la venta de concentrado de plata y oro por una parte concentrado de Ag/Au.

Estos ingresos son sensibles al precio de la plata y oro, de acuerdo en el mercado internacional de metales, para el cual se obtuvo un ingreso por ventas realizado en forma integral de toda la mina Pallancata que asciende a **US\$ 51,787,684** podemos visualizar los resultados de manera general Tabla 4.24.

Los detalles de todos los ingresos por venta proyectados realizando un comparativo de antes y después con el Proyecto Pablo de la mina Pallancata de forma general se tienen unificado ver Anexo-3.3.

Los ingresos por ventas de mineral se calculan en función al valor del mineral por la producción mensual. Asu vez la cotización del precio de los metales está ligado por el comportamiento que se pueda tener en el futuro de acuerdo a la demanda. Ver Anexo-3.4.

Tabla 4.25 Costo de producción del Proyecto Pablo

Evaluación Económica -USD 000	Pallancata
Concepto	Acumulación real 16
<b>Total \$ Oz costo</b>	<b>10.58</b>
Capex	3.23
Descuentos comerciales	1.64
<b>Total \$ Oz al de operaciones</b>	<b>15.45</b>
Medio ambiente	1
RRCC	0
Higiene & Salud	0
RRHH	0
<b>Total \$/Oz Al final</b>	<b>16.64</b>
Proyectos	
<b>Total \$/Oz Al final</b>	<b>16.64</b>
Bonos	0.28
<b>Total \$/Oz Al CC Final - ratio 60</b>	<b>16.91</b>
<b>Total \$/Oz Al CC Final - ratio 75</b>	<b>15.81</b>

Fuente: Elaboración propia en base información área de costos

El análisis de costo de producción por onza realizado en forma general para la Unidad Operativa Pallancata se obtiene total de **US\$/oz. 16.91**, este costo va referente al ratio de 60, que esto vendría a ser el tipo de cambio hacia las onzas equivalentes de plata con respecto a las leyes de plata que se obtienen, se puede visualizar en la Tabla 4.25 los parámetros de los costos incluidos para el cálculo de US\$/oz.

Tabla 4.26 Costo unitario del Proyecto Pablo

CONCEPTOS	UNIDAD	PPTO	FORECAST
		2016	2015
Gestión Geológica	US\$ / TM	2.40	1.86
Mina	US\$ / TM	42.64	44.01
Planta	US\$ / TM	9.38	8.79
Refinación y Transporte	US\$ / TM	0.00	0.00
Servicios Generales	US\$ / TM	17.39	20.21
Gastos Adm Mina	US\$ / TM	34.34	27.54
<b>Costo Total Unitario</b>	<b>US\$ / TM</b>	<b>106.15</b>	<b>102.40</b>

Fuente: Elaboración propia en base información área de costos

El análisis realizado del costo unitario total englobado con las áreas directamente involucradas en forma general incluido con el Proyecto Pablo que asciende un total de 106.15 US\$/TM con respecto al año 2015 que tiene una diferencia de

US\$ 3.75, básicamente este incremento se debe a la incorporación del Proyecto Pablo. Ver Tabla 4.26.

Tabla 4.27 Evaluación económica del Proyecto Pablo

<b>Evaluación Económica -USD 000</b>	<b>Pallancata</b>
<b>Concepto</b>	<b>Acumulación real 16</b>
Precio Ag	14
Precio Au	1,050
<b>valor bruto de venta</b>	<b>57,366</b>
(-) Deducciones	-5,579
<b>Valor neto</b>	<b>51,788</b>
Costo de producción	-38,815
<b>Margen bruto</b>	<b>12,973</b>
Gastos comerciales	-893
<b>Margen de operación</b>	<b>12,080</b>
Capex	-12,480
<b>Generación de operaciones</b>	<b>-2,508</b>
Medio ambiente	-2,519
RRCC	-1,199
Higiene & Salud	-118
RRHH	-330
<b>Generación final antes de proyectos</b>	<b>-6,674</b>
Proyectos	
<b>Generación final antes de bonos</b>	<b>-6,674</b>
Bonos (Información RRHH)	-963
<b>Generación final sin exploraciones</b>	<b>-7,637</b>

Fuente: Elaboración propia en base información área de costos

Se ha de tomar en cuenta en la evaluación económica la participación de los diferentes áreas como es el caso de la inclusión del proyectos de exploración, el impuesto a la renta, costo de producción, también se toma en cuenta el costo incurrido en las inversiones y los gastos administrativos llevados a cabo en la oficinas centrales de lima de la compañía. De esta manera se consigue construir un flujo económico para cada año. Determinando los márgenes operativos finales de unidad operativa Pallancata incluyendo al Proyecto Pablo. Podemos visualizar en forma general la evaluación económica en la Tabla 4.27. Los margen operativo diferenciado en antes y el después con la incorporación del Proyecto Pablo se presenta el resumen en el Anexo-3.5.

Se realizó la evaluación del VAN de acuerdo a las inversiones iniciales y de acuerdo a un flujo de caja, el análisis que se realiza es por tres años del Proyecto Pablo. Ver tabla 4.28.

Tabla 4.28 Evaluación del VAN del Proyecto Pablo

<b>VALOR PRESENTE NETO</b>			
<b>DESCRIPCION</b>	<b>AÑO 1</b>	<b>AÑO 2</b>	<b>AÑO 3</b>
	<b>\$</b>	<b>\$</b>	<b>\$</b>
INGRESOS	26,425,764	30,937,480	30,937,480
COSTO DE OPERACION	12,285,912	14,105,769	14,077,682
MARGEN OPERATIVO	14,139,853	16,831,711	16,859,799
GASTOS ADMINISTRATIVOS	1,584,000	1,584,000	1,584,000
GASTOS DE VENTA	492,000	576,000	576,000
REGALIAS	223,947	262,182	262,182
PARTTICIPACION DE TRABAJADORES	751,429	901,940	904,187
IMPUESTO A LA RENTA (I.R)	2,592,428	3,111,694	3,119,446
FLUJO DE CAJA	8,496,049	10,395,896	10,413,984
INVERSIONES	1,313,475	1,448,114	1,448,114
FLUJO DESPUES DE INVERSION	7,182,574	8,947,782	8,965,870
<b>VAN (10%)</b>	<b>20,660,664</b>		

Fuente: Elaboración propia en base información área de costos

Se muestra el valor presente neto realizado de acuerdo a las inversiones realizadas. El caso base supone un precio del oro de 1, 050 US\$/Onza; y la plata 14 US\$/Onza, un costo de operación de: 106.15 US\$/Ton y una inversión en el rango de: 1'313, 474 – 1'448, 113 US\$/año. Empleando una tasa de descuento del 10%; el VAN del proyecto es 20' 660, 664 US\$.

#### 4.7 Discusiones

Según los antecedentes de la investigación, citado (Mena Salas, 2012) en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas: Caso Practico; Mina “Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titán S.R.L” en sus resultados indican que con el Planeamiento de minado de la veta Dulce y la entrada en operación de la veta significa un considerable aumento en cuanto a la producción diaria, incrementando del volumen inicial de 150 TM/día a 200 TM/día del mismo modo esto repercutió en el incremento de toneladas mensual de 4500 TM/mes a 6000 TM/mes.

En el presente estudio de investigación se demostró que con un diseño y planeamiento de minado subterráneo se incrementó la producción diaria de la unidad operativa Pallancata con 320 toneladas diarios en promedio esto con el aporte netamente del Proyecto Pablo incrementado de un volumen inicial de 628 TM/día a 948 TM/día. Donde de la misma forma repercutió en el incremento mensual de 19,461 TM/mes a 29,384 TM/mes en promedio. Por lo tanto se concluye que es posible incrementar la producción diaria con la marcha de una nueva veta para poder mantener el nivel producción diaria.

Según los antecedentes de la investigación, citado (Cuenta Chua, 2002), en su tesis titulada “Planeamiento y diseño de minado subterráneo Veta N3 sección III mina Yauliyaco”, concluye que con el aporte de la veta N3 significo el incremento de producción diaria de 325 TM/día con la aportación de los 3 métodos de explotación (Over cut and fill, Shrinkage y Open Stope) que se utilizaron para el minado de la veta 3 sección III.

Evidentemente dicho trabajo se relacionan con los resultados obtenidos en el presente estudio, donde se utilizó 3 métodos de explotación para su minado (Bench and Fill, SARC y CRSM), del Proyecto Pablo de acuerdo a las características geológicas y geomecánicas, donde se incrementó la producción diaria de la unidad operativa Pallancata con 320 toneladas diarios en promedio.

(Turpo Villalba, 2014), los resultados en su Tesis Titulada “Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli” concluye, “que se desarrollaron la explotación de 18 a 25 tajeos por mes para incrementar la producción diaria de 250 TM/día a 360 TM/día, con la explotación de la veta dulce con 7 nuevos tajeos para la producción de la zona coila. Donde se incrementó el nivel de producción mensual de 7500 TM/mes a 10,800 TM/mes. Esto de acuerdo al sistema de trabajo, las etapas del ciclo, también se mejoró la eficiencia en los procesos unitarios respectivos, aumentando en alguno de ellas, el capital, las maquinarias, recursos humanos, etc. El método de minado a aplicar es el corte relleno, cumpliendo con las condiciones geomecánicas y estructurales del yacimiento.

Efectivamente en el presente estudio de investigación los resultados indicaron que acuerdo a la información geológica, geomecánica, el método de explotación, el sistema de trabajo y etapas del ciclo de trabajo generan que se incremente la producción diaria de 628 TM/día a 948 TM/día con la explotación del Proyecto Pablo de manera sostenible, con un aporte de 320 TM/día, del mismo modo incrementando la producción mensual de 19,461 TM/mes a 29,384 TM/mes en promedio.

## CONCLUSIONES

1. Con la explotación del Proyecto Pablo se logró incrementar la producción diaria con 320 toneladas a la producción diaria de la mina Pallancata este aporte es netamente del Proyecto Pablo, donde entre tajeos convencionales y avances se logra contribuir a 948 TM/día de un programado de 887 TM/día, con el aporte del Proyecto Pablo se incrementa los niveles de producción diaria como en el acumulado mensual de 19,461 TM/mes a 29,384 TM/mes en promedio.
2. Las variables económicas presentes en el planeamiento minero son el precio del metal que se estimó el precio del oro (Au) en 1050 US\$/oz y el precio de la plata (Ag) en 14 US\$/oz, el costo de Producción integral es de 16.91 US\$/oz. Y el costo unitario asciende a 106.15 US\$/TM, los ingresos por ventas realizado en forma integral de toda la mina Pallancata que asciende a US\$ 51, 787,684 el que toma un papel protagónico dependiendo del contexto externo es el precio del metal involucrado, logrando el efecto de obtener mayores márgenes de ganancia. El valor presente neto realizado de acuerdo a los contextos favorables. De inversión está en el rango de: 1'313, 474 – 1'448, 113 US\$/año. Empleando una tasa de descuento del 10%; el VAN del proyecto es US\$.20' 660, 664.
3. Según los estudios y etapas de plan de minado a mediano plazo. Las reservas y recursos minerales aseguran la vida de la mina por 5 años de producción con el incremento del Proyecto Pablo alargando la vida la Unidad Operativa Pallancata. La ejecución de taladros diamantinos podrían confirmar más el crecimiento de las reservas, por lo que es idóneo la implementación del plan de minado a mediano plazo, que en base a la estimación y flujo económico es rentable y conveniente para la compañía.



4. Los métodos de explotación aplicados para la explotación del Proyecto Pablo son seleccionados de acuerdo a las dimensiones y geometría de las vetas y las características geomecánicas las cuales son el Bench and Fill aplicados en zonas donde el ancho de la veta varían de 2.0 a 12 metros y altura de banqueo de 12 metros, Subnivel Ascendente con Relleno Cementado son aplicados en zonas donde el ancho de la veta es 6.0 metros y altura de banqueo de 12 metros y el Corte Relleno semi mecanizado ascendente es aplicado en zonas donde el ancho de la veta es de menores de 2.0 metros.

## RECOMENDACIONES

1. Continuar con los trabajos de exploración mediante campañas de perforación diamantinas ayudara con el crecimiento sostenido de recursos minerales que posteriormente podrían pasar a ser reservas de mena, información de gran importancia también en la elaboración de un planeamiento con mayor detalle.
2. Se recomienda llevar a cabo el incremento de volumen de producción debido a que el Proyecto Pablo no está en su máxima producción, aprovechando que se tiene vetas de gran potencia que van desde 5.0 metros a 12 metros en promedio y también a un altísimo valor de las leyes plata de 259 g/TM.

## REFERENCIAS

Arias Calla, L. (2013). *Tesis: Planeamiento y Diseño del Sistema de Extracción del Proyecto de Profundización de la U.O. San Braulio Uno*. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.

Baldeon Quispe, Z. (2011). *Tesis: Gestión en las Operaciones de Transporte y Acarreo para el Incremento de la Productividad en CIA Minera Condestable S.A.* Lima: Facultad de Ciencias e Ingeniería - Pontificia Universidad Católica del Perú.

Barletta, I. (2008). *Representación Gráfica y Evaluación de Problemas Estructurales en Maciso Rocoso*. Universidad Nacional de la Plata.

Coates, D. F. (1973). *Fundamentos de Mecánicas de Roca*. Madrid: Blume.

Crawford, J., & Hustrulid, W. (1979). *Open Pit Mine Planing and Design*. New York: AIME American Institute of Mining, Metalúrgical, and Petroleum Enginners.

Cuenta Chua, E. t. (2002). *Tesis: Planeamiento y Diseño de Minado Subterráneo Veta N°3 sección III Yauliyaco*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Altiplano.

España, I. G. (1987). *Manual de Taludes 1ra Edición*. Madrid: IGME.

Flores, G., & Karzulovic, A. (2002). *Geotechnical Guidelines for a Transition from Open Pit to Underground Mining*. Australia: Benchmarking Report, JKMRC.

Geotécnica, I. (2003). *Guías Geotécnicas para una Transición desde Rajo Abierto a Minería Subterránea - Caracterización Geotécnica*. La Serena - Chile: Primer Taller Geotécnico Interdivisional organizado por División Chuquicamata de Codelco.

González de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid: Pearson Educación.

Goodman, R. (1989). *Introducción to Rock Mechanics, 2nd edition*. California: Jhon Wiley & Sons.

- Herrera Herbert, J., & Plá de la Rosa, F. (2001). *Evaluación y Planificación Minera*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Hoek. (2000). *Practical Rock Engineering*. Toronto Canada: North Vancouver, B.C.
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (1997). *Engineering Rock Mechanics an Introduction to the Principles*. London: Pergamon.
- López Jimeno, C. (1991). *Manual de evaluación y diseño de explotación mineras*. España: Politécnica de Madrid.
- Marinos, P., & Hoek, E. (2000). *GSI – A geologically friendly tool for rock mass strength estimation*. Melbourne: Technomic Publishing Co.
- Medina, P. (2001). *Tesis: Planeamiento de Producción para la Explotación del Yacimiento aurífero Riticucho*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Mena Salas, A. (2012). *Tesis: Planeamiento de Minado Subterráneo para Vetas Angostas Caso Práctico Mina "Esperanza de Caraveli de Compañía Minera Titan S.R.L.* Lima: Facultad de Ciencias e Ingeniería - Pontificia Unversidad Católica del Perú.
- Molina D., C. (2006). *Perforación y Voladura empleando Taladros Largos en Cuerpos Mineralizados en la CIA Minera Uchucchacua*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Altiplano.
- Patiño, E. (2002). *Sistema de Información para Planeamiento de Producción Minera*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Quispe Aguilar , A. (2013). *Tesis: Plan de Minado Subterráneo Aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A.* Lima: Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica - Universidad Nacional de Ingeniería.
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejono Monge, L. (2007). *Mecánica de Rocas: Fundamentos E Ingeniería de Taludes*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

Read, J., & Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit slope Design 1ra edición*. Australia: CSIRO Publishing.

Ríos Ríos, F. A. (2013). *Control of Mining Operations*. Cajamarca: Ciencias y Ingeniería - Atlantic International University.

Sjöberg, J. (1996). *Large Scale Slope Stability in Open Pit Mining - A Review*. Luleå: Division of Rock Mechanics - Luleå University of Technology.

Smith Alva, C. (2014). *Tesis: Planeamiento de Minas Subterráneas Aplicando Software Minero*. Lima: CAE Mining.

Turpo Villalba, E. (2014). *Tesis: Planeamiento de Minado para una mejor Explotación del Yacimiento Esperanza de Caraveli*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Altiplano.

## ANEXOS

ANEXO-1 RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DIARIA MES MAYO

FECHA	Aporte por Zonas			Aporte Acumulado			Producción		Producción	Total
	CENTRAL	OESTE	RANICHICO	ACUM. CENTRAL	ACUM. OESTE	ACUM. RANICHICO	TJ	AV	Pablo	Total Día
<b>PPTO "1"</b>	<b>69</b>	<b>119</b>	<b>479</b>				<b>651</b>	<b>22</b>	<b>280</b>	<b>953</b>
<b>PROM.</b>	<b>72</b>	<b>124</b>	<b>460</b>				<b>655</b>	<b>47</b>	<b>284</b>	<b>986</b>
25-abr.	86	155	446	86	155	446	687	58	230	975
26-abr.	0	169	442	86	323	888	611	47	350	1,008
27-abr.	29	45	325	115	368	1,214	400	50	256	705
28-abr.	35	73	419	150	442	1,633	527	52	310	890
29-abr.	47	69	378	197	511	2,010	494	19	263	776
30-abr.	74	143	358	272	654	2,368	575	77	384	1,036
1-may.	25	67	497	296	721	2,865	589	102	250	941
2-may.	75	45	308	372	766	3,173	429	25	390	844
3-may.	181	75	647	552	841	3,820	902	0	220	1,122
4-may.	79	102	347	632	942	4,168	528	51	263	843
5-may.	0	206	434	632	1,148	4,601	639	22	254	915
6-may.	25	186	486	657	1,334	5,087	698	22	200	920
7-may.	51	158	433	708	1,492	5,520	641	63	270	975
8-may.	64	174	440	772	1,666	5,960	678	73	350	1,101
9-may.	90	189	387	862	1,854	6,348	666	53	292	1,011
10-may.	84	158	544	946	2,013	6,891	786	13	263	1,063
11-may.	42	84	341	988	2,097	7,232	467	21	224	712
12-may.	45	113	506	1,033	2,210	7,738	664	19	298	981
13-may.	76	164	562	1,109	2,374	8,300	802	42	300	1,145
14-may.	109	140	583	1,218	2,515	8,883	832	43	159	1,035
15-may.	166	128	513	1,384	2,642	9,397	806	64	290	1,161
16-may.	80	153	526	1,464	2,795	9,922	759	39	264	1,062
17-may.	223	57	547	1,687	2,852	10,469	827	45	280	1,152
18-may.	21	99	318	1,708	2,951	10,787	438	112	274	823
19-may.	81	57	493	1,788	3,008	11,280	630	24	294	948
20-may.	79	127	448	1,867	3,135	11,728	654	78	345	1,077
21-may.	78	134	550	1,945	3,269	12,279	762	23	321	1,107
22-may.	131	53	550	2,076	3,322	12,829	734	21	346	1,100
23-may.	68	216	549	2,144	3,538	13,377	833	88	280	1,200
24-may.	53	185	511	2,197	3,723	13,888	749	52	260	1,060
25-may.	27	118	361	2,225	3,841	14,248	506	50	320	876
<b>TOTAL</b>	<b>2,225</b>	<b>3,841</b>	<b>14,248</b>	<b>2,225</b>	<b>3,841</b>	<b>14,248</b>	<b>20,313</b>	<b>1,448</b>	<b>8,800</b>	<b>30,562</b>

ANEXO-1 RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DIARIA MES JUNIO

FECHA	Aporte por Zonas			Aporte Acumulado			Producción		Producción	Total
	CENTRAL	OESTE	RANICHICO	ACUM. CENTRAL	ACUM. OESTE	ACUM. RANICHICO	TJ	AV	Pablo	Total Día
<b>PPTO "1"</b>	<b>59</b>	<b>127</b>	<b>481</b>				<b>667</b>	<b>15</b>	<b>292</b>	<b>975</b>
<b>PROM.</b>	<b>64</b>	<b>125</b>	<b>452</b>				<b>641</b>	<b>52</b>	<b>289</b>	<b>982</b>
26-may.	31	95	473	31	95	473	600	86	226	911
27-may.	55	101	537	87	196	1,010	693	70	298	1,061
28-may.	96	131	483	183	328	1,492	710	44	294	1,049
29-may.	85	137	500	268	465	1,992	722	21	287	1,030
30-may.	59	164	506	327	630	2,498	730	46	356	1,131
31-may.	86	201	479	413	831	2,977	766	53	264	1,083
1-jun.	144	112	301	557	943	3,278	557	96	185	838
2-jun.	84	132	366	641	1,074	3,644	582	51	220	853
3-jun.	47	175	375	688	1,249	4,019	597	26	398	1,021
4-jun.	57	164	487	745	1,413	4,507	708	46	209	963
5-jun.	87	125	460	832	1,538	4,966	672	52	267	991
6-jun.	141	101	419	973	1,639	5,386	662	64	240	966
7-jun.	100	131	619	1,073	1,770	6,005	850	62	286	1,199
8-jun.	73	49	441	1,146	1,819	6,446	562	28	300	890
9-jun.	27	101	529	1,173	1,920	6,975	657	29	295	982
10-jun.	36	49	571	1,209	1,969	7,546	657	32	286	974
11-jun.	28	171	469	1,237	2,141	8,015	668	34	218	919
12-jun.	26	154	435	1,263	2,294	8,451	615	78	298	992
13-jun.	76	83	576	1,339	2,378	9,027	735	41	324	1,101
14-jun.	35	128	570	1,374	2,506	9,596	733	100	290	1,123
15-jun.	64	82	230	1,438	2,588	9,827	376	30	205	612
16-jun.	51	49	400	1,489	2,637	10,227	500	30	440	970
17-jun.	25	73	455	1,514	2,709	10,682	553	79	211	843
18-jun.	101	181	329	1,615	2,891	11,011	611	44	448	1,103
19-jun.	84	100	493	1,699	2,991	11,503	677	42	353	1,072
20-jun.	29	185	473	1,728	3,176	11,976	687	72	208	966
21-jun.	29	156	416	1,757	3,333	12,391	601	50	291	942
22-jun.	40	187	366	1,796	3,520	12,757	593	23	357	973
23-jun.	52	82	345	1,848	3,602	13,102	479	0	332	811
24-jun.	74	180	493	1,922	3,782	13,595	746	114	296	1,156
25-jun.	48	107	429	1,970	3,890	14,024	584	55	265	905
<b>TOTAL</b>	<b>1,970</b>	<b>3,890</b>	<b>14,024</b>	<b>1,970</b>	<b>3,890</b>	<b>14,024</b>	<b>19,883</b>	<b>1,598</b>	<b>8,948</b>	<b>30,429</b>



ANEXO-1 RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DIARIA MES JULIO

FECHA	Aporte por Zonas			Aporte Acumulado			Producción		Producción	Total
	CENTRAL	OESTE	RANICHICO	ACUM. CENTRAL	ACUM. OESTE	ACUM. RANICHICO	TAJOS	AVANCES	PABLO	TOTAL DIA
<b>PPTO "1"</b>	<b>56</b>	<b>143</b>	<b>467</b>				<b>586</b>	<b>25</b>	<b>328</b>	<b>939</b>
<b>PROM.</b>	<b>55</b>	<b>96</b>	<b>436</b>				<b>587</b>	<b>43</b>	<b>335</b>	<b>965</b>
25-jun.	48	107	430	48	107	430	584	55	265	905
26-jun.	97	107	392	145	214	822	596	71	370	1,037
27-jun.	102	77	554	247	291	1,376	733	81	275	1,089
28-jun.	46	145	507	293	437	1,883	699	48	288	1,035
29-jun.	142	54	352	435	491	2,235	548	79	242	869
30-jun.	56	29	443	491	520	2,678	528	30	213	770
1-jul.	38	100	374	529	621	3,052	512	23	283	818
2-jul.	123	80	436	652	701	3,488	640	52	243	935
3-jul.	23	79	499	675	780	3,987	601	54	237	892
4-jul.	30	99	387	704	879	4,374	516	28	244	788
5-jul.	52	84	654	757	964	5,028	790	58	294	1,142
6-jul.	0	107	353	757	1,071	5,381	460	50	221	732
7-jul.	33	87	422	789	1,157	5,803	541	23	291	856
8-jul.	0	75	503	789	1,232	6,306	578	45	283	906
9-jul.	79	139	426	869	1,372	6,732	645	24	296	965
10-jul.	42	96	547	911	1,468	7,279	685	60	271	1,016
11-jul.	45	158	631	956	1,625	7,910	834	66	211	1,111
12-jul.	59	155	463	1,015	1,781	8,373	677	25	207	909
13-jul.	53	109	263	1,068	1,890	8,636	426	29	297	751
14-jul.	25	72	285	1,094	1,962	8,921	382	52	255	689
15-jul.	28	165	252	1,121	2,127	9,172	444	25	621	1,090
16-jul.	86	81	366	1,207	2,208	9,538	533	24	685	1,242
17-jul.	82	112	317	1,290	2,320	9,856	511	28	200	739
18-jul.	30	121	438	1,320	2,441	10,294	589	55	499	1,142
19-jul.	104	79	555	1,424	2,519	10,849	738	25	437	1,200
20-jul.	52	28	403	1,476	2,547	11,252	483	36	455	975
21-jul.	53	24	426	1,529	2,571	11,677	503	40	507	1,049
22-jul.	102	50	426	1,631	2,621	12,103	578	58	373	1,008
23-jul.	22	80	471	1,653	2,701	12,574	573	25	436	1,033
24-jul.	25	137	449	1,678	2,838	13,024	612	30	535	1,177
25-jul.	24	127	505	1,702	2,965	13,528	656	48	356	1,060
<b>TOTAL</b>	<b>1,702</b>	<b>2,965</b>	<b>13,528</b>	<b>1,702</b>	<b>2,965</b>	<b>13,528</b>	<b>18,195</b>	<b>1,345</b>	<b>10,390</b>	<b>29,929</b>

ANEXO-1 RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DIARIA MES AGOSTO

FECHA	Aporte por Zonas			Aporte Acumulado			Producción		Produc ción	Total
	CENTRAL	OESTE	RANICHICO	ACUM. CENTRAL	ACUM. OESTE	ACUM. RANICHICO	TAJOS	AVANCES	PABLO	TOTAL DIA
<b>PROG.</b>	<b>35</b>	<b>85</b>	<b>456</b>				<b>576</b>	<b>28</b>	<b>229</b>	<b>834</b>
<b>PROM.</b>	<b>36</b>	<b>95</b>	<b>401</b>				<b>532</b>	<b>29</b>	<b>329</b>	<b>889</b>
26-jul.	28	92	366	28	92	366	486	50	353	890
27-jul.	23	45	344	52	137	710	412	23	244	680
28-jul.	0	43	427	52	180	1,137	470	26	427	897
29-jul.	22	27	420	74	207	1,557	469	22	241	732
30-jul.	52	96	392	126	303	1,949	540	50	506	1,096
31-jul.	72	76	397	197	379	2,345	544	34	410	954
1-ago.	23	97	568	220	476	2,913	687	24	402	1,114
2-ago.	19	107	552	239	583	3,465	679	30	358	1,067
3-ago.	27	122	293	266	705	3,758	442	72	250	513
4-ago.	53	102	295	319	807	4,053	450	20	215	685
5-ago.	52	101	342	371	907	4,395	495	20	176	590
6-ago.	27	127	338	397	1,035	4,734	492	20	180	512
7-ago.	26	127	276	423	1,162	5,010	429	23	264	452
8-ago.	28	130	393	451	1,292	5,403	551	22	179	752
9-ago.	87	145	370	538	1,437	5,773	602	21	345	882
10-ago.	0	71	326	538	1,508	6,099	397	75	369	840
11-ago.	29	78	375	567	1,587	6,474	482	23	198	704
12-ago.	30	66	288	596	1,653	6,762	384	46	183	613
13-ago.	49	74	341	645	1,727	7,103	463	101	512	1,077
14-ago.	27	44	434	673	1,771	7,536	505	24	373	879
15-ago.	49	49	464	722	1,820	8,000	561	28	211	772
16-ago.	0	175	456	722	1,995	8,456	631	0	345	976
17-ago.	52	112	303	774	2,106	8,759	466	0	155	621
18-ago.	46	101	380	820	2,207	9,139	527	29	408	964
19-ago.	54	158	384	874	2,365	9,523	596	0	385	928
20-ago.	28	128	522	902	2,493	10,046	679	25	415	1,119
21-ago.	68	154	588	970	2,648	10,634	810	0	265	1,007
22-ago.	77	79	595	1,047	2,727	11,228	751	25	464	1,240
23-ago.	32	34	456	1,079	2,761	11,684	658	0	386	1,044
24-ago.	0	85	385	1,079	2,846	12,069	387	26	536	923
25-ago.	34	110	362	1,113	2,956	12,431	439	32	441	879
<b>TOTAL</b>	<b>1,113</b>	<b>2,956</b>	<b>12,431</b>	<b>1,113</b>	<b>2,956</b>	<b>12,431</b>	<b>16,486</b>	<b>893</b>	<b>10,196</b>	<b>26,401</b>

ANEXO-1 RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DIARIA MES SEPTIEMBRE

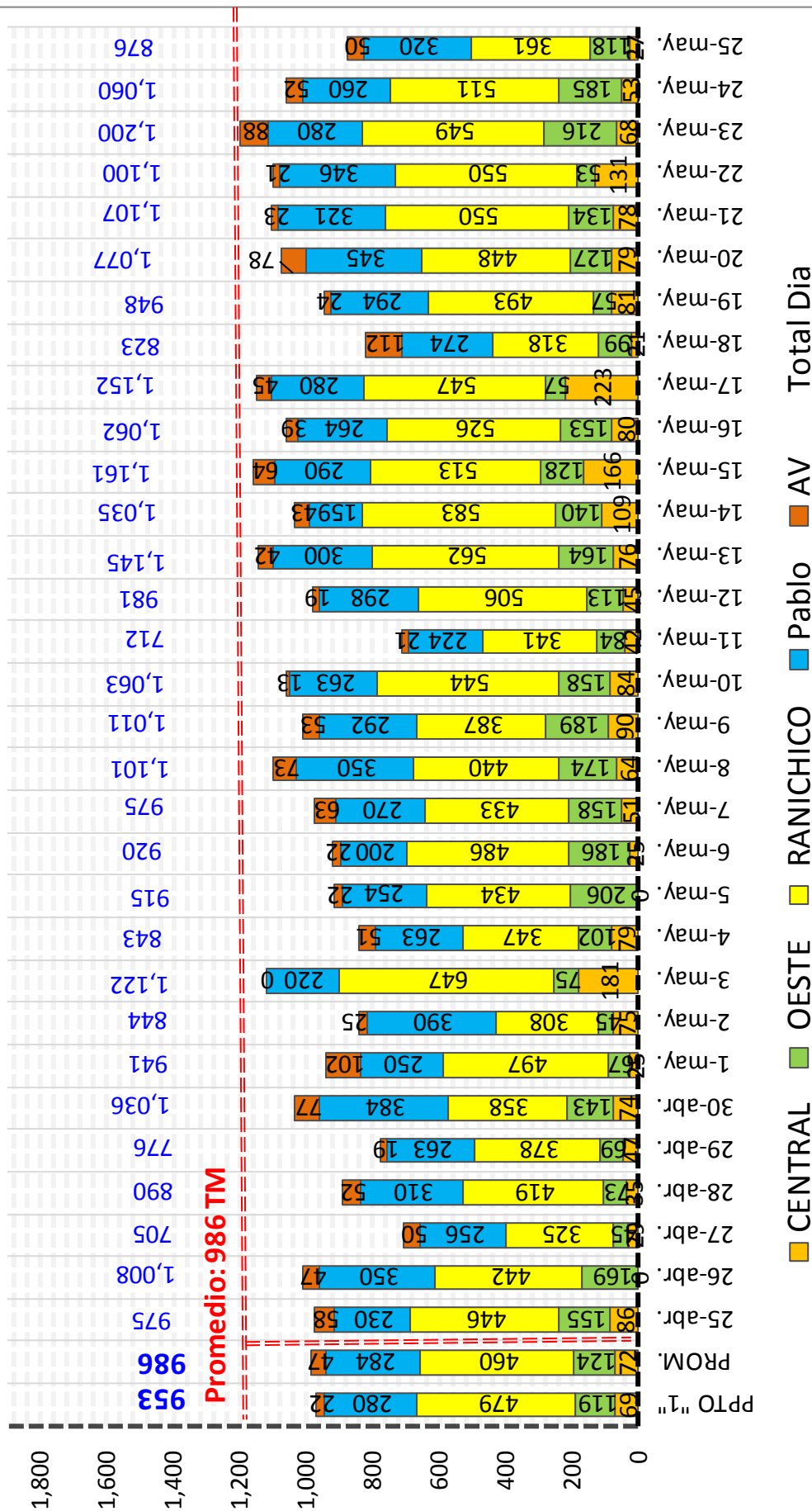
FECHA	Aporte por Zonas			Aporte Acumulado			Producción		Producción	Total
	CENTRAL	OESTE	RANICHICO	ACUM. CENTRAL	ACUM. OESTE	ACUM. RANICHICO	TAJOS	AVANCES	PABLO	TOTAL DIA
<b>PPTO "2"</b>	<b>59</b>	<b>132</b>	<b>438</b>				<b>629</b>	<b>0</b>	<b>288</b>	<b>917</b>
<b>PROM.</b>	<b>48</b>	<b>125</b>	<b>410</b>				<b>552</b>	<b>25</b>	<b>361</b>	<b>939</b>
26-ago.	54	107	320	54	107	320	481	26	126	633
27-ago.	54	74	358	107	181	678	486	32	387	904
28-ago.	52	117	326	160	298	1,005	495	54	273	822
29-ago.	86	88	470	246	386	1,475	645	28	215	888
30-ago.	86	93	351	332	479	1,826	530	0	260	790
31-ago.	27	82	332	359	561	2,158	441	21	310	772
1-sep.	23	75	304	382	635	2,462	402	0	210	612
2-sep.	30	142	348	412	777	2,810	519	35	262	816
3-sep.	25	103	505	437	879	3,315	632	42	328	1,002
4-sep.	110	175	589	548	1,054	3,904	764	24	385	1,174
5-sep.	30	82	606	577	1,136	4,509	718	25	220	963
6-sep.	31	181	552	608	1,317	5,062	764	30	426	1,220
7-sep.	154	82	334	762	1,399	5,395	415	32	314	761
8-sep.	28	119	314	790	1,519	5,709	461	17	547	1,024
9-sep.	34	52	284	824	1,571	5,993	337	23	533	893
10-sep.	46	123	386	870	1,694	6,379	509	57	546	1,112
11-sep.	39	143	492	909	1,837	6,871	635	31	402	1,068
12-sep.	59	160	516	968	1,998	7,387	736	0	307	1,043
13-sep.	0	111.9	528	968	2,110	7,915	640	23	572	1,236
14-sep.	24	158	330	992	2,268	8,245	512	26	430	968
15-sep.	53	151	375	1,045	2,419	8,620	580	30	554	1,163
16-sep.	53	95	294	1,099	2,514	8,914	442	32	379	853
17-sep.	28	129	331	1,126	2,643	9,244	487	23	452	962
18-sep.	27	132.0	501	1,154	2,775	9,746	661	22	282	965
19-sep.	52	149	398	1,205	2,923	10,144	598	28	354	981
20-sep.	46	178	422	1,251	3,102	10,566	601	28	394	1,022
21-sep.	51	144	335	1,303	3,246	10,901	531	32	387	950
22-sep.	26	151	309	1,329	3,396	11,231	486	0	357	843
23-sep.	67	118	314	1,396	3,515	11,546	500	26	324	850
24-sep.	54	168	357	1,450	3,683	11,925	580	0	319	899
25-sep.	35	184	322	1,485	3,867	12,247	541	32	332	905
<b>TOTAL</b>	<b>1,485</b>	<b>3,867</b>	<b>12,204</b>	<b>1,485</b>	<b>3,867</b>	<b>12,247</b>	<b>17,127</b>	<b>779</b>	<b>11,189</b>	<b>29,094</b>

ANEXO-1 RESULTADOS DE PRODUCCIÓN DIARIA MES OCTUBRE

FECHA	Aporte por Zonas			Aporte Acumulado			Producción		Producción	Total
	CENTRAL	OESTE	RANICHICO	ACUM. CENTRAL	ACUM. OESTE	ACUM. RANICHICO	TAJOS	AVANCES	PABLO	TOTAL DIA
<b>PPTO "3"</b>	<b>35</b>	<b>84</b>	<b>410</b>				<b>529</b>	<b>20</b>	<b>311</b>	<b>860</b>
<b>PROM.</b>	<b>39</b>	<b>104</b>	<b>432</b>				<b>577</b>	<b>26</b>	<b>323</b>	<b>926</b>
25-sep.	72	131	410	72	131	410	613	0	371	984
26-sep.	51	114	519	51	114	519	684	0	300	985
27-sep.	51	110	484	51	110	484	646	0	295	941
28-sep.	50	101	329	50	101	329	480	0	194	674
29-sep.	56	98	404	56	98	404	557	0	183	740
30-sep.	26	136	423	26	136	423	586	0	374	960
1-oct.	51	135	448	51	135	448	634	0	535	1,169
2-oct.	31	130	546	31	130	572	706	26	337	1,070
3-oct.	0	115	522	0	115	499	638	51	283	972
4-oct.	74	128	481	74	128	477	684	0	212	895
5-oct.	29	85	424	29	85	424	538	29	210	777
6-oct.	30	137	475	30	137	475	642	58	378	1,078
7-oct.	24	113	425	24	113	425	562	26	257	846
8-oct.	78	80	501	78	80	501	659	51	254	964
9-oct.	25	161	430	25	161	430	616	49	182	846
10-oct.	55	140	402	55	140	402	598	45	336	979
11-oct.	29	178	268	29	178	268	474	26	172	672
12-oct.	26	74	288	26	74	288	388	23	118	529
13-oct.	53	81	334	53	81	334	468	26	211	705
14-oct.	25	81	526	25	81	526	632	25	303	961
15-oct.	50	86	571	50	86	571	708	0	418	1,125
16-oct.	24	127	472	24	127	472	623	0	308	930
17-oct.	27	99	496	27	99	496	621	53	448	1,122
18-oct.	23	127	476	23	127	476	627	23	363	1,012
19-oct.	23	60.1	246	23	60	276	359	26.4	347	733
20-oct.	34	56	301	34	56	301	358	0	379	736
21-oct.	0	78	366	0	78	366	445	47	730	1,222
22-oct.	49	47	458	49	47	458	554	46	351	951
23-oct.	27	50	454	27	50	454	531	44	309	884
24-oct.	27	100	535	27	100	535	662	80	463	1,206
25-oct.	76	55	468	76	55	311	599	51	400	1,050
<b>TOTAL</b>	<b>1,195</b>	<b>3,216</b>	<b>13,482</b>	<b>358</b>	<b>826</b>	<b>3,017</b>	<b>17,889</b>	<b>807</b>	<b>10,021</b>	<b>28,717</b>

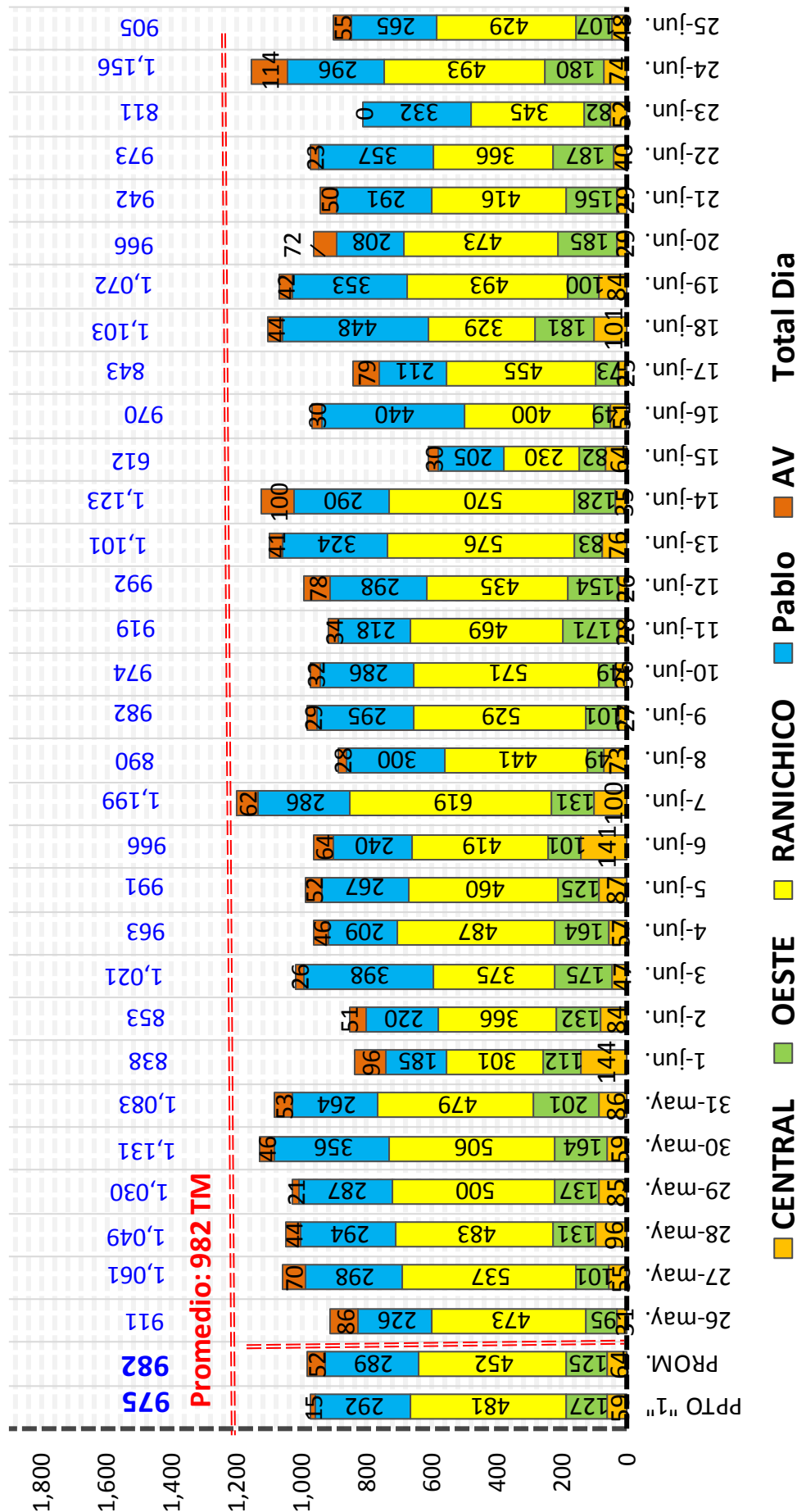
ANEXO-2: HISTOGRAMA DE PRODUCCIÓN DIARIA MES MAYO

Produccion por Zonas tajos Vs Pablo



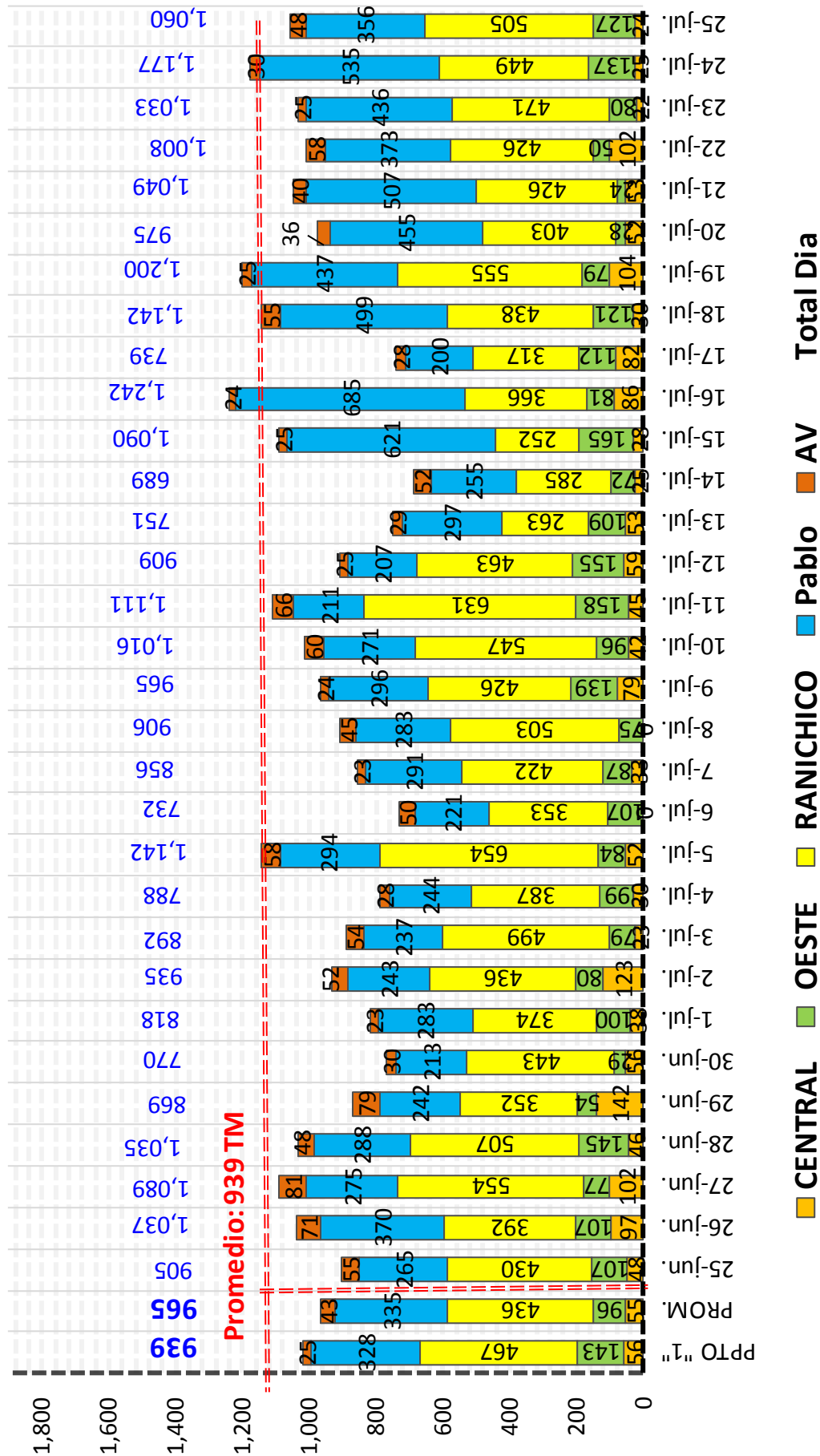
ANEXO-2: HISTOGRAMA DE PRODUCCIÓN DIARIA MES JUNIO

Produccion por Zonas Tajos vs Pablo



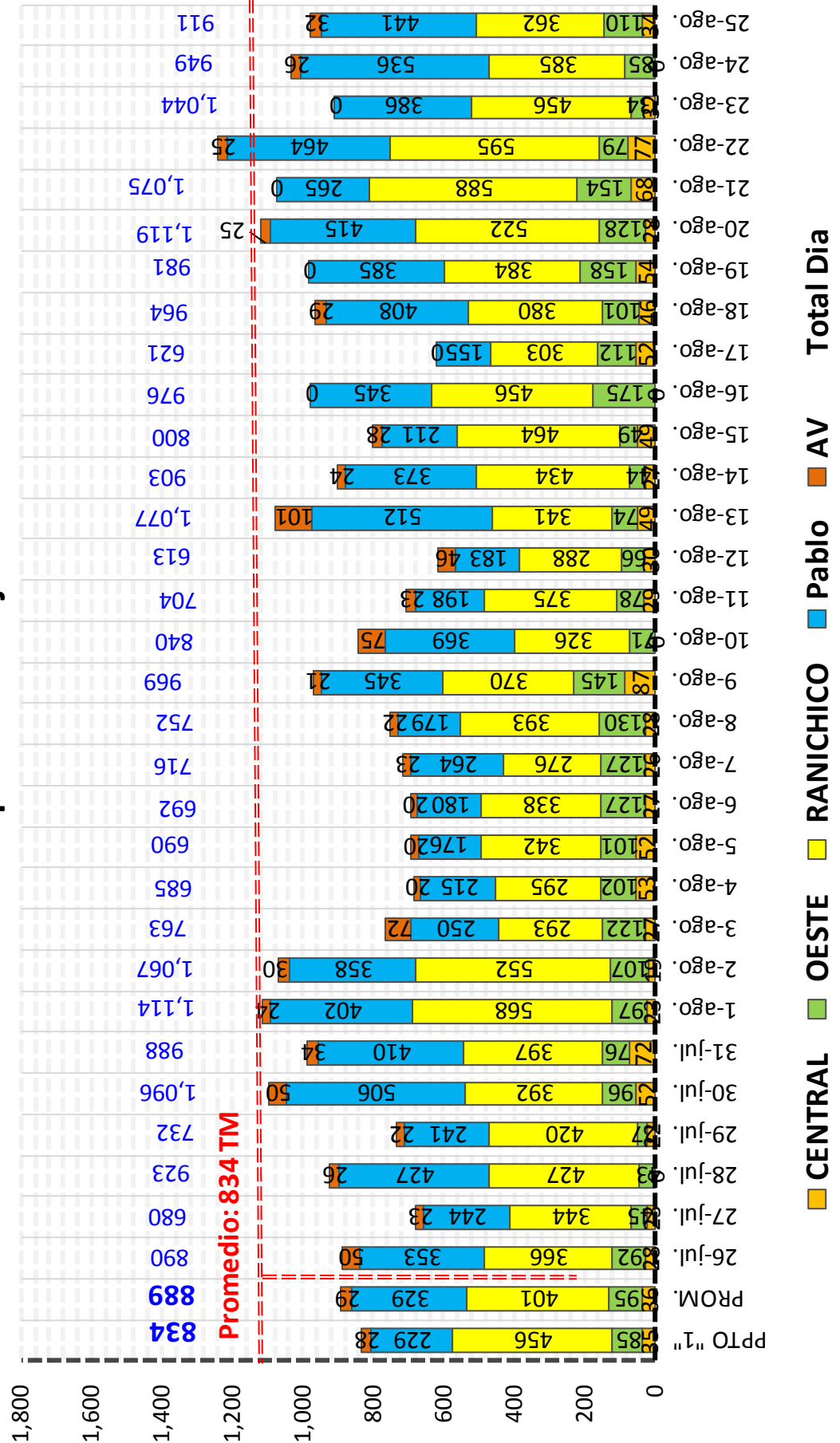
ANEXO-2: HISTOGRAMA DE PRODUCCIÓN DIARIA MES JULIO

### Produccion por Zonas Tajos vs Pablo



ANEXO-2: HISTOGRAMA DE PRODUCCIÓN DIARIA MES AGOSTO

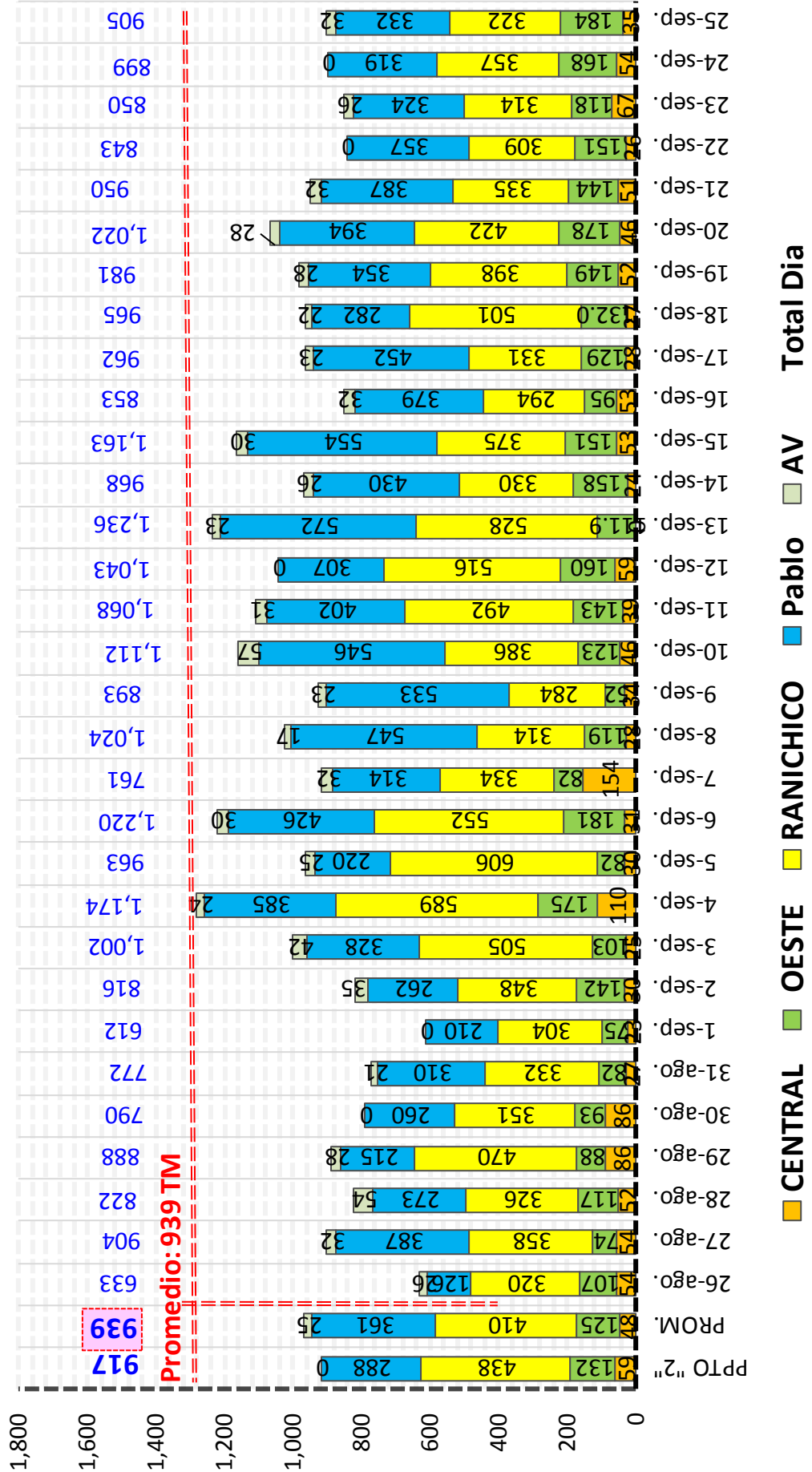
Producción por Zonas Tajos VS Pablo





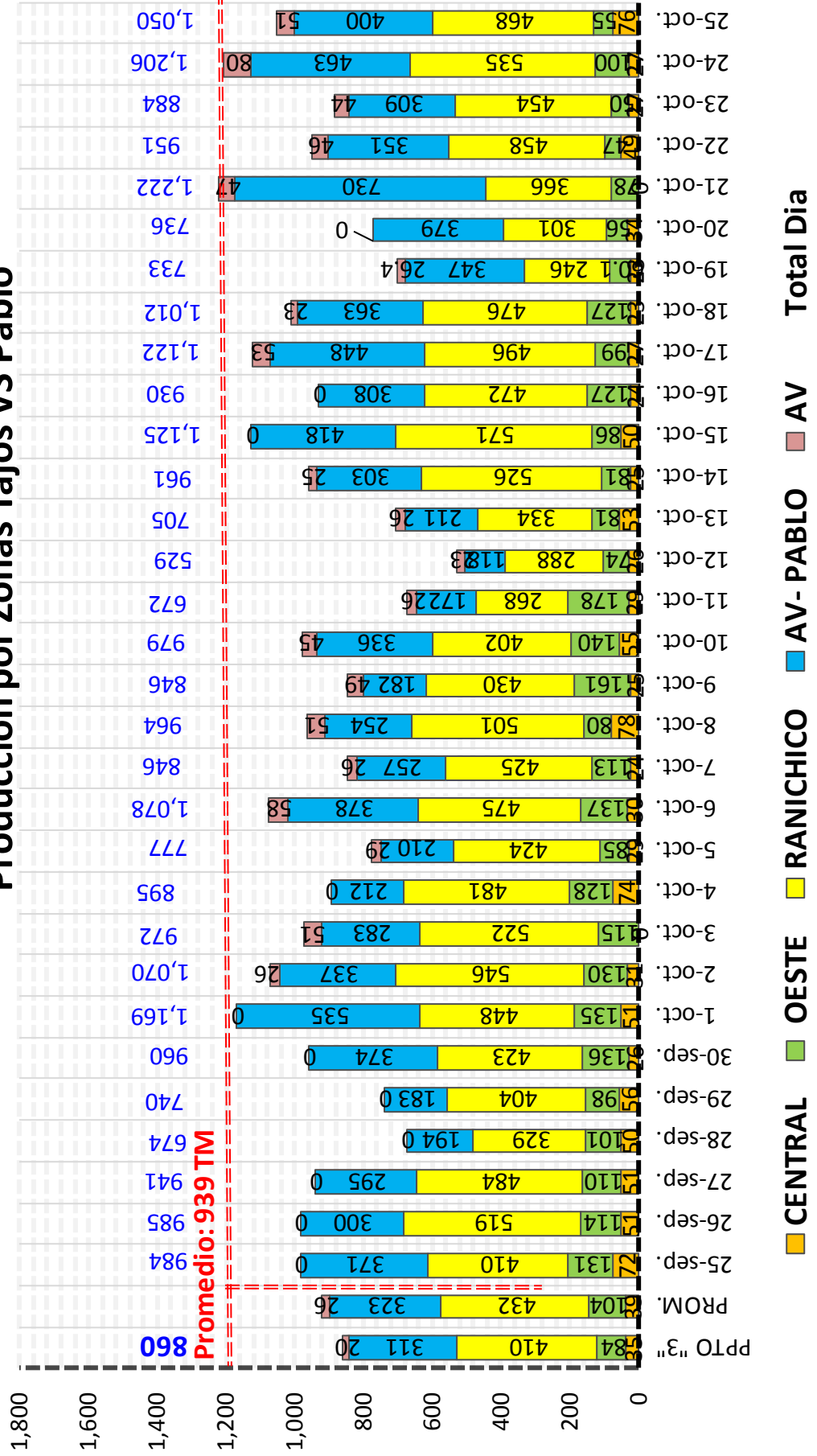
ANEXO-2: HISTOGRAMA DE PRODUCCIÓN DIARIA MES SEPTIEMBRE

Producción por Zonas Tajos Vs Pablo



ANEXO-2: HISTOGRAMA DE PRODUCCIÓN DIARIA MES OCTUBRE

Producción por Zonas Tajos VS Pablo



ANEXO-3.1

<b>REQUERIMIENTO DE ENERGÍA PROYECTO EXPLORADOR PABLO</b>				
<b>Tipo de Equipo</b>	<b>HP/Eq.</b>	<b>Kw/Eq.</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Total Kw</b>
<b><u>Equipos Operación</u></b>				
Jumbos (avance+TL)	80	60	4	239
Small Bolter	80	60	2	119
Scaler	80	60	1	60
Robot Lanzador	100	75	1	75
Perforación DDH	125	93	1	93
<b>Sub-total Operación</b>				<b>585</b>
<b><u>Bombas</u></b>				
Bombas Matador	15	11	5	56
Bombas Flygt	50	37	1	37
Bombas Maxi	50	37	9	336
Bombas Flygt (M.bibo)	139	104	2	207
Bombas Leon	150	112	4	447
<b>Sub-total Bombas</b>				<b>1,084</b>
<b><u>Ventilación</u></b>				
Ventilador de 120k cfm RB 3Y (E)	264	197	1	197
Ventilador de 120k cfm RB 1Y (E)	264	197	1	197
Ventilador de 150k cfm RB 3P (E)	350	261	1	261
Ventiladores auxiliares. 30k cfm	75	56	7	391
<b>Sub-total Ventilación</b>				<b>1,046</b>
<b><u>Otros</u></b>				
Winches de arrastre (Yurika)	20	15	10	149
Compresora GA315	350	261	1	261
Alumbrado				51
<b>Sub-total Otros</b>				<b>461</b>
<b>Total Requerimiento</b>				<b>3,176</b>
Contingencias (25%)		25%		794
<b>TOTAL INSTALADO</b>				<b>3,970</b>

ANEXO-3.2

<b>BALANCE INTEGRAL DE AIRE: PROYECTO EXPLORADOR PABLO</b>						
		<b>INGRESO DE AIRE</b>		<b>m3/min</b>	<b>CFM</b>	
RB 02	Yurika			1,423	50,246	
Boca Mina	Ranichico			3,942	139,205	
RB 02	Virgen del Carmen			900	31,779	
RB 01	Virgen del Carmen			1,000	35,310	
RB 01	Luisa			1,320	46,609	
RB 02	Luisa			1,150	40,607	
RB 01	San Javier			700	24,717	
RB 04	Yurika			1,300	45,903	
RB 01	Charo			1,040	36,722	
RB-05	Yurika			1,200	42,372	
RB-01	Pablo			1,300	45,903	
<b>Total Ingreso</b>				<b>15,275</b>	<b>539,373</b>	
		<b>SALIDAD DE AIRE</b>		<b>m3/min</b>	<b>CFM</b>	
RB-03 Ventilador 120k cfm	Luisa			2,800	98,868	
RB-04 Ventilador 120k cfm	Luisa			3,000	105,930	
RB-+300 Natural	Virgen del Carmen (RB+300)			450	15,890	
RB-03 Ventilador 120k cfm	Yurika			2,800	98,868	
RB-01 Ventilador 120k cfm	Yurika			2,900	102,399	
RB-03 ventilador de 150k cfm	Pablo			3,200	112,992	
<b>Total</b>				<b>15,150</b>	<b>534,947</b>	
<b>REQUERIMIENTO DE CAUDAL DE AIRE</b>						
<b>Personal</b>						
Nro. de Trabajadores				172		
Nro. De Trabajadores Otros				3		
<b>Total de Trabajadores</b>				<b>175</b>		
Caudal requerido por personas				<b>1050</b>	<b>m3/min</b>	
				<b>37,076</b>	<b>CFM</b>	
<b>Equipos</b>						
<b>Equipo</b>	<b>Cantidad</b>	<b>HP</b>	<b>F. S.</b>	<b>m3/min</b>	<b>CFM</b>	
Scooptram 6 yd3	4	248	1	2,976	105,083	
Jumbos	4	80	1	960	33,898	
Small Bolter	2	80	1	480	16,949	
Scaler	1	80	1	240	8,474	
Camionetas	4	100	1	1,200	42,372	
Huron	1	100	1	300	10,593	
Robot Lanzador	1	100	1	300	10,593	
Camión	2	120	1	720	25,423	
Volquetes	5	400	1	6,000	211,860	
Caudal requerido por equipos				<b>13,176</b>	<b>465,245</b>	
<b>TOTAL REQUERIMIENTO</b>				<b>14,226</b>	<b>m3/min</b>	
				<b>502,320</b>	<b>CFM</b>	
				<b>Cobertura</b>	<b>107%</b>	

ANEXO-3.3

<b>BALANCE METALURGICO</b>		<b>Con Pablo</b>	<b>Sin Pablo</b>
Año Mes	Unidad	2016 Acum.	2016 Acum.
<b>Extracción</b>			
Volumen Extraído	t	398,598	284,616
Ley de Au	gr/t	1.49	304.78
Ley de Ag	gr/t	295.44	1.55
<b>Tratamiento</b>			
Volumen tratado	t	398,598	284,616
Ley de Cabeza Ag	g/t	285.10	304.78
Ley de Cabeza Ag	oz/t	9.17	9.80
Ley de Cabeza Au	g/t	1.36	1.55
Recuperación Ag planta Conc.	%	85.00	85.00
Recuperación Au planta Conc.	%	76.00	76.23
Ley de Ag en concentrado	oz/t	623.3	666.3
Ley de Au en concentrado	g/t	82.6	94.5
<b>CONCENTRADO</b>	tms	4,982	3,558
Contenido Fino Ag en concentrado	oz	3,105,617	2,370,608
Contenido Fino Au en concentrado	oz	13,226	10,812
Contenido de Arsénico	%		
<b>RATIO DE CONCENTRACION</b>		80	80
Humedad del concentrado	%	14.00	14.00
Onzas Equivalentes Ag	oz	3,899,205	3,019,299
Precio Ag	US\$/oz	14.00	14.00
Precio Au	US\$/oz	1050.00	1050.00

ANEXO-3.4

INGRESOS POR VENTAS			Con Pablo	Sin Pablo
Año	Factor	Unidad	2016	2016
Mes			Acum	Acum
Concentrado producido		tc	4,982	3,558
Contenido Ag		oz	3,105,617	2,370,608
Contenido Au		oz	13,226	10,812
Cotización Ag		US\$/Oz	14.00	14.00
Cotización Au		US\$/Oz	1,050.0	1,050.0
<b>Valor Bruto de Venta</b>		<b>US\$</b>	<b>57,366,426</b>	<b>44,540,598</b>
Valor por Ag			43,478,632	33,188,512
Valor por Au			13,887,794	11,352,086
<b>Descuentos concentrado</b>		<b>US\$</b>	<b>-5,578,742</b>	<b>-4,237,408</b>
Descuentos por Contenido				
- Ag	96.20%		-1,654,041	-1,298,753
- Au	96.45%		-493,540	-400,650
Descuentos por refinación				
- Ag (\$/oz)	0.69		-2,065,175	-1,503,374
- Au (\$/oz)	10.67		-136,155	-101,692
Descuentos por tratamiento (\$/t)	246.83		-1,229,831	-932,939
Penalidades por As	\$2.25/0.1%>0.75			0
<b>Valor Neto de Venta</b>		<b>US\$</b>	<b>51,787,684</b>	<b>40,303,190</b>
Valor por Ag			38,825,223	29,653,886
Valor por Au			12,962,461	10,649,304
<b>Gastos comerciales</b>		<b>US\$</b>	<b>-893,370</b>	<b>-574,279</b>
<b>Concentrado</b>		<b>US\$</b>	<b>-893,370</b>	<b>-574,279</b>
Transporte Terrestre (Mina - Matarani)	77.69 \$/TMh		-450,103	-387,210
Arrumado y Homogenizado - Matarani	2.95 \$/TMh		-17,091	-44,099
Descarga, vaciado, ensacado, y despacho - Matarani	10.16 \$/TMh		-58,863	0
Embolsado en Big Bag	9.22 \$/TMh		-53,417	-25,855
Parihuelas	17.83 \$/TMh		0	0
Flete Marítimo (Vancouver - Teck)	35.48 \$/TMh		-205,556	0
Supervisión Local (todos)	3.12 \$/TMh		-18,076	-6,329
Análisis Local (todos)	0.46 \$/TMh		-2,665	-993
Supervisión en destino (todos)	9.34 \$/TMh		-54,112	-30,902
Análisis Destino (todos)	2.39 \$/TMh		-13,847	-11,997
Gastos de Embarque - Aduanas exp.	0 \$/TMh		0	-53,821
Courier (envío)	0.26 \$/TMh		-1,506	-951
Courier recepción de muestras (envío)	3.13 \$/TMh		-18,134	-12,121
Seguro	0.08%		0	0
Comisión PH (Valor FOB)	0.50%		0	0

ANEXO-3.5

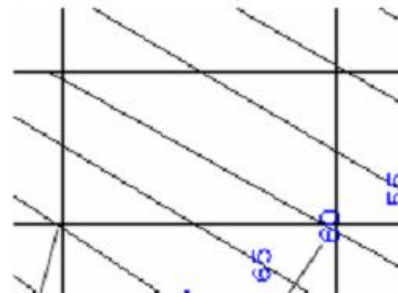
<b>Margen de Operación - US\$ 000</b>			<b>Con Pablo</b>	<b>Sin Pablo</b>
Año		Unidad	2016	2016
Mes		US\$,000	Acum	Acum
Valor bruto de venta			57,366	44,541
(-) Deducciones			-5,579	-4,237
Valor neto			51,788	40,303
Costo de producción			-38,815	-36,615
Gestión Geológica			-957	-957
Mina			-16,995	-16,995
Planta			-3,739	-3,739
Servicios Generales			-6,932	-6,932
Gastos Adm Mina			-10,192	-10,192
Margen bruto			12,973	3,689
Gtos Comerciales			-893	-574
Margen de operación			12,080	600
CAPEX de Operaciones			-668	0
CAPEX PABLO MINA			-12,480	0
CAPEX PABLO PROYECTOS			-300	0
CAPEX PABLO MEDIO AMBIENTE				0
Margen después de CAPEX S-A-P-LM			-1,368	600
CAPEX Infill Drilling			-83	-300
Margen después de CAPEX S-A-P-LM			-1,451	600
Recursos Humanos			330	-330
Higiene			118	-118
Relaciones Comunitarias			1,199	-1,199
Medio Ambiente			2,519	-2,519
Opex			1,849	
Capex			670	
Total Corporativos			4,166	4,166
Opex			3,496	0
Capex			670	0
Margen después de Corporativos			-5,617	-721
<b>Costo Unitario (sin corporativos)</b>		<b>\$/t</b>	<b>97.38</b>	<b>96.09</b>
<b>Costo Unitario All (+Capex)</b>		<b>\$/t</b>	<b>131.32</b>	<b>113.77</b>
<b>Valor de Mineral (Incluido Desc+ Gastos Comerciales)</b>		<b>\$/t</b>	<b>127.68</b>	<b>134.48</b>
<b>Cash Cost (sin corporativos)</b>		<b>\$/oz</b>	<b>9.95</b>	<b>10.67</b>
<b>Cash All Cost (sin corporativos)</b>		<b>\$/oz</b>	<b>15.08</b>	<b>14.35</b>
<b>Cash All Cost (incluyendo corporativos)</b>		<b>\$/oz</b>	<b>16.15</b>	<b>15.12</b>

ANEXO-5.1: TABLA DE EQUIVALENCIA EN EL SISTEMA RMR

CONDICION SUPERFICIAL	CONDICION SUPERFICIAL				
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
<b>CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO</b> Se basa en la condición de fracturas por medio frías y condiciones más con un tratamiento, la zona estática hacia más condición, aumentando la masa con un sistema de apoyo en cuanto la rugosidad, estructura de paredes y estado de las discontinuidades.	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB

ESTRUCTURA	ESTRUCTURA				
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
<b>RMR por metro</b> La descripción, cualitativa del estado rocoso en función del grado de fracturamiento (condición de discontinuidades) y el estado de las superficies de las mismas, que se han relacionado al índice RMR de corrección.	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB
	LFSB	LFS	FIS	MFIS	TFSB

Una vez ubicado el cuadro, se ubica la línea central y se considera el valor de esta.

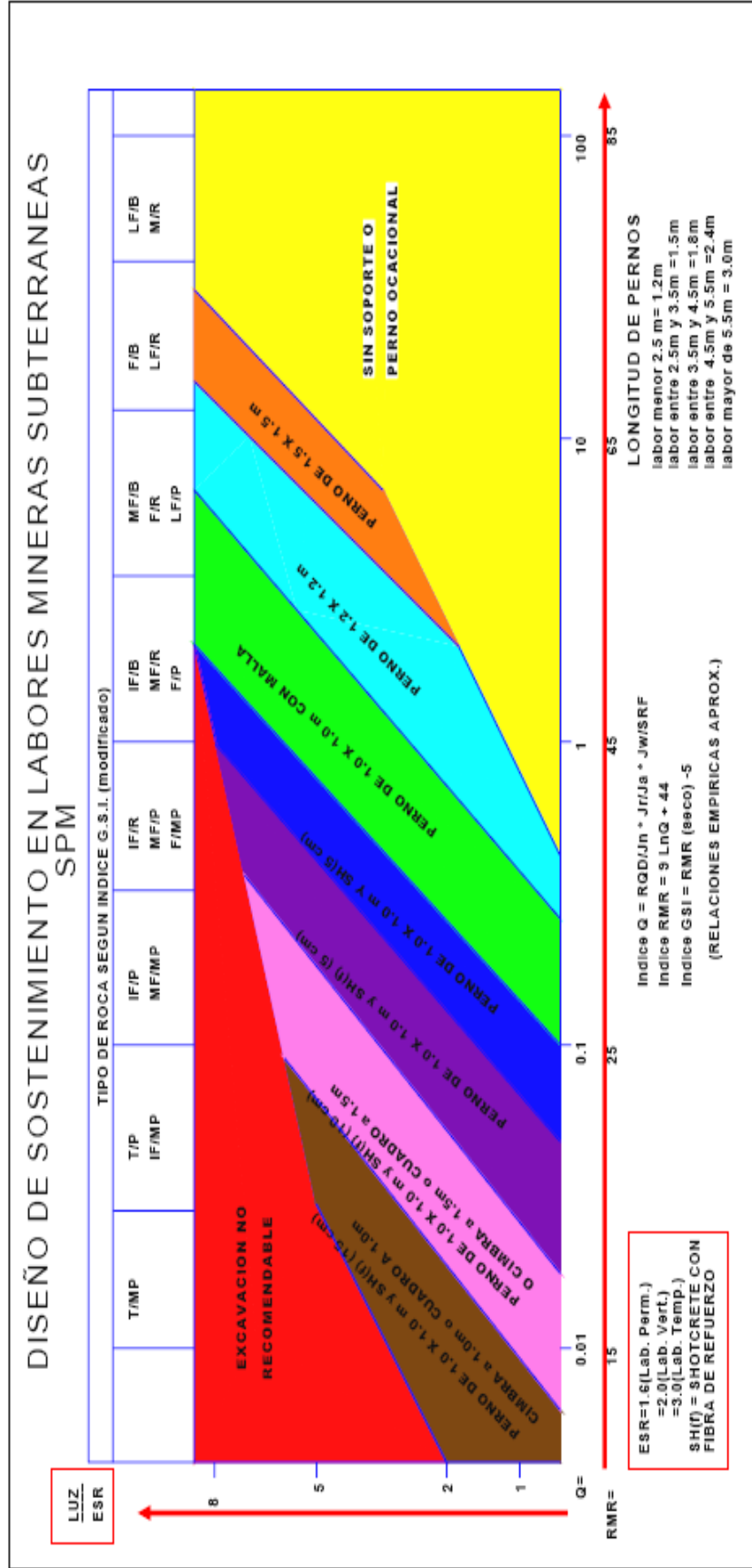


Lo que se hace es ubicar el mismo cuadro en la tabla de equivalencias entre el sistema GSI y el Sistema RMR.

El valor del RMR es 60



ANEXO-5.2: TABLA DE DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS.



En el eje vertical se considera el cociente LUZ/ESR, el valor del ESR se determina según el tipo de labor, este es una constante, Luz es la longitud de exposición de la roca.

En el eje horizontal se ubica la clasificación Geomecánica, en el sistema GSI, RMR ó Q.

ANEXO-5.3: EVALUACIONES GEOMECÁNICAS DE TAJEOS CONVENCIONALES MINA PALLANCATA

Nivel	Zona	Veta	Tajeo	METODO	GRADO DE ESTABILIDAD	RMR	SOSTENIMIENTO
<b>EXPLOTACION</b>							
(-060)	Central	Central	TJ9003-CRSM_R Nv.-060	CRC_B	MED INESTABLE	44	Malla/ P.Split set 5'
(-070)			TJ9001-CRM3 Nv.+000 PTE		MUY INESTABLE	34	Shot.2'' / P.Hydrabolt 7'
(-060)			TJ9004 CRSM_R Nv.-070	CRSM_R	MED INESTABLE	44	Malla/ P.Split set 5'
(+700)	Oeste	Cimoide	TJ8974-CRSM_R Nv.-060	CRSM_R	MED INESTABLE	45	Malla/ P.Split set 5'
(+800)			TJ9130-CRM3 Nv.+700	CRSM_R	MED INESTABLE	48	Malla/ P.Split set 5'
Nv.4394	Ranichico	Charo	TJ9130-CRM3 Nv.+800	CRM2	MED INESTABLE	48	Malla/ P.Split set 7'
Nv.4375		Luisa	TJ1253-CRC_R Nv.4394	CRC_R	MED INESTABLE	43	/Malla/ P.Split set 5'
Nv.4465			TJ1858-CRC_R Nv.4375	CRC_B	INESTABLE	36	Cuadro completo
Nv.4410			TJ1879_3-CRC_R Nv.4465	CRC_R	MED INESTABLE	43	/Malla/ P.Split set 5'
Nv.4410			TJ1879_6-CRC_B Nv.4410	CRC_B	MED INESTABLE	43	/Malla/ P.Split set 5'
Nv.4410			TJ1839-CRC_R Nv.4410 (1)	CRC_R	MED INESTABLE	44	Malla/Pernos / P.Seguridad
Nv.4410			TJ1839-CRC_R Nv.4410 SW (4)	CRC_B	MED INESTABLE	44	Malla/Pernos / P.Seguridad
Nv.4375			TJ1839-CRC_B Nv.4375 (3)	CRC_B	MED INESTABLE	44	Malla/Pernos / P.Seguridad
Nv.4375		Raquel	TJ1786-CRC_R Nv.4375	CRC_B	MED INESTABLE	44	Malla/pernos
Nv.4465		Paola	TJ1899-CRC_B Nv.4465	CRC_B	MED INESTABLE	45	Malla/pernos
Nv.4430		Yanely	TJ1829-CRC_B Nv.4430	CRC_B	MED INESTABLE	45	Malla/pernos
Nv.4380		Yurika	TJ1947 -CRC_B Nv.4380	CRC_B	INESTABLE	34	cuadro completo
Nv.4350			TJ1950-CRC_B Nv.4350	CRC_B	MED INESTABLE	43	Malla/P.Split set 5'
Nv.4350			TJ1950-CRSM_B Nv.4350	CRSM_B	MED INESTABLE	41	Shot.2'' / P.Hydrabolt 7'
Nv.4380			TJ1948-CRC_B Nv.4380 SW (3)	CRC_B	INESTABLE	34	cuadro completo
Nv.4380			TJ1948-CRSM_B Nv.4380 NE (1)	CRSM_R	INESTABLE	34	cuadro completo
Nv.4430			TJ1929 - CRSM_R Nv.4430	CRSM_R	MED INESTABLE	43	Malla/ P.Split set 5'
Nv.4430			TJ1927CRC_B Nv.4430	CRC_B	INESTABLE	34	Shot.2'' / P.Hydrabolt 7'
Nv.4380			TJ1948-CRC_B Nv.4380 (2)	CRC_B	INESTABLE	34	cuadro completo
(-1300)		Pallancata Oeste	TJ9130-CRSM_R Nv.-1300		MUY INESTABLE	32	Shot.2'' / P.Hydrabolt 7'

## INDICE DE PLANOS

S-01: Ciclo de minado de Taladros Largos-BF.

S-02: Corte y Relleno Mecanizado (CRM2) – SARC.

S-03: Corte y Relleno Ascendente Semi-Mecanizado.

S-04: Rampa - Sección 4.50 x 4.50 m<sup>2</sup>.

S-05: Crucero – Sección 4.00 x 4.00 m<sup>2</sup>.

S-06: By-Pass - Sección 4.00 x 4.00 m<sup>2</sup>.

S-07: Cámara de Acumulación.

S-08: Cámara de Carguío.