

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA
BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA**

***ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS***



• ***“Modificación del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente al Método de Explotación por Paneles, para Optimizar los Costos de Producción en el Tajo 200 de la Veta Ximena, Unidad Minera Casapalca.”***

Proyecto de Tesis:

***Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas***

Presentado por: Bachiller

MELANIA LUNA OCHOA

Agosto 2016

Abancay - Apurímac



**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA
BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA**

***ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS***



***“Modificación del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente
al Método de Explotación por Paneles, para Optimizar los Costos de
Producción en el Tajo 200 de la Veta Ximena, Unidad Minera
Casapalca.”***

Proyecto de Tesis:

***Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas***

Presentado por: Bachiller

MELANIA LUNA OCHOA

Agosto - 2016

Abancay - Apurímac



DEDICATORIA

Dedico este trabajo con todo el cariño y amor, a mis padres, quienes han sido el impulso y la base de mi formación profesional, destinándome todo su tiempo y esfuerzo para formarme en sus valores y conceptos de la vida, que ya son parte de mí.

A mi familia entera, por su apoyo incondicional en todos los momentos buenos y malos, por haberme brindado siempre la fuerza necesaria para lograr esta meta.



AUTORIDADES UNIVERSITARIAS

✓ **RECTOR INTERINO**

Dr. ADOLFO PRADO CÁRDENAS

✓ **DECANO DE LA FACULTAD DE INGENIERÍAS**

Ing. ALEX FIDEL BECERRA CAMACHO

✓ **DIRECTOR DE LA ESCUELA ACADÉMICO DE INGENIERÍA DE MINAS**

Ing. EDGAR CRISPÍN HUACAC FARFÁN



JURADO CALIFICADOR Y ASESOR

✓ **PRESIDENTE:**

Ing. EDGAR CRISPÍN HUACAC FARFÁN



✓ **PRIMER MIEMBRO:**

Ing. HILARIO CARRASCO KOLQUE



UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL
INGENIERÍA DE MINAS
Ing. Hilario Carrasco Kolque
DOCENTE

✓ **SEGUNDO MIEMBRO:**

Ing. JOSÉ ADOLFO CÁRDENAS CATAL



UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
Ing. José A. Cárdenas Catalán
DOCENTE

✓ **ASESOR:**

Ing. GIOVANNI FRISANCHO TRIVEÑO



ÍNDICE

ÍNDICE.....	6
ÍNDICE DE GRÁFICOS	10
ÍNDICE DE CUADROS.....	12
ANEXOS	15
RESUMEN	16
SUMMARY.....	17
INTRODUCCIÓN	18
CAPÍTULO I.....	20
ANTECEDENTES.....	20
1.1. RESEÑA HISTÓRICA.	20
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	21
1.3. OBJETIVOS DEL PROYECTO	22
1.3.1. OBJETIVO GENERAL.....	22
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.	22
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	23
1.5. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS	23
1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL	23
1.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICA	23
1.6. METODOLOGÍA DE DESARROLLO DEL PROYECTO	24
CAPITULO II.....	25
ASPECTOS GENERALES.....	25
2.1. UBICACIÓN.	25
2.2. ACCESIBILIDAD.....	26
2.3. FISIOGRAFÍA Y TOPOGRAFÍA.....	27
2.4. RECURSOS.....	28
2.4.1. HUMANOS.	28
2.4.2. CLIMA.	29
2.4.3. FLORA Y FAUNA.	30
2.4.4. HIDROGRAFÍA.	32
2.5. DISPONIBILIDAD DE MANO DE OBRA.....	32
2.6. RESPONSABILIDAD SOCIAL.....	33
2.7. EXPLOTACIÓN ACTUAL DE LA MINA.....	34

2.7.1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	34
2.8. ANTECEDENTES.....	37
3.1.1. CODELCO CHILE.....	37
CAPÍTULO III.....	39
ASPECTOS GEOLÓGICOS.....	39
3.1. GEOLOGÍA GENERAL.....	39
3.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	40
3.3. GEOLOGÍA REGIONAL.....	41
AFLORAMIENTOS.....	42
LITOLOGÍA.....	44
3.4. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	46
3.4.1. PLIEGUES.....	46
3.4.2. FALLAS Y FRACTURAS.....	46
3.5. COLUMNA ESTRATIGRÁFICA.....	47
3.5.1. CRETÁCEO SUPERIOR.....	49
3.5.2. TERCIARIO.....	49
3.5.3. PLEISTOCENO.....	52
3.5.4. CUATERNARIO.....	53
3.5.5. INTRUSIVOS.....	54
3.5.6. PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO.....	54
3.6. GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	56
1. VETA ESPERANZA-MARIANA-MERCEDES:.....	57
2. VETA OROYA:.....	58
3. VETA DON REYNALDO:.....	58
4. VETA JUANITA:.....	59
BRECHAS:.....	59
CUERPOS:.....	60
3.7. ORIGEN DEL DEPÓSITO MINERALÓGICO.....	60
3.8. MINERALOGÍA Y PARAGÉNESIS.....	61
CAPITULO IV.....	64
MARCO TEÓRICO.....	64
4.1. CONCEPTOS BÁSICOS.....	64
4.1.1. ACARREO O TRANSPORTE.....	64
4.1.2. PRECIOS UNITARIOS.....	64
4.1.3. GALERÍAS.....	65
4.1.4. LEY DE CORTE (CUT OFF).....	65

4.1.5.	PERFORACIÓN	66
4.1.6.	PRODUCCIÓN	66
4.1.7.	PRODUCTIVIDAD	66
4.1.8.	RAMPAS.....	67
4.1.9.	VOLADURA.....	67
4.2.	SOFTWARE ROCK DATA.....	68
	<i>Características</i>	68
	<i>Estimación de los parámetros de entrada</i>	69
4.3.	SOFTWARE PHASE 2	69
4.4.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	70
4.5.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN, CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (OVER CUT AND FILL).....	72
	<i>CONSIDERACIONES PARA SU APLICACIÓN</i>	73
	<i>VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE</i>	74
	<i>DESCRIPCIÓN DE LAS ETAPAS DE OPERACIÓN MINA</i>	74
4.6.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES	76
	<i>QUE ES UN PANEL</i>	76
	4.6.1. <i>APLICACIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN POR PANELES</i>	76
4.7.	GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI - ROCK MASS RATING (RMR).....	78
4.8.	ÍNDICE GSI (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX – ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO)	79
4.9.	SOSTENIMIENTO	80
	4.9.1. <i>SOSTENIMIENTO PASIVO</i>	81
	4.9.2. <i>SOSTENIMIENTO ACTIVO</i>	89
4.10.	RELLENO	94
	4.10.1. <i>RELLENO DETRÍTICO (ROCK FILLS)</i>	94
	4.10.2. <i>RELLENO HIDRÁULICO (SLURRY FILLS)</i>	95
CAPITULO V	98
DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA ACTUAL DE MINADO Y COSTOS		98
5.1.	PROBLEMÁTICA	98
5.2.	DIMENSIONAMIENTO DEL BLOCK.....	99
5.3.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	99
5.4.	CICLO DE MINADO	100
	5.4.1. <i>SOSTENIMIENTO</i> ,.....	100
	5.4.2. <i>LIMPIEZA Y ACARREO</i> ,.....	102
	5.4.3. <i>RELLENO</i> ,.....	103
	5.4.4. <i>PERFORACIÓN</i>	104
	5.4.5. <i>VOLADURA</i> ,.....	106
5.5.	COSTO DE MINADO POR TONELADAS MÉTRICAS ROTAS.....	107

5.5.1.	ANÁLISIS DE LOS PRECIOS.....	109
5.6.	FACTOR DE SEGURIDAD	118
5.6.1.	ESFUERZOS IN SITU.....	119
5.6.2.	CÁLCULO DE LOS ESFUERZOS INDUCIDOS CON EL MÉTODO NUMÉRICO DE ELEMENTOS FINITOS 125	
5.6.3.	RESULTADO DEL ANÁLISIS DE LA PRUEBA EN EL SOFTWARE PHASE 2.....	128
CAPITULO VI		129
PROGRAMA DE MINADO POR EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES Y SU EVALUACIÓN DE COSTOS		129
6.1.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES	129
6.2.	ETAPAS DE MINADO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES	129
	INICIO DEL TRABAJO DESDE LA GALERÍA:.....	130
	1 ^{ra} ETAPA:.....	131
	2 ^{da} ETAPA:	131
	3 ^{ra} ETAPA:.....	132
6.3.	SECUENCIA DE MINADO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES	132
6.3.1.	TALADROS HORIZONTALES DEL PRIMER CORTE.....	132
6.3.2.	REALCE DEL SEGUNDO CORTE	133
6.3.3.	SOSTENIMIENTO DE LA LABOR, SEGUNDO CORTE	133
6.3.4.	LIMPIEZA DE MINERAL	134
6.3.5.	RELLENO	134
6.4.	COSTO POR \$/TMR DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES	134
6.4.1.	EL TIEMPO DEL CICLO DE MINADO POR EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES.....	138
6.4.2.	TIEMPO DE MINADO DEL BYPASS.....	142
6.4.3.	COSTO DE MINADO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES.....	145
	COMPARACIÓN DE COSTOS DE MINADO	158
6.5.	CALCULO DEL FACTOR DE SEGURIDAD.....	159
6.6.	COMPARACIÓN DEL FACTOR DE SEGURIDAD ENTRE AMBOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.	161
6.7.	VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES EN LA IMPLEMENTACIÓN	162
CONCLUSIONES.....		164
RECOMENDACIONES		166
BIBLIOGRAFÍA.....		167
ANEXOS		170

ÍNDICE DE GRÁFICOS

FIG. II-01 VÍAS DE ACCESO A LA UNIDAD MINERA DE CASAPALCA.	26
FIG. II-02. CAMPAMENTO MINERO DE CASAPALCA.....	27
FIG. II-03. PRECIPITACIONES DE LLUVIA Y NIEVE EN EL MES DE MARZO EN CASAPALCA.	29
FIG. II -04. FLORA DE LA ZONA DE CASAPALCA	31
FIG. III-01. DIFERENCIA ENTRE: HUNDIMIENTO POR PANELES Y HUNDIMIENTO POR BLOQUES.	38
FIG. III-02 SE OBSERVA UNA FALLA PRINCIPAL AL NOR – ESTE DE LA VETA OROYA.	42
FIG. III-03, EL EJE SINCLINAL DE PUMATAREA-AGUASCOCHA EN EL EXTREMO NOR-OESTE DE CASAPALCA.	43
FIG. III-04. SE MUESTRA LA OCURRENCIA DE LA VETA DON REYNALDO.....	44
FIG. III-05. SINCLINAL DE PUMATAREA-AGUASCOCHA, ESTÁ EXPUESTO EN LA QUEBRADA DE SHUYUPATA UBICADO EN EL EXTREMO SUR DE CASAPALCA.....	46
FIG. III-06. MUESTRA UNA ALTERACIÓN TÍPICA DE LA ROCA ENCAJONANTE, FORMACIÓN CASAPALCA	47
FIG. III-08. VISTA PANORÁMICA DE LAS FORMACIONES CASAPALCA, CARLOS FRANCISCO.	51
FIG. III-09. VISTA PANORÁMICA DE LAS FORMACIONES RIO BLANCO Y FORMACIÓN BELLAVISTA	52
FIG. III-010. VISTA DE LA FORMACIÓN RIO BLANCO MOSTRANDO ESTRATOS SUB-HORIZONTALES Y LA FALLA NORMAL EN LA PARTE SUPERIOR DE LA QUEBRADA PUMATAREA.	55
FIG. III-11. MOSTRANDO LA CONFLUENCIA DE LAS VETAS ESPERANZA Y VETA S.....	57
FIG. III-012. MUESTRA DE CUARCITA, AMPLIADA 40 VECES.	62
FIG. IV-01. EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA.	71
FIG. IV-02. EXPLOTACIÓN A TAJO ABIERTO.	72
FIG. IV-03. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	73
FIG. IV-04. LABORES DE EXPLORACIÓN, DESARROLLO Y OPERACIÓN.	75
FIG. IV-05. RESUMEN DE LAS CARACTERÍSTICAS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.....	76
FIG. IV-06. EXPLOTACIÓN CON EL MÉTODO PANEL CAVING. MINA CHUQUICAMATA DE CHILE	77
FIG. IV-07: CATEGORÍA DE LA CLASIFICACIÓN DEL RMR.	79
FIG. IV-08. CUADROS DE MADERA, A LO LARGO DE UNA GALERÍA.	82
FIG. IV- 09. PAQUETE DE MADERA, (MINA CASAPALCA).	83
FIG. IV – 10, JACKPACK Y SUS PARTES.....	84

FIG. IV – 11, INFLADO DE JACKPACK EN UN PAQUETE DE MADERA.	85
FIG. IV - 12: JACKPOT EN UN POSTE DE MADERA	86
FIG. IV - 13: TIPOS DE MALLA.....	87
FIG. IV - 14: TIPO DE MALLA TEJIDA O ENTRELAZADA.	88
FIG. IV - 15: MALLA ELECTROSOLDADA.....	89
FIG. IV - 16: SPLIT SET COLOCADO EN UNA SECCIÓN.	90
FIG. IV – 17: FUNCIONAMIENTO DE UN SPLIT SET.	91
FIG. IV – 18: BARRA HELICOIDAL Y UN CARTUCHO DE RESINA.	91
FIG. IV–19: COLOCADO DE UNA BARRA HELICOIDAL CON SUS PARTES.	92
FIG. IV–20: DISEÑO DE UN PERNO HYDRABOLT.....	93
FIG. IV–21: TIPOS DE RELLENO QUE SE APLICAN EN MINERÍA SUBTERRÁNEA	94
FIG. V–01. VISTA DE LAS DIMENSIONES DEL BLOCK	99
FIG. V-02. PUNTALES CON PLANTILLA Y JACK POT, SPLIT SET CON PLANTILLAS.	101
FIG. V -03. SOSTENIMIENTO CON WOODPACK Y JACK PACK EN EL TJ – 200.	102
FIG. V- 04 SCOOP DE 1.5 YD3.	103
FIG. V- 05. MATERIAL ACUMULADO, LUEGO DE LA LIMPIEZA DEL MINERAL Y LA LABOR.	103
FIG. V – 06, RAJADOS PARA LA BARRERA DEL RELLENO HIDRÁULICO.	104
FIG. V - 07. TAJO LISTO PARA INICIAR LA PERFORACIÓN.....	104
FIG. V- 08. PERFORACIÓN DEL TAJO 200.....	105
FIG. V - 09. BURDEN Y ESPACIAMIENTO.	106
FIG. V – 10. PRIMERA ETAPA DE VOLADURA EN EL TAJO-200 DE LA VETA XIMENA.	107
FIG. V-11. RELACIÓN ENTRE EL ESFUERZO Y LA PROFUNDIDAD DE LAS LABORES.....	120
FIG. V-12. GENERACIÓN INSITU DE LA MALLA.	127
FIG. V-14. SÉPTIMO CORTE DE LA VETA, FACTOR DE SEGURIDAD BAJO EN LA CORONA DE LA VETA	128
FIG. VI- 01 VISTA DE PERFIL DE LA VETA Y LOS PANELES.	130
FIG. VI- 02 VISTA DE PERFIL DE LA VETA Y LOS PANELES	131

ÍNDICE DE CUADROS

CUADRO - II - 01 – RELACIÓN DE LA CANTIDAD DE TRABAJADORES DE LA U. MINERA CASAPALCA	28
CUADRO - II - 02 – LISTA DE ANIMALES MÁS RELEVANTES DE LA CIA MINERA CASAPALCA.....	31
CUADRO III-01, MUESTRA DE RESERVAS PROBADAS HASTA EL 2010.....	57
CUADRO III-02, MUESTRA MENA Y GANGA CON SUS RESPECTIVOS SÍMBOLOS QUÍMICOS.....	61
CUADRO III-03, MUESTRA SECUENCIA PARAGENÉTICA DE LA MINERALIZACIÓN DE CASAPALCA.....	62
CUADRO V-01. TIPOS DE EXPLOSIVOS USADOS EN EL TAJO 200 DE LA VETA XIMENA.	106
CUADRO V-02. CUADRO DE CONSUMO Y PRODUCCIÓN MENSUAL DE LOS MESES DE OCTUBRE, DICIEMBRE DEL 2013 Y FEBRERO DEL 2014	108
CUADRO V-03. CUADRO DE COSTOS DE OBREROS POR TONELAJE ROTO AL MES.....	110
CUADRO V-04. CUADRO DE COSTO DE LA SUPERVISIÓN SEGÚN EL SUELDO POR MES Y NUMERO DE LABORES.	110
CUADRO V-05. CUADRO DE COSTO DE EMPLEADOS POR TONELAJE ROTO AL MES.....	110
CUADRO V-06. CUADRO DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO.....	112
CUADRO V-07. CUADRO DE PROMEDIO DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO, SEGÚN TONELAJE ROTO AL MES.	112
CUADRO V-08. CUADRO DE RELLENO APLICADO EN CADA MES.	113
CUADRO V-09. CUADRO DE COSTO DE RELLENO HIDRÁULICO POR TONELAJE ROTO AL MES.....	113
CUADRO V-10. CUADRO DE COSTO/TMR DE LAS PERFORADORAS.	114
CUADRO V-11. CUADRO DE COSTO POR MES SEGÚN CONSUMO MENSUAL.	115
CUADRO V-12. CUADRO DE COSTO POR TMR DE LOS EXPLOSIVOS.	115
CUADRO V-13. CUADRO DE COSTOS DE ACEROS DE PERFORACIÓN, DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.	116
CUADRO V-14. CUADRO DE PROMEDIO DE COSTOS DE ACEROS DE PERFORACIÓN.	116
CUADRO V-15. CUADRO DE COSTO POR TMR DEL SCOOP.....	117
CUADRO V-16. CUADRO DEL RESUMEN DE TODO LOS COSTOS POR TMR.	117
CUADRO V-17 CUADRO ESTADÍSTICO DEL RESUMEN DE TODO LOS COSTOS.....	117
CUADRO V-18. CUADRO DE PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.....	118
CUADRO V-19. CUADRO DE PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.	119
CUADRO V-20. CUADRO DE EVALUACIÓN DE AUTOSOPORTE SEGÚN LAS SECCIONES DE ABERTURA.....	123

CUADRO V-21. CUADRO DE DATOS INGRESADOS A MODELO EMPÍRICO.....	125
CUADRO V-22. CUADRO DE RESULTADOS DEL MODELO EMPÍRICO.	126
CUADRO V-23 CUADRO DE RESUMEN DE FACTOR DE SEGURIDAD.	126
CUADRO VI-01. CUADRO DE DATOS GENERALES DEL TAJO 200 DE LA VETA XIMENA.....	135
CUADRO VI-02. CUADRO DE ACTIVIDADES EN INTERIOR MINA.	137
CUADRO VI-03. CUADRO DE HORAS MUERTAS.	137
CUADRO VI-04. CUADRO DE TIEMPO DE PERFORACIÓN TANTO DE SOSTENIMIENTO COMO DE PRODUCCIÓN	138
CUADRO VI-05. CUADRO DE TIEMPO DE DESATADO DE ROCAS Y EL ARREGLO DE LAS MÁQUINAS PERFORADORAS PARA SU USO.	138
CUADRO VI-06. CUADRO DE TIEMPO FINAL PARA LA PERFORACIÓN.....	138
CUADRO VI-07. CUADRO DE TIEMPO DE LANZADO DE LECHADA DE CEMENTO.	139
CUADRO VI-08. CUADRO DE TIEMPO DE ACARREO Y EMPAMPILLADO.	140
CUADRO VI-09. CUADRO DE RESUMEN DE LOS TIEMPOS DEL RELLENO HIDRÁULICO.	141
CUADRO VI-10. CUADRO DE LOS TIEMPOS DE CARGUÍO DE LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN.	141
CUADRO VI-11. CUADRO DE SUB TOTALES DEL TIEMPO DE MINADO DE UN PANEL.....	142
CUADRO VI-12. CUADRO DE DATOS DEL BY PASS.	142
CUADRO VI-13. CUADRO DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN.	143
CUADRO VI-14. NÚMERO DE TALADROS PARA EL CARGUÍO.	143
CUADRO VI-15. TIEMPO DE CARGUÍO.	144
CUADRO VI-16. TIEMPO DE CARGUÍO.	144
CUADRO VI-17. RESUMEN DE TIEMPOS DEL CICLO DE MINADO DE UN PANEL Y EL BY PASS.....	144
CUADRO VI-18. SE MUESTRA EL TIEMPO TOTAL DEL CICLO DE MINADO DEL TAJEO.....	145
CUADRO VI-19. MINERAL ROTO DE LOS CUATRO PANELES.....	145
CUADRO VI-20. NUMERO DE TAREAS EFECTIVAS POR CICLO DE MINADO DEL TAJO 200.	146
CUADRO VI-21. COSTO DEL PERSONAL POR TONELADA MÉTRICA ROTA.	146
CUADRO VI-22. TOTAL DE MATERIAL DE SOSTENIMIENTO.	147
CUADRO VI-23. TOTAL DE MATERIAL DE SOSTENIMIENTO.	147
CUADRO VI-24. TOTAL DE MATERIAL DE RELLENO.....	147



CUADRO VI-25 COSTO POR TMR DE RELLENO HIDRÁULICO.	148
CUADRO VI-26 CANTIDAD DE LECHA DE CEMENTO.	148
CUADRO VI-27 CÁLCULO DE LAS CANTIDADES PARA LA LECHADA DE CEMENTO SEGÚN DOSIFICACIÓN.	149
CUADRO VI-28 COSTO POR TMR DE LA LECHADA DE CEMENTO.	150
CUADRO VI-29. SE MUESTRA PIES PERFORADOS POR TALADRO.....	150
CUADRO VI-30. SE MUESTRA PIES PERFORADOS POR CICLO DE MINADO.	151
CUADRO VI-31. COSTO POR TMR DE LA PERFORADORA.	151
CUADRO VI-32. CUADRO DE NÚMERO DE TALADROS DE PRODUCCIÓN Y AVANCE.....	152
CUADRO VI-33. CUADRO DEL TOTAL DE EXPLOSIVOS Y FANELES POR CICLO DE MINADO.....	152
CUADRO VI-34. CUADRO DEL NÚMERO TOTAL DE ACCESORIOS DEL CICLO DE MINADO.....	153
CUADRO VI-35. COSTO POR TMR DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.	153
CUADRO VI-36. EL CUADRO MUESTRA EL NÚMERO TOTAL DE TALADROS.	154
CUADRO VI-37. NUMERO DE BROCAS POR CICLO DE MINADO	154
CUADRO VI-38. COSTO /TMR DE LAS BROCAS.....	155
CUADRO VI-39. NUMERO DE BARRAS Y BARRENOS POR CICLO DE MINADO.....	155
CUADRO VI-40, COSTO POR TMR DE LAS BARRAS.....	156
CUADRO VI-41, COSTO POR TMR DE LOS BARRENOS.....	156
CUADRO VI-42, COSTO POR TMR DEL SCOOP.....	157
CUADRO VI-43. CUADRO COMPARATIVO DE RESUMEN DE COSTO, SEGÚN LAS ACTIVIDADES.....	157
CUADRO VI-44. CUADRO DE COMPARACIÓN DE COSTOS.	158
CUADRO VI-45 CUADRO DE DATOS DE LOS ESFUERZOS (HOEK Y BROWN).	159
CUADRO VI-46 FACTOR DE SEGURIDAD DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO.	161
CUADRO VI-47. CUADRO DE BARRAS DEL F.S. DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.	161
CUADRO VI-48. CUADRO COMPARATIVO DEL F.S. DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO Y EL MÉTODO POR PANELES.	162



ANEXOS

ANEXO 01- PLANO DE UBICACIÓN DE LA MINA CASAPALCA.....	170
ANEXO 02- PLANO DEL TAJO 200.....	171
ANEXO 03 – PLANOS DEL BLOCK DE EXPLOTACIÓN.....	172
ANEXO 04 – FOTOS DE SOSTENIMIENTO DEL TAJO 200.....	173
ANEXO 05- MODELO MATEMÁTICO PARA EL CALCULO DEL BURDEN	175
ANEXO 06 – GRÁFICOS DE SIMULACIÓN EN L SOFTWARE PHASE 2.....	177
ANEXO 07– PLANO DE VISTA EN PLANTA DE LOS PANELES	179
ANEXO 08 –CUADRO DE TIEMPOS Y PROMEDIOS	180
ANEXO 09 - PLANO DE LAS DIMENSIONES Y SECCIONES DEL PANEL.....	183
ANEXO 10- PLANO DE MALLAS DE PERFORACIÓN DE LOS TALADROS DE SOSTENIMIENTO Y PRODUCCIÓN. 184	
NEXO 11–EQUIPO ALIVA 246 Y SUS CARACTERÍSTICAS	185



RESUMEN

El presente trabajo de investigación surge como una necesidad del Área de planeamiento perteneciente a la Superintendencia de Planeamiento mina, de buscar propuestas de mejoras en la producción, seguridad, y al mismo tiempo buscar alternativas de solución para la inestabilidad o subsidencias que tiene el tajo 200 de la veta Ximena.

En esta tesis se detalla la metodología actual del sistema de explotación de CORTE Y RELLENO ASCENDENTE, dando mayor énfasis en los problemas del tajeo y cambios constantes de potencia que ha sufrido la veta a raíz de su profundización, se destaca además la recopilación de antecedentes e información de las diferentes áreas de la mina CASAPALCA y datos recogidos *Ín-situ*, con el fin de realizar estudios analíticos y estadísticos para mejores resultados.

Se puede señalar que el tajo 200 de la veta XIMENA ha sufrido cambios y modificaciones en el tema de sostenimiento, acarreo y perforación, mediante las cuales se ha ido controlando la subsidencia de la veta, así mismo, retrasando el ciclo de minado.

Una vez terminado el análisis se concluyó, realizar cambios al método de corte y relleno; estos cambios consisten en, dividir la veta en paneles de forma longitudinal y así poder trabajar de forma más segura y con mayor eficiencia, disminuyendo así, la problemática actual del tajo.

Una vez, realizado el diseño de los paneles, por seguridad se ha recomendado trabajar de forma alternada, así mismo, se logra una reducción en el sostenimiento y personal que labora en la labor.

Finalizando todo nuestro proyecto mostramos una comparación de costo por toneladas métricas rotas, observándose algunas variaciones notables en ambos métodos.



SUMMARY

The present work of investigation arises as a need of the Area of planning belonging to the Superintendence of Planning mines, of looking for offers of improvements in the production, safety, and at the same time to look for alternatives of solution for the instability or subsidences that the slit has 200 of the seam Ximena.

*In this thesis there is detailed the current methodology of the system of exploitation of COURT AND ASCENDING LANDFILL, giving major emphasis in the problems of the tajeo and constant changes of power that has suffered the seam immediately after his deepening, is outlined in addition the summary of precedents and information of the different areas of the mine CASAPALCA and quiet information *Ín-situ*, in order to realize analytical and statistical studies for better results.*

It is possible to indicate to him that the slit 200 of the seam XIMENA has suffered changes and modifications in the topic of maintenance, transportation and perforation, by means of which the subsidence of the seam has been controlled, likewise, delaying the cycle of mined.

Once finished the analysis concluded, to realize changes to the method of court and landfill; these changes consist of, to divide the seam in panels of longitudinal form and to be able like that to work of surer form and with major efficiency, diminishing this way, the current problematics of the slit. Once, realized the design of the panels, for safety one has recommended to work of alternated form, likewise, a reduction is achieved in the maintenance and personnel that works in the labor.

INTRODUCCIÓN

La COMPAÑIA MINERA CASAPALCA, es una de las minas más antiguas del Perú, actualmente explota sus yacimientos de forma mecanizada y convencional, por presentar una mineralogía mixta en cuerpos y vetas.

El desarrollo de esta tesis se basa en la problemática que presentan las vetas de potencias mayores a 3.50 metros, con una mineralización carbonatada acarreado esto, una subsidencia casi constante y por ende el aumento de sostenimiento y personal en la labor. Inicialmente se planteó mejorar el sostenimiento y reforzar las cajas, sin embargo pese a la producción superada por el programa mensual dado por la empresa, el ciclo de minado del tajo, tardaba mucho más de lo normal y se pronosticaba que esta situación no mejoraría.

El objetivo principal del proyecto es la modificación del método de corte y relleno ascendente por la explotación por paneles, para optimizar los costos de producción en el tajo 200 de la veta Ximena.

Los datos se recolectaron de las diferentes áreas que tiene la mina Casapalca, así mismo, se recabó información de campo obtenidos por la investigadora, cada información fue estudiada y analizada detalladamente en gabinete, lográndose así un resultado factible para nuestro proyecto, estos datos luego fueron comparados entre ambos métodos de explotación, mostrándose los cuadros respectivos y resultados favorables..

El proyecto de investigación, consta de los siguientes capítulos:

Capítulo I, Introductorio, presenta los objetivos generales y específicos de la tesis y la metodología que se usó para el trabajo.

Capítulo II, Aspectos generales, en este capítulo se detalla todo los aspectos de la mina Casapalca, reseña histórica, ubicación, clima, métodos de explotación, entre otros.



Capítulo III, Aspecto geológicos, se detalla toda la geología nacional, regional, local y económica de la compañía minera, así mismo hablamos de la mineralización de las vetas y cuerpos; datos estratigráficos que nos indican la formación mineral de nuestra explotación.

Capítulo IV, Marco teórico, Dentro del marco teórico presentamos los temas de importancia los cuales intervienen de forma directa con nuestro problema y solución de la misma.

Capítulo V. Descripción del sistema actual de minado y costos, el capítulo V, habla del método de corte y relleno ascendente con el que actualmente se está trabajando y su problemática, también debemos resaltar los costos por tonelada métrica que se calcularon según la evaluación de los datos.

Capítulo VI, Programa de minado por paneles y su evaluación de costos, este último capítulo detalla todo sobre lo referente al método por paneles, su ciclo de minado y parámetros de diseño. El cálculo de los costos según la evaluación y análisis de los datos e información proporcionada por la CIA MINERA CASAPALCA.

El trabajo de investigación finaliza con la conclusión, las recomendaciones y la bibliografía utilizada en el trabajo de tesis.

El empleo de nuevas técnicas de explotación en la minería subterránea constituye un pilar importante para la mejora de la producción a menor precio y con mayor seguridad para los trabajadores, igualmente con el nuevo método por paneles tratamos de mejorar los problemas que actualmente aquejan la labor de la mina y otros aspectos en general.

CAPÍTULO I

ANTECEDENTES

1.1. RESEÑA HISTÓRICA.

¹ En sus orígenes, Minera Casapalca formó parte de la Empresa Backus & Johnston, fue constituida en 1,889; posteriormente, en 1,919, fue adquirida por la compañía Cerro de Pasco Corporation, entonces de capitales norteamericanos. Luego, a raíz de la nacionalización de esta empresa, pasa a formar parte de la empresa Minera del Centro del Perú - CENTROMIN PERÚ.

El 13 de octubre de 1,986 se concreta la constitución legal de la Compañía Minera Casapalca S.A. iniciando sus actividades el primero de enero de 1,987. En 1,997 se logra obtener las principales concesiones de Centromin Perú, además de los yacimientos de pequeños mineros circundantes, lo cual marca el primer paso para un desarrollo sostenido de las comunidades aledañas.

La filosofía de la Compañía Minera Casapalca desde sus inicios ha sido la de tener crecimiento sostenido, superando las adversidades y creyendo firmemente en las capacidades del ser humano como impulsor del desarrollo y de la empresa como generador de riqueza y al mismo tiempo como gestor del progreso del país.

² El Ministerio de Energía y Minas mediante la R.D.257-97-EM/DGM (14 de Julio de 1,997) aprobó el Programa de Adecuación Ambiental (PAMA) de la U.E.A. Americana. A la fecha el Programa se ha cumplido en su gran mayoría y las acciones se encuentran dentro de los plazos proyectados.

¹ Dato sacado de la página web de la CIA MINERA CASAPALCA. (HISTORIA).

² Dato del plan de cierre de mina de la CIA MINERA CASAPALCA.

En el año 2,008, Casapalca presento su plan de cierre de mina, el cual estaba programado para el 2,009, pero, luego de realizar estudios geológicos y perforaciones diamantinas, en estos últimos años se han hallado más reservas minerales que han aumentado la vida útil de la mina; en el año 2,007 sus reservas minerales probadas alcanzaban un total de 5'477,486 Ton, que proporcionaban una vida útil de 06 años a un ritmo de producción de 2,700 t/d, al 2,010 han aumentado las reservas tales que: en vetas 4'739,810 toneladas métricas secas (tms) y en cuerpos 17'169,282 tms. , aumentando su vida útil de 6 a 12 años; en la actualidad gracias a todos los continuos estudios realizados no se sabe con exactitud la cantidad de reservas probadas y probables ya que la minera Casapalca está en constante trabajo exploratorio.

La compañía minera Casapalca trabaja con dos métodos de explotación bien diferenciados, en vetas trabaja con el método de Corte y Relleno Ascendente con una mineralización polimetálica (Ag, Cu, Pb, Zn) prevaleciendo la plata y en cuerpos trabaja con el método de Subniveles (Sub Level Stopping) con mineralización también polimetálica (Zn, Ag, Cu, Pb) resaltando el Zn. Casapalca cuenta con una planta de tratamiento de mineral que a lo largo de los años ha ido aumentando su capacidad desde las 2,700 toneladas métricas por día (TMD) hasta llegar hoy a las 4,200 TMD, de la misma forma su producción está bordeando las 5,000 toneladas por día, este tonelaje es la suma del mineral extraído en cuerpos y vetas.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

El trabajo de producción de Tajo – 200 de la veta Ximena, inició con una potencia no mayor a 2.00 metros, pero conforme se fue profundizando, la veta fue aumentando de potencia, llegando hasta los 9.00 metros e incluso un poco más.

La alteración de la roca encajonante andesita, muestra una intensa silicificación y piritización cerca de las vetas y, a cierta distancia, está presente la propilitización; con presencia de

carbonatos en la mineralización el cual disminuye el grado de resistencia de las rocas y aumenta el riesgo de que la veta colapse.

Este hecho, trae como consecuencia, que las condiciones de equilibrio del macizo rocoso, no sean las adecuadas, produciendo una concentración de tensiones, lo bastante elevadas como para producir **Popin Rock** (Crujidos de roca) y/o **Rock Burt** (estallidos de roca). Provocando el incremento en sostenimiento y la demora en el ciclo de explotación de la veta, así mismo se procedió a poner un mayor énfasis en la seguridad del personal, ya que se han realizado estudios geo mecánicos y de acuerdo a los resultados bajos en factor de seguridad tanto en hastiales como en la corona, se han recomendado un mayor sostenimiento en la labor.

El problema principal radica a raíz del aumento de potencia de la veta de 2.00 metros a 9.00 metros, en la mineralización que comprende, carbonatos (calcita, rodocrosita) y cuarzo fracturado; este hecho hace que el sostenimiento varié de forma gradual, bajando el volumen de extracción, y producción debido al mayor trabajo que se viene realizando en la labor (tajo) y por ende el costo de extracción es alto.

1.3. OBJETIVOS DEL PROYECTO.

1.3.1. OBJETIVO GENERAL.

Determinar la modificación del método de explotación de corte y relleno ascendente por el método de explotación por paneles, para optimizar los costos de producción en el tajo 200 de la veta Ximena, Unidad Minera Casapalca.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.

1. Determinar la modificación del método de explotación de corte y relleno ascendente al método de explotación por paneles.

2. Determinar la relación costo – producción para mejorar la productividad en el proceso de modificación del método de explotación de corte y relleno ascendente al método de explotación por paneles en el tajo 200 de la veta Ximena, Unidad Minera Casapalca.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

Implementando el método por paneles se busca, que la Compañía Minera Casapalca aumente la producción mensual del tajo 200, ya que al dividir la potencia de la veta en paneles se mejora el ciclo de minado y se trabaja con un nivel de seguridad mayor al esperado.

La importancia que tiene el uso del nuevo método por paneles, una vez ya realizado los estudios de investigación pertinentes, es la mejora y disminución en el sostenimiento ya que en la actualidad se está recurriendo al uso de todo tipo de métodos para trabajar con una mejor seguridad, por ende, también al mejorar la seguridad y el sostenimiento, se aumentará la productividad, así mismo, reducir el número de personal que labora en el tajo.

1.5. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL

La modificación del método de corte y relleno ascendente al método de explotación por paneles influye en la optimización de los costos de producción, en el tajo 200 de la veta Ximena, Unidad Minera Casapalca.

1.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICA

- a) Influye el proceso de modificación del método de corte y relleno ascendente al método de explotación por paneles.
- b) Influirá el cálculo de la relación costo – producción en la modificación del método de explotación por paneles en el tajo 200 de la veta Ximena, Unidad Minera Casapalca.

1.6. METODOLOGÍA DE DESARROLLO DEL PROYECTO

Las actividades desarrolladas en la ejecución del proyecto son:

1. La primera parte del proyecto consta de una recopilación de información; durante esta etapa, se recoge todos los datos posibles tales como:
 - Antecedentes generales de la zona en estudio.
 - Caracterización geológica - geoestructural del yacimiento, la geomecánica y tiempos de explotación (in-situ), de cada área; también se recopiló información adicional a los datos obtenidos de campo; dichas informaciones ayudan principalmente en el cálculo de los costos y tiempos.
2. La segunda parte consta, en la evaluación de toda la información obtenida; durante esta etapa, el dato recolectado estará al servicio del área de planeamiento (Proyectos) para su evaluación y análisis final.
3. La tercera parte, consta en realizar estudios conceptuales, desarrollo del nuevo proyecto, obtención de los resultados, las conclusiones y por último las recomendaciones necesarias.

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES.

2.1. UBICACIÓN.

La Compañía minera Casapalca está geopolíticamente ubicada dentro del distrito de Chicla, en el corazón de la sierra Limeña de la provincia de Huarochiri, perteneciente a la región Lima, Casapalca es vecina de los distritos: 3 de Enero, San Mateo, San Antonio y Pomacocha, se ubica a la altura del Km. 115 de la Carretera Central. Geográficamente está localizada en la zona central, flanco occidental de la Cordillera de los Andes, entre las coordenadas:

<i>Latitud Sur</i>	11° 30' 0''
<i>Longitud Oeste</i>	76° 10' 0''
<i>Altitud</i>	4143 m.s.n.m

(Ver el Anexo 01), en la carta nacional del Perú la Cia minera Casapalca se ubica en el cuadrángulo 24-k (Matucana) y las coordenadas geográficas UTM donde se halla el campamento minero de la unidad Casapalca son.

<i>PUNTO</i>	<i>COORDENADAS UTM (PASD 56)</i>		<i>ALTITUD</i>
	<i>ESTE</i>	<i>NORTE</i>	<i>m.s.n.m</i>
<i>Campamento</i>	366761.70	8710455.60	4350

La compañía minera Casapalca consta de **5,180 hectáreas** de concesión minera, la que está repartida en varias unidades mineras operativas en todo el sector de la concesión. La mayoría de las unidades mineras de la CIA MINERA CASAPALCA tienen el tipo de mineralización en cuerpos o Stock Work, las cuales se explotan de forma mecanizada con el método de Subniveles por taladros largos. (Sub Level Stopping) y la otra parte minoritaria que está formada por un tipo de mineralización en vetas, se explota en forma convencional con el método de corte y relleno ascendente.

2.2. ACCESIBILIDAD.

La CIA Minera Casapalca cuenta con dos vías de acceso que permiten llegar al campamento minero.

- Carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Casapalca, distancia aproximada de 115 a 129 Km. y un tiempo promedio de recorrido de tres horas.
- Carretera asfaltada Huancayo –Jauja - La Oroya-Casapalca con una distancia de 100 Km. en un tiempo de tres horas.

Desde este punto (pista Casapalca) hay una carretera afirmada que sube por la quebrada Carmen hacia el S.E. y que conduce a la Compañía Minera Casapalca S.A. (*ver Fig. II-01*)

DE	A	KM	TIEMPO(Hr)	TIPO DE VÍA
Lima	Casapalca	129	2.5 – 3.0	Asfaltado
Huancayo	Casapalca	100	2.0 – 2.5	Asfaltado
Casapalca	Mina	5	0.5	Afirmado

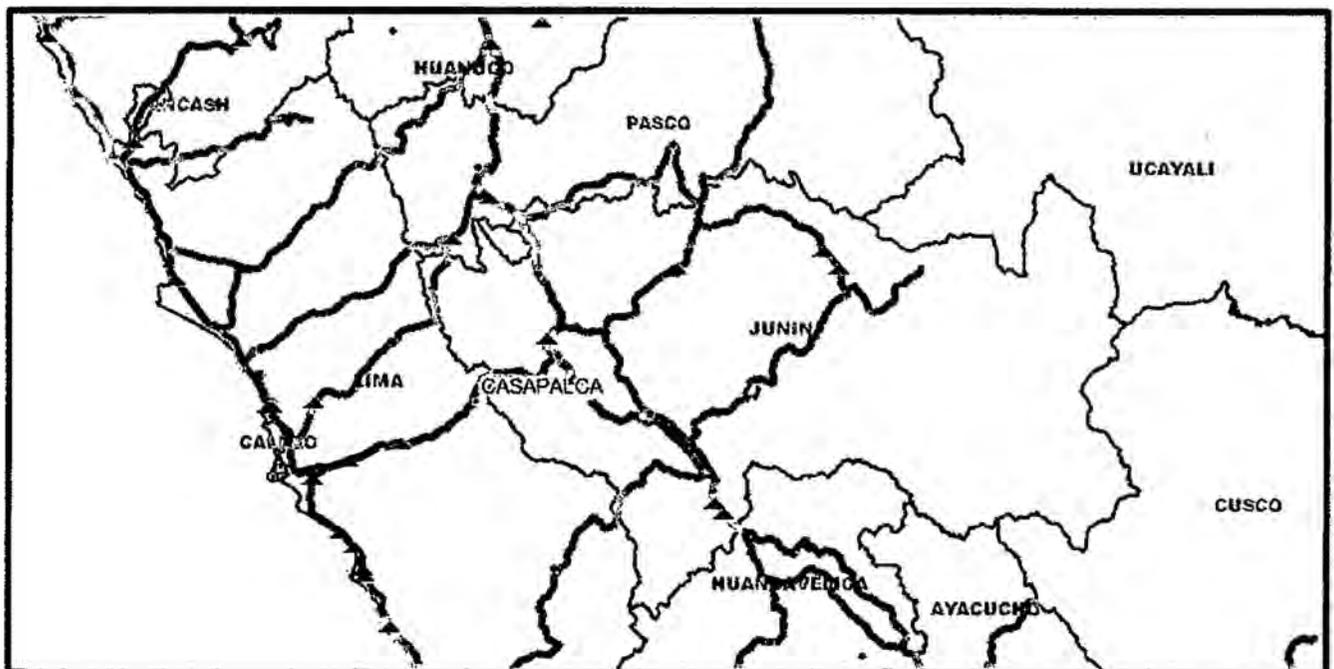


FIG. II-01 Vías de acceso a la Unidad Minera de Casapalca.

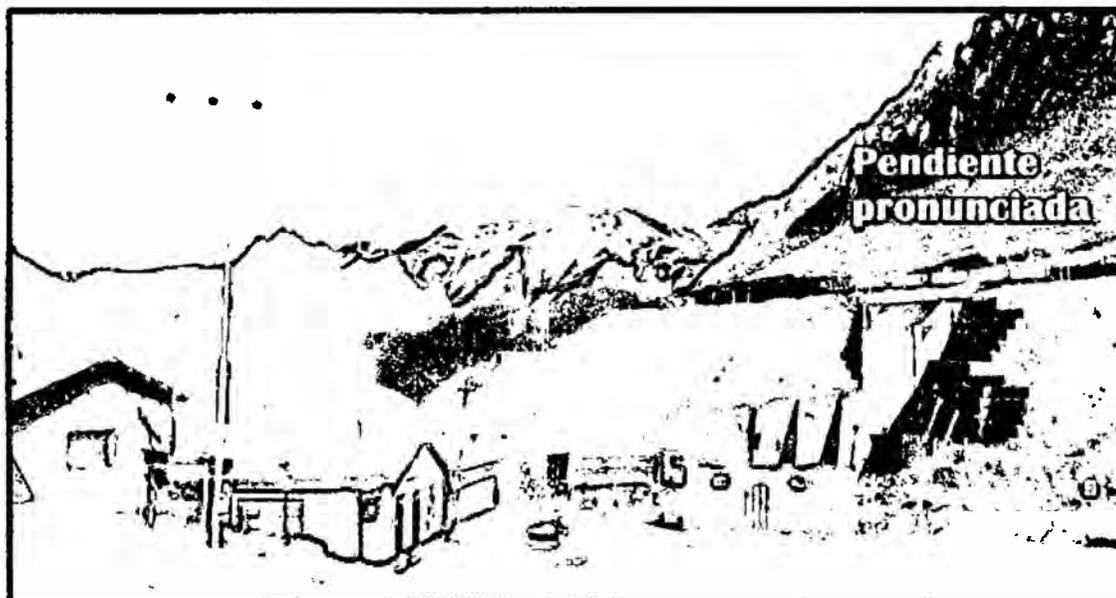
Fuente: Imagen de earth google. y el Ministerio de Transportes

2.3. FISIOGRAFÍA Y TOPOGRAFÍA.

³ La Unidad Minera Casapalca se ubica a una altitud que varía entre los 3,800 y los 4,800 msnm, a 16 km al Oeste de la divisoria continental. La topografía es abrupta, con valles en “U”, estrechos y profundos, que se suceden en forma descendente al punto de que las terrazas o terrenos planos son sumamente escasos, (ver *Fig. II 02*). Por ejemplo el valle y el río Rímac descienden desde Casapalca a Matucana alrededor de 1,800 m en solo 45 km de longitud.

Casapalca se encuentra ubicada en el cinturón volcánico de la cordillera Occidental andina, muestra una geomorfología bastante abrupta (relieve cordillerano) con una topografía de pendientes pronunciadas y escarpadas producto de la acción glaciár, fluvial y la erosión diferencial.

Los cerros pertenecientes a Casapalca son Putca y Chuquichuccho, ubicada en la quebrada Carmen; las pendientes y quebradas se deben a la actividad tectónica pre y pos magmática que sufrió la zona durante su formación.



*FIG. II-02. Campamento minero de Casapalca.
Fuente: Propia*

³ Ministerio de energía de minas – PLAN DE CIERRE DE MINAS Pág. 04.

2.4. RECURSOS.

2.4.1. HUMANOS.

La fuerza laboral proviene en mayor porcentaje del lugar de área de influencia y sus alrededores, la mayoría del personal con mano de obra calificada y no calificada es procedente de la zona central, como Huancayo, Huancavelica y Cerro de Pasco y algunas de la zona Sur del país, Lima, Arequipa, Cusco, Tacna, Apurímac, etc, este personal es capacitado según sus habilidades y capacidades para un mejor rendimiento y desempeño profesional dentro de la mina.

También se tiene la presencia de empresas de maquinarias pesadas como Atlas Copco y Ferreyros quienes se encargan del mantenimiento de todos los equipos de acuerdo al área respectiva de trabajo. Del mismo modo estas empresas realizan capacitación a los operadores de los diferentes equipos de interior mina (operador de Scoop, perforadoras, equipo de bajo perfil, etc).

La compañía minera consta de más de 1,500 trabajadores entre obreros y empleados y más de 2,000 trabajadores de las diferentes contratistas que existen en la empresa (Géminis, Rock Drill, Geo Drill, Mircasec, etc).

<i>COMPAÑÍA</i>	<i>Nº de Trabajadores</i>	
	<i>Obreros</i>	<i>Empleados</i>
CIA MINERA CASAPALCA	1620	125
MIRCASEC	1850	20
GÉMINIS	50	8
ROCK DRILL	20	4
GEO DRILL	15	2

CUADRO - II - 01 – Relación de la cantidad de trabajadores de la U. Minera Casapalca

FUENTE: Área de Administración Mina.

2.4.2. CLIMA.

⁴ El clima de Casapalca es típico de la sierra del Perú, es decir, tiene un clima de la región Puna, que se caracteriza por ser frío y seco durante todo el año, con una estación lluviosa que ocurre entre diciembre y abril, esta temporada de lluvias es caracterizada por fuertes precipitaciones con temperaturas que varían entre de 10° C y 0° C. con presencia de nieve, (ver Fig. II 03).

El período de sequía corresponde a los meses de mayo a noviembre, siendo casi nulas las precipitaciones entre junio y agosto, estos meses son también los más fríos, por lo que las temperaturas más altas se registran en noviembre y diciembre, pudiendo tener cambios de temperatura muy fuertes hasta los -10 °C.

⁵A nivel medio mensual se registran valores de precipitación que van desde 8,0 mm (julio) hasta 132 mm (febrero) y la precipitación promedio anual fluctúa entre 760.7 mm a 850 mm por año. La dirección predominante de los vientos se da de oeste a este con una velocidad máxima de 30 km/h.

La humedad relativa a nivel medio mensual fluctúa entre 79,33 % (julio) y 86,4 % (marzo); la humedad relativa máxima es de 92,8 % (abril) y la humedad relativa mínima puede bajar hasta 68,1 % (agosto).

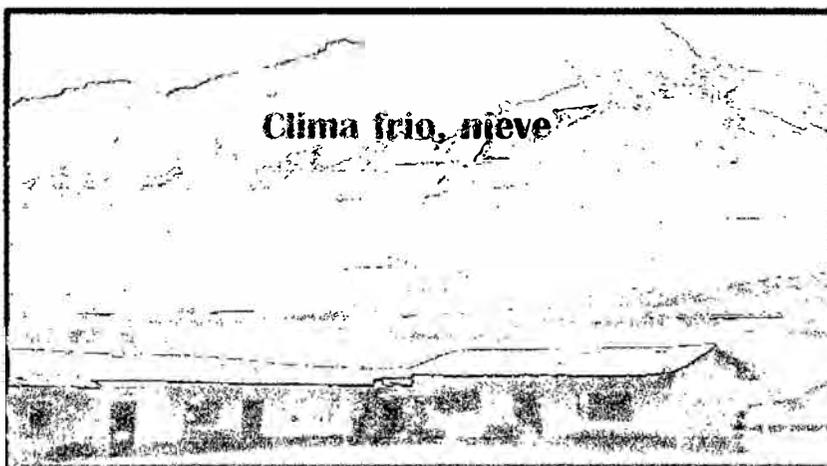


FIG. II-03.
Precipitaciones de lluvia
y nieve en el mes de
marzo en Casapalca.
Fuente: Propia

⁴ http://intranet2.minem.gob.pe/web/archivos/dgaam/inicio/resumen/RE_2243708.PDF

⁵ http://intranet2.minem.gob.pe/web/archivos/dgaam/inicio/resumen/RE_2243708.PDF

2.4.3. FLORA Y FAUNA.

⁶ **Flora:** Se registraron 37 especies de flora silvestre (Reino Plantae), distribuidas en 16 familias, del total de este registro 28 son especies de plantas vasculares de clase magnoliopsida, 19 son plantas vasculares (Clase Liliopsida). Al comparar la lista de especies registradas con la lista oficial de especies protegidas por la legislación nacional mediante el D.S. 043-2006-AG se registran, la “Huamanpinta” Chuquiraga espinosa en categoría de casi amenazado (NT) y el “Queñoal” *Polylepis racemosa* en peligro crítico (CR), estas especies tienen esta misma categoría en la lista roja de la UCN. Ninguna de estas especies se encuentra en la lista de protección de CITES.

La lista de especies y familias del reino plantae mencionadas en el plan de cierre de la compañía minera Casapalca y en el Estudio de Impacto Ambiental (E.I.A.), es una información cerrada hacia el público, solo es manejada por la entidad competente del estado (Ministerio de Energía y Minas), puesto que es parte de un trabajo de investigación para el control y manejo del medio ambiente y así mismo el estudio del cierre de mina.

Ya en la sub cuenca del valle del río Rímac la actividad agrícola predominante son los pastizales cultivables y nativos, cultivos estacionales como la papa, maíz, habas, trigo, cebada, etc., los cuales son en su mayoría de autoconsumo, algunos frutales referidos al palto, chirimoyo, manzano y tunas; otras actividades menores son el cultivo de flores y hortalizas. Plantas medicinales: llantén, matico, ruda, culén, sábila y otros.

En cuanto a la cobertura vegetal, se tiene plantaciones arbóreas que comprenden básicamente: molle, eucalipto, aliso, penca, etc.; y matorral ralo como: penca, marco, shillku, mutuy, tuna, hierba santa, matico, retama, ortiga, etc. *(ver figura II 04)*

⁶ http://intranet2.minem.gob.pe/web/archivos/dgaam/inicio/resumen/RE_2243708.PDF

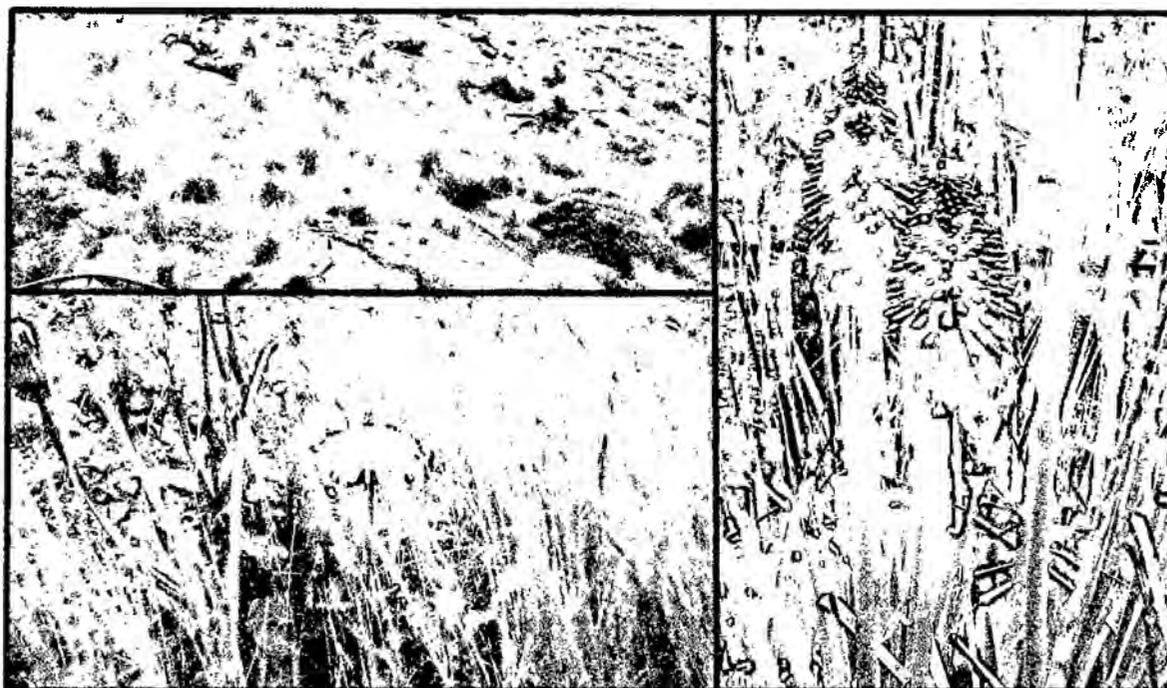


FIG. II -04. Flora de la zona de Casapalca.

Fuente: Propia

⁷ **Fauna:** Se reportaron 19 especies de aves entre, huallatas (fam. Anatidae), patos silvestres, águilas y otros; la basta fauna de mamíferos, está conformada principalmente por animales domésticos (perros, gatos, ganados ovinos y vacunos) y según los lugareños hay presencia de animales silvestres como chinchilla, pumas y roedores; entre anfibios y reptiles tenemos solo una especie, la lagartija. Existen criaderos de truchas en los alrededores para consumo humano y turístico, también hay presencia de hongos, bacterias, gusanos; en general la predominancia de fauna es bastante esporádica.

ANIMALES DOMÉSTICOS	ANIMALES SILVESTRES
Gato	Zorrillos
Perro	Gato montes
Cuyes	Puma
Ganados (vacas y toros)	Zorro andino
Ovinos	Vizcacha
Porcinos	Ratón campestre
Caprinos	Ratón orejón limeño
	Lagartija
	Caracará
	Picaflor negro

CUADRO - II - 02 – Lista de animales más relevantes de la CIA Minera Casapalca.

FUENTE: Planeamiento - EIA.

⁷ http://intranet2.minem.gob.pe/web/archivos/dgaam/inicio/resumen/RE_2243708.PDF

2.4.4. HIDROGRAFÍA.

El principal río presente es: el río San Mateo que va en dirección Este a Oeste desembocando en el río Rímac, de acuerdo a los análisis temporales desarrollados en junio del 2012 el caudal medio mensual varía $7.00 \text{ m}^3/\text{s}$ a $32 \text{ m}^3/\text{s}$ y el promedio es de $13 \text{ m}^3/\text{s}$, así mismo se halla la quebrada Santa Rosa localizándose a la margen derecha del río Rímac alto, este río es de régimen permanente que fluye en dirección Sureste, siendo desviado por un túnel de derivación a una cota de 3,950 m.s.n.m. Otro de los ríos que encontramos es el río Blanco cuyo caudal medio mensual hallado oscila entre $0.6 \text{ m}^3/\text{s}$ a $8.4 \text{ m}^3/\text{s}$ y el promedio es $3.2 \text{ m}^3/\text{s}$.

También existe la presencia de lagunas que son para consumo humano y uso industrial, (laguna Rapagna, laguna Lichicochas, laguna Aguascocha y laguna Santa Rosita), estas abastecen de agua al campamento minero, tanto para labores de mina, planta concentradora y consumo humano.

Cuenca del río Rímac alto, río San Mateo y el río Blanco, están en constante monitoreo ya que las aguas resultantes de las labores subterráneas desembocan en esos ríos luego de ser tratadas.

2.5. DISPONIBILIDAD DE MANO DE OBRA.

La fuerza laboral en Casapalca está manejada por el área de Recursos Humanos, quienes son los encargados de contratar al personal calificado, estos son evaluados en la ciudad de Lima y luego enviados al campamento minero para su inducción y capacitación respectiva.

En la unidad minera de producción Casapalca, la disponibilidad de mano de obra consta de una diversidad de profesionales debidamente capacitados y especializados llegados de los diferentes departamentos del país, la mano de obra calificada y no calificada se muestra en el cuadro siguiente:

<i>TÉCNICOS Y PROFESIONALES</i>	<i>TRABAJADOR OBRERO CALIFICADO</i>
Ingeniero de Minas	Enmaderador
Ingeniero Civil	Perforista
Ingeniero Mecánico	Operadores de maquinarias pesadas (Jumbos, Scoop, Damper, etc)
Ingeniero Industrial	
Ingeniero Geólogo	
Ingeniero Geomecánico	<i>Mano de obra no calificada</i>
Ingeniero Eléctrico	Como mano de obra no calificada se encuentran todas aquellas personas que no cuentan con estudios superiores o en algunos casos personas que no han culminado sus estudios primarios y secundarios e ingresan a trabajar como peones o ayudantes de perforistas, u otros cargos similares.
Doctor	
Técnico Topógrafo	
Técnico Eléctrico	
Técnico mecánico	
Etc.	

2.6. RESPONSABILIDAD SOCIAL.

⁸ La CIA MINERA CASAPALCA formo una asociación que nace con el objetivo de brindar un aporte a las comunidades aledañas, todo ello bajo el marco del Programa Minero de Solidaridad con el Pueblo – Aporte Voluntario. La responsabilidad social que desarrolla Compañía Minera Casapalca tiene como pilares principales la seguridad de las labores de cada uno de sus trabajadores, el respeto por la población ubicada en el área de influencia y la conservación y protección de un medio ambiente sano.

La Asociación Casapalca cuenta, para ello, con programas que contribuyen al desarrollo sostenible de las comunidades campesinas de la zona de influencia a través de la elaboración de proyectos sociales – económicos, tales proyectos son los siguientes:

- Proyecto de Forestación y Reforestación de las Comunidades Campesinas de Yauli, Pancán y Molinos, se realizaran un total de 500,000 plantaciones entre eucaliptos, pinos y alisos en terrenos apropiados para la reforestación, entre el año 2008 y

⁸ Página web de la CIA MINERA CASAPALCA. (<http://www.casapalca.com.pe/>) Compromiso con las comunidades.

2010. La primera Campaña Forestal 2,008 se cumplió instalando en campo 260,000 mil plantones, mientras la segunda fue de 260,000 mil plantaciones a fines del año 2,009.

- Panadería Comunal San Mateo de Huanchor.
- Proyecto de Riego por Aspersión de Pucruchacra.
- Proyecto de Riego por Aspersión de Ninacancha.
- Proyecto de Producción de Ovas, Alevinos y cultivo de truchas en Jaulas Flotantes en la Comunidad Campesina de Pomacocha.

No se tiene datos exactos de las áreas de riego de los proyectos realizados de la CIA minera, pero se sabe que el proyecto de Riego por aspersión de Pucruchacra ya fue desarrollado al 100%, mientras que el resto aun continua en ejecución, de la misma manera el proyecto de producción de truchas, alevinos y otros están siendo ejecutados; esto, gracias al empeño y lucha social de los comuneros por ver mejorar sus ingresos y tener alternativas de producción en sus tierras.

2.7. EXPLOTACIÓN ACTUAL DE LA MINA

2.7.1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

Denominado también “Over Cut and Fill”; este método de minado es en forma de tajeos horizontales comenzando del nivel más bajo del bloque (sub – nivel) avanzando hacia arriba en forma ascendente siguiendo el buzamiento de la veta, tal como se muestra en el siguiente plano (ver *Fig. II-05*, y *Anexo 02*) Una vez que el mineral es roto, este es extraído completamente del tajeo por una chimenea (echadero de mineral), esta chimenea llega a una labor (galería) donde el mineral es recibido por carros mineros Gramby, estos halan el material con una locomotora mediante un inclinado

hasta el nivel siguiente; la carga luego es llevada al nivel principal mediante un pique y finalmente es extraída con locomotora hasta una tolva de donde es llevado con volquetes hasta la cancha de mineral o a la planta de tratamiento.

La veta Ximena tiene un promedio de 75° NW de buzamiento, esta inclinación hace accesible de utilizar este método de minado.

Características del método:

- Perforación vertical, con perforadoras Jackleg o Stoper.
- Voladura controlada.
- Sostenimiento con Split Sets, cuadros de madera, gatas de fricción, Wood Packs o paquetes de madera, pernos de anclaje y mallas electro soldadas.
- Acarreo con Scoop (1.5 Yd³) que traslada el mineral a un echadero (chimenea) ubicado en el mismo tajo, una vez transportado a la chimenea este es vaciado a carros mineros de 5 ruedas tipo Gramby con capacidad de 5 ton. halados con locomotoras trolley.
- Izaje a través de dos Piques: pique Central y pique Carlos Francisco, mediante Skip de 10 ton. cada una.
- Drenaje del agua de la mina por gravedad, el agua subterránea es llevada hasta el último nivel (15), donde es drenado y desemboca en el río San mateo.
- Relleno de los tajos: 70 % de relleno hidráulico y 30% de relleno detrítico, el relleno hidráulico es transportado desde la planta de tratamiento que está ubicada a más de 4,500 msnm.

TJ-148

TJ-200

TJ-068

TJ-0

m

Nivel 13

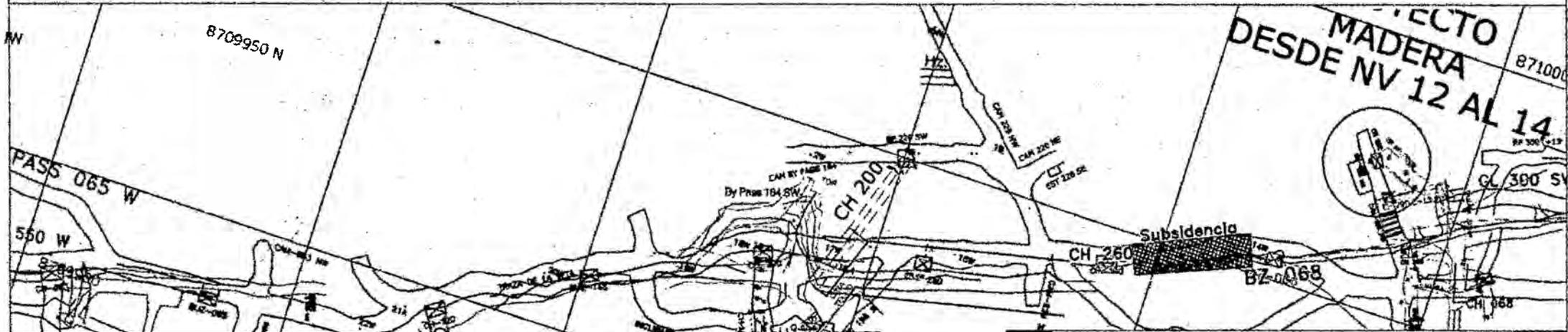
TJ 095

TJ 200 W

TJ 200 E

TJ 300 W

ESC 1 : 1000



2.8. ANTECEDENTES.

No se han encontrado datos sobre un cambio similar o parecido al que estamos tratando en la investigación, pero se ha hallado información sobre cambios o variaciones de métodos de explotación distintas al método de corte y relleno, ya sea por razones geomecánicas, cambios de tipo de yacimiento u otros aspectos que se dan según el avance de la explotación.

A continuación se detalla un antecedente sobre trabajos con paneles en el método de hundimiento por bloques, en la mina “EL TENIENTE” en Chile, en esta mina se realizó una variación de los trabajos del método de hundimiento por bloques al método de hundimiento por paneles, (ver *Fig. III-01*), hoy en día este método de hundimiento por paneles ya no es una variación sino un tipo de método de explotación que tiene sus propias características y diseño de minado.

3.1.1. ⁹ **CODELCO CHILE**, Es una de las minas más grandes de cobre en el mundo “EL TENIENTE”, realizó una variación del método de Hundimiento por Bloques, por el de Hundimiento por Paneles; esta variación como en todo cambio ha generado grandes costos de implementación, pero la capacidad de recuperación es rápida y paralela a la preparación a diferencia del otro método de reemplazo. La variación entre estos dos métodos es solo, en la secuencia de preparación – hundimiento – producción. En el primer método, un bloque es desarrollado y hundido completamente antes de ser operado en régimen y a capacidad completa, mientras que un Panel, es entregado a producción en la medida que ha alcanzado el área mínima que permite la propagación espontánea del hundimiento en altura, por lo que coexisten operaciones de producción, hundimiento y preparación en forma simultánea.

⁹http://www.codelco.com/prontus_codelco/site/artic/20110706/asocfile/20110706150616/informe_principales_decisiones_rev_p_25_03_2009.pdf- CODELCO CHILE

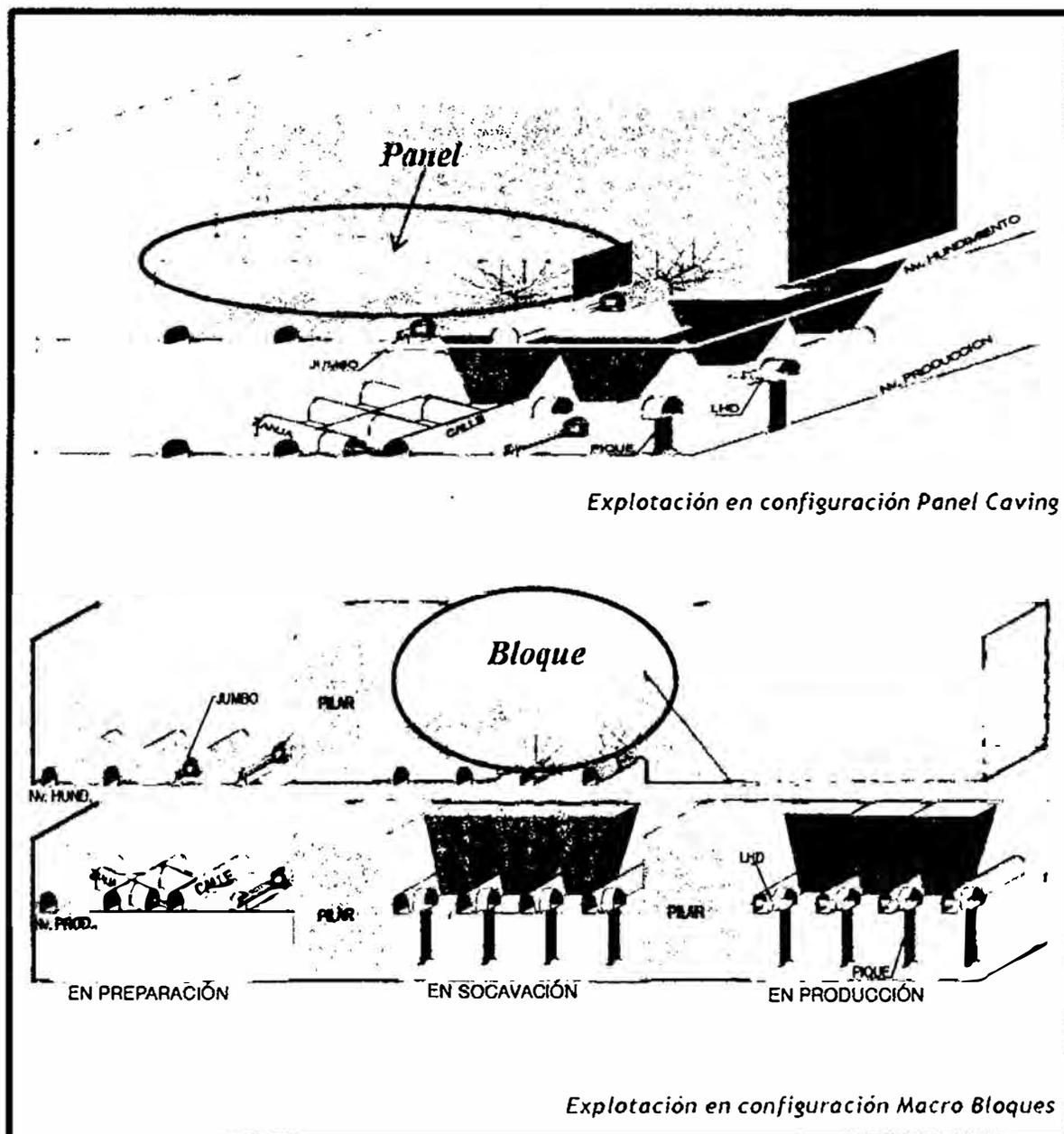


FIG. III-01. Diferencia entre: Hundimiento por paneles y hundimiento por bloques. .

Fuente: CODELCO – CHILE, Informe de pre factibilidad.

NOTA: El método de hundimiento por paneles, es una variación del método de hundimiento por bloques, hoy ambos se usan como métodos independientes, y diferenciados uno del otro.

CAPÍTULO III

ASPECTOS GEOLÓGICOS.

3.1. GEOLOGÍA GENERAL.

¹⁰La columna estratigráfica de la región está formada por capas rojas y conglomerados de la formación Casapalca y volcánicos de la formación Carlos Francisco; las capas rojas consisten en pizarras y areniscas, ambas calcáreas, en una magnitud variable. La hematita finalmente dividida es la causa del color rojo, los volcánicos son tufos, brechas y flujos, generalmente, de composición andesítica.

El principal rasgo estructural de Casapalca es un anticlinal relativamente cerrado, de dirección norte con sinclinal subsidiario a lo largo de su eje, llamado el anticlinorium de Casapalca. Unas cuantas fallas longitudinales modifican esta estructura, pero, sólo en parte; muchas de ellas pasan a lo largo de su dirección hacia los plegamientos. Fuera del área de la mina, existen algunas fallas importantes, como la falla de Yauliyacu, de dirección noroeste; las rocas intrusivas de la región comprenden albito-diorita o sodasienita (pórfido Taruca) y pórfido de monzonita muy subordinado; parte de lo que está mapeado como pórfido de Carlos Francisco, puede ser intrusivo.

La mina Casapalca es un yacimiento polimetálico del tipo "Cordillerano" con minerales de plata; plomo; zinc; cobre, cuya mineralogía debe cambiar de acuerdo al zonamiento vertical y posiblemente horizontal debido al carácter mesotermal de las vetas, estas van a tener una gran extensión vertical que alcanzarían al menos 2,000 m. debajo de la altura referencial 4,400 m.s.n.m., es una altura promedio donde se inicia la mineralización económica hacia niveles inferiores.

¹⁰ Libro "El Perú Minero IV (Yacimientos)" (Pág. 58)

Este distrito minero ha sido estudiado desde la época de la compañía minera Cerro de Pasco Corporation, pero los estudios se centraron principalmente en la zona noroeste del distrito donde se ubican las principales vetas: "C"; "M" y "A", que en la actualidad estas son las principales vetas productoras de la Compañía Minera Yauliyacu. Existe el fallamiento post-mineral, pero parece ser de importancia subordinada.

Adicionalmente existen en la zona otros tipos de mineralización tales como: cuerpos irregulares, mantos de re-emplazamiento y brechas.

3.2. GEOLOGÍA LOCAL.

¹¹ Casapalca, en el aspecto de estructuras mineralizadas tipo "veta", es un yacimiento polimetálico del tipo "cordillerano", típico relleno de fracturas por soluciones mineralizantes de gran profundidad, consiste predominantemente en vetas mineralizadas, con una dirección N 55° E y buzamiento 75° al NW y potencia promedio 0.90 m en superficie. Las vetas atraviesan rocas sedimentarias, volcánicas e intrusivas.

¹² Este tipo de yacimiento cordillerano es de origen hidrotermal cuyas soluciones han rellenado las fallas y fracturas presentes en la roca madre. Estas ocurren como relleno de vetas de reemplazamiento, en rocas encajonantes de intrusivos, el cual representa un gran aporte económico, ya que gracias a ello tenemos gran mineralización de Ag, Zn, Pb y Cu, muchas veces en estos depósitos hubo mezcla de fluidos hidrotermales magmáticos juveniles con fluidos de aguas meteóricas que bajaron por las fallas.

Los depósitos minerales están constituidos por vetas bolsonadas, donde el mayor volumen de mineral está contenido en las mismas, la mineralización es simple y está representada

¹¹ Informe técnico del área de Planeamiento. Compañía Minera Casapalca.

¹² <http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/libros/2007/cyamientos/cap11.pdf>

por una mena abundante de **esfalerita, galena, tetraedrita, calcopirita**, y minerales de ganga: **pirita, cuarzo, calcita, rodocrosita**, además hay presencia de aguas subterráneas en labores más profundas.

La alteración de las rocas encajonantes que están constituidas por andesita, esta roca volcánica muestra una intensa silicificación y piritización cerca de las vetas y a cierta distancia, está presente la propilitización. La veta Oroya techo, desde el punto de vista estructural, es la veta más importante, aunque existen otras como Oroya Piso, Oroya 1 ó Victoria-Eloída que vienen a ser splits de la veta principal, que muestran un comportamiento radial concéntrico de superficie a los niveles inferiores y de NE a SW. Las mejores potencias fluctúan entre los 2.00 m en superficie y 9.00 m a mayor profundidad; sus leyes tienen un promedio de: Ag (6.10 Oz/TC), Zn (2.83 %), Cu (0.31%) y Pb (2.19%). mayormente se presentan en el pórfido andesítico Taruca.

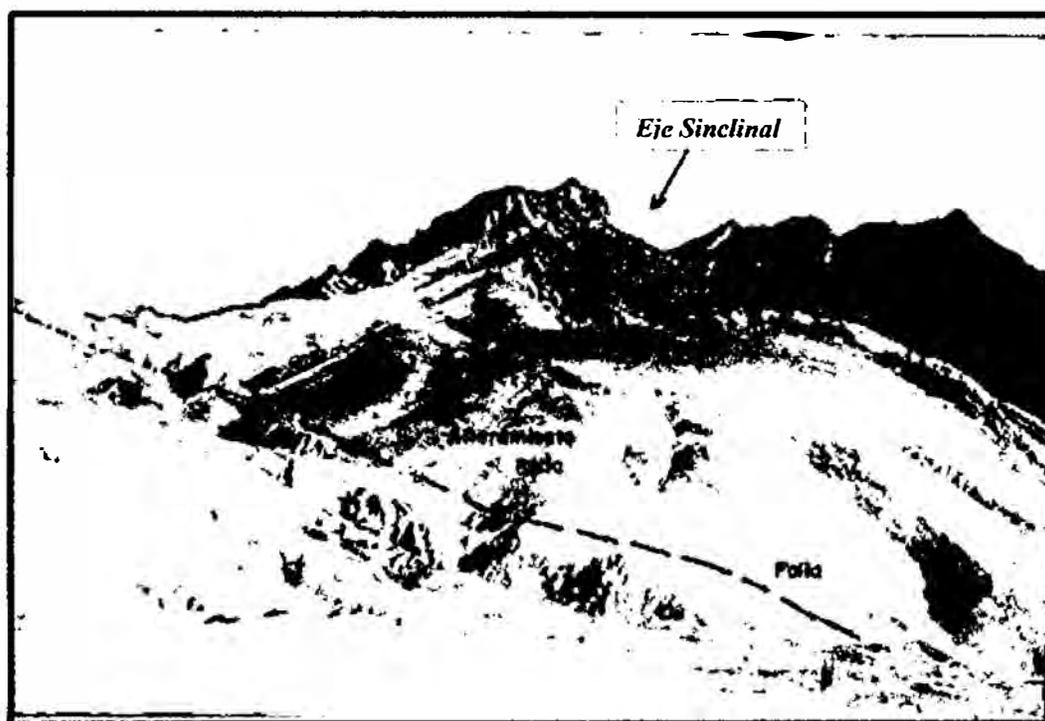
3.3. GEOLOGÍA REGIONAL.

La secuencia estratigráfica del distrito de Casapalca está constituida tanto por rocas sedimentarias como volcánicas inter-estratificadas, cuyas edades fluctúan desde el Cretácico Superior hasta el Cuaternario; el “Anticlinal Casapalca”, constituye un pliegue moderadamente abierto en la porción central del distrito, el cual se cierra hacia el Norte, hasta construir una falla inversa de empuje con buzamiento al este. Los cuerpos intrusivos pequeños de composición intermedia se encuentran dentro de las secuencias sedimentarias y extrusivas; mostrando ellos una composición química similar diferenciándose únicamente en su carácter textural.

La secuencia lito estratigráfica que aflora en el distrito mineral de Casapalca está comprendida desde el Cretáceo hasta el Cuaternario.

AFLORAMIENTOS.

¹³ En la extensa zona de la compañía minera Casapalca se han mapeado diversos tipos de afloramientos entre fallas, (ver *Fig. III-02*), desde simples fracturas y vetas poco perceptibles rellenas con poca ganga que se encuentra mayormente alterada (caolinizado-argilizado) hasta vetas anchas rellenas con carbonatos, cuarzo y sulfuros. Las vetas y fracturas mayores forman un marco estructural interesante y están controladas por el gran sinclinal Purnatarea-Aguascocha, (ver *Fig. III-03*), así como el anticlinal de Casapalca y el sinclinal de Antuquito.



*FIG. III-02 Se observa una falla principal al Nor – Este de la veta Oroya.
Fuente: Informe geológico del área de geología de la CIA MINERA CASAPALCA.*

¹³ Informe geológico de Casapalca – Área Geología.

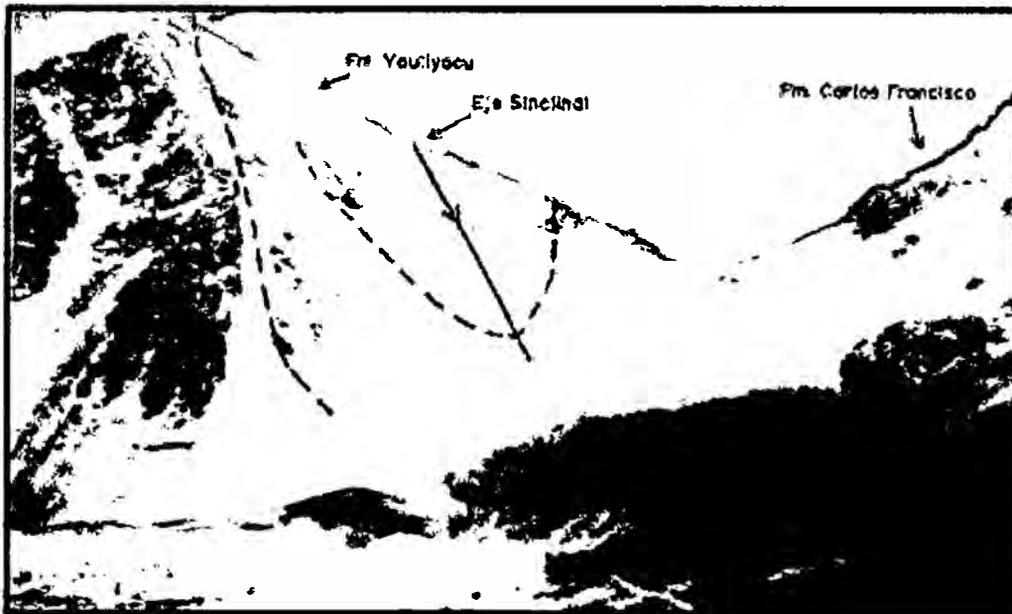
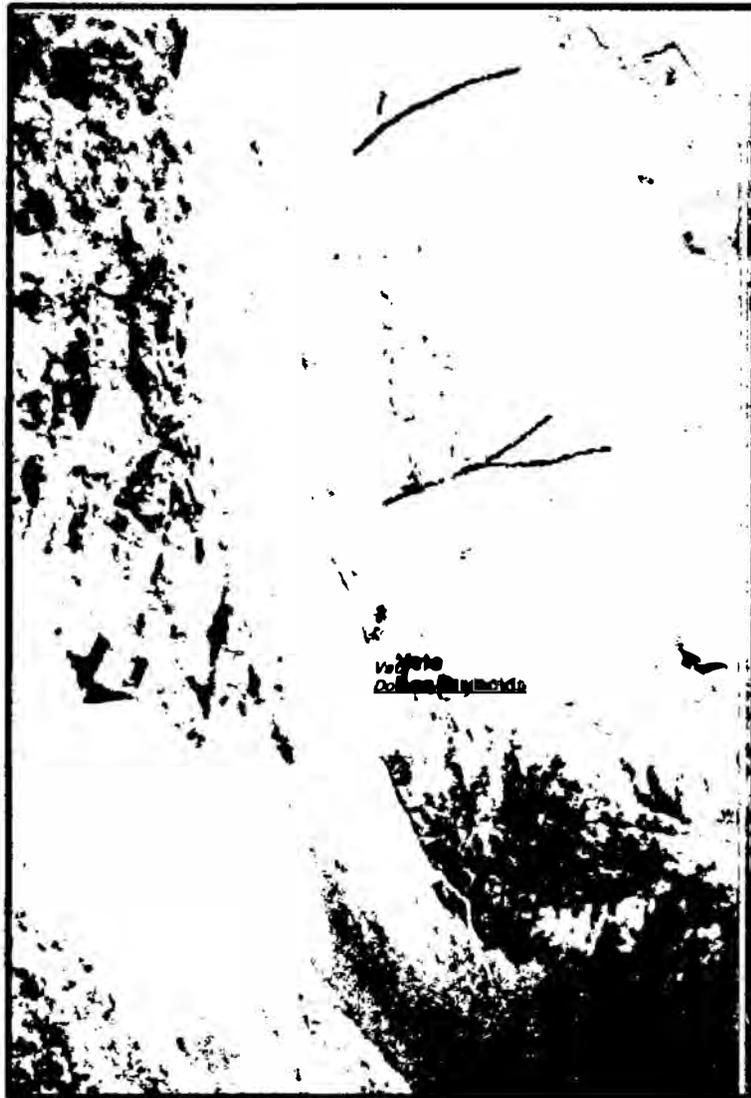


FIG. III-03, El eje sinclinal de Pumatarea-Aguascocha en el extremo Nor-Oeste de Casapalca.
Fuente: Informe geológico del área de geología de la CIA MINERA CASAPALCA

La longitud de los principales afloramientos son variables desde los 1,500 m. hasta los 3,000 m. Las vetas están expuestas por tramos y en otros casos cubiertas con material cuaternario, coluvial. Igualmente cuando la roca no es favorable se ven solamente pequeñas alteraciones en una estructura angosta, esto podría cambiar a profundidad cuando intersectan rocas más favorables.

Desde la veta Don Reynaldo (*ver Fig. III-04*), hacia el Sur existen otras estructuras de menor importancia, como las vetas Rey; Lichicocha; Maria Luisa - Carola; Pariñas, aparentemente son estructuras aisladas pero necesitan hacer las correlaciones con mejor cuidado para ver si se tratan de grandes estructuras similares a las anteriores. Por ser estructuras que afloran en partes altas y están controladas por la litología de la roca encajonante como en la Formación Bellavista, río Blanco aparentemente se tratan de estructuras angostas pero en profundidad pueden ser estructuras mayores con buena mineralización cuando estén emplazadas en la Formación Casapalca. (*Ver plano geológico*), se muestran fallas y vetas importantes de CIA MINERA CASAPALCA)

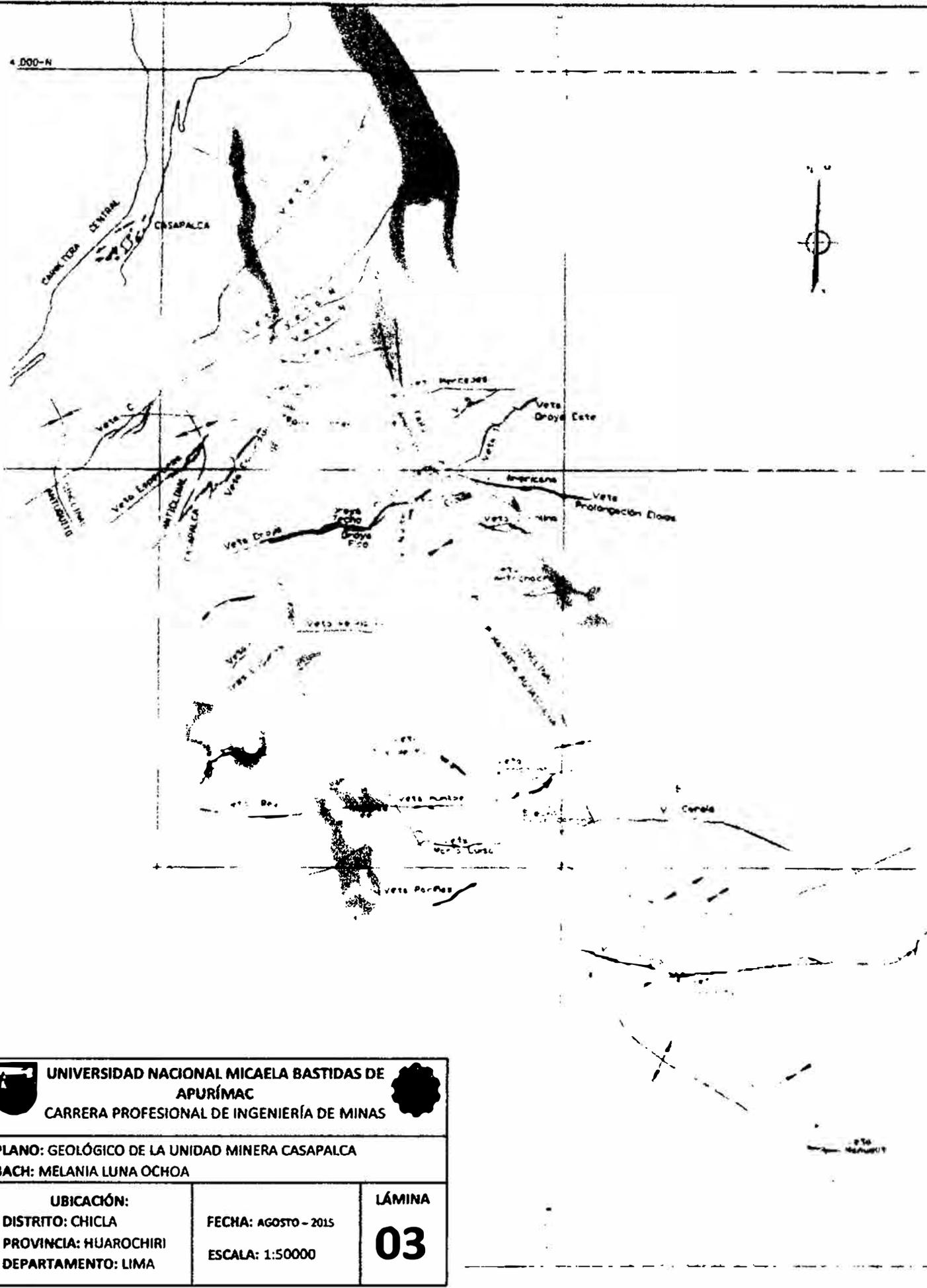


*FIG. III-04. Se muestra la ocurrencia de la veta Don Reynaldo.
Fuente: Informe geológico del área de geología de la CIA MINERA CASAPALCA.*

LITOLOGÍA.

Los aspectos litológicos generales han sido realizados en estudios anteriores, hay presencia de rocas volcánicas y sedimentarias, pero faltan estudios especializados como columna estratigráfica y análisis de facies en las Formaciones Casapalca, Bellavista, etc. en el campo se puede observar que la formación Casapalca tiene horizontes guías. En la secuencia de rocas volcánicas falta diferenciar los ambientes de emplazamientos, los horizontes de estratificación, los contactos, etc., son aspectos de importancia en la exploración minera.

4.000-H



 UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
PLANO: GEOLÓGICO DE LA UNIDAD MINERA CASAPALCA BACH: MELANIA LUNA OCHOA		
UBICACIÓN: DISTRITO: CHICLA PROVINCIA: HUAROCHIRI DEPARTAMENTO: LIMA	FECHA: AGOSTO - 2015 ESCALA: 1:50000	LÁMINA 03



3.4. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

3.4.1. PLIEGUES.

Siendo los más importantes el gran sinclinal de Pumatarea-Aguascocha, (ver Fig. III-03 y Fig. III-05), el cual tiene una dirección de NW-SE y una longitud de hasta 9 km. este controla todo el sector de Casapalca, luego tiene el anticlinal de Casapalca que tiene hasta 2 km. con su eje paralelo al sinclinal, y el anticlinal de Antipucquio de 1 km. de longitud con su eje paralelo al eje del sinclinal. Este plegamiento controla toda la falla y la fractura transversal al eje del sinclinal que es el principal estructura debido a que la mineralización se realizó en estas estructuras.



FIG. III-05. Sinclinal de Pumatarea-Aguascocha, está expuesto en la quebrada de Shuyupata ubicado en el extremo Sur de Casapalca.

Fuente: Informe geológico del área de geología de la CIA MINERA CASAPALCA.

3.4.2. FALLAS Y FRACTURAS

Las estructuras más importantes en el distrito minero de Casapalca son las fallas perpendiculares al eje del sinclinal Pumatarea-Aguascocha, las cuales tienen una dirección Norte – Sur y se encuentran rellenadas de soluciones hidrotermales, y en algunos casos sirvieron como ductos para la circulación de dichas soluciones.

Las fallas y fracturas están controladas por las rocas encajonantes de acuerdo a su competencia, por ejemplo las lutitas y conglomerados de la formación Casapalca permiten la fuerte alteración y fracturamiento, (ver *Fig. III-06*), en el cual se puede apreciar la decoloración a gris claro y corresponde a la alteración alcanzando 1.5 m. de ancho producido por una pequeña veta de 5 cm.

En otros casos cuando la roca no es favorable se observan solo fracturas menores como en la roca del miembro Tablachaca; formación Bellavista y la formación río Blanco.



*FIG. III-06. Muestra una alteración típica de la roca encajonante, formación Casapalca.
Fuente: Informe geológico del área de geología de la Cia Minera Casapalca.*

3.5. COLUMNA ESTRATIGRÁFICA.

La columna estratigráfica de la región está principalmente conformada por, areniscas, lutitas calcáreas, calizas, capas rojas, brechas, flujos volcánicos y rocas volcánicas afaníticas y porfíricas, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 metros. En el distrito de Casapalca, han sido reconocidas las siguientes unidades estratigráficas, (ver *Fig. III-07*)

COLUMNA ESTRATIGRÁFICA GENERALIZADA

SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRÁFICAS		ROCAS INTRUSIVAS	
		SIMBOLOGIA	DESCRIPCION LITOLÓGICA	PLUTÓNICAS	HIPABISALES
CUATERNARIO	Reciente	Q	Sedimentos Inconsolidados.	Mayormente eluviales y coluviales	
	Pleistoceno				
TERCIARIO		gb	Formación Rio Blanco	Tobas, aglomerados, brechas dacíticas y andesíticas, calizas.	
		by	Formación Bellavista	Lutitas, limolitas, andesitas tobáceas.	pa Pórfido Toruco
		CE	Formación Carlos Francisco		Intrusivo diorítico granodiorítico
		ty	Tufos Yauliyacu	Tobas rojizas andesíticas.	andesitas dacitas
		cfr	Volc. Carlos Fran	Andesitas porfiríticas y andesíticas.	
		v	Volc. Tablachaca	Brechas tobáceas, aglomerados, andesitas finas.	
CRETACEO		DISCORDANCIA			
		CS	Formación Casapalca		
		CC	Conglomerado Carrhen	AC Areniscas Calcáreas	
	Superior	CO	Calizas		
		CR	Capas Rojas	Areniscas calcáreas y arcósicas	

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
 CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
 COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA UNIDAD MINERA CASAPALCA
 BACH: MELANHA LUJAN OCHOA
 UBICACIÓN: _____
 LÁMINA: _____



3.5.1. CRETÁCEO SUPERIOR

¹⁴ *Formación Jumasha*

Las rocas de esta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo es una secuencia, correlacionable con esta formación, constituida por calizas de color gris con algunas intercalaciones de lutitas fue interceptada en el nivel 5,200 por los túneles del proyecto Graton, secuencias representativas de las calizas de Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la divisoria continental, presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros que presentan las calizas de la formación Pariatambo, pertenecientes al grupo Machay, (J. J. Wilson, Enero 1,963).

Estas calizas están alteradas a skarn, macroscópicamente, la roca es de color gris claro, con vetillas y puntos de epidota clorita y granates, a su vez se observan vetillas y diseminaciones de piritas, esfalerita, calcita, calcopirita y tetraedrita.

El skarn señala, la presencia de un cuerpo intrusivo muy cercano; lo cual, probaría la teoría de la existencia, en profundidad de la cúpula de un batolito, desde el cual emergieron las soluciones mineralizantes.

3.5.2. TERCIARIO

Formación Casapalca

Constituye la formación más antigua que aflora en el área, forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental, (*ver Fig. III – 08*). Esta formación ha sido dividida localmente en dos miembros:

¹⁴ EL PERÚ MINERO II (Pág. 37 a 40) (INGEMMET)

1. **Capas Rojas:** Este miembro se caracteriza por intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando en conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita, localmente, estas capas yacen encima de las calizas Jumasha.

2. **Conglomerados Carmen:** Sobreyaciendo a las Capas Rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas y lutitas de una potencia que varía entre 80 metros y 200 metros denominados miembro Carmen. Los conglomerados, que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y cantos rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

Formación Carlos Francisco.

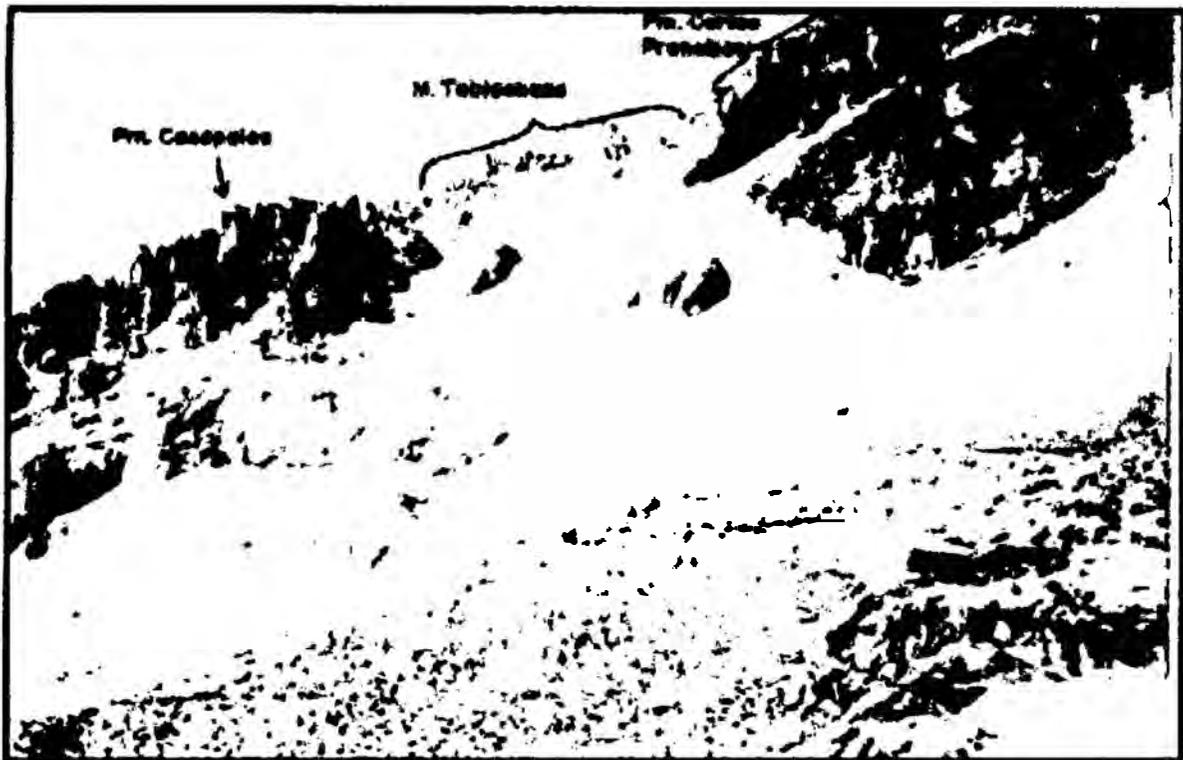
Sobre las rocas sedimentarias se encuentra una potente serie de rocas volcánicas a las que se ha denominado formación Carlos Francisco, esta formación ha sido dividida en tres miembros.

- a) **Volcánicos Tablachaca:** Sobreyaciendo el miembro Carmen y separada de este por lutitas de variable potencia, se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas que forman el miembro Tablachaca. **(ver Fig. III – 08)**

- b) **Volcánicos Carlos Francisco:** Sobre las rocas volcánicas Tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco y consiste de flujos andesíticos y fragmentales (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares, generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfirítica rojiza, intercaladas con las brechas están las andesitas porfiríticas que varían de gris oscuro

a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos generalmente alterados a sericita y los ferromagnesianos alterados a clorita y calcita.

c) **Tufos Yauliyacu:** Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente, este miembro consiste de unos tufos rojizos de grano fino.



*FIG. III-08. Vista panorámica de las formaciones Casapalca, Carlos Francisco..
Fuente: Informe geológico del área de geología de la Cia Minera Casapalca.*

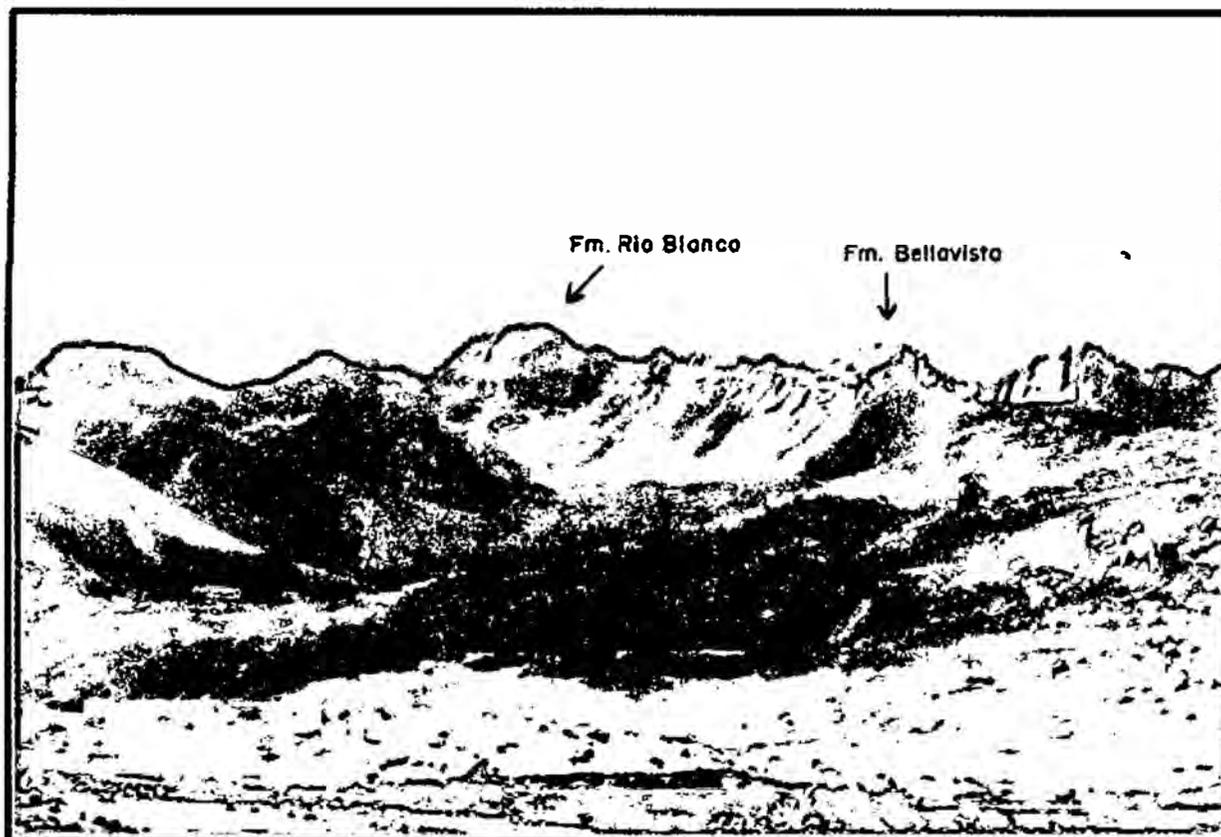
Formación Bellavista

Esta formación consiste de capas delgadas de caliza de color gris con algunas intercalaciones de caliza gris oscura con nódulos de sílice tufos de grano fino y lutitas rojizas, (*ver Fig. III-09*), la mayor exposición de esta formación está al SE del área, fuera del mapa, en la zona de Chicla.

Formación Río Blanco

Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados consistentes de tufos lapilli de color rojizo con intercalaciones de brechas

y riolitas, algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación, dentro del área están aflorando al SE. pero su mayor exposición se encuentra entre Chicla y río Blanco a 12 Km. al SW del Casapalca. (Ver *Fig. III – 09*)



*FIG. III-09. Vista panorámica de las formaciones Rio Blanco y Formación Bellavista.
Fuente: Informe geológico del área de geología de la Cia Minera Casapalca.*

3.5.3. PLEISTOCENO

Debajo de los depósitos glaciares recientes, existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4,300 metros a 4,500 metros sobre el nivel del mar; no han sido encontrados signos de glaciación debajo de estas elevaciones de 3,900 metros.

Reciente investigación nos indica que los materiales inconsolidados están compuestos por clastos angulosos de diversos tamaños, que forman conos y taludes.

3.5.4. CUATERNARIO

La era Cuaternaria está representada en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

Depósitos aluviales

Se les ubican al pie de los taludes rocosos de las carreteras, así como también se encuentra al pie de los cerros circundantes. Es un material fragmentario heterogéneo tanto en la forma como en tamaño, que ha sido formado por el proceso geológico fluvial, los fragmentos pertenecen a las rocas que afloran en el área, es decir son fragmentos rocosos de la formación Casapalca y Carlos Francisco y Bellavista.

Depósitos fluvioglaciares

Corresponde el material acumulado debido al trabajo realizado en forma combinado por el proceso fluvial y el proceso glaciar. Los materiales que conforman estos depósitos son heterogéneos en cuanto a la forma y al tamaño, mayormente con bloques redondeados de dimensiones diversas, cementados por materiales finos (arenas, limos y arcillas).

Depósitos glaciares

Comprende a los depósitos morrénicos antiguos acumulados por los glaciares recientes que se encuentran en las cabeceras de los valles glaciares o bien cubriendo el fondo o márgenes de los mismos. Se caracterizan por la gran heterogeneidad de sus fragmentos tanto en la forma como en el tamaño. En el área de estudio están conformados por fragmentos angulares de rocas con tamaños que varían desde milímetros hasta varios centímetros (algunos llegan a 60 cm.), los cuales se encuentran englobados en una matriz limo-arcillosa, presentando un color rojizo, los fragmentos rocosos están conformados predominantemente por areniscas rojizas y rocas volcánicas, de las

formaciones Casapalca y Carlos Francisco.

3.5.5. INTRUSIVOS

En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares, con alto contenido de soda; aunque varían en textura y alteración.

Pórfido Taruca: Diques y stocks intruyendo a los extrusivos afloran en la zona la Americana, al SE del área. Uno de los stocks, de forma elongada con dirección Norte-Sur, aflora en el cerro Taruca; Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa-albita), hornblenda y poco cuarzo incluidos en una matriz afanítica, estas rocas pueden ser llamadas andesitas Porfiríticas.

Diques de Diabasa: Diques de diabasa de grano fino de color gris oscuro intruyendo a las Capas rojas afloran al SO del área, estos diques varían en ancho de pocos centímetros a 20 metros.

Pórfido Victoria: Un cuerpo intrusivo de color gris claro aflora en la parte Norte del área. El afloramiento es aproximadamente de 300 metros de ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

3.5.6. PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO

Las rocas en el distrito están intensamente plegadas teniendo sus ejes un rumbo general de N 20° W, lo que hace que sean aproximadamente paralelas a la estructura general de los andes. Debido a la erosión, las rocas ahora afloran en las bandas angostas con rumbos que varían entre N 15° W a N 30° W la estructura de mayor

prominencia es el anticlinal Casapalca que presenta plegamientos menores a sus flancos Noreste y Suroeste.

Debido a la erosión, las rocas ahora afloran en bandas angostas con rumbos que varían entre N 15° W a N 30° W. la estructura de mayor prominencia es el anticlinal Casapalca que presenta plegamientos (sinclinales y anticlinales) menores en sus flancos Noreste y Suroeste. Las fuerzas de compresión han dado como resultado la formación de plegamientos volcados y fallas de empuje, (ver Fig. III-01 - se aprecia una falla normal en la quebrada de Pumatarea), algunas de estas fallas están formadas ligeramente paralelas a los estratos y otras a lo largo de los contactos intraformacionales. La falla Carmen con rumbo NW a SE, tiene un desplazamiento hasta de 300 metros. La falla Americana, con rumbo NW, pone en contacto la formación Bellavista con el pórfido Carlos Francisco. En la parte Este del área, una falla de rumbo pone en contacto las Capas Rojas con el pórfido Carlos Francisco. En subsuelo, la "Gran Falla", de rumbo N 55° W desplaza a las vetas, siendo este desplazamiento mayor en profundidad.

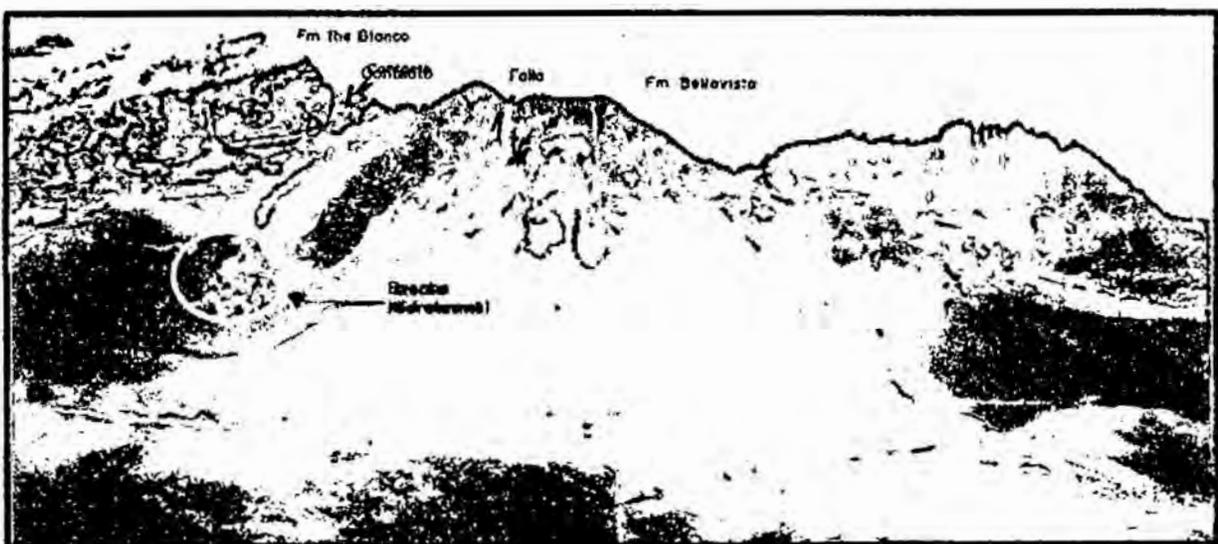


FIG. III-010. Vista de la formación Rio Blanco mostrando estratos Sub-horizontales y la falla normal en la parte superior de la quebrada Pumatarea.

Fuente: Informe geológico del área de geología de la Cia Minera Casapalca.

3.6. ***GEOLOGÍA ECONÓMICA***

¹⁵ La Mina Casapalca posee un yacimiento poli metálico del tipo “cordillerano” con minerales de plata plomo, zinc y cobre, cuya mineralogía cambia de acuerdo al zoneamiento vertical y horizontal, debido al carácter mesotermal de las vetas, estas van a tener una gran extensión vertical que alcanzaría por debajo de la cota 3,900 m.s.n.m.

En las rocas sedimentarias se emplazan cuerpos mineralizados de forma muy irregular, producto del reemplazamiento de la matriz calcárea por soluciones hidrotermales con presencia de alteración propilitica y silicificación muy leve a regular.

En el área de la concesión minera Casapalca se encuentran diversos afloramientos desde simples fracturas rellenas con carbonato (calcita), hasta vetas anchas rellenas con el mismo material más cuarzos y sulfuros, se presentan diversas vetas casi paralelas siendo las principales mostradas en la siguiente lista, ver el *plano geológico* mostrado en la página 27.

- Veta Esperanza-Mariana- Mercedes.
- Veta oroya principal Con dos ramales
- Ramal Norte veta Oroya 1 u Oroya Este (misma veta),
- Ramal sur Veta Oroya–Americana–Prolongación Eloida.
- Veta Don Reynaldo.
- Veta Juanita con ramal victoria
- Veta escondida el cual corresponde a un Split de la veta Mariana.

Existen otras vetas no reconocidas, que tienen un carácter económico bajo.

Los cuerpos mineralizados son yacimientos tipo Skarn, depósitos de reemplazamiento meta somático, tienen formas irregulares y están emplazadas en la Formación Casapalca.

¹⁵ Fuente: CIA MINERA CASAPALCA.(Área de Geología, informe geológico general.

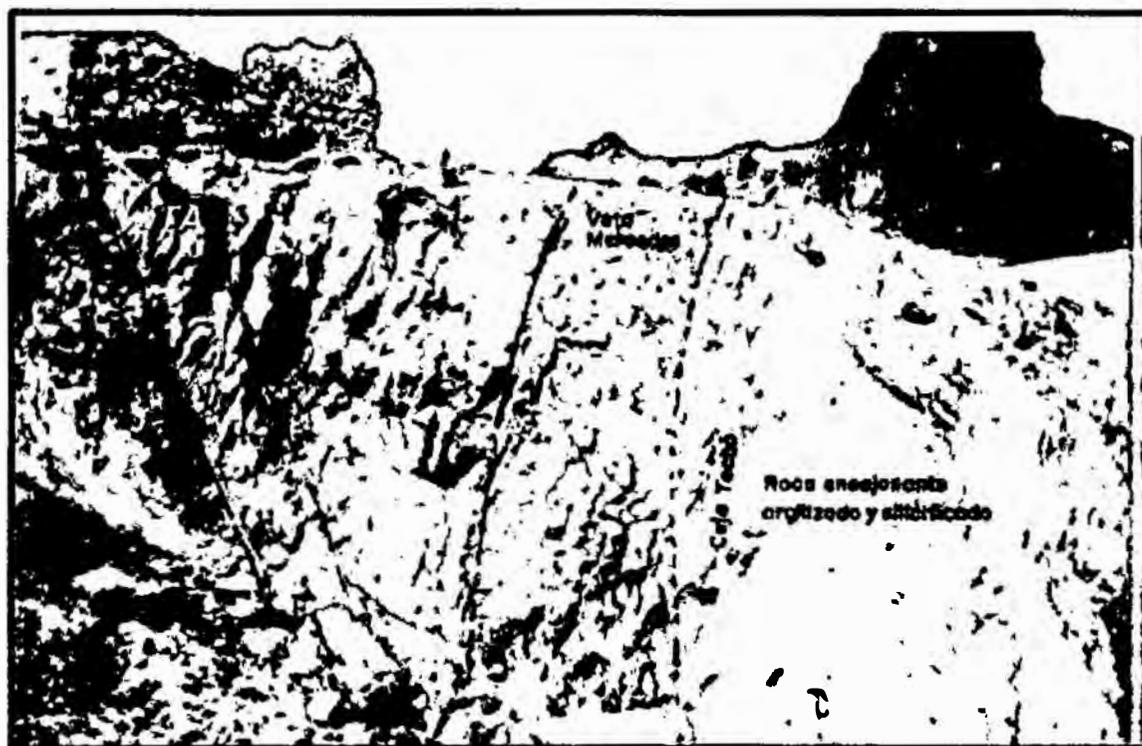
En el 2,007, la reserva probable ascendía a 5'477,486 toneladas de mineral el cual le daba una vida útil de 06 años, al 2,010 sus reservas probadas han aumentado a 20'304, 000 toneladas de aproximadamente, así mismo la vida útil aumento a 12 años.

<i>Deposito Mineral</i>	<i>Reservas probables (T.M.S.)</i>	<i>Ley</i>
Vetas	1'528,730	Ag 6.10 Oz/TC
Cuerpo Mery	3'477,052	Zn 2.88%
Cuerpo Carlos	25,081	Cu 1.29%

Cuadro III-01, Muestra de reservas probadas hasta el 2010

Fuente: Área de geología CIA MINERA CASAPALCA

I. VETA ESPERANZA-MARIANA-MERCEDES: Es una sola estructura que tiene estos nombres por tramos. La extensión acumulada alcanza 3,000 m. esta se une con la veta 5 en el extremo este, alcanzando el ancho de alteración 2.50 m; (*ver detalle Fig. III-11*), el mineral predominante es la plata seguida del Zinc, Plomo y por último el Cobre.



*FIG. III-11. Mostrando la confluencia de las vetas Esperanza y Veta S.
Fuente: Informe geológico del área de geología de la Cia Minera Casapalca.*

2. VETA OROYA: Tiene una extensión de 1,300 m. desde el extremo oeste hasta el punto de inflexión (coordenada N 879650; E 368250) aquí se inician dos ramales:

Ramal Nor-Este; que corresponde a la veta Oroya 1, veta Oroya Este, la que alcanza una extensión de 1,400 m, al igual que en la veta Esperanza aquí hallamos una mineralización polimetálica predominando la plata, seguido de Zn, Pb y Cu.

Ramal Sur-Oeste; corresponde a la veta Oroya Principal-Americana, prolongación Eloida, alcanza una extensión de 1,500 m., además la veta Oroya principal presenta un gran lazo sigmoide que da origen a dos ramales: veta Oroya Piso y veta Oroya techo respectivamente, igualmente el punto de inflexión de las vetas se encuentra muy cerca la falla Eloida que complica el aspecto estructural de las vetas.

3. VETA DON REYNALDO: Es una estructura que alcanza aproximadamente los 3,200 m., con un afloramiento definido de 500 m. en el sector Sur-Oeste y con 150 m. en el sector Nor-Este en la zona de Antachacra, gran parte de la veta está cubierto con material morrénico coluvial, en algunos casos la fractura es angosta especialmente en las zonas de altas cumbres sobre los 5,000 m.s.n.m. en el cual es difícil esperar mineralización ni estructuras anchas, de la misma forma presenta una mineralización polimetálica predominando la plata, luego el Zn, Pb y Cu.

La veta en su prolongación al Sur-Oeste (hacia la laguna Putea) se cubre rápidamente con material morrénicos y escombreras, pero las características fisiográficas del terreno donde se ve una escarpa le correspondería a la continuación de la veta, hacia el Sur-Oeste esta puede alcanzar otros 400 m.

Hacia el este de la zona de Antachacra la traza de la veta parece continuar otros 900 m. hasta un pequeño afloramiento que se encuentra a la altura de las coordenadas N 8'708,700; E 370,600.

Desde la veta don Reynaldo hacia el Sur existen otras estructuras de menor importancia, como las vetas Rey; Lichicocha; María Luisa - Carola; Parifias, aparentemente son estructuras aisladas pero necesitan hacer las correlaciones con mejor cuidado para ver si se tratan de grandes estructuras similares a las anteriores. Las observaciones de campo indican que se pueden tratar de estructuras extensas, necesitan correlacionarlas mejor, por ser estructuras que afloran en partes altas y están controladas por la litología de la roca encajonante como en la Formación Bellavista, río Blanco aparentemente se tratan de estructuras angostas pero en profundidad pueden ser estructuras mayores con buena mineralización cuando estén emplazadas en la formación Casapalca.

4. VETA JUANITA: En el extremo sur del distrito minero de Casapalca se presenta la veta Juanita cuya extensión alcanza los 2,000 m., además tiene ramal de 900 m. de extensión conocida como veta Victoria. Hacia el oeste de la B.M. del Niv. 4,500 la veta Juanita aflora en forma discontinua otros 450 m. hasta las coordenadas N 8'705,400; E 374,300, por consiguiente la veta Juanita en forma independiente alcanza 2,400 m, presencia de mineral polimetálico de igual mineralización que las vetas Esperanza, Don Reynaldo y la veta Oroya. Hacia el extremo sur del distrito minero se presenta la veta Manuelito es una veta de segunda importancia en las circunstancias actuales.

BRECHAS: La mineralización en las brechas estaría relacionada a las fracturas que pasan por la brecha. Estas fracturas sirven de conducto a través del cual circularon las soluciones hidrotermales. La brecha hidrotermal Huayracancha puede tener importancia si está controlada por fallas que serían el conducto a través del cual pueden ascender soluciones mineralizantes, cuando las circunstancias lo permitan se podría explorar con perforación diamantina.

CUERPOS: Los cuerpos existentes en Casapalca pueden ser de tres tipos:

- STOCKWORKS y disseminaciones a las vetas.
- Sulfuros disseminados concordantes en horizontes de conglomerados.
- Vetillas y disseminaciones en areniscas.

Los cuerpos mineralizados son depósitos formados por el relleno de cavidades y por reemplazamiento metasomático, en areniscas y conglomerados de la FORMACIÓN CASAPALCA, tiene forma irregular. El mayor volumen de cuerpos se encuentra en areniscas asociadas a la epidotización y silicificación del miembro capas rojas Casapalca de la formación Casapalca; en los horizontes de conglomerados del miembro Carmen los cuerpos son de menor volumen, relativamente angostos y concordantes con la estratificación.

La epidota, mineral calcosilicatado que evidencia la introducción metasomática de silicio, aluminio, hierro y magnesio en areniscas y conglomerados calcáreos de la Formación Casapalca nos indica que se trata de un yacimiento tipo Skarn de zinc, la alteración presenta zoneamiento de epidota a silicificación desde los cuerpos hacia fuera, hasta arenisca rojiza (Capas rojas). Los cuerpos reconocidos a la fecha son: Anita, Americana, Carmen, Mery, Emilia, Eva, Gloria, Micaela, Sofia, Esperanza Piso, Esperanza Techo, Chiara, Vera, Negrita, Vivian, Patricia, Patty, Escondida, Carmen, Alfa, Casapalca y Carlos.

Las rocas encajonantes son: areniscas del miembro Casapalca, conglomerados del miembro Carmen y volcánicos de la formación Carlos Francisco.

3.7. ORIGEN DEL DEPÓSITO MINERALÓGICO

Las soluciones mineralizantes, aparentemente, no están asociadas con algún intrusivo particular en el área. Dentro del distrito, hay una serie de pequeños intrusivos, que

muestran algo de mineralización dentro o alrededor de ellos y las rocas que los rodean se hallan alteradas.

La primera hipótesis considera la presencia de un gran batolito infrayaciendo en el área de Casapalca. Graton especula, considerando a este batolito, dentro de un aspecto regional que abarcaría a tres distritos mineros: Casapalca, Morococha y San Cristóbal y que sus variaciones mineralógicas dependerían de las distancias, temperaturas y condiciones ambientales locales.

En efecto, es probable que los intrusivos que afloran en Casapalca, sean solo unas cuantas cúpulas de un batolito infrayacente, de una de estas cúpulas que aún permanecen en profundidad, posiblemente emergieron las soluciones mineralizantes que han formado las principales vetas. Esta teoría es apoyada por la presencia del skarn, encontrado en las calizas Jumasha interceptado por el nivel del Túnel Gratón.

3.8. MINERALOGÍA Y PARAGÉNESIS

La mineralogía de la mina Casapalca es muy simple, los principales minerales son:

<i>MENA</i>		<i>GANGA</i>	
<i>NOMBRE</i>	<i>SÍMBOLO</i>	<i>NOMBRE</i>	<i>SÍMBOLO</i>
Esfalerita o Blenda	ZnS	Pirita	FeS ₂
Galena	PbS	Cuarzo	SiO ₂
Tetraedrita	(Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	Calcita	CaCO ₃
Calcopirita	CuFe S ₂	Calcita manganífera	(Mn,Mg,Zn,Fe ²⁺) ₃ (Si,As) ₂ O ₅ (OH,Cl) ₄
		Rodocrosita	MnCO ₃
OTROS MINERALES QUE SE HALLAN EN MENOR CANTIDAD			
<i>NOMBRE</i>	<i>SÍMBOLO</i>	<i>NOMBRE</i>	<i>SÍMBOLO</i>
Oropimente	As ₂ S ₃	Barita	BaSO ₄
Rejalgar	As ₄ S ₄	Bornita	Cu ₃ FeS ₄
Argentita	Ag ₂ S	Arsenopirita	FeAsS
Rodonita	(Mn ⁺²)SiO ₃	polibasita	(Ag,Cu) ₁₆ Sb ₂ S ₁₁
Boulangerita	Pb ₅ Sb ₄ S ₁₁	Pirargirita	2Ag ₃ SbS ₃
jamosita	Pb ₄ FeSb ₆ S ₁₄	greernokita	CdS

Cuadro III-02, Muestra mena y ganga con sus respectivos símbolos químicos.

Fuente: Propia

La secuencia paragenética de deposición de los minerales establecida por McKinstry y Noble es esencialmente como sigue:

MINERAL	→ TIEMPO
Calcita manganífera y rodocrosita	
Cuarzo	
Pirita	
Esfalerita	
Galena	
Tetraedrita (y calcopirita)	
Cuarzo, calcopirita	
Bournita y pirita	
Cuarzo y calcita	

Cuadro III-03, Muestra secuencia paragenética de la mineralización de Casapalca.

Fuente: Propia

Con algunos estudios mediante determinaciones con la microsonda electrónica, se cree haber descifrado la verdadera secuencia paragenética e identificado los periodos principales de mineralización y decididamente se puede afirmar que el estadio tetraedrita-tennantita es posterior a la mineralización de plomo-zinc, tal como se muestra en el cuadro anterior.

¹⁶En la Fig. III – 12, se muestra una pequeña muestra de Cuarzita ampliada 40 veces donde se aprecia algunas estructuras y microvenillas.

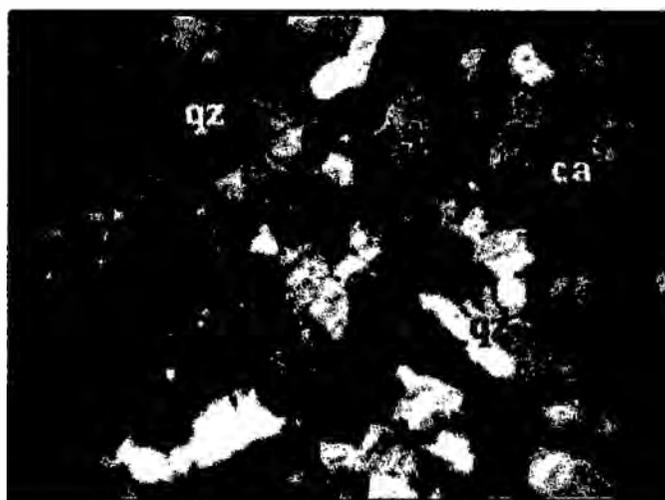


FIG. III-012. Muestra de cuarzita, ampliada 40 veces.

Fuente: Atlas petromineralógico de minerales y rocas del Perú -Parte I

¹⁶ http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/publicaciones/geologia/vol10_n19/a06.pdf

- **Mineralogía:** Cuarzo como agregado microgranoblastico intensamente intersuturado. Calcita, como agregados microgranoblásticos conformando microvenillas. Los minerales opacos están diseminados dentro del agregado microgranoblástico de cuarzo.
- **Textura:** microgranoblastica.
- **Roca:** Cuarcita.
- **Obs.:** La muestra presenta clastos intensamente silicificados con aparente origen volcánico. Asimismo la muestra esta brechada.
- **Localidad:** Mina casapalca.
- **Magnificación:** 40x - Nicoles Cruzados.

CAPITULO IV

MARCO TEÓRICO

4.1. CONCEPTOS BÁSICOS

4.1.1. ACARREO O TRANSPORTE

El acarreo o transporte es una actividad que corresponde a trasladar el material (mineral de alta o baja ley y material estéril) hacia los diferentes destinos posibles. Este transporte puede realizarse por diferentes medios tales como: camiones volquete, vagones de ferrocarril, o combinado.

En la mina Casapalca el acarreo se realiza de dos maneras:

- a) En vetas, se realiza con carros mineros halados con locomotora.
- b) En cuerpos, en cuerpos se realiza con equipos de bajo perfil como son los Dumper de 10 y 15 toneladas.

4.1.2. PRECIOS UNITARIOS.

Los costos unitarios varían de acuerdo a la producción, estos se miden en \$/m , \$/m² o \$/m³ de acuerdo al trabajo realizado, toda mina tiene sus precios unitarios para cada trabajo de operación que se realiza en la mina.

Este costo consiste en una matriz de insumo/producto en la cual cada operación unitaria tiene consumos unitarios de:

- Remuneraciones
- Suministros
- Combustibles
- Materiales
- Servicios a tercero

En otras palabras es la remuneración que el contratante deberá cubrir al contratista, por una unidad de obra o por concepto de trabajo que ejecute, de acuerdo a las especificaciones.

4.1.3. GALERÍAS

Las galerías son labores horizontales que se abren para tener acceso a las vetas, existen diferentes tipos de galerías tales como: galerías de acceso y galerías en veta, estas labores siguen la secuencia de la veta.

Las galerías tienen una sección de acuerdo al diseño y al tipo de explotación que se realiza en las minas; en Casapalca se trabaja con secciones tales como: 4.5 m X 4.0 m, 4.0 m X 4.0 m en cuerpos; y 3.0 m X 3.0 m, 2.7 m X 2.7 m en vetas.

4.1.4. LEY DE CORTE (CUT OFF)

La ley de corte es la mínima concentración de mineral que debe tener el material que se va extraer de interior mina. ¹⁷ Es decir, la concentración que hace posible pagar los costos de su extracción, su tratamiento y su comercialización. Es un factor que depende a su vez de otros factores, que pueden no tener nada que ver con la naturaleza del yacimiento, como, por ejemplo, su proximidad o lejanía a las vías de transporte, avances tecnológicos en la extracción, entre otros. Es la ley del mineral determina si un yacimiento es o no económicamente explotable.

La ley de corte es: Ag : 5.00 Oz/Tc, Zn: 1.80%, esto para vetas y cuerpos respectivamente, ya que el mineral principal en vetas es la plata y en cuerpos es el zinc, los demás minerales van acompañando a estos, no tienen una ley de corte ya que son minerales secundarios.

¹⁷, *Glosario técnico minero Ministerio de energía y minas. Pág. 121.*

4.1.5. PERFORACIÓN

¹⁸ Acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico) o proceso de hacer huecos para posteriores trabajos de exploración, desarrollo y explotación. Esto lleva a una apertura de galerías o cámaras de explotación con el uso de cualquier clase de equipo.

Las perforaciones se realizan con equipos variados dependiendo del tipo de explotación ya sea subterránea o a cielo abierto; en minería subterránea se utilizan equipos manuales como Jackleg o Stoper y equipos mecanizados como los Jumbos, Simbas, Raise Boring, Jaula trepadora Alimack, etc; en minería superficial se usan equipos de perforación de carriles como las Wagondrill (montadas en carros con ruedas), Trackdrill (montadas sobre carros con orugas)

4.1.6. PRODUCCIÓN

¹⁹ Fase del ciclo minero que tiene como objetivo la extracción, la preparación o el beneficio, el transporte y la comercialización del mineral, es la fase de mayor duración, generalmente entre 10 y 30 años, dependiendo del nivel de reservas, tipo de explotación y condiciones de la contratación.

La producción de la empresa minera Casapalca es de 5,000 t/día, y la capacidad de la planta es de 4,200 t/día.

4.1.7. PRODUCTIVIDAD

La productividad es una palabra reservada a la métrica que expresa el rendimiento de los recursos por cada unidad de producto o servicio generado; es la relación que existe entre lo producido y los medios empleados para realizar dicha producción, tales como

^{18, 20} *Glosario técnico minero Ministerio de energía y minas. Pág. 121.*

mano de obra, materiales, energía, maquinaria, entre otros. Generalmente se mide en: toneladas extraídas/hombres trabajados.

Así tenemos, que si el producto de una organización u empresa minera es una TM de producto A entonces tendremos toneladas métricas de productividad de la siguiente manera: $TM \text{ producidas } A / \text{ hora-hombre}$ o si se quiere $TM \text{ producidas } A / \text{ hora-maquina}$.

4.1.8. RAMPAS

Las rampas, son llamadas también labores de desarrollo inclinados o túneles en espiral, normalmente se realizan fuera de las vetas, ya que genera un costo alto de mantenimiento realizar en mineral. ²⁰ Actualmente se están convirtiendo en una característica común de desarrollo minero, cuyos objetivos fundamentales son los mismos que las chimeneas, es decir como medios de comunicación entre dos niveles horizontales; su inclinación se encuentra entre 10% y 12%; lo que hace posible el fácil y simple transporte de maquinaria pesada hacia el interior de la mina.

Las rampas sirven para el acceso a interior mina y otras labores desde la superficie, así mismo, también sirven como conexión entre niveles.

4.1.9. VOLADURA

²¹ Es un proceso de llenar los huecos realizados por la perforación de taladros, con sustancias explosivas que al entrar en acción, originan ondas expansivas y de choque, liberando gases a una presión y temperatura alta, esto sirve para arrancar y remover el material del terreno según los parámetros de diseño de voladura.

Los detonantes usados en la actualidad son variados teniendo:

²⁰ Chimeneas y rampas como labores de desarrollo. UNC.

²¹, <http://glosarios.servidor-alicante.com/mineria/voladura>, Glosario de minería.

- Explosivos (Empresas Exsa, Semexsa)
- Emulsiones (Empresas Exsa, Semexsa)
- El anfo. (Empresas Exsa, Semexsa)

4.2. SOFTWARE ROCK DATA

²² RockData es un conjunto de herramientas versátil para el análisis de los datos de roca y la resistencia del suelo, así mismo para la determinación de los factores de resistencia y otros parámetros físicos.

Rock Data se puede utilizar para determinar los parámetros de resistencia no lineales de las rocas y el suelo lineal, con base en el análisis de los datos de resistencia al corte triaxiales o directos; utiliza cuatro de los modelos más utilizados de fuerza en la ingeniería geotécnica, generalizado Hoek- Brown, de Mohr-Coulomb, Barton-Bandis y Power Curve.

Rock Data es un programa altamente interactivo que permite a los usuarios probar fácilmente diferentes parámetros de resistencia y observan cómo impactan las rocas, dando a los usuarios una mejor comprensión de la resistencia del material.

Las propiedades de resistencia de materiales determinados por Rock Data se pueden utilizar como entrada para los programas de análisis numérico como RS 2 (análisis de esfuerzos por elementos finitos y el diseño de soporte para excavaciones) y Slide (equilibrio análisis de estabilidad de taludes límite) o Phase2.

Características

- ✓ Ajuste de curvas de datos de prueba
- ✓ Parámetros de Mohr-Coulomb equivalentes
- ✓ Estimación de parámetros de entrada

²² ROC SCIENCE- <https://www.rocscience.com/rocscience/products>

- ✓ Exportación de Resultados
- ✓ Parcelas envolvente de rotura
- ✓ Parámetros de salida
- ✓ Rock Prop Propiedades de base de datos

Estimación de los parámetros de entrada

- ✓ GSI calculadora
- ✓ Estimación de parámetros de entrada de gráficos y tablas incorporadas:
- ✓ GSI, m_i , SIGCI, D
- ✓ c , ϕ
- ✓ CCI, JCS, ϕ_{ir}

4.3. SOFTWARE PHASE 2

Es un programa en 2 dimensiones para el análisis del esfuerzo sobre los elementos finitos ya sean plásticos o elásticos, excavaciones subterráneas o de superficie en roca o suelo. Se puede utilizar para una amplia gama de proyectos de ingeniería y ahora incluye una función de elemento de filtración de agua subterránea y análisis de estabilidad del talud.

Este software permite analizar la estabilidad de taludes mediante elementos finitos, reproduciendo condiciones de deformación elásticas y plásticas, siguiendo criterios de rotura específicos para suelos y rocas (Mohr- Coulomb, Hoek&Brown, etc.). El programa calcula el denominado SRF (Strength Reduction Factor) crítico, equivalente al factor de seguridad que ofrecen los métodos de equilibrio límite.

Phase2 ofrece más opciones de modelado de materiales que antes, incluidos los Cam-Clay y Cam-Clay modificado para aplicación en suelos; Mohr-Coulomb, que ahora se pueden especificarse como una función; Hoek-Brown generalizado, criterio de análisis de fuerza para el macizo rocoso, y el modelado explícito de las juntas (por ejemplo, las juntas naturales en la roca o causados por el hombre). Una gran variedad de tipos de soporte para

rocas y el suelo puede ser modelada; se puede incluir tipos de pernos de anclaje, pernos en cable, Split Sets y anclajes Tiebacks. Elementos de línea se pueden aplicar en el modelado de shotcrete, capas de concreto, sistema de aceros, paredes de contención de estructuras, etc. Phase2 incluye el estado de equilibrio, análisis de elementos finitos de filtración de las aguas subterráneas está incluido en el programa. No hay necesidad de usar un programa separado para las aguas subterráneas. La presión de poros está determinada, así como el flujo y gradiente, todo basado en las condiciones hidráulicas definidas por el usuario como las condiciones límite y conductividad del material.

4.4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

Se define como un método de explotación minera a la estrategia global que nos permite la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado de un modo técnico y económico más eficiente, teniendo en cuenta algunos principios generales según las operaciones unitarias; así mismo criterios con respecto al tratamiento de los minerales a extraer y las cavidades que se deja en el subsuelo.

Entre los métodos de explotación más conocidos tenemos:

- **Explotación subterránea**, este método se realiza bajo la superficie terrestre, normalmente se trabaja con leyes altas, producen mineral en pequeñas cantidades a diferencia del método a cielo abierto. El material mineralizado de halla en cuerpos, vetas o mantos, los cuales definen el diseño del método de explotación, hoy en día existen grandes minas subterráneas mecanizadas, que producen en cantidades ingentes y explotan mineral con leyes bajas. entre de los diferentes métodos de explotación tenemos: Corte y Relleno Ascendente y Descendente, Hundimiento por subniveles, Cámaras y Pilares, etc (ver *Fig. IV-01*).

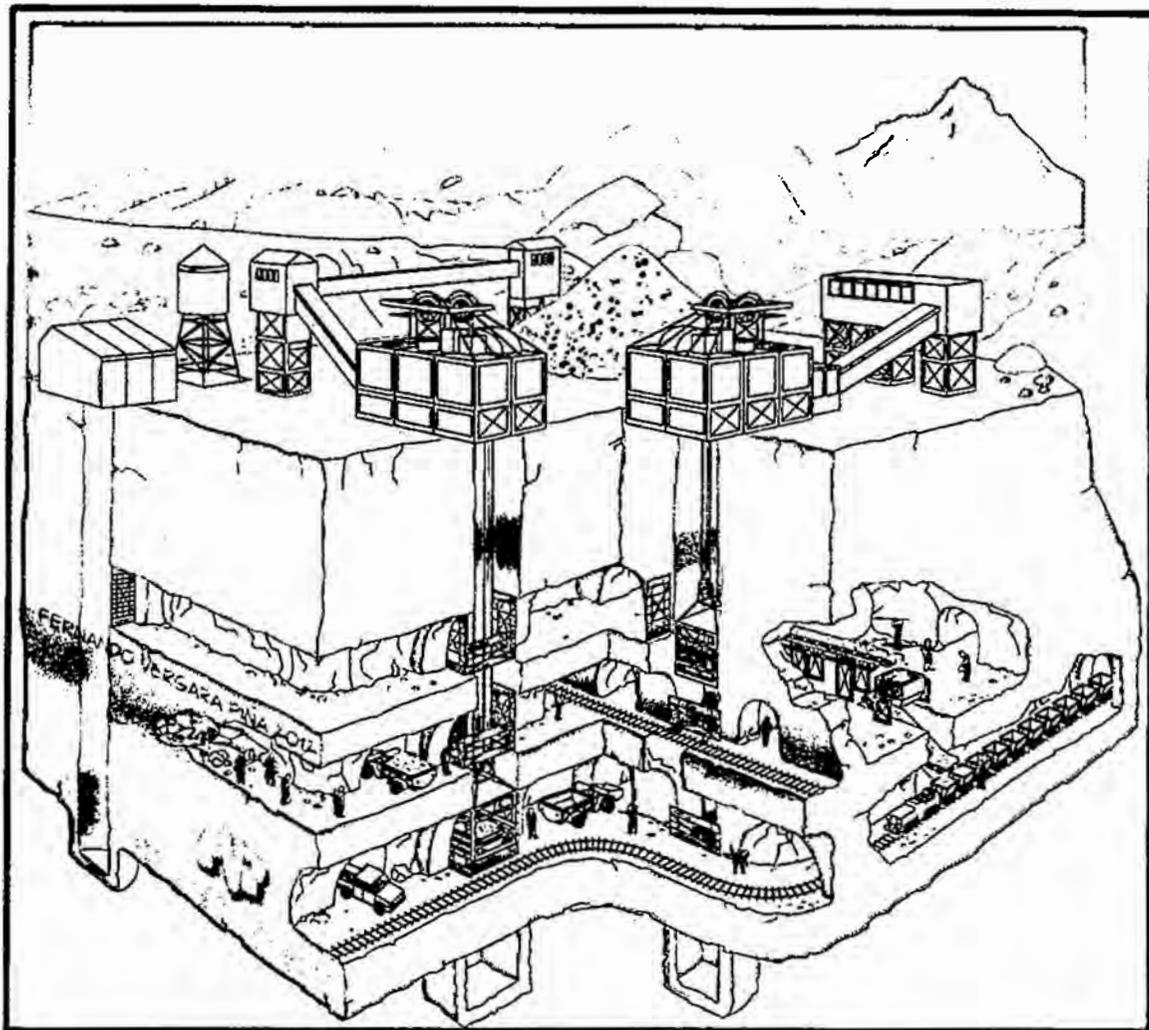


FIG. IV-01. Explotación subterránea.

Fuente: <http://www.ilustrared.cl/v3/index.php/@tripio/galeria/1072.historia-y-sociedad/detalle/15549.mina-subterranea#!prettyPhoto/0/>

- **Explotación a cielo o rajo abierto**, este método de explotación se realiza en la superficie terrestre se caracteriza por la remoción de grandes volúmenes de tierra con leyes bastante bajas, generalmente pertenecen a este tipo de explotación minera las grandes empresas transnacionales que extraen miles de toneladas por día

La explotación a tajo abierto es una explotación mecanizada con equipos de acarreo con capacidades de carga mayores a 300 toneladas, pertenecen a este tipo de explotación las canteras, lavaderos o placeros, mineral diseminado o cuerpos, entre otros, *(ver Fig. IV-02)*



FIG. IV-02. Explotación a tajo abierto.

Fuente: <http://www.ocio.net/estilo-de-vida/ecologismo/el-peligro-de-las-minas-a-cielo-abierto/>

4.5. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN, CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (OVER CUT AND FILL)

²³ En este método, por corte y relleno ascendente, el mineral o veta es cortado horizontalmente en sentido ascendente, desde la galería de fondo. Una vez volado se extrae completamente de la cámara, a través de unos coladeros, efectuándose a continuación el relleno del hueco creado con estériles, con lo que se consigue crear una plataforma de trabajo estable y el sostenimiento de los hastiales.

El material de relleno puede ser el escombros procedente de las labores de preparación de la mina o el que con esa finalidad se extrae en superficie de alguna cantera próxima. También se puede tener material de relave, una vez triturado, se mezcla con agua para transportarlo hidráulicamente por tubería, este material se drena para separar el agua, quedando así un relleno compacto. La consolidación puede aumentarse mediante la

²³ *Manual de minería. Pág. 119.*

adición de una cierta cantidad de cemento, este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias, como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2.50 – 3.00 metros) es posible controlar mediante el apernado o acuñadora ante cualquier indicio de derrumbe.

En el Perú se viene utilizando en minas pequeñas y de mediana dimensión.

- ✓ Minsur: Unidad Minera San Rafael (Puno)
- ✓ CIA minera Caylloma : (Lima)
- ✓ CIA minera Cerro de Pasco (Pasco)

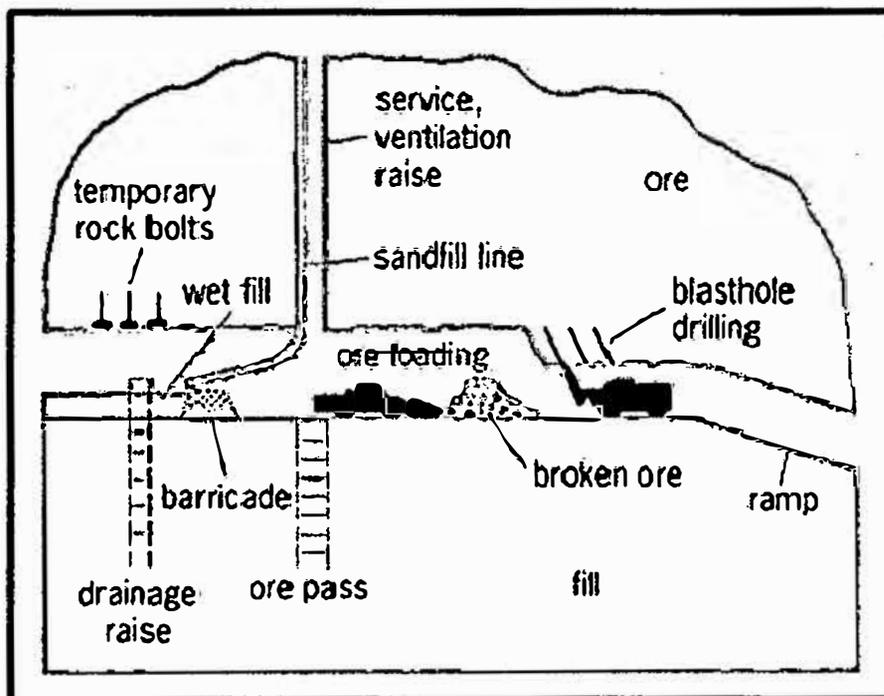


FIG. IV-03. Corte y relleno ascendente.

Fuente: Cámara Minera del Perú. (Diapositivas de Diplomado de Geomecánica en Minería Subterránea)

CONSIDERACIONES PARA SU APLICACIÓN

- Buzamiento pronunciado, superior a los 50°
- Mineral y roca encajonante medianamente competente a mala

- Cajas pueden ser irregulares y no competentes.
- Mineral de buena ley.
- Disponibilidad del material de relleno.
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

²⁴ VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

a) Ventajas:

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicas mecánicas incompetentes.

b) Desventajas:

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento, en caso de paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.

²⁵ DESCRIPCIÓN DE LAS ETAPAS DE OPERACIÓN MINA.

a) EXPLORACIÓN: En esta etapa se realizarán labores como: cortes, estocadas, rampas, galerías, chimeneas en forma horizontales y verticales, cuyos objetivos son llegar a las proyecciones de las vetas para su posterior desarrollo, así mismo se ejecutan

²⁴ <http://es.slideshare.net/jemypaloma9/corte-y-relleno-ascendente> - pág. 03

²⁵ http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/123456789/1753/MENA_ALEJANDRO_MINADO_SUBTE_RRANEO.pdf?sequence=1 pág. 49

cámaras diamantinas en donde se realizan taladros de exploración que confirmarán o descartarán la presencia de vetas en las proyecciones dadas, (*ver Fig. IV-04*)

b) DESARROLLO: Luego que las cortadas llegan a su objetivo (vetas) se realizan labores horizontales y verticales (galerías, chimeneas) siguiendo la estructura de la veta y que permiten su reconocimiento y la confirmación de las leyes y potencias a lo largo de su recorrido, estas labores permiten la cubicación de reservas minerales probadas y probables y así confirmar o aumentar la vida útil de la mina.

c) PREPARACIÓN: En esta etapa, realizada después o en forma paralela al desarrollo se realizan labores horizontales o verticales (chimeneas, subniveles), que permiten la preparación de blocks de mineral que conformarán las zonas de explotación.

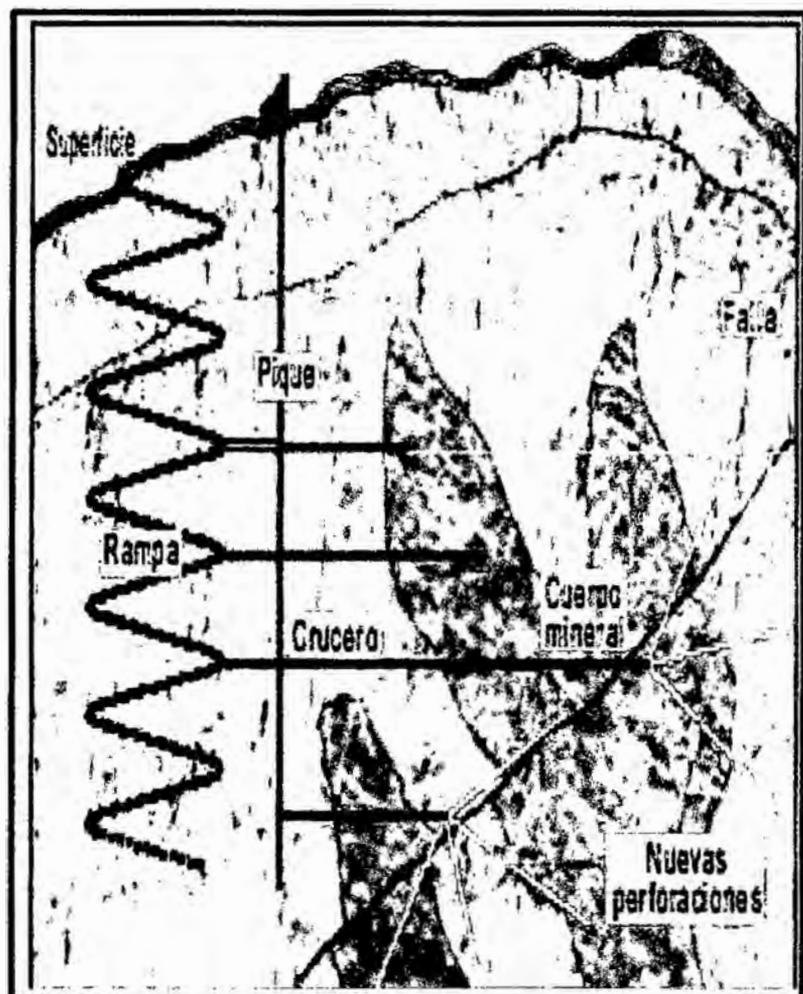


FIG. IV-04. Labores de exploración, desarrollo y operación.

Fuente:

https://www.academia.edu/7925975/Over_Cut_and_Fill

1. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO	ACEPTABLE	ÓPTIMO
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 3 m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. ASPECTOS GEOTÉCNICOS		
Resistencia (Techo)	> 30 Mpa	> 50 Mpa
Resistencia (Mena)	Profundidad	> 50 Mpa
Fracturación (Techo)	Alta - Media	Media - Baja
Fracturación (Mena)	Media - Baja	Baja
Campo tensional In-situ (Profundidad)	Cualquiera	< 1000 m
Comportamiento tenso-deformacional	Elástico	Elástico
3. ASPECTOS ECONÓMICOS		
Valor unitario de la mena	Media - Alta	Alto
Profundidad y ritmo de explotación.	Media - Baja	NA

FIG. IV-05. Resumen de las características del método de corte y relleno.

Fuente: https://www.academia.edu/7925975/Over_Cut_and_Fill

4.6. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

QUE ES UN PANEL

Llamamos panel, en términos generales a una porción de pared o muro de una superficie con forma geométrica (generalmente cuadrada o rectangular) limitada por franjas.

En minería, la palabra panel está referida al sistema de explotación, cuando el yacimiento se divide en grandes bloques, de varios miles de metros cuadrados, cada panel o bloque se corta por la zona inferior; es decir, se excava practicando una ranura horizontal mediante tronadura, para luego ser explotada horizontalmente desde abajo hacia arriba.

4.6.1. APLICACIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

El sistema de explotación por paneles es usado en minería subterránea para la explotación de mineral en forma mecanizada o convencional, según convenga.

En la mayoría de los casos simplemente viene a ser una variación del método matriz, que puede ser: Block Caving (hundimiento por bloques) por (Panel caving) (hundimiento por paneles), (*ver Fig. IV-06*), o como es nuestro caso en el método de corte y relleno ascendente; pero como se ha visto este se convierte en método de explotación, ya que tiene algunas variaciones y es independiente, es decir cuenta con sus propias características.

²⁶ “En el hundimiento de paneles, el mineral se fractura y se rompe por sí solo debido a las tensiones internas y efectos de la gravedad. Por consiguiente se requiere sólo de un mínimo de perforación y tronadura en la explotación del mineral. El yacimiento se divide en paneles largos que incluyen varios bloques, a causa de que este sistema de explotación es una variación del hundimiento por bloques (block caving).”

Así mismo, el primer paso para iniciar la variación del método, es realizar el corte de forma longitudinal de la veta, una vez hecho el corte, se inicia con la preparación y luego con la producción.

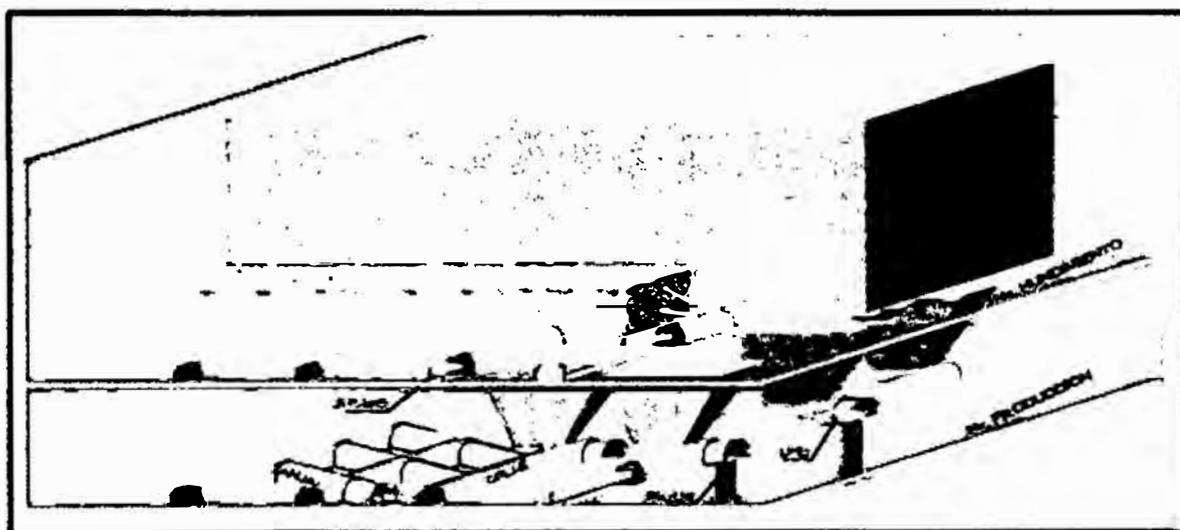


FIG. IV-06. Explotación con el método PANEL CAVING. Mina Chuquicamata de Chile.

Fuente: Codelco Chile, Mina Chuquicamata. Pág.- 24

²⁶http://www.codelco.com/prontus_codelco/site/artic/20110706/asocfile/20110706150616/informe_principal_es_decisiones_rev_p_25_03_2009.pdf- Pág. 01

4.7. GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI - Rock Mass Rating (RMR).

²⁷ El sistema de clasificación RMR o Rock Mass Rating fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1,972 - 73, y modificado posteriormente en 1,976 y 1,979, en base a más de 300 casos reales de túneles, realizado en cavernas, taludes y cimentaciones en África del Sur. Actualmente se usa la edición de 1,989, que coincide sustancialmente con la de 1,979.

Permite hacer una clasificación de las rocas 'in situ' y estimar el tiempo de mantenimiento y longitud de un vano. Se utiliza usualmente en la construcción de túneles, de taludes y de cimentaciones. Consta de un índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), independiente de la estructura, y de un factor de corrección.

²⁸ El parámetro que define la clasificación es el denominado índice RMR (ROCK MASS RATING), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros:

1. Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
2. R.Q.D. Grado de fracturación del macizo rocoso.
3. Espaciado de las discontinuidades.
4. Condiciones de las discontinuidades, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:
 - ✓ Abertura de las caras de la discontinuidad.
 - ✓ Continuidad o persistencia de la discontinuidad.
 - ✓ Rugosidad.
 - ✓ Alteración de la discontinuidad.
 - ✓ Relleno de las discontinuidades.

²⁷ Programa GEO ROCK - <http://www.inforock.es/Georock1.htm#1>

²⁸ http://webdelprofesor.ula.ve/ingenieria/nbelandria/materias/geotecnia/guia_geotecnia.pdf - Pag 2.

5. Presencia del Agua, en un macizo rocoso, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, la descripción utilizada para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.
6. Orientación de las discontinuidades.

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros y oscila entre 0 y 100, (ver Fig. IV-07), y que es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR:

RMR (BIENIAWSKI 1989)			
Categorías de clasificación	Puntajes	Descripción del macizo rocoso	Clase
	0 - 20	Muy malo	V
	21 - 40	Malo	IV
	41 - 60	Medio	III
	61 - 80	Bueno	III
	81 - 100	Muy bueno	I

Características resistentes del macizo rocoso			
Clase (R.M.R.)	c (Kpa)	Ángulo	Tiempo sin soporte
I (81 - 100)	> 400	> 45	20 años, luz 15 m
II (61 - 80)	300 - 400	35 - 45	1 año, luz 10 m
III (41 - 60)	200 - 300	25 - 35	1 semana, luz 5 m
IV (21 - 40)	100 - 200	15 - 25	10 hs, luz 2.50 m
V (0 - 20)	< 100	> 15	30 min, luz 1 m

FIG. IV-07: Categoría de la clasificación del RMR.

Fuente: <http://www.ing.unlp.edu.ar/constr/g1/Clasificacion%20de%20macizos%20rocosos-UNLP.pdf>

4.8. ²⁹ **ÍNDICE GSI (Geological Strength Index – Índice de Resistencia Geológico)**

Hoek (1,995) presentó el índice de resistencia geológica, como complemento a su criterio generalizado de falla en roca, y como una forma de estimar los parámetros s , y m_b en el criterio, el GSI estima la reducción de la resistencia del macizo para diferentes condiciones geológicas. La caracterización del macizo rocoso es simple y está basada en

²⁹ [http://www.bdigital.unal.edu.co/6782/19/ANEXO_C_ASPECTOS_GENERALES_DEL_SISTEMA_GSI-_Perez_D_\(2012\).pdf](http://www.bdigital.unal.edu.co/6782/19/ANEXO_C_ASPECTOS_GENERALES_DEL_SISTEMA_GSI-_Perez_D_(2012).pdf)

la impresión visual de la estructura rocosa, en términos de bloques y de la condición superficial de las discontinuidades indicadas por la rugosidad y alteración de las juntas. La combinación de estos dos parámetros proporciona una base práctica para describir un rango amplio de tipos de macizos rocosos.

La determinación de los parámetros del GSI se basa en las descripciones de la calidad del macizo rocoso en lugar de formular datos de entrada cuantitativos como en los sistemas RMR, Q y RMi. El GSI es principalmente útil para macizos rocosos más blandos con RMR menor a 20.

La determinación del GSI se hace a partir de dos entradas diferentes, uno horizontal: referente al tamaño y entramamiento de bloques, composición y estructura; el ingreso vertical es referente a las condiciones de las discontinuidades, se converge posteriormente en el valor del GSI dispuesto en las líneas diagonales.

4.9. SOSTENIMIENTO

El sostenimiento en minería subterránea es sumamente importante debido a los trabajos que se realizan en interior mina. Al realizar una labor minera, la roca tiende a desestabilizarse, y si esta, es de mala calidad la labor puede cerrarse o en el peor de los casos, llegar a colapsar; es por ello que se requiere el uso de diferentes tipos de sostenimiento, con el fin de mantener abierta la labor por más tiempo.

El dimensionamiento del tipo de refuerzo depende básicamente de la calidad del macizo rocoso, esto fortalece al macizo rocoso aumentando la resistencia al corte a lo largo de las discontinuidades, incrementando el trabado entre bloques individuales y evitando el desprendimiento de bloques sueltos.

Entre los diferentes tipos de sostenimiento tenemos:

4.9.1. SOSTENIMIENTO PASIVO.

Este tipo de sostenimiento, se caracteriza porque los elementos de sostenimiento son externos a la roca y dependen del movimiento interno que está en contacto con el perímetro excavado.

Una de las ventajas es que, controlan desprendimientos de la roca; formando una superficie más amplia para distribuir las cargas.

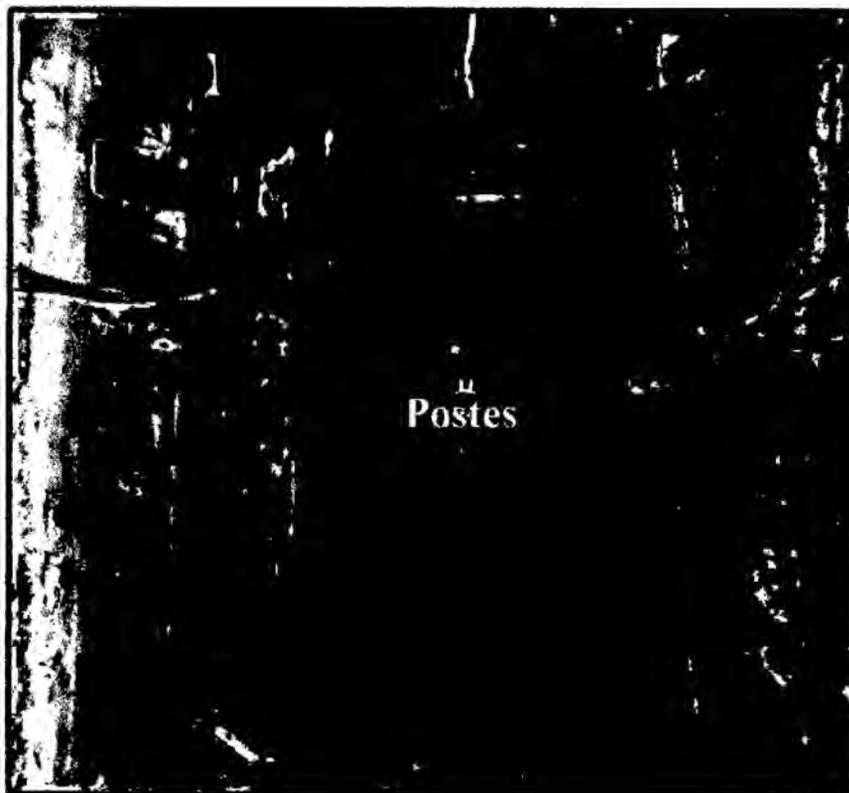
Entre ellos tenemos los siguientes:

- a) Cuadros de madera
- b) Puntales o postes.
- c) Conjunto de cuadros o Square sets
- d) Cimbras metálicas
- e) Concreto lanzado o Shotcrete
- f) Gatas mecánicas
- g) Cintas de acero o Straps
- h) Paquetes de madera (Wood Pack)
- i) Mallas
- j) Relleno

a) Cuadros de madera.

El sostenimiento con cuadros de madera es uno de los primeros tipos de sostenimiento que se han desarrollado, hasta antes de que aparecieran nuevas tecnologías de sostenimiento. Se hace uso principalmente por su alta adaptabilidad a todo tipo de terreno y roca, pero se usa principalmente en rocas semiduras a rocas de mala calidad,

este sostenimiento nos permite realizar el avance de manera segura e inmediata. Podemos identificar tres tipos de cuadros de madera, cuadros normales; cuadros cónicos o cuadros trapezoidales, y cuadros cojos, (*ver Fig. IV-08*), aquí vemos una labor con cuadros de madera cónicos y completos, esto es en el Nv-14 de la Veta Ximena, Casapalca, donde se halla el tajo 200 y tajo 300, por esta labor son halados los carros mineros con mineral hasta el nivel siguiente por un inclinado.



*FIG. IV-08. Cuadros de madera, a lo largo de una galería.
Fuente: Propia (Unidad Minera Casapalca.)*

La madera hoy en día es un materia que tiene un costo bajo, a diferencia de otros tipos de sostenimiento, en la mayoría de casos es satisfactorio; desde el punto de vista de su resistencia, pero su corta duración juega en su contra.

La duración de la madera en la mina es muy variable, pues depende de las condiciones en que trabaje, por ejemplo:

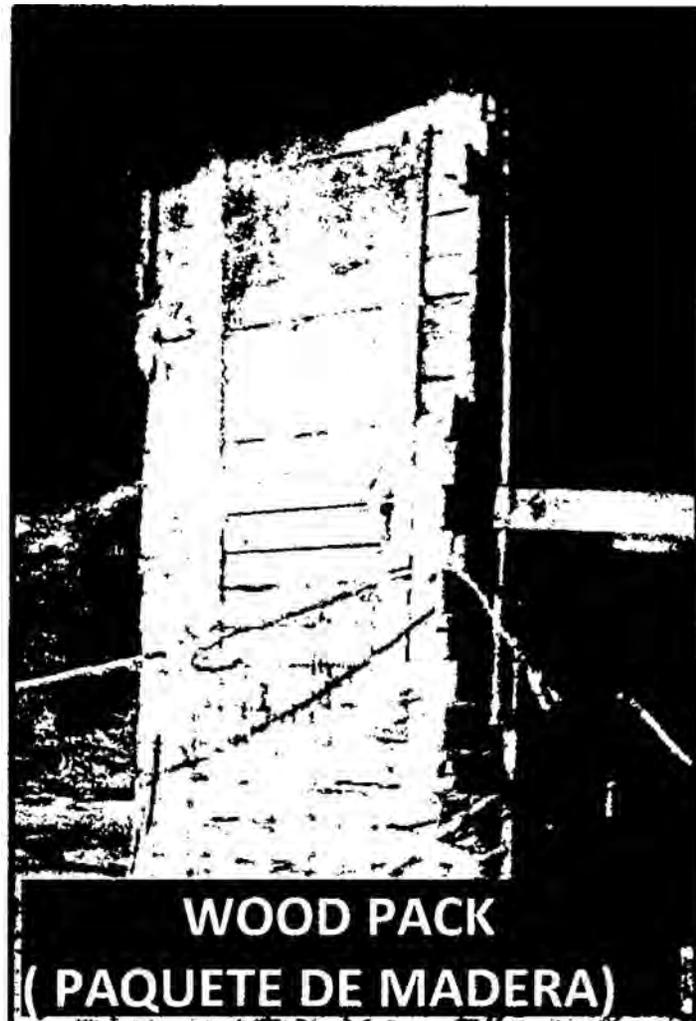
- La madera seca; dura más.

- La madera descortezada, dura más que aquella que conserve la corteza.
- La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que la que no ha sido tratada.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.
- Puede estimarse que la madera tiene una vida que fluctúa entre uno y cuatro años.

b) Paquetes de madera simples (Wood Pack Simple) con Jack Pack

El paquete de madera, o paquete Sud Africano o Wood Pack, es un conjunto de cuartones o puntales acomodados uno sobre otro, de manera perpendicular (*ver Fig.IV-09*), donde se muestra el colocado de los cuartones, este armado de paquetes se realiza cuando los puntales de madera no son suficientes para soportar el techo de una excavación, por tanto es una alternativa de soporte adicional.

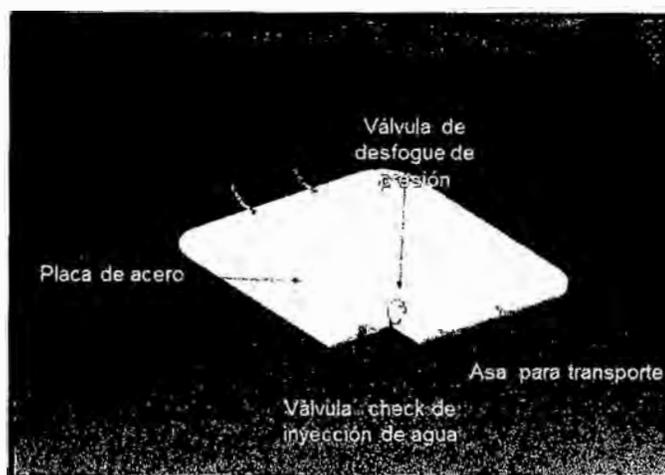
*FIG. IV- 09. Paquete de madera,
(Mina Casapalca).
Fuente: Propio*



³⁰ Este tipo de soporte es particularmente eficiente cuando se desarrollan fallas extensivas sobre el techo del tajeo, donde un gran peso muerto de la roca necesita ser soportado. Su uso está asociado al método de minado por corte y relleno descendente y también al método de cámaras y pilares.

JACK PACK: El Jackpack es un elemento pre-tensionado, con forma de almohadilla, pero de acero, que se expande hidráulicamente, para el sostenimiento en minas subterráneas. Trabaja en conjunto con los puntales de madera y/o el cribbing (Wood Pack) que se utilizan para prevenir la caída de rocas y haciendo la función de pilares o columnas de sostenimiento.

FIG. IV – 10, JackPack y sus partes.
Fuente: New Concept Mining (Diapositivas)



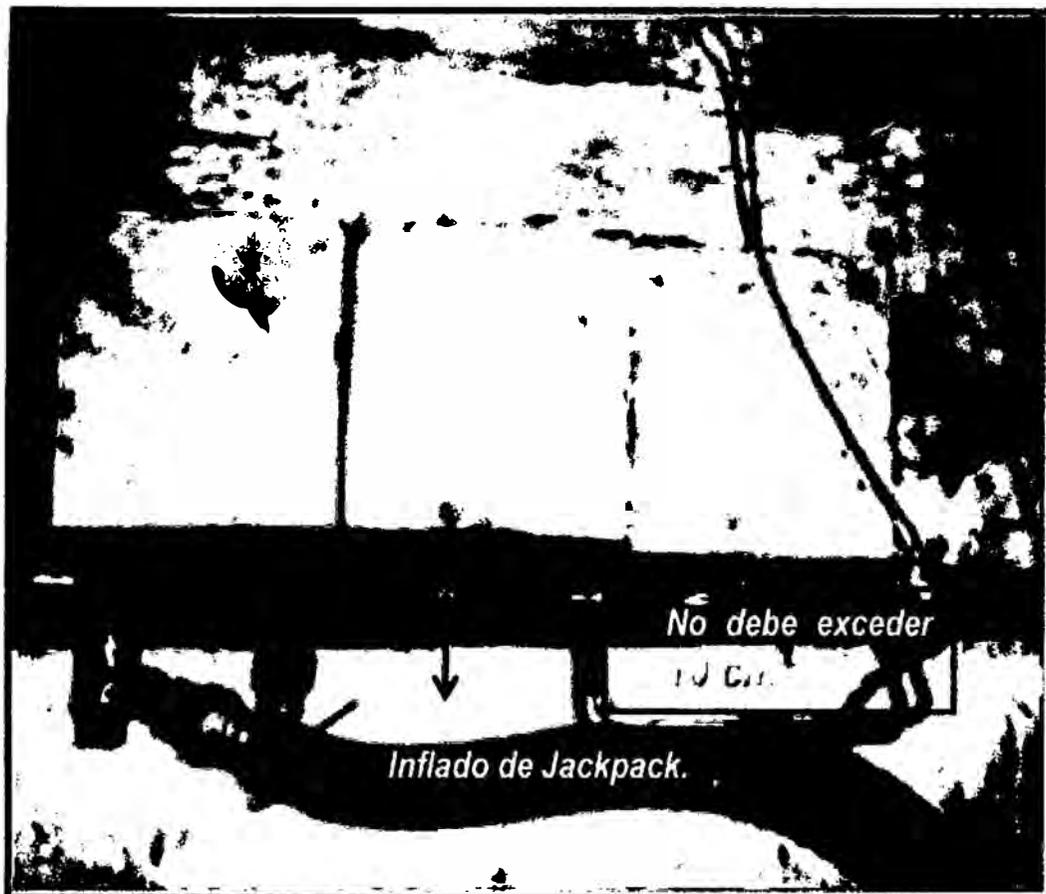
³¹ Es colocado como base en el extremo inferior de los puntales de madera, sin necesidad de patilla o en la parte superior del cribbing, (*ver Fig. IV-11*). Una vez colocados en las posiciones más convenientes, se procede a inflarlos con agua a alta presión (2 Mpa). Ya expandidos, quedan en forma permanente, otorgando un sostenimiento de hasta 170 Ton. El Jack pack convierte a la madera en sostenimiento activo e inmediato, que empieza a trabajar al instante de haber completado el inflado. Puede llegar a reemplazar a los pilares y ser instalados cerca al frente de voladura (1.5 m a 2 m) porque como están sometidos a altas presiones no son removidos por la onda

³⁰ UNH. Informe sobre sostenimiento. Pag. 41. <https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>.

³¹ UNH. Informe sobre sostenimiento. Pag. 42. <https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>

expansiva de la misma, por lo tanto otorga mayor seguridad todo el tiempo a los trabajadores del interior de la mina y mayor eficiencia al ciclo de trabajo.

El Jack Pack hoy en día se está haciendo un uso masivo en los paquetes de madera ya que brinda mejor seguridad gracias a la presión que ejerce sobre los cuartones colocados.



*FIG. IV – 11, Inflado de JackPack en un paquete de madera. .
Fuente: <https://es.scribd.com/doc/142475147/Pernos-hydrabolt>*

Características de los paquetes de madera:

- ✓ Menor manipuleo de Materiales.
- ✓ Duración de armado de paquete (1/2 guardia).
- ✓ Uso del Jack Pack con capacidad de carga mayor a 200TN.
- ✓ Paquete simple de madera con altura de 3.50 mts.
- ✓ Costo promedio de un pilar \$580.00.

c) Postes de madera con Jack Pot.

³² Los poste de madera son el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo (en buzamientos echados) o ambas, la caja techo y la caja piso (en buzamientos empinados), previniendo así la falla de la roca y el cierre de la excavación. Para el sostenimiento de las falsas cajas en vetas angostas, los puntales son elementos valiosos.

³³ **Jack Pot**, es un producto aplicable en los puntales de madera (*ver Fig. IV-12*), de tal manera que, luego de su instalación optimiza el trabajo del puntal dándole mayor durabilidad al sostenimiento, por ende brinda mayor seguridad y trabaja de manera activa sobre la roca. Existen diferentes diámetros, 140, 160, 175, 190, 220 y 260 mm

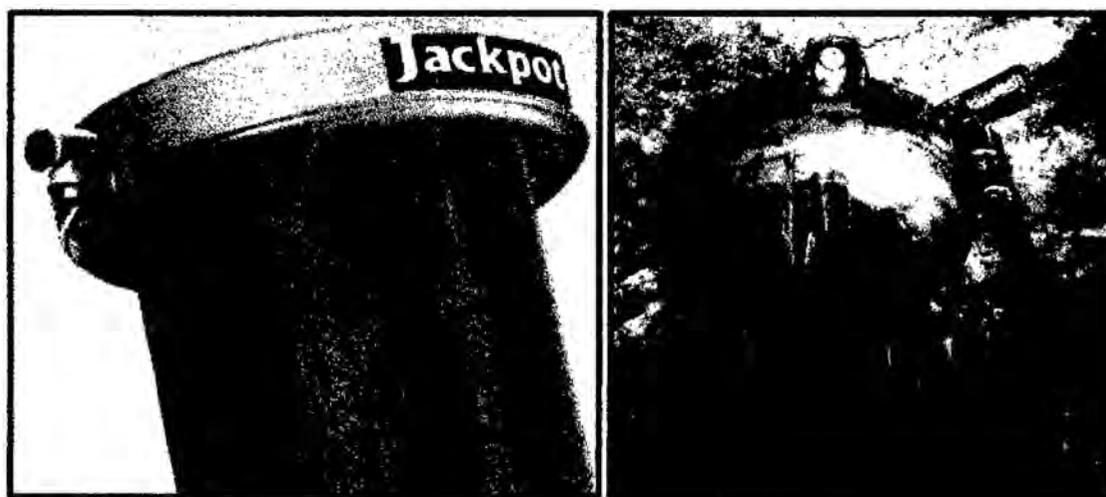


FIG. IV - 12: JackPot en un poste de madera.

Fuente: <https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>

Ventajas operativas:

- ✓ Rápido y fácil de instalar,

³² UNH – Pag 36, <https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>

³³ <http://www.horizonteminero.com/articulos/aseguridad/1556-hydrabolt-y-jackpot-seguridad-en-sostenimiento.html>.

- ✓ Sostenimiento ACTIVO,
- ✓ Campo de acción inmediato,
- ✓ Incremento en la seguridad,
- ✓ Amplio rango de expansión,
- ✓ Solo necesita agua.
- ✓ No es afectado por las vibraciones de la voladura,
- ✓ Distribución uniforme de los esfuerzos a través del puntal.
- ✓ Incrementa el rendimiento de los puntales, llegando estos a trabajar entre 20 y 40 toneladas de sostenimiento

d) Mallas

³⁴ La malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del shotcrete. Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada.

En la mina se hace uso de dos mallas, una tejida o entrelazada y la otra soldada (eletrosoldada), ver la diferencia en la siguiente *Fig. IV-13*

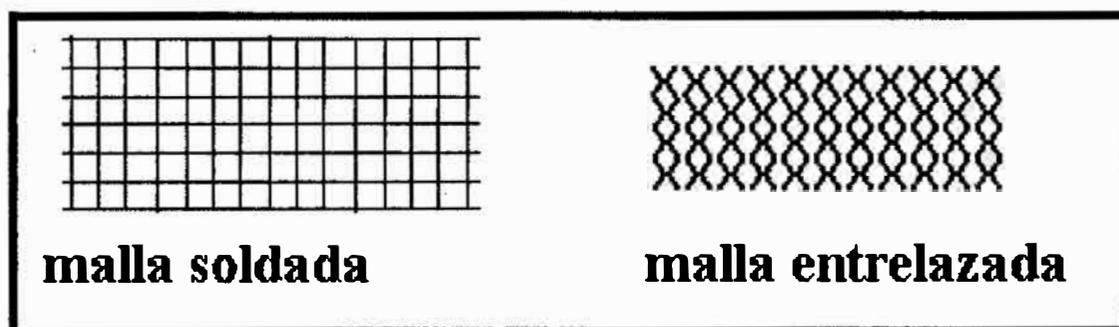
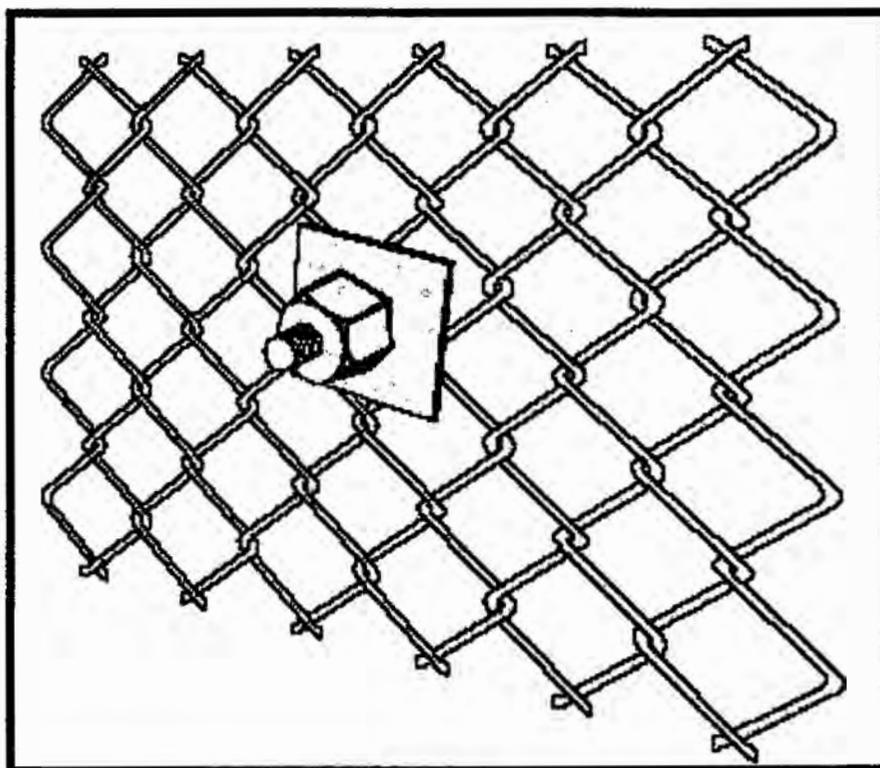


FIG. IV - 13: Tipos de malla.

Fuente: Castem E.I.R.L. Sostenimiento de terrenos.

³⁴, UNH – PAG 27 – 28 <https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>.

³⁵ La malla eslabonada o denominada también malla tejida, consiste de un tejido de alambres, generalmente de # 12/10, con cocadas de 2"x2" ó 4"x4", construida en material de acero negro que puede ser galvanizada para protegerla de la corrosión. Por la forma del tejido es bastante flexible y resistente, (*ver Fig. IV-14*), esta malla no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas, no recomendándose para este uso. ³⁶ La malla electrosoldada se componen de barras de acero negro, acero inoxidable, liso o corrugado, laminado en frio, longitudinal y transversal, que se cruzan en forma rectangular, estando las mismas soldadas en todas sus intersecciones, (*ver Fig. IV-15*). Gracias a su mayor resistencia, permite utilizar una menor cantidad de acero. A diferencia de los sistemas tradicionales, la malla electrosoldada llega lista para ser instaladas en la obra generalmente de numero 10/08, con cocadas de 4" x 4", esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado shotcrete.



*FIG. IV - 14: Tipo de malla tejida o entrelazada.
Fuente: UNH. Informe de Sostenimiento.*

³⁵ , UNH – PAG 27 – 28 <https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>.

³⁶ , GALEÓN , Mallas electro soldadas <http://formin.galeon.com/album1599701.html>,

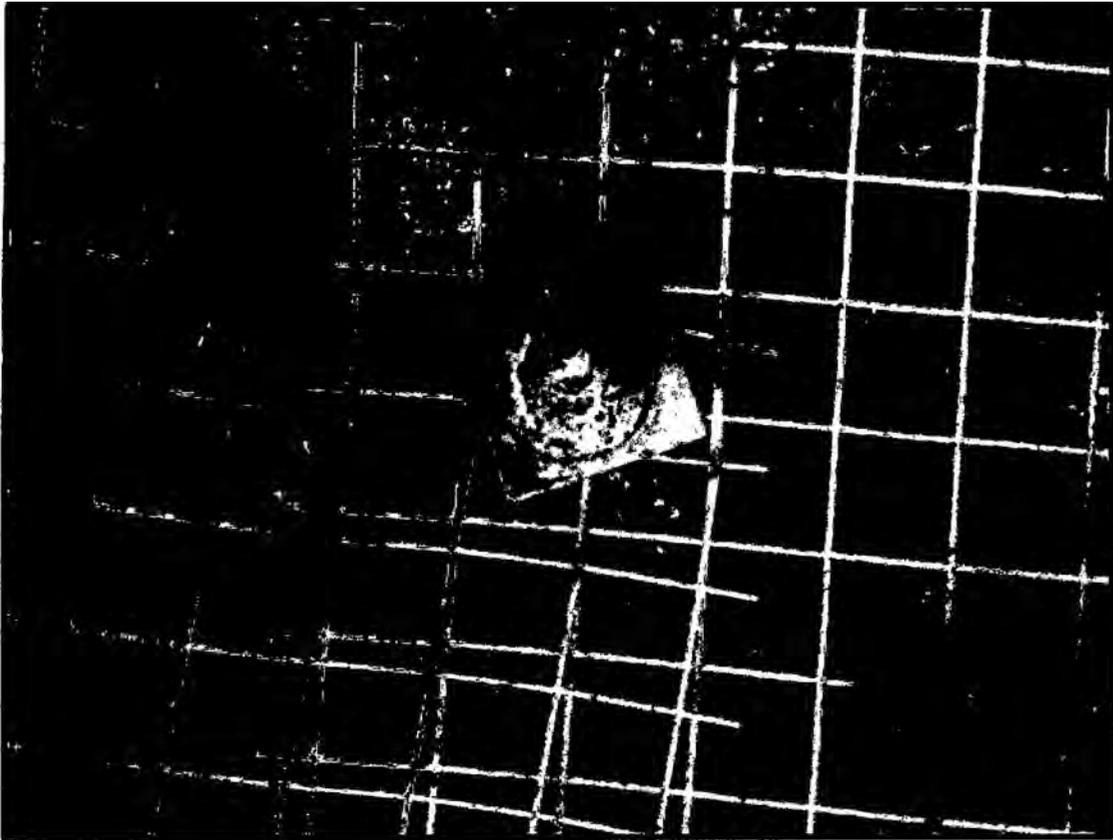


FIG. IV - 15: Malla electrosoldada.
Fuente: UNH. Informe de Sostenimiento.

4.9.2. SOSTENIMIENTO ACTIVO

Viene a ser los esfuerzos de la roca donde los elementos de sostenimiento son una parte integral de la masa rocosa.

Sus ventajas son:

- ✓ Aumentan el tamaño efectivo de los bloques.
- ✓ Forman un arco compresivo por encima de la corona.
- ✓ Suspenden bloques sueltos.

Entre los más representativos tenemos:

- a) Split Sets
- b) Pernos Helicoidales
- c) Pernos Hydrabolt
- d) Swellex

- e) Cables
- f) Perno de anclaje
- g) Perno con resina

Resaltaremos los más destacados en la minera Casapalca.

a) Split Sets

³⁷ Se trata de un tubo de acero especial, con tratamiento anticorrosivo ranurado longitudinalmente, en uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina, (ver *Fig. IV-16*), y que al ser introducido en el taladro de menor diámetro por expansión genera fuerzas friccionantes, (ver *Fig. IV-17*). Por su instalación sencilla nos ofrece sostenimiento inmediatamente.

Los Split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso. El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, siendo el recomendado para los Split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos.

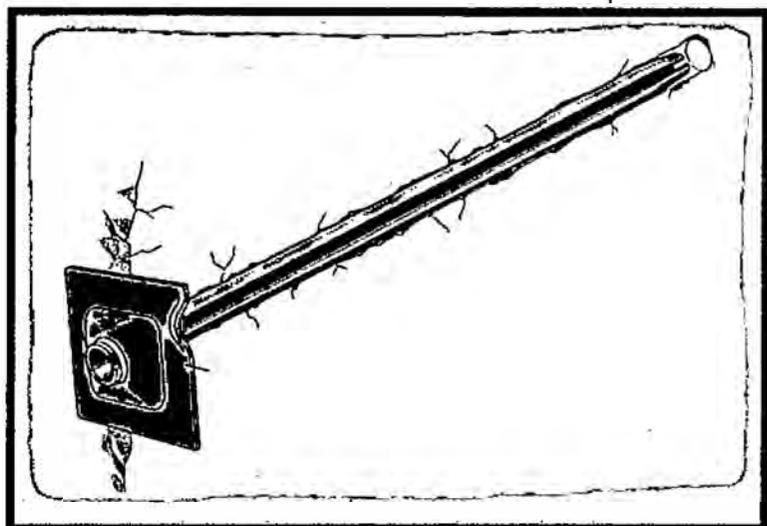
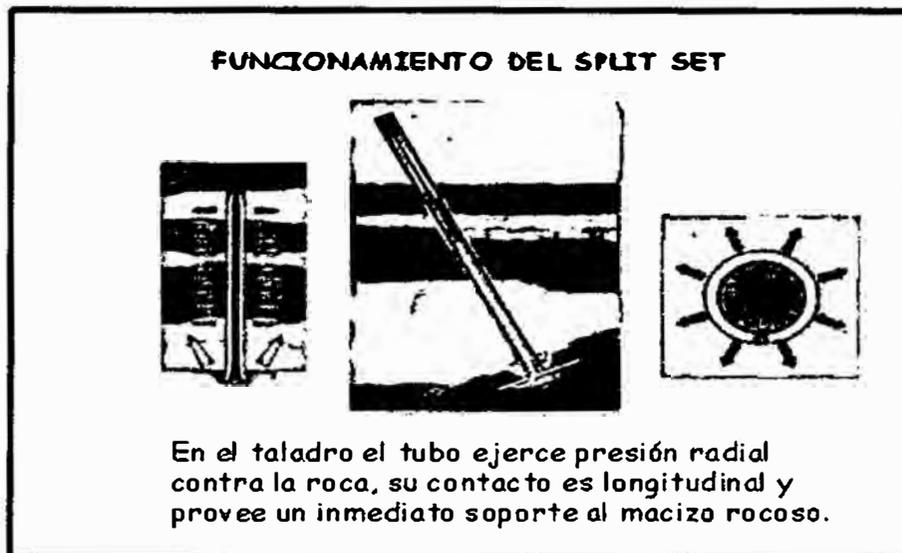


FIG. IV - 16: *Split Set colocado en una sección.*
Fuente: UNH. Informe de Sostenimiento.

³⁷ UNH, pág. 13 – 14 <https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>.



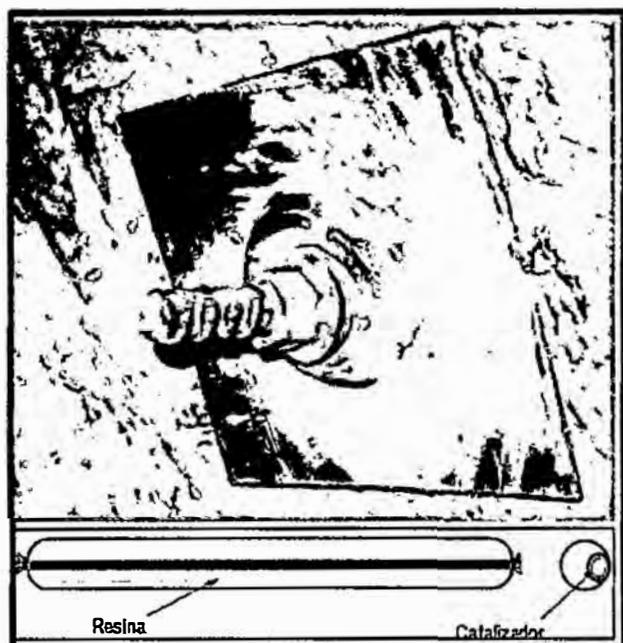
*FIG. IV – 17: Funcionamiento de un Split Set.
Fuente: Manual de Sostentimiento.*

Los Pernos de Fricción de MWSA mejoran la estabilidad de la roca y los factores de seguridad aumentan al apretarse a la roca cuando ocurren movimientos laterales de los estratos. El Perno de Fricción se usa primordialmente en operaciones de minería metalífera, pero también se presta para soporte de las paredes en operaciones de carbón.

b) Pernos Helicoidales

Los pernos helicoidales son pernos consistentes en barras de acero, presentan un diámetro nominal de 19.50 mm y una masa de 2.275 Kg/m, su diseño permite colocar una tuerca que puede rodar longitudinalmente por los resaltes a lo largo de la barra, (*ver Fig. IV-18*).

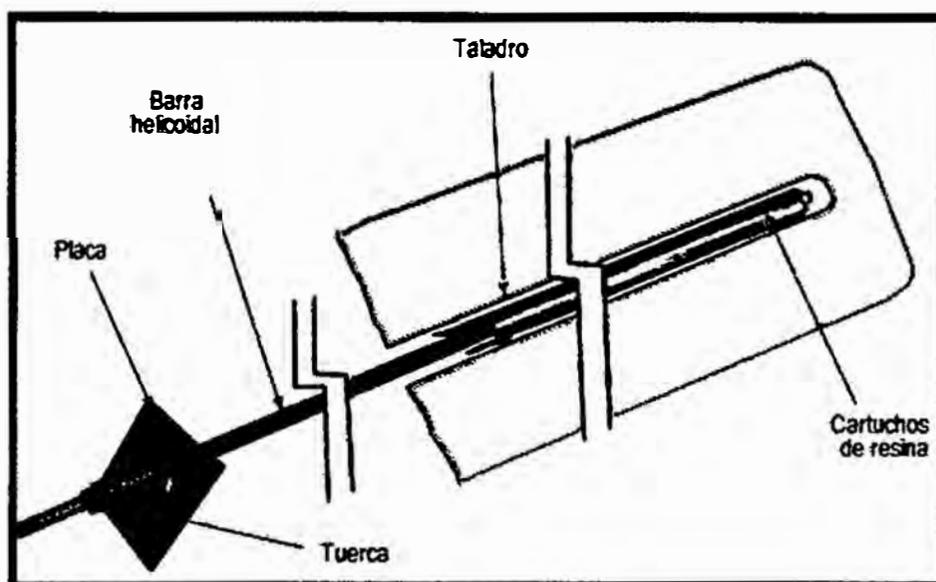
*FIG. IV – 18: Barra helicoidal y un cartucho de resina.
Fuente: Propia*



Son un estándar de sostenimiento en los proyectos mineros y civiles, poseen los mayores registros de capacidades de carga respecto a todos los anclajes aplicados en el control de inestabilidades de macizos rocosos

Este tipo de pernos, hacen uso del cemento y la resina, (*ver Fig. IV-19*), en la cual se muestra el colocado de los cartuchos de resina en el taladro y luego la colocación del perno), se trata de cartuchos de plástico de unos 25 mm de diámetro y 200 mm. de longitud que contienen mortero de cemento. Los cartuchos de cemento dan una mayor capacidad de tracción ya que los de resina tendrán una capacidad máxima de 400 KN.

El anclaje mediante mortero de cemento es más seguro que el que se consigue con cartuchos de resina, ya que una vez sumergidos los cartuchos de cemento en agua, el proceso de hidratación no depende del método operativo.



*FIG. IV-19: Colocado de una barra helicoidal con sus partes.
Fuente: Manual de Sostenimiento*

c) Pernos Hydrabolt

Es un perno de fricción, de inmediata instalación, al que se le inyecta agua a altas presiones (250-300 Bares). Se expande de los 29 mm (día inicial), hasta los 41 mm y

debido a su válvula de no retorno, (*ver Fig.IV-20*), el agua que se mantiene en el interior ejerce presión constante en todo momento, en forma radial a lo largo de la longitud del taladro.

³⁸ Durante el proceso de expansión el perno Hydrabolt comprimen el material que rodea al barreno, adaptando su forma a las irregularidades de las paredes del hueco en toda la longitud del perno.

- Variedad de anclaje de fricción y compresión axial; se pueden usar en una gama de barrenos de 32 a 38 mm. Este perno de anclaje de 10 toneladas, tiene un tubo con un diámetro original de 41 mm, y el espesor del material es de 2 mm.
- Las propiedades físicas del acero usado proporcionan un margen de seguridad excepcional. El Hydrabolt se acerca mucho a las características ideales carga-desplazamiento de un perno instalado.

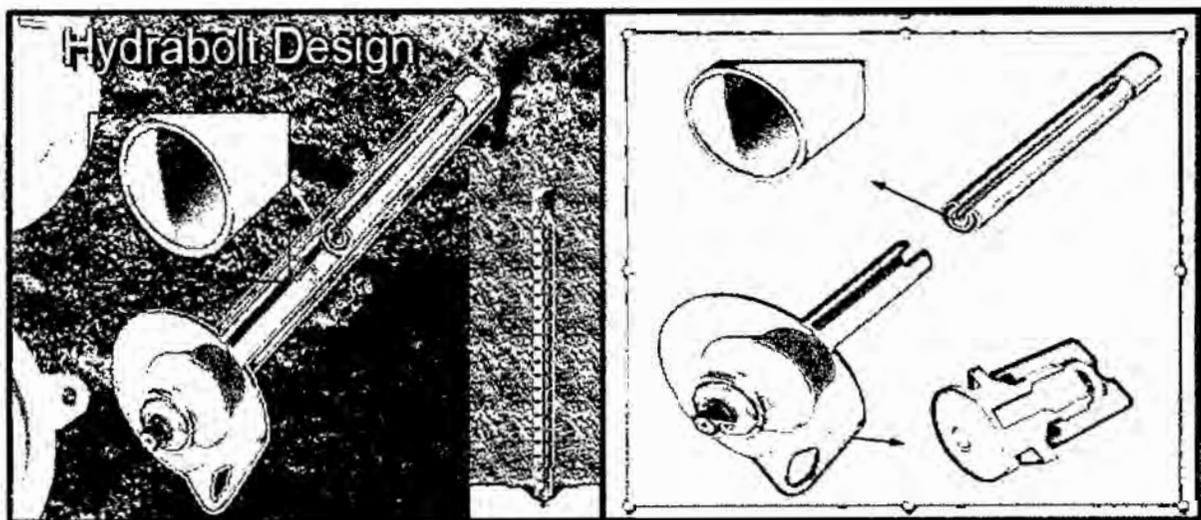


FIG. IV-20: Diseño de un perno Hydrabolt.

Fuente: <https://es.scribd.com/doc/208763347/Tipos-de-Sostenimiento-de-Rocas-Usados-en-Mina-Iscaycruz>

³⁸ U.N.H Facultad de Ingeniería de Minas (pág. – 20),
<https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO>

El Hydrabolt tiene un indicador de carga que solo se muestra si el perno ha sido inflado correctamente, los diferentes colores indica la longitud del mismo (pin de plástico amarillo para el caso del Hydrabolt de 7 pies), lo que facilita la labor del supervisor porque se puede verificar si han sido instalados a la presión y longitud correcta.

4.10. RELLENO

El relleno es un material que reemplaza al mineral arrancado en los métodos de explotación, principalmente en el método de corte y relleno, este tipo de material es en muchos casos de granulometría muy variada y tiene que ser de fácil adquisición para hacer uso inmediato.

Una de las características más importantes es, que previene los derrumbes, la generación de gases y en el peor de los casos incendios, ya que reemplaza al sostenimiento en madera.

Podemos encontrar distintos tipos de relleno, (*ver cuadro Fig. IV-21*), pueden ser de tipo detrítico (material estéril) o hidráulico (material cementado con aditivos especiales).

PROPIEDAD	RELLENO DE ROCA	RELLENO HIDRÁULICO
Estado	Seco	60 - 73 % Solido
Sistema de transporte	Chimenea, equipo	Sondajes, cañerías por gravedad
Cemento	Si y no	Si y no
Razón, agua - cemento	Baja	Alta
Velocidad de depositación	100 - 400 ton/hr	100 - 200 ton/Hr
Segregación	Reduce su resistencia y rigidez	Produce segregación induciendo a una baja resistencia
Rigidez	Alta se se instala adecuadamente	Baja
Contacto con las paredes	Difícil.	No se puede

FIG. IV-21: Tipos de relleno que se aplican en minería subterránea.

Fuente: <https://es.scribd.com/doc/112867223/Relleno-de-Mina-Enfoque-Geomecanico>

4.10.1. RELLENO DETRÍTICO (ROCK FILLS)

El relleno detrítico o relleno de rocas, generalmente es de material estéril o material de baja ley que proviene de las labores de desarrollo o en algunos casos transportados

desde la superficie hacia interior mina para poder rellenar las labores. Este material sustituye al mineral arrancado en los diferentes métodos de explotación, principalmente en el método de corte y relleno, rellenando los vacíos dejados y evitar las caídas de las labores.

Este material está constituido por una granulometría variada, encontrando partículas muy pequeñas como micrómetros hasta con diámetros de varios centímetros; el relleno detrítico es en muchos casos difícil de obtener en interior mina y es por ello que con los años se ha ido reemplazando por otro tipo de relleno. El costo de obtención es bastante económico siempre y cuando se halle u se obtenga de las labores de desarrollo, este costo se eleva más, cuando la obtención de este material se dificulta y se trae desde el exterior.



*FIG. IV-22: Relleno detrítico, relleno del tajo de la veta Ximena.
Fuente: Propia.*

4.10.2. RELLENO HIDRÁULICO (SLURRY FILLS)

El relleno hidráulico se usó por primera vez el año 1,864 en una de Pennsylvania, Estados Unidos, esto como un control de la subsidencia que existía en esa mina, posteriormente con el constante uso y el avance de la ciencia se fue mecanizando y

optimizando en la explotación minera subterránea. En nuestro país se aplicó relleno hidráulico en el año de 1,937, en la mina de Cerro de Pasco, con la finalidad de controlar incendios, y con el tiempo implementándose luego al ciclo de minado.

El relleno hidráulico, se define como un material que es transportado en forma de pulpa por tuberías y en su mayoría el material es el relave de la planta concentradora, pero también se utiliza arenas glaciares y otros materiales granulares que se encuentra en la naturaleza.

³⁹ El relleno hidráulico tiene las siguientes aplicaciones:

- Proveer una plataforma de trabajo.
- Evitar el movimiento y caída de las rocas.
- Facilitar la recuperación de pilares.
- Evitar o minimizar la subsidencia.
- Estabilizar el macizo rocoso en las minas, reduciendo la posibilidad de estallidos de roca.
- Controlar y prevenir incendios en las minas.
- Minimizar la deposición de relaves o material rocoso en superficie ayudado al control ambiental.

⁴⁰ **Ventajas del relleno hidráulico.**

- Cuando se utiliza relave de una planta concentradora el costo de la obtención del material es cero, ya que la planta cubre los costos de reducción de tamaño del material.

³⁹ UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS – *aplicación del relleno hidráulico en la Mina Jimena. Pag. 32.*

⁴⁰ *Tecnologías y técnicas para el relleno en pasta e hidráulico. UNI – Pág. 24*

- Cuando se hace uso de material detrítico producto de las labores de preparación y desarrollo, se contribuye a maximizar la vida útil de las desmonteras, asimismo se minimiza el impacto ambiental.
- El transporte en tuberías es mucho más económico, eficiente y rápido que con otro tipo de transporte.
- Al depositarse el relleno en el tajo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel en forma natural, eliminando así la necesidad de utilizar recursos adicionales para esparcirlo manual o mecánicamente.
- Por su granulometría el material es de fácil control y permite una alta resistencia al movimiento de las cajas.
- Permite aumentar la eficiencia y productividad en los tajos debido a la disminución del consumo de madera y a la reducción del costo de minado por la versatilidad que brinda.

⁴¹ Desventajas del relleno hidráulico

- Este sistema requiere una alta inversión inicial de capital, para lo cual es necesario tener un sustento financiero de aplicabilidad.
- La introducción de agua en el relleno a la mina es un problema, si el drenaje se realiza por bombeo.
- Cuando se utiliza material con contenidos altos de pirita o pirrotita, al oxidarse estos sulfuros se produce una reacción exotérmica lo cual eleva la temperatura y produce anhídrido sulfuroso.
- En el agua de drenaje del relleno siempre se arrastra cierta cantidad de finos los cuales se depositan en los niveles inferiores de las labores rellenas.

⁴¹ *Tecnologías y técnicas para el relleno en pasta e hidráulico. UNI – Pág. 25*

CAPITULO V

DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA ACTUAL DE MINADO Y COSTOS

5.1. PROBLEMÁTICA

El trabajo de producción de Tajo – 200 de la veta Ximena, inició con una potencia no mayor a 2.00 metros, pero conforme se profundizaba la labor, la veta fue aumentando de potencia, llegando hasta los 9.00 metros.

La mineralización de la mina Casapalca es polimetálica y está representada por una mena abundante de esfalerita, galena, tetraedrita, calcopirita, así mismo existe la presencia de agua subterránea que desemboca en el río Blanco y este en el río Rímac. .

La alteración de la roca encajonante andesita, muestra una intensa silicificación y piritización cerca de las vetas y a cierta distancia está presente la propilitización; hay presencia de carbonatos en la mineralización el cual disminuye el grado de resistencia de las rocas y aumenta el riesgo de subsidencia.

Este hecho, trae como consecuencia que las condiciones de equilibrio del macizo rocoso, no sean las adecuadas, produciendo una concentración de tensiones, lo bastante elevadas como para producir Popin Rock (Crujidos de roca) y/o Rock Burt (estallidos de roca) provocando el incremento en sostenimiento y la demora en cuanto al ciclo de explotación de la veta, así mismo se procedió a poner un mayor énfasis en la seguridad, ya que se realizaron estudios geo mecánicos que de acuerdo a los resultados se recomendaron un mayor sostenimiento en la labor.

El problema principal radica a raíz del aumento de potencia de la veta de 2.00 metros a 9.00 metros, así mismo la mineralización que comprende carbonatos (calcita, rodocrosita) y cuarzo fracturado, este hecho hace que el sostenimiento varié de forma gradual, bajando

el volumen de extracción, y producción debido al mayor trabajo en sostenimiento y por ende el costo de extracción es alto.

5.2. *DIMENSIONAMIENTO DEL BLOCK.*

Teniendo en consideración los datos geomecánicos y geológicos, los ingenieros han diseñado el block que consta de 60 m X 50 m, de largo y alto respectivamente, (*ver Fig. V-01*), y (*Anexo 03*) con una potencia de veta que abarca desde los 3.50 hasta los 9.00 m.

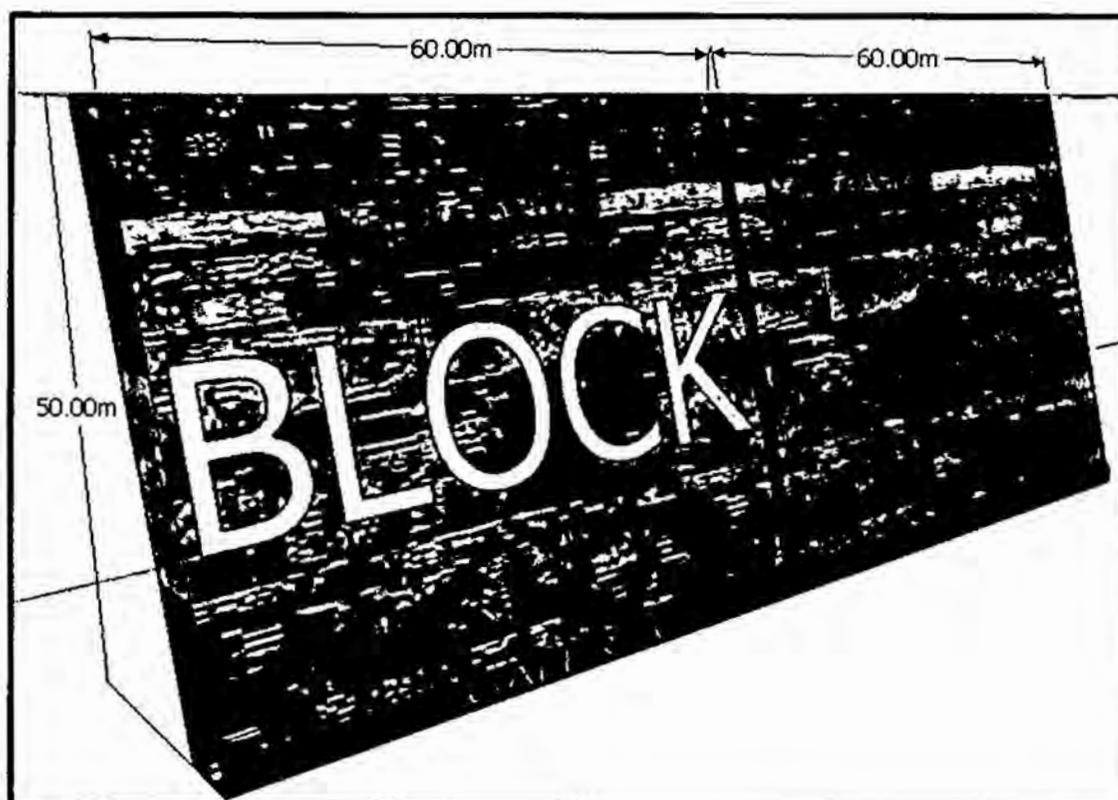


FIG. V-01. Vista de las dimensiones del Block
Fuente: Área Planeamiento de la CIA Minera Casapalca.

5.3. *MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE*

La operación minera en el Tj-200 de la veta Ximena es explotada con el **Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente** con sostenimientos de malla electrosoldada, Split Set con plantillas, hidrabolt, incorporándose más adelante los sostenimientos de Wood Pack (paquetes de madera) con Jack Pack y puntales con JackPot.

De acuerdo a la potencia del tajo y la resistencia de las cajas, la explotación se hace en retirada, por partes, iniciando desde el tope del ala y culminando en el BY PASS o en la chimenea camino, cada ala de la veta tiene una longitud de 60 metros.

5.4. CICLO DE MINADO

El ciclo de minado del Tj – 200 de la veta Ximena, tienen los siguientes pasos:

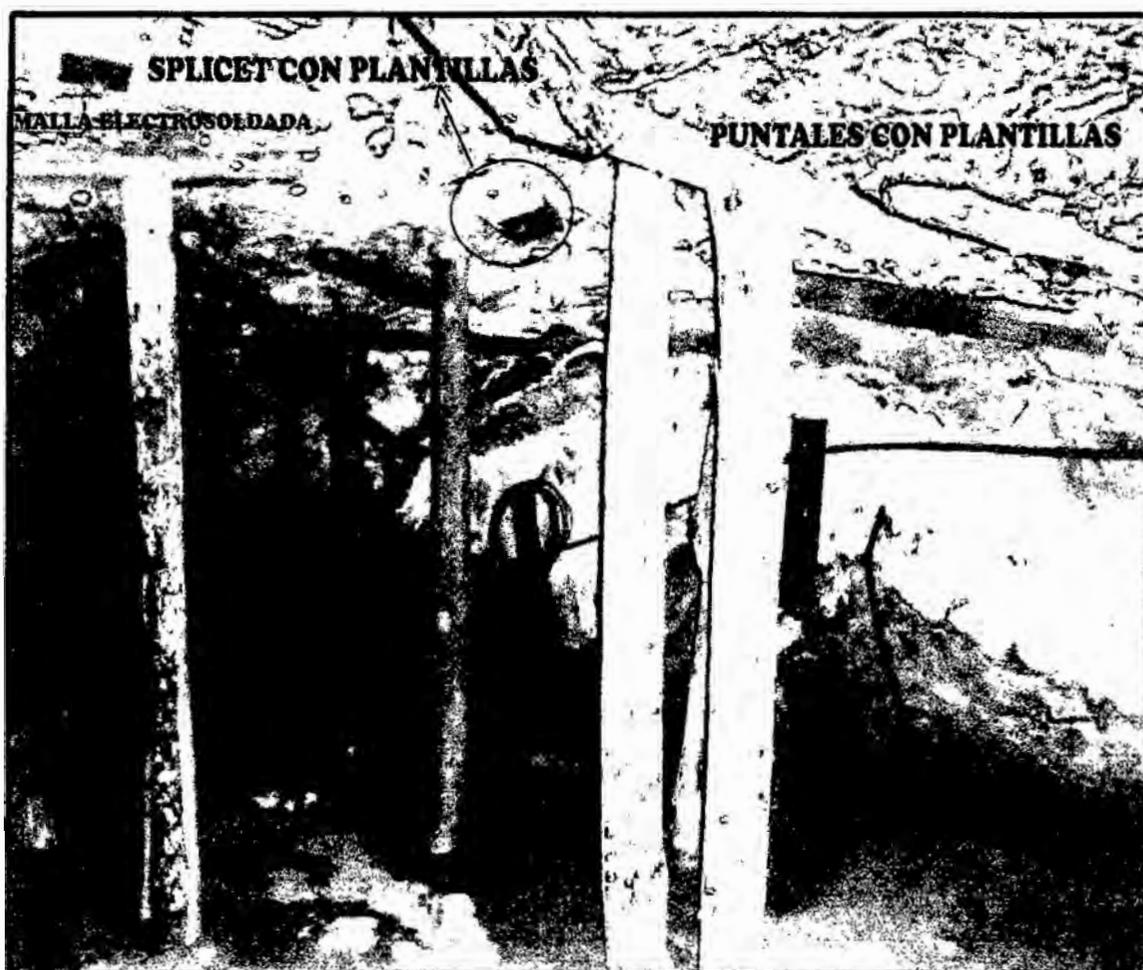
- Sostenimiento
- Acarreo y limpieza
- Relleno Hidráulico
- Perforación (acumulación de taladros de producción)
- Voladura

Este ciclo de minado se hace más lento a medida que se va profundizando la labor, esto por el aumento de potencia de la veta y el aumento de los trabajos de sostenimiento, en promedio de tiempo que se tarda un ciclo en el tajo es de 3 a 4 meses.

5.4.1. **SOSTENIMIENTO**, el comportamiento geomecánico de la zona Oroya, veta Ximena, tajo – 200, tiene presencia de carbonatos, arcillas expansivas e inestables que proceden de un origen primario y secundario; minerales producto de la alteración hidrotermal que a su vez originan un rápido deterioro de la calidad de la roca y del mineral, disminuyendo su grado de resistencia y aumentando las presiones de poros en las paredes, debido a la absorción del agua subterránea existente, la cual está compuesta por aguas de infiltración natural y aguas del relleno hidráulico que son rellenados en los tajos explotados, mediante el sistema de corte y relleno ascendente.

El tajo – 200 se viene avanzando con sostenimiento de Split Set más plantillas en cajas y al techo con Split Set más malla electro soldada, (*ver Fig. V-02*). Los factores de seguridad llegan a alcanzar en techo $F.S. = 0.63 - 1.26$; el cual nos indica que está por debajo del equilibrio límite de estabilidad esto debido a los cortes que se vienen

realizando en forma ascendente; las aureolas de tensión alrededor del tajo presentan un $F.S.=0.95 - 1.26$, estos factores tienden a mejorar cuando son rellenados obteniéndose un $F.S.= 1.26 - 2.21$.



*FIG. V-02. Puntales con plantilla y Jack Pot, Split Set con plantillas.
Fuente: Propia.*

También se ha puesto a prueba el sostenimiento al techo con Hydrabolt más malla electrosoldada, con este reforzamiento los factores de seguridad llegan a alcanzar en techo $F.S.=1.26$; lo cual indica, que está por encima del equilibrio límite de estabilidad, llegando a la conclusión de que cuanto más sostenimiento mayor factor de seguridad.

Además también se ha hecho uso del Wood Pack (paquetes de madera) más Jack Pack, (ver Fig. V-03). se muestra un paquete de madera o Wood Pack, con una incrustación

en la parte central de Jack Pack; puntales con Jack Pot para evitar la caída o colapso de la veta (*ver Anexo 04*), donde se aprecian más fotos sobre el sostenimiento en la veta. Los trabajos de sostenimiento han dificultado el avance en el ciclo de minado en el tajo 200 de la veta Xinema.

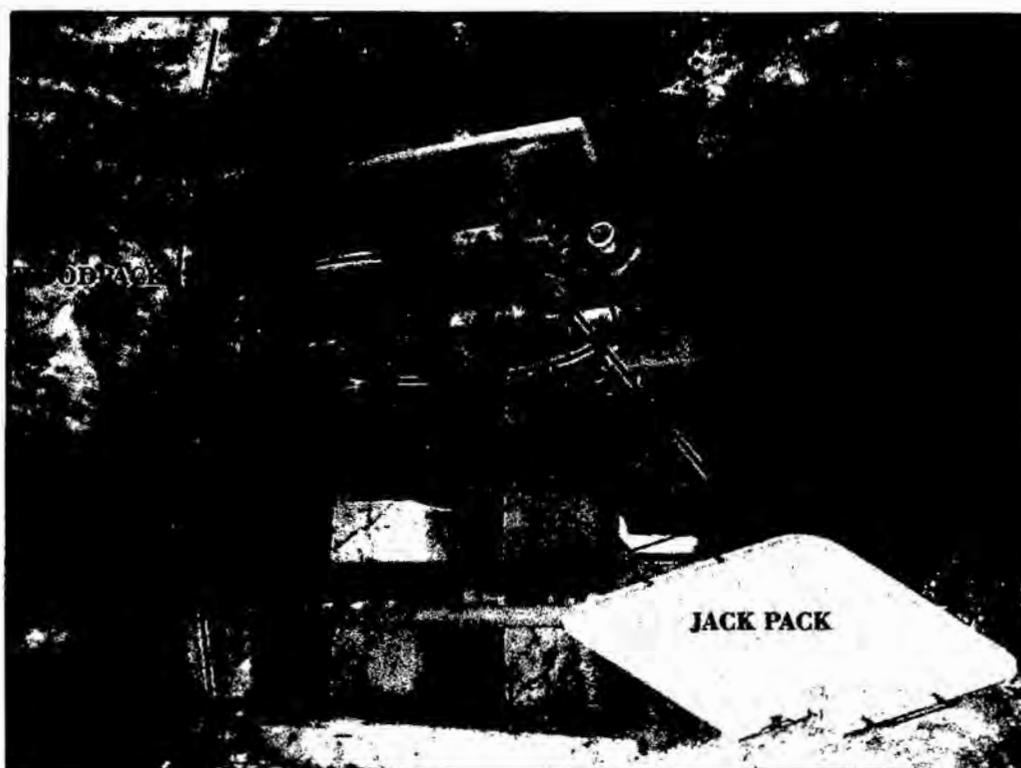


FIG. V-03. Sostenimiento con WOODPACK y JACK PACK en el Tj – 200.

Fuente: propia.

El sostenimiento se realiza de forma inmediata para que la roca no se suelte y colapse, pasando luego a realizar la limpieza de mineral y el acarreo.

5.4.2. **LIMPIEZA Y ACARREO**, la limpieza del mineral en el Tj – 200 de la veta Ximena es de forma mecanizada con equipo cautivo de bajo perfil, es este caso se realiza con Scoop de 1.5 Yd³ de capacidad, (*ver Fig. V-04*), donde se observa un Scoop eléctrico en pleno proceso de limpieza.

Luego de realizar la limpieza del mineral, el material restante (restos de madera, malla electrosoldada, Split Set y otros), (*ver Fig. V-05*), es acumulado por los trabajadores

realizando una limpieza completa del tajo, este material restante queda en la labor como parte del relleno detrítico, siendo enterrado por el relleno hidráulico.

El acarreo del mineral se realiza con locomotora, que hala el mineral en carros mineros desde el nivel 14, hasta el nivel 10, por medio de inclinados.

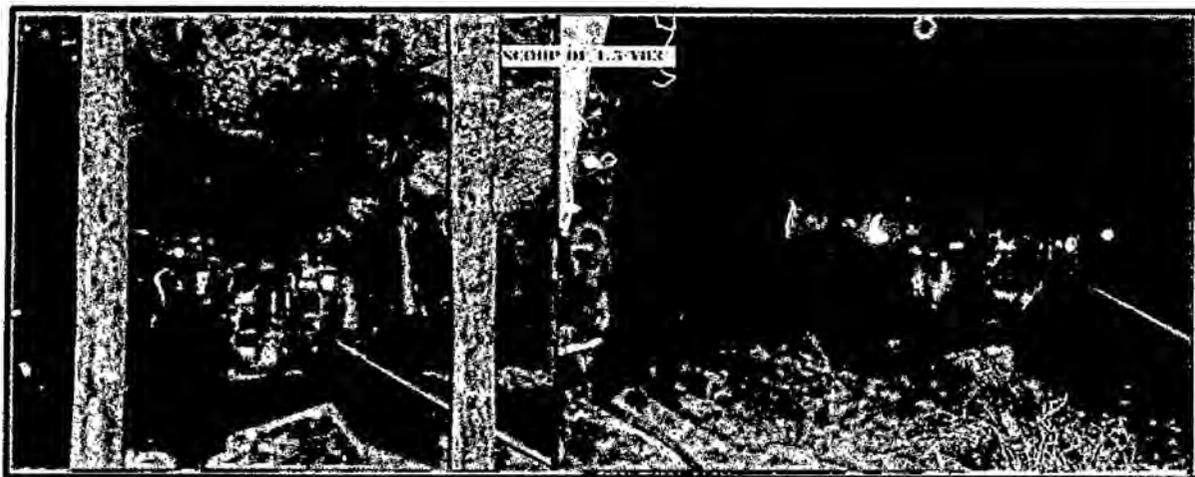


FIG. V- 04 Scoop de 1.5 Yd3.

Fuente: Propia.

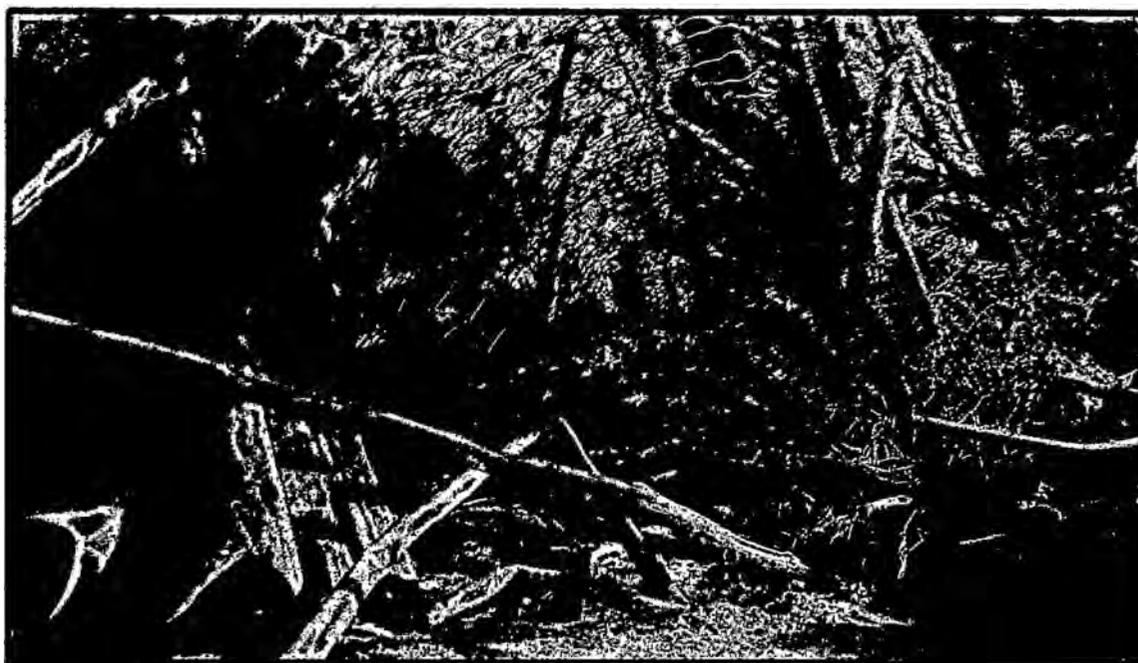


FIG. V- 05. Material acumulado, luego de la limpieza del mineral y la labor.

Fuente: Propia.

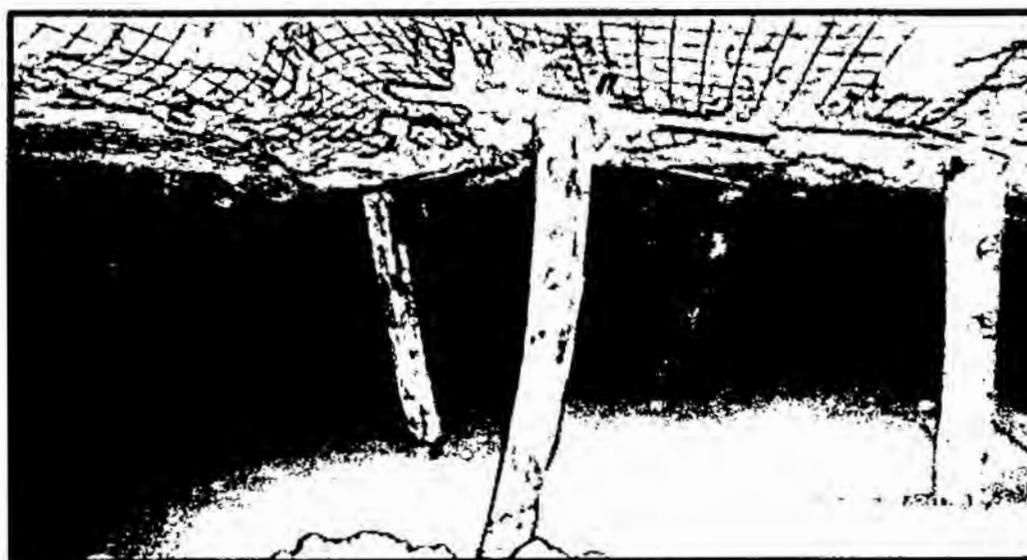
5.4.3. **RELLENO**, luego de realizar la limpieza de mineral se procede a realizar el relleno hidráulico, para ello, comenzamos con el armado de una barrera de madera con rajados y forrado por dentro con tela de yute para que la sección pueda ser rellenada

(relleno hidráulico) (ver Fig. V-06), donde se muestra la madera formando una barrera de rajados para el relleno hidráulico, el relleno no es hasta el tope de la corona, sino se debe dejar 2.50 m para la perforación de taladros de producción.



*FIG. V - 06, Rajados para la barrera del relleno hidráulico.
Fuente: Propia.*

5.4.4. **PERFORACIÓN**, la perforación de taladros de producción en el tajo 200, se hace a una altura de 2.50 m desde el piso hasta el techo (veta), se inicia en retirada desde el tope de una de las alas y culminando en el buzón camino, Para dar inicio a este paso dentro del ciclo de minado, el tajo debe de estar debidamente preparado, (Ver Fig.V-07), donde podemos ver que el tajo ya está debidamente sostenido, con relleno hidráulico, labor limpia y listo para dar inicio al trabajo de perforación.



*FIG. V - 07. Tajo listo para iniciar la perforación.
Fuente: Propia.*

La perforación es realizada con máquinas tipo Jackleg o Stoper, con taladros de una longitud de 8 pies; estos taladros son iguales para la perforación de taladros de producción y taladros de sostenimiento, el uso de los aceros de perforación son de: 41mm, 38 mm, 36 mm, con tres juegos de barreno (patero, seguidor y pasador) de 4 pies, 6 pies y 8 pies respectivamente, contando con tres juegos de aceros y tres juegos de barras, cada una de las perforadoras.

En la labor podemos encontrar hasta tres máquinas perforadoras, uno en cada ala del tejo (*Ver Fig. V-08*), la otra perforadora restante queda de repuesto para cualquier emergencia que se pudiera presentar.



FIG. V- 08. Perforación del tajo 200.

Fuente: Propia.

Las medidas del burden (B) y espaciamiento (E), (*ver Fig. V-09*), estas medidas fueron proporcionadas por el área de planeamiento, se desarrolló modelos empíricos de LANGEFORS y el modelo matemático de ASH (*Ver Anexo 05*).

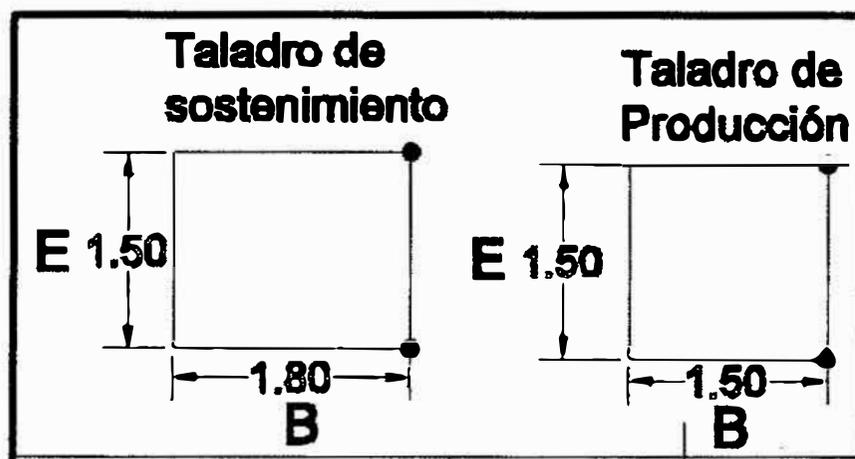


FIG. V - 09. Burden y espaciamento.

Fuente: Propia.

5.4.5. **VOLADURA**, al culminar la perforación del tajo damos inicio a la voladura, este es un trabajo de carguío de taladros que se realiza por partes y/o secciones en retirada, cada sección consta de 15 a 20 metros. Para realizar el carguío utilizamos emulsión explosiva (Emelux 65% - Emulnor 1000), fanel (Fulminante no eléctrico de retardo), cordón detonante, cármex y mecha rápida.

Explosivos y accesorio: Los explosivos (*ver Cuadro. V-01*), donde se muestra la relación de explosivos usados en el tajo, con su respectiva densidad por g/cm^3), accesorios usados en el Tj - 200 de la veta Ximena son:

- Emulsiones y explosivos.
- Fanel (Fulminante no eléctrico de retardo)
- Cordón detonante,
- Cármex
- Mecha rápida.

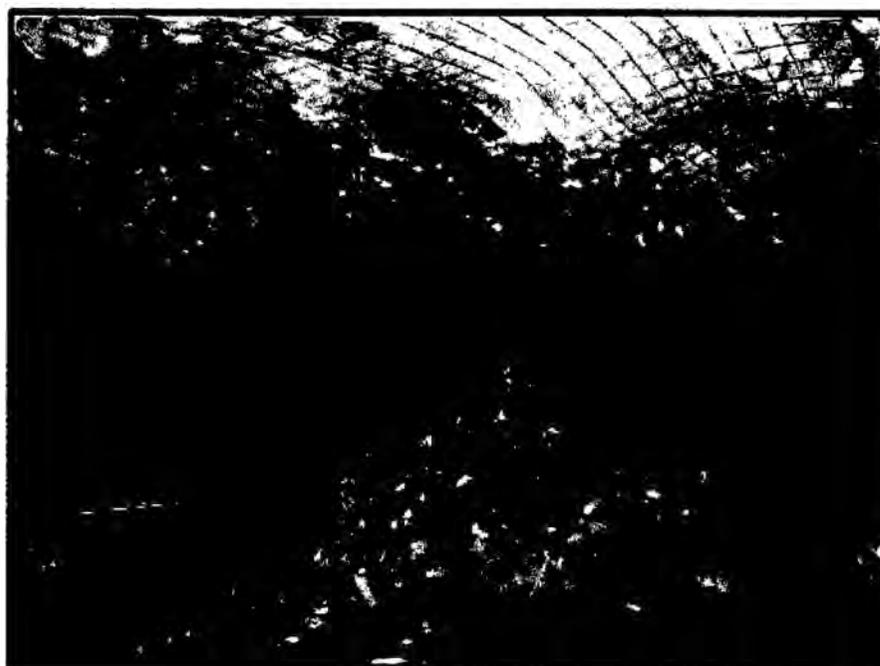
EXPLOSIVOS	DENSIDAD (g/cm^3)
EMULNOR 1000	1.13
EMULNOR 3000	1.14
EMULEX 65	1.12
EXADIT 45%	1.02
SEMEXA 65%	1.12

Cuadro V-01. Tipos de explosivos usados en el tajo 200 de la veta Ximena.

Fuente: Propia

Luego de realizar la detonación, el mineral roto se utiliza para el empampillado (Scoop cautivo) del tajo, dándole una altura promedio de 2.50 metros para hacer los trabajos de sostenimiento de la caja piso y caja techo.

Culminado todo el sostenimiento de la parte rota del mineral empezamos a realizar la limpieza de mineral con el Scoop., este equipo hace trabajos desde el pampeo del mineral para el sostenimiento, hasta la limpieza y traslado del mismo hacia el Ore Pass (Chimenea) y traslado de Split Set, madera), (*ver Fig. V-10*), muestra la voladura de la primera sección de la veta.



*FIG. V – 10. Primera etapa de voladura en el tajo-200 de la veta Ximena.
Fuente: Propia.*

5.5. COSTO DE MINADO POR TONELADAS MÉTRICAS ROTAS

Para hallar el costo de minado por el método de corte y relleno ascendente, los trabajos se realizaron durante el último trimestre del 2,013 y el primer trimestre del 2,014.

Se realizó un estudio de recolección de datos de las diferentes áreas de la mina (planeamiento, geomecánica, geología, las empresas contratistas, entre otros), (*ver cuadro V-02*) seleccionándose la información adecuada, conjuntamente a ello mi persona

tomó datos de campo (Ín-situ) para poder hacer comparaciones y tener informes más reales sobre los costos.

Se tomó como referencia meses alternados, para tener un mejor análisis de los datos, estos meses son: octubre del 2,013, diciembre del 2,013 y febrero del 2,014; de esta información tenemos: la producción mensual, el total de material utilizado en sostenimiento y voladura, así mismo el uso de aceros de perforación, los pies perforados y el total de tareas que se trabajaron durante cada uno de los meses.

Cada información proporcionada es importante porque nos ayuda a realizar un análisis comparativo de los trabajos que se realizan en la veta.

DATOS DEL ÁREA DE PLANEAMIENTO

ACTIVIDAD	MES		
	oct-13	dic-13	feb-14
PROGRAMA	800 TMR	800 TMR	800 TMR
EJECUTADO	1059.34 TMR	1000.554 TMR	1188.83 TMR
N° PERSONAL	10 H.	10 H.	10 H.
TAREAS	502.75 Tareas	485.6 Tareas	488.75 Tareas
BARRENOS INTEGRALES (2', 4' Y 6')	5 Juegos	5 Juegos	5 Juegos
BARRAS (2', 4', 6' y 8')	3 Juegos	3 Juegos	3 Juegos
BROCAS (36, 38 y 41 mm)	9 Juegos	9 Juegos	9 Juegos
PERFORADORAS	6 Unid.	6 Unid.	6 Unid.
PIES PERFORADOS	11460.6 Pies	11205.8 Pies	11185.9 Pies
EXPLOSIVOS	11906 Unid.	10020 Unid.	10250 Unid.
FANEL	1508 Unid.	1039 Unid.	971 Unid.
CARMEX	20 Unid.	15 Unid.	12 Unid.
MECHA RAPIDA	500 m	500 m	450 m
SOSTENIMIENTOS	oct-13	dic-13	feb-14
1 MALLA ELECTROSOLDADA	355 m2	370 m2	380 m2
2 POSTE	40 Unid.	42 Unid.	45 Unid.
3 PERNO (7 pies)	300 Unid.	180 Unid.	104 Unid.
4 SPLITSET (7 pies)	80 Unid.	250 Unid.	300 Unid.
5 WOOD PACK	7 paq.	6 paq.	7 paq.
CUARTONES :			
8" x 4' x 6"	315 Unid.	270 Unid.	315 Unid.

Cuadro V-02. Cuadro de consumo y producción mensual de los meses de Octubre, Diciembre del 2013 y febrero del 2014

Fuente: Área de planeamiento y Contratas de la CIA MINERA CASAPALCA

5.5.1. ANÁLISIS DE LOS PRECIOS

Los precios serán analizados por Tonelada Métrica Rota (TMR) al mes, esto nos dará un indicador de cuanto se paga por cada tonelada extraída del tajo hasta el carro minero. El costo es calculado por cada una de las actividades que se realiza en el tajo, desde el ingreso hasta la salida.

a) Costo del personal (Obreros – Empleados)

El tajo 200 de la veta Ximena trabaja con un promedio de 8 a 10 obreros por guardia fuera de la supervisión, esto se incrementó a raíz del aumento de la potencia y del arduo trabajo de sostenimiento con madera (traslado de puntales, armado de paquetes de madera, entre otros) que se tenía que realizar, ya que el avance en la labor debía de ser permanente por que la extracción de mineral era de suma importancia.

El costo de obreros por tarea: está sustentado por: el pago mensual que perciben los trabajadores más las leyes sociales a los que tienen derecho. A diferencia de los empleados los obreros trabajan en una sola labor, son inamovibles.

Teniendo como datos, el costo por tarea de los obreros que trabajan en el tajo, las tareas trabajadas por mes y la producción, se halla el costo/TMR. El costo por tareas se multiplica por las tareas trabajadas en el mes y este resultado se divide por la producción. (*Ver cuadro V-03*)

OBREROS

TRABAJADORES	Pago por Gdía. (\$)	Leyes Sociales (104.92%)	Costo (\$/tarea)
PERFORISTA	20.690	21.708	42.397
AYUDANTE DE PERFORISTA	17.241	18.090	35.331
OPERADOR DE SCOOP.	17.241	18.090	35.331
Promedio			37.686

MES	PRODUCCIÓN (TMR)	TAREAS/ MES	COSTO POR TAREA(\$)	\$/TMR
OCTUBRE	1059.339	502.750	37.686	17.886
DICIEMBRE	1000.557	485.600	37.686	18.290
FEBRERO	1188.832	488.750	37.686	15.494
Promedio de costo por \$/TMR				17.223

Cuadro V-03. Cuadro de costos de obreros por tonelaje roto al mes.

Fuente: Propio con el apoyo del Área de Planeamiento

EMPLEADOS:

El costo para los empleados se calcula de la siguiente manera:

Primero se hace una relación de la supervisión en interior mina, tales como, jefes de guardia tanto de la compañía como de las contratas, ingeniero residente de la contrata, ingeniero de seguridad de compañía y jefe de guardia de compañía; para hallar el costo por tarea de la supervisión se trabaja con sus pagos mensuales de cada uno de ellos, (*dato proporcionado por el área de planeamiento*), dividido entre todas las labores que visitan a diario, teniendo como base 45 labores en la Zona Oroya donde se encuentra la veta Ximena, luego estos resultados multiplicarlos por todas las tareas del mes y dividirlo entre la producción, (*ver Cuadro V-04 y V-05*).

SUPERVISIÓN

INGENIEROS	Pago por Gdia. (\$)	Leyes Sociales (65.33%)	N° DE LABORES	Costo por tarea
ING. RESIDENTE	67.57	44.14	45	2.482
ING. SEGURIDAD	61.94	40.46	45	2.276
JEFE DE GUARDIA	50.68	33.11	45	1.862
Promedio :				2.207

Cuadro V-04. Cuadro de costo de la supervisión según el sueldo por mes y numero de labores. .

Fuente: Propio con el apoyo del Área de Planeamiento

MES	PRODUCCIÓN (TMR)	TAREAS/ MES	COSTO POR TAREA(\$)	\$/TMR
OCTUBRE	1059.339	502.750	2.207	1.047
DICIEMBRE	1000.557	485.600	2.207	1.071
FEBRERO	1188.832	488.750	2.207	0.907
Promedio de costo por \$/TMR				1.008

Cuadro V-05. Cuadro de costo de empleados por tonelaje roto al mes.

Fuente: Propio con el apoyo del Área de Planeamiento

b) Costo en sostenimiento:

La cantidad de sostenimiento utilizado en cada mes, lo tenemos en el *cuadro V-01* que se muestra al inicio del capítulo V, los costos de cada uno de ellos fueron proporcionados por el área de planeamiento, de acuerdo al precio unitario que ellos manejan.

Estos precios unitarios son multiplicados por la cantidad de tipo de sostenimiento utilizados al mes, (ver *cuadro V-06*). Teniendo el costo por mes (\$/mes) de cada tipo de sostenimiento estos resultados se suman obteniendo un subtotal general por cada mes; luego como paso final cada subtotal general es dividido por la producción extraída en el mes, mostrándose dicho resultados en el *cuadro V-07* y por último se halla un promedio final entre los tres meses.

Se debe tener en cuenta lo siguiente:

Los paquetes de madera (Wood Pack) son armados con cuartones con base de 3 cuartones por 3 cuartones hasta una altura promedio de 1.80 m a 2.00 metros, la cantidad que se muestra en los cuadros es de acuerdo a la información proporcionada por las contratas y el área de planeamiento.

OCTUBRE

TIPO DE SOSTENIMIENTO	P.U.(\$/Unid.)	Cant. Utilizada	COSTO (\$/mes)
Malla Electrosoldada (m2)	2.94 \$/m2	355	1043.7
Perno Helicoidal	7.34 \$/unid.	300	2202
SpliSet	5.40 \$/unid.	80	432
Resina	0.72 \$/unid.	300	216
Poste	16.83 \$/unid.	40	673.2

Wood pack	7 Paq. de madera		
Cuartones	(\$/unid)	Cant. mes	\$/mes
medida: 8" 6" 4'	16.00 \$/unid.	315	5040
Sub total general :			9606.9

DICIEMBRE

TIPO DE SOSTENIMIENTO	P.U.(\$/Unid.)	Cant. Utilizada	COSTO (\$/mes)
Malla Electrosoldada (m2)	5.00 \$/m2	370	1850
Perno Helicoidal	7.34 \$/unid.	180	1321.2
SpliSet	5.40 \$/unid.	250	1350
Resina	0.72 \$/unid.	180	129.6
Poste	16.83 \$/unid.	42	706.86

Wood pack	7 Paq. de madera		
Cuartones	(\$/unid)	Cant. mes	\$/mes
medida: 8" 6" 4'	16.00 \$/unid.	270	4320
TOTAL GENERAL:			9677.66

FEBRERO

TIPO DE SOSTENIMIENTO	P.U.(\$/Unid.)	Cant. Utilizada	COSTO (\$/mes)
Malla Electrosoldada (m2)	5.00 \$/m2	300	1500
Perno Helicoidal	7.34 \$/unid.	104	763.36
SpliSet	5.40 \$/unid.	295	1593
Resina	0.72 \$/unid.	104	74.88
Poste	16.83 \$/unid.	35	589.05

Wood pack	7 Paq. de madera		
Cuartones	(\$/unid)	Cant. mes	\$/mes
medida: 8" 6" 4'	16.00 \$/unid.	315	5040
TOTAL GENERAL :			9560.29

Cuadro V-06. Cuadro de costos de sostenimiento.

Fuente: Área de Planeamiento y propio

COSTO DE SOSTENIMIENTO POR (\$/TMR)

MES	PRODUCCIÓN(TMR)	COSTO MES (\$)	\$/TMR
OCTUBRE	1059.339	9606.9	9.069
DICIEMBRE	1000.557	9677.66	9.672
FEBRERO	1188.832	9560.29	8.042
PROMEDIO DE COSTO :			8.928

Cuadro V-07. Cuadro de promedio de costos de sostenimiento, según tonelaje roto al mes.

Fuente: Área de Planeamiento

c) Costo del relleno hidráulico

La cantidad de relleno hidráulico ingresado al tajo 200 en cada mes, fue proporcionado por el área de planeamiento (contrata Mircasec, quien lleva un control

de las cantidades de relleno que ingresan a los diferentes tajos, ya que ellos están encargados de realizar dicho trabajo), (ver cuadro V-08)

Datos del área de planeamiento:	
MES	RELL. HIDRÁULICO (m ³)
OCTUBRE	330.57
DICIEMBRE	300.65
FEBRERO	350.65

Cuadro V-08. Cuadro de relleno aplicado en cada mes.

Fuente: Área de Planeamiento

El costo por m³ de relleno hidráulico también es proporcionado por el área de planeamiento de la CIA MINERA CASAPALCA, una vez que se tienen estos datos pasamos a realizar los cálculos matemáticos. El costo por m³ del relleno hidráulico se multiplica por la cantidad de relleno que se utilizó en el tajo y este resultado a su vez es dividido por la producción, (Ver cuadro V-09).

MES	PRODUCCIÓN (TMR)	Relleno en m ³	Costo (\$/m ³)	\$/TMR
OCTUBRE	1059.339	330.57	15.00	4.681
DICIEMBRE	1000.557	300.65	15.00	4.507
FEBRERO	1188.832	350.65	15.00	4.424
PROMEDIO DE COSTO :				4.537

Cuadro V-09. Cuadro de costo de relleno hidráulico por tonelaje roto al mes.

Fuente: Área de Planeamiento

d) Costo de la máquina perforadora

Para hallar el costo por tonelada métrica, primero hallamos el costo de la perforadora por pie perforado. El costo por pie perforado que de 0.262 \$/pie se multiplica por los pies perforados del mes que ha trabajado la perforadora y este resultado dividirlo por la producción extraída en el mes. (Ver cuadro V-10)

PERFORADORAS

TIPO	COSTO (\$)	V. U. (Pies)	P.U. (\$/pie)	Repuesto (100%)	P.U. Total \$/Pie
JACKLEG	4665.50	70000	0.067	0.067	0.133
STOPER	4513.00	70000	0.064	0.064	0.129
TOTAL :					0.262

MES	Costo (\$/pie perf)	PRODUCCIÓN (TMR)	PIES PERFORADOS	\$/TMR
OCTUBRE	0.262	1059.339	11460.6	2.837
DICIEMBRE	0.262	1000.557	11205.8	2.937
FEBRERO	0.262	1188.832	11185.9	2.467
Promedio de costo :				2.747

Cuadro V-10. Cuadro de costo/TMR de las perforadoras.

Fuente: Propio con el apoyo del Área de Planeamiento

e) Costo de los explosivos y accesorios

El cálculo de costo por tonelada métrica de explosivos y accesorios se realizó de la siguiente manera: Como se tiene el precio unitario de cada material explosivo y de los accesorios, se multiplican por la cantidad consumida al mes, teniendo como resultado un costo por mes (\$/mes) y luego dividirlo por la producción mensual. (*Ver Cuadro V-11 y V-12*).

OCTUBRE

EXPLOSIVOS	P.U.(\$)	Cant. Exp./ Mes	Costo \$ / mes
EMULNOR 1000	0.220	398	87.560
EMULNOR 3000	0.240	465	111.600
EMULEX 65	0.270	7954	2147.580
EXADIT 45%	0.200	1252	250.400
SEMEXA 65%	0.250	1337	334.250
MECHA RAPIDA	0.460	500	230.000
FANEL (3.2 m)	1.060	1508	1598.480
CARMEX (7')	0.680	20	13.600
COSTO TOTAL			4773.470

DICIEMBRE

EXPLOSIVOS	P.U.(\$)	Cant. Exp./ Mes	Costo \$ / mes
EMULNOR 1000	0.220	0	0.000
EMULNOR 3000	0.240	121	29.040
EMULNOR 65%	0.270	1211	326.970
EXADIT 45%	0.200	680	136.000
SEMEXA 65%	0.250	8008	2002.000
MECHA RAPIDA	0.460	500	230.000
FANEL (3.2 m)	1.060	1039	1101.340
CARMEX	0.680	15	10.200
COSTO TOTAL			3835.550

FEBRERO			
EXPLOSIVOS	P.U.(\$)	Cant. Exp./ Mes	Costo \$/ mes
EMULNOR 1000	0.220	976	214.720
EMULNOR 3000	0.240	3325	798.000
EMULNOR 65%	0.270	5085	1372.950
EXADIT 45%	0.200	550	110.000
SEMEXA 65%	0.250	314	78.500
MECHA RAPIDA	0.460	450	207.000
FANEL (3.2 m)	1.060	971	1029.260
CARMEX	0.680	12	8.160
COSTO TOTAL			3818.590

*Cuadro V-11. Cuadro de costo por mes según consumo mensual.
Fuente: Propio con el apoyo del Área de Planeamiento*

COSTO DE EXPLOSIVOS POR (\$/TMR)			
MES	TMR/MES	COSTO TOT. (\$)	\$/TMR
OCTUBRE	1059.339	4773.470	4.506
DICIEMBRE	1000.557	3835.550	3.833
FEBRERO	1188.832	3818.590	3.212
Promedio de costo :			3.851

*Cuadro V-12. Cuadro de costo por TMR de los explosivos.
Fuente: propio con apoyo del Área de Planeamiento*

f) Costo de aceros de perforación

Según la información recolectada de campo y los datos proporcionados por las áreas respectivas, se realizó una evaluación y cálculos, llegando a los resultados siguientes:

Tenemos como datos:

- ✓ El costo de cada acero por unidad
- ✓ El número de aceros utilizados en el mes
- ✓ La producción de cada mes

El costo es multiplicado por las unidades de acero utilizadas en el mes y este resultado a su vez es dividido por la producción de cada mes (*Ver Cuadro V-13*)

PRODUCCIÓN MENSUAL:					OCTUBRE			DICIEMBRE			FEBRERO		
					1059.339			1000.55			1188.83		
mm	COSTO(\$)	V. U.(Ples)	P.U.(\$/ple)	Unid.	COSTO MES	\$/TMR	Unid.	COSTO MES	\$/TMR	Unid.	COSTO MES	\$/TMR	
													41
36	22.00	300	0.073	9	198	0.187	9	198	0.198	9	198	0.167	
38	22.00	300	0.073	9	198	0.187	9	198	0.198	9	198	0.167	
TOTAL DE BROCAS :					0.569			0.603			0.507		
Ples	COSTO(\$)	V. U.(Ples)	P.U.(\$/ple)	OCTUBRE			DICIEMBRE			FEBRERO			
				Unid.	COSTO MES	\$/TMR	Unid.	COSTO MES	\$/TMR	Unid.	COSTO MES	\$/TMR	
2	48.00	900	0.053	3	144	0.136	3	144	0.144	3	144	0.121	
4	62.00	900	0.069	3	186	0.176	3	186	0.186	3	186	0.156	
6	82.00	900	0.091	3	246	0.232	3	246	0.246	3	246	0.207	
8	99.00	900	0.110	3	297	0.280	3	297	0.297	3	297	0.250	
TOTAL DE BARRAS :					0.824			0.873			0.734		
Ples	COSTO(\$)	V. U.(Ples)	P.U.(\$/ple)	OCTUBRE			DICIEMBRE			FEBRERO			
				Unid.	COSTO MES	\$/TMR	Unid.	COSTO MES	\$/TMR	Unid.	COSTO MES	\$/TMR	
2	81.00	900	0.090	5	405	0.382	5	405	0.405	5	405	0.341	
4	88.00	900	0.098	5	440	0.415	5	440	0.440	5	440	0.370	
6	99.00	900	0.110	5	495	0.467	5	495	0.495	5	495	0.416	
8	110.00	900	0.122	0	0	0.000	0	0	0.000	0	0	0.000	
TOTAL DE BARRENOS :					1.265			1.339			1.127		
Total General					2.658			2.814			2.369		

Cuadro V-13. Cuadro de costos de aceros de perforación, del método corte y relleno ascendente.

Fuente: Propio con el apoyo del Área de Planeamiento

Para tener un promedio de los costos /TMR de cada mes, solo sumamos los resultados obtenidos de cada tipo de acero de perforación y luego sacamos su promedio.

COSTO (\$/TMR) DE ACERO:

MESES	\$/TMR
OCTUBRE	2.658
NOVIEMBRE	2.814
DICIEMBRE	2.369
Promedio:	2.614

Cuadro V-14. Cuadro de promedio de costos de aceros de perforación.

Fuente: Propio con el apoyo del Área de Planeamiento

g) Costo de Scoop (Equipo de bajo perfil cautivo)

Las horas trabajadas del Scoop, (proporcionados por el área de planeamiento), y el costo de alquiler por hora trabajada, son datos para realizar los cálculos siguientes:

Se multiplica las horas trabajadas del Scoop, por el costo por hora de alquiler (\$/hr), este resultado obtenido se divide por la producción de cada mes, teniendo como resultado (\$/TMR), y como en todos los casos anteriores de estos tres resultados se saca un promedio aritmético. (Ver cuadro V-15).

MES	PRODUCCIÓN (TMR)	Alquiler (\$/hr)	hrs trab. / mes	\$/TMR
OCTUBRE	1059.339	32.00	505.000	15.255
DICIEMBRE	1000.557	32.00	490.000	15.671
FEBRERO	1188.832	32.00	525.000	14.132
PROMEDIO DE COSTO :				15.019

Cuadro V-15. Cuadro de costo por TMR del Scoop.

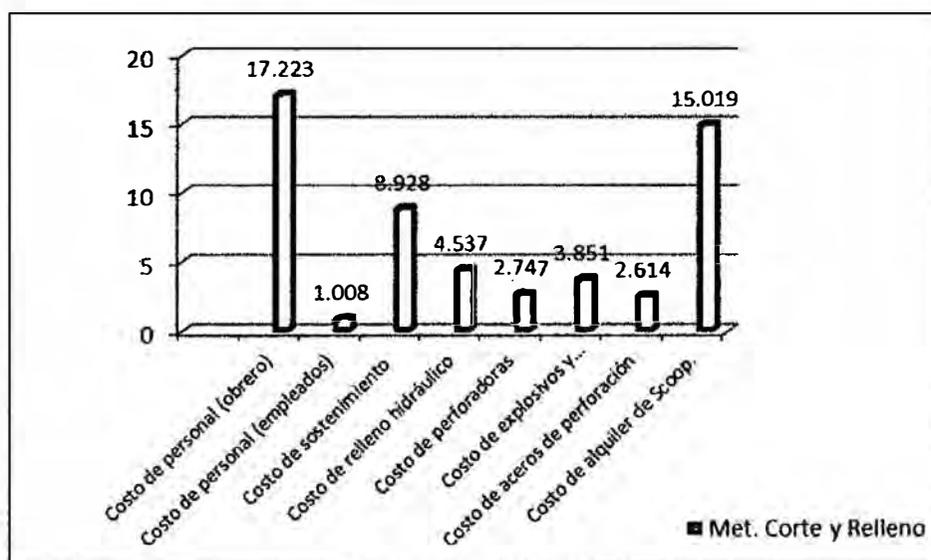
Fuente: Área de Planeamiento y propio

En el *cuadro V-16* se muestra el resumen de todos los costos por \$/TMR, hallados por actividad del método de corte y relleno ascendente que actualmente se trabaja, se muestra un costo total de 55.927 \$/TMR; también se observa en el *cuadro V-17* un gráfico de barras donde se muestran los costos & las actividades.

Trabajos realizados en el tajo.	Met. Corte y Relleno
a) Costo de personal (obrero)	17.223
a) Costo de personal (empleados)	1.008
b) Costo de sostenimiento	8.928
c) Costo de relleno hidráulico	4.537
d) Costo de perforadoras	2.747
e) Costo de explosivos y accesorios	3.851
f) Costo de aceros de perforación	2.614
g) Costo de alquiler de Scoop.	15.019
Total de Costo \$/TMR	55.927

Cuadro V-16. Cuadro del resumen de todo los costos por TMR.

Fuente: Propio



Cuadro V-17 Cuadro estadístico del resumen de todo los costos.

Fuente: Propio

Se tiene:

- Que el costo de producción de los obreros, está en promedio de 17 \$/TMR.
- Como siguiente costo se tiene, el Scoop es de 15 \$/TMR, esto nos indica que en promedio se paga 15 dólares por cada tonelada extraída de mineral.
- El costo más bajo es el de la supervisión, solo se paga un dólar por TMR.
- Los aceros, la perforadora y los explosivos se mantienen entre 2 y 3 dólares por TMR.

La productividad promedio por toneladas/ hombre guardia es:

MES	Producción mes	Tareas	Productividad (Ton/Hedía)
OCTUBRE	1059.339	502.750	2.107
DICIEMBRE	1000.554	485.600	2.060
FEBRERO	1188.830	488.750	2.432
Promedio de Productividad			2.200

*Cuadro V-18. Cuadro de productividad del método de corte y relleno.
Fuente: propio*

5.6. FACTOR DE SEGURIDAD

En nuestra problemática mencionamos que el factor de seguridad era bajo, según los estudios geomecánicos realizados; la estimación de los factores de seguridad se efectuó mediante el programa de análisis tenso-deformacional Phase2, (*ver anexo 06*), gráficos de modelación del software Phase 2, este software permite analizar la estabilidad de taludes mediante elementos finitos, reproduciendo condiciones de deformación elásticas y plásticas, siguiendo criterios de rotura específicos para suelos y rocas (Mohr- Coulomb, Hoek&Brown, etc.). En adelante veremos los datos geomecánicos que fueron necesarios para realizar la simulación en el software Phase 2, en donde nos muestran los resultados del factor de seguridad en algunos cortes del tajeo. En el *cuadro V-18* vemos un resumen

del factor de seguridad en la corona y los hastiales del tajo, según el número de corte y que han sido ingresados al software Phase 2. (*Ver anexo 06*).

Factor de seguridad			
N° de Corte	Factor de Seguridad		Observación
	Corona	Hastial	
6	0.96	1.26	En corte
7	0.95	1.26 - 2.21	En corte
Parte media	2.21	1.58-1.89	Tajo relleno
Parte media	0.95	0.95 - 1.26	En corte
10	0.95	1.26	Con sostenimiento
Ultimo	1.26	1.26	Ultimo corte

Cuadro V-19. Cuadro de productividad del método de corte y relleno.

Fuente: propio

5.6.1. ESFUERZOS IN SITU

⁴² A medida que se realiza el minado y profundizamos más la labor, los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa se incrementan, debido principalmente al peso de la roca sobreyacente o denominada también carga litostáticas, así mismo, nuestro factor de seguridad disminuye.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostáticas (Hoek & Brown, 1978), el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 25 MPa., tomando como referencia el Nv 14 en donde se halla la labor. La constante “k” (*relación de los esfuerzos horizontal a vertical*), es aproximadamente 1.17, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal in-situ también de aproximadamente 30 MPa.

⁴³ **CALCULO DE ESFUERZOS IN SITU:** Se desarrolló de la siguiente manera:

a) ESFUERZOS DE ESTADO GRAVITACIONAL:

La zona en evaluación se encuentra ubicada a 1,068.53 metros con respecto a la superficie.

⁴² Informe geomecánico del área de superintendencia de planeamiento. (pág. - 10)

⁴³ Informe geomecánico del área de superintendencia de planeamiento. (pág. - 11)

Esfuerzo vertical: $\sigma_v = \gamma z$

- σ_v =Esfuerzo vertical.
- γ = Densidad de la roca (0.024 MN/m^3)
- z = Profundidad.(m)

Desarrollando la ecuación, $\sigma_v = 1068.53 \times 0.024 = 25.64 \text{ MN/m}^2 = \mathbf{25.64 \text{ MPa}}$

ESFUERZO HORIZONTAL

Según los cálculos realizados se tiene que K equivale a 1.17 por lo tanto: $\sigma_h = 30 \text{ Mpa}$

Para la estimación del Ratio K se usó la información de las mediciones de Esfuerzos In situ que se desarrollaron en el Perú, tanto en el norte como la parte central, donde los valores de los esfuerzos horizontales fueron mayores al esfuerzo vertical.

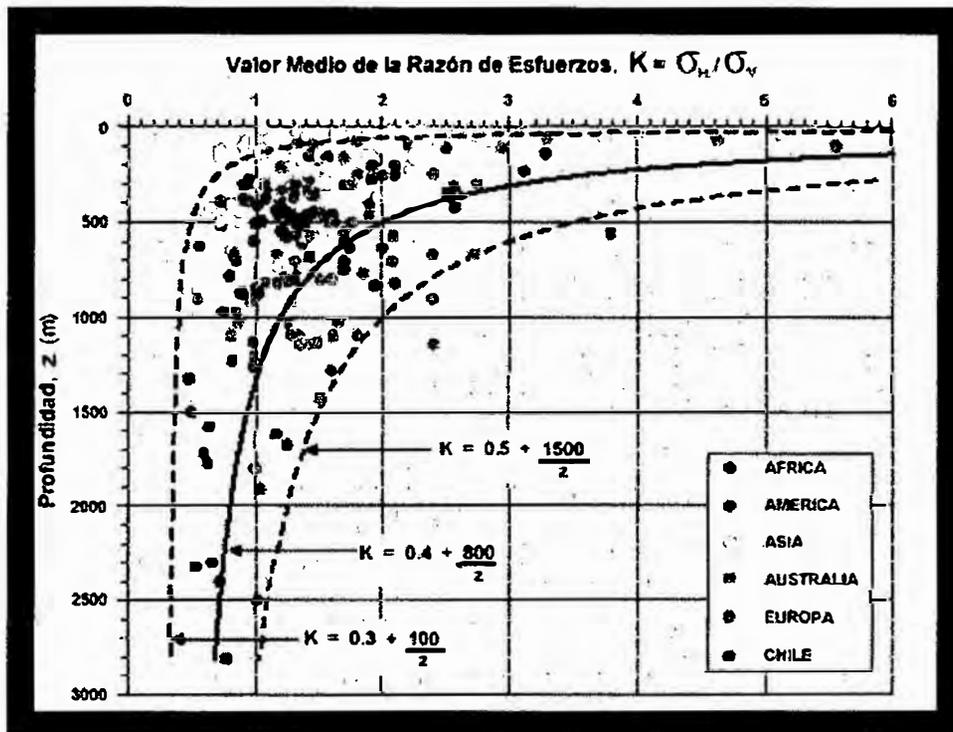


FIG. V-11. Relación entre el esfuerzo y la profundidad de las labores.

Fuente:

<http://www.google.com.pe/url?sa=i&rct=j&q=&esrc=s&source=images&cd=&ved=0ahUKEwiX4P6qq6rNAhUIOyYKHcUxAVIQjRwIBw&url=http%3A%2F%2Fwww.slideshare.net%2Ffredyramiroflore svega%2Fgeomecanica&psig=AFQjCNEuTy7iyGrcbt2PoTMKY5y9AzY8rA&ust=1466089090088220>

La estimación del GSI (Índice de Resistencia Geológica) del macizo rocoso comprende la evaluación de dos aspectos del macizo: características estructurales (intertrabamiento, perturbación y sistemas de discontinuidades) y condiciones de las discontinuidades (características de las paredes de las discontinuidades, rugosidad, relleno, resistencia a la compresión Uniaxial y alteración). Para determinar los valores del GSI, se obtuvieron los datos a través de la tabla geomecánica que se tiene en la Compañía Minera Casapalca, *(ver el gráfico en la pág.- 123)* se consideran los factores principales que influyen en la resistencia del macizo rocoso (características estructurales y condiciones superficiales). Obteniéndose para ambos tajos (TJ. 200, TJ.300 del NV. 14) en la roca encajonante $GSI=MF/R$ con un $RMR = 55$ y en la mineralización $GSI=MF/M$ con un $RMR=45$.

SUSTENTO DE LA TABLA DE GEO MECÁNICA DE LA COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA

En la Unidad Americana de CIA Minera Casapalca, se ha considerado conveniente aplicar la *clasificación geomecánica según el criterio generalizado de hoek & brown (2,002)* y, por consiguiente, el índice GSI, debido a que este sistema se ajusta a las condiciones de las labores mineras subterráneas, además de las facilidades de su uso y aplicación por parte de los trabajadores de la unidad minera.

Los riesgos en la excavación de labores mineras subterráneas, se encuentran generalmente en las condiciones geomecánicas más desfavorables el cual pueden, causar Incidentes/Accidentes; la caída de rocas es la principal causa de ocurrencia de accidentes incapacitantes en las operaciones mineras subterráneas. El minado en la zona de cuerpos de Casapalca se encuentra aproximadamente 700 m. y en la zona de vetas a más 1000 m. por debajo de la superficie, con dominio predominante de esfuerzos de compresión, a esto el desafío del soporte de roca se hace más grande porque los

movimientos son más severos e impredecibles y ello hace más difícil garantizar la seguridad de los trabajadores.

El objetivo de la tabla geomecánica es realizar una fácil y práctica interpretación de la calidad del macizo rocoso y determinar el tipo de sostenimiento, por parte del personal de mina, que apoye en el desarrollo de las operaciones mineras, con la finalidad de minimizar los riesgos por caída de rocas, a fin de garantizar la integridad física del personal y de la producción. Para el sustento de la tabla Geomecánica se ha empezado con el estudio de las propiedades de las rocas en el campo de la mina Casapalca concluyendo que el tipo de roca para la zona de cuerpos es una arenisca silicificada y calcárea; para la zona veta Oroya techo (volcánicos de la formación Carlos Francisco), las Andesitas.

Se realizó la cartilla geomecánica G.S.I, basado en la realidad de la mina, al método de minado y del tipo de yacimiento que tenemos, para esto una consolido la tabla geomecánica adecuada para la unidad y se procedió con la capacitación a todo el personal de la mina.

Sin embargo, este sistema tiene una base teórica que veremos a continuación:

a) **Clasificación geomecánica según el criterio generalizado de Hoek & Brown (gsi – 1980, 1992, 1994, 2002)**, desarrollado para estimar la resistencia del macizo rocoso fracturado, éste asumía que fragmentos individuales de roca están en íntimo contacto y que el fallamiento está controlado por la resistencia y las características de las discontinuidades de las superficies, el criterio generalizado está basado en:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Dónde:

σ'_1 y σ'_3 : son el máximo y mínimo esfuerzos principales efectivos respectivamente;

m_b : es el valor de la constante m de Hoek & Brown para macizos rocosos;

s y a : son constantes que dependen de las características de la masa rocosa; y

σ_{ci} : es la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta.

b) **Índice de Resistencia Geológico (Geological Strength Index)**, provee una descripción netamente cualitativa, el cual combina los dos parámetros fundamentales del proceso geológico: las propiedades de la roca intacta y las propiedades de las discontinuidades, los cuales sirven para estimar la resistencia de la masa rocosa en diferentes condiciones geológicas en la cual se relaciona el tamaño de los bloques con las características de fracturamiento y dureza.

c) **Diseño de sostenimiento asociado al índice GSI y tiempos de autosoporte.** La masa rocosa del área de evaluación esta entre F/R a MF/R principalmente en las areniscas calcáreas y F/B a MF/B, en las areniscas silicificadas; correlacionándolos con el RMR esta: Tipos II y III de calidad Buena a Regular, de RMR de (65 – 75). Localmente hay presencia de rocas de calidad Regular B, Tipo (IIIB - RMR 41-50) en el rango superior, y en algunos sitios muy puntuales, las rocas son de calidad Mala A, de Tipo (IVA – RMR 31-40), (*ver cuadro V-20*)

INDICE GSI		INDICE RMR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSPORTE		Abertura Maxima (m)
				Labores (2.1 m - 3 m)	Labores (3.5 m - 5 m)	
LF/MB	Levemente fracturada/Muy buena	85-95	A	10 años	5 años	20.0
LF/B	Levemente fracturada/Buena	75-85	A	5 años	3 años	15.0
LF/R	Levemente fracturada/Regular	65-75	A	2 años	1 año	10.0
F/MB	Fracturada/Muy buena	75-85	A	5 años	3 años	15.0
F/B	Fracturada/Buena	65-75	A	2 años	1 año	10.0
F/R	Fracturada/Regular	55-65	B	6 meses	3 meses	7.0
F/M	Fracturada/Mala	45-55	C	2 semanas	1 semana	4.5
MF/B	Muy Fracturada/Buena	55-65	B	6 meses	3 meses	7.0
MF/R	Muy Fracturada/Regular	45-55	C	2 semanas	1 semana	4.5
MF/M	Muy Fracturada/Mala	35-45	D-D1	5 días	2 días	3.0
MF/MM	Muy Fracturada/Muy Mala	25-35	E	8 horas	4 horas	2.0
IF/B	Intensamente Fracturada/Buena	45-55	C	2 semanas	1 semana	4.5
IF/R	Intensamente Fracturada/Regular	35-45	D-E	5 días	2 días	3.0
IF/M	Intensamente Fracturada/Mala	25-35	D1-E	8 horas	4 horas	2.0
IF/MM	Intensamente Fracturada/Muy Mala	15-25	E	Presoporte	Presoporte	1.0

Cuadro V-20. Cuadro de evaluación de autosoporte según las secciones de abertura.

Fuente: Área de geomecánica de la Cia Minera Casapalca.

METODOLOGIA DE APLICACION

EL DESPRENDIMIENTO DE ROCA SE EVITA COLOCANDO EL SOPORTE ADECUADO EN EL MOMENTO OPORTUNO.
PROCESO DE MAPEO GEOMECANICO

LA TABLA DE SOSTENIMIENTO SEGUN EL Q. S. I., SE APLICA DE ACUERDO A LAS CONDICIONES GEOMECANICAS DEL MACIZO ROCOSO Y SE SUBDIVIDEN DE ACUERDO AL ANCHO DE LA EXCAVACION O MINADO:

1. PARA LA UTILIZACION DE ESTA TABLA SE DETERMINA (MUY) LA SOLICITUD:

- 1) ESTRUCTURA: SEGUN LA CANTIDAD DE FRACTURAS POR METRO LINEAL DEPTENDAS CON EL FLEZOMETRO.
- 2) RESISTENCIA O CONDICION SUPERFICIAL: DEFINIDA POR LA CANTIDAD DE GOLPES DE LA PICOTA BASTANTEA CON QUE SE ROMPE O LA PROFUNDIDAD DE INVENTACION PARA HALLAR "Q.S.I." DEBE LAVARSE LA ZONA, DIFERENCIANDO FRACTURAS NATURALES Y DE VOLADURA.
- 3) CUANDO HAY LA PRESENCIA DE ALTERACION EN LAS PAREDES, DE LAS FRACTURAS O EL TIPO DE RELLENDO: (GRANULAR, LINGOSO O ARCILLOSO); LA FORMA DE LAS FRACTURAS (LISA, ESTRADA, ONDULADA, SUJOSA, LIGERAMENTE RUGOSA) Y ESPACIAMIENTO DE LAS FALLAS; SE PROCEDI A DETERMINAR EL TIPO DE SOPORTE DE ACUERDO AL ANCHO DEL MINADO.

2. EN EXCAVACIONES QUE NO REQUIERAN SOPORTE SEGUN LA CLASIFICACION GEOMECANICA, PERO PRESENTAN FRACTURAS PARALELAS, VERTICALES Y HORIZONTALS A FAVOR O EN CONTRA DE LA EXCAVACION. EN LABORES PRINCIPALES EL SOSTENIMIENTO SERA EN FORMA SISTEMATICO.

3. LA CLASIFICACION Y EL TIPO DE SOPORTE; DEBE REALIZARSE DE INMEDIATO, COLOCANDO EL SOPORTE ADECUADO EN EL TIEMPO INDICADO; DE COLOCARSE EL SOPORTE A DEZTIEMPO ES PROBABILMENTE SE RESOLVERA DE UN SOPORTE MAS PESADO DEL QUE SE INDICO.

4. FACTORES INFLUYENTES:

A) EN EXCAVACIONES REALIZADAS SOBRE EL MACIZO ROCOSO PROFUNDO A CRISTALOS DE ROCA (POPCITA ROCK) O INSTALADO DE ROCA (ROCK BURST), EL SOSTENIMIENTO DETERMINADO CON LA TABLA QUE SUPERA MODIFICACION AL INMEDIATO INFERIOR, ES DECIR SI EL SOSTENIMIENTO ES TIPO "B" PASARA A UN TIPO "C".

B) EN LA EVALUACION DEL SOSTENIMIENTO SE TENDRA EN CUENTA EL FLUJO DE AGUA; EL REBAJAMIENTO DE LA ROCA; VOLADURA DEFICIENTE; PRESENCIA DE FALLAS; ZONAS DE INTERSECCION. EL SOSTENIMIENTO DETERMINADO CON LA TABLA QUE SUPERA UNA MODIFICACION AL INMEDIATO INFERIOR PARA SU SOSTENIMIENTO.

LA TABLA Q.S.I., SE HA RELACIONADO CON EL INDICE DE MASA ROCOSA (RMR) (SANTANDEK), ASI MISMO EL TIPO DE ROCA, SOSTENIMIENTO A APLICARSE; RELACIONADO AL TIEMPO DE AUTO SOPORTE Y ABERTURA MAXIMA.

INDICE Q.S.I.	INDICE RMR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE		ABERTURA MAXIMA
			LARGOS	CORTOS	
LF/MB (LEVEMENTE FRACTURADA / MUY BUENA)	85-95	A	2.4 - 3.0 MESES	3.5 - 6.0 MESES	20 mts.
LF/MS (LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA)	75-85	A	5 AÑOS	3 AÑOS	15 mts.
LF/R (LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR)	65-75	A	2 AÑOS	1 AÑO	10 mts.
F/MB (FRACTURADA / MUY BUENA)	75-85	A	2 AÑOS	3 AÑOS	15 mts.
F/MS (FRACTURADA / BUENA)	65-75	A	2 AÑOS	1 AÑO	10 mts.
F/R (FRACTURADA / REGULAR)	55-65	B	6 MESES	3 MESES	7.5 mts.
F/MB (FRACTURADA / MUY BUENA)	45-55	B1	2 SEMANAS	1 SEMANA	4.5 mts.
F/MS (FRACTURADA / BUENA)	35-45	A	3 MESES	3 MESES	7.0 mts.
F/R (FRACTURADA / REGULAR)	45-55	B1 - C	2 SEMANAS	1 SEMANA	4.5 mts.
MF/MB (MUY FRACTURADA / MUY BUENA)	35-45	D - D1	5 DIAS	3 DIAS	3.0 mts.
MF/MS (MUY FRACTURADA / BUENA)	25-35	E	4 HORAS (INMEDIATO)	4 HORAS (INMEDIATO)	2.0 mts.
IF/E (INTENSAMENTE FRACTURADA / BUENA)	45-55	D1 - C	2 SEMANAS	1 SEMANA	4.5 mts.
IF/R (INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR)	35-45	D - E	5 DIAS	3 DIAS	3.0 mts.
IF/MB (INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY BUENA)	25-35	D1 - E	3 HORAS (INMEDIATO)	4 HORAS (INMEDIATO)	2.0 mts.
IF/MS (INTENSAMENTE FRACTURADA / BUENA)	15-25	E	(PRE SOPORTE)	(PRE SOPORTE)	1.5 mts.

5. LA PERFORACION DEL TALADRO PARA SOSTENIMIENTO SERA PERPENDICULAR A LAS PAREDES Y TIEMPO, SALVO CUANDO SE COLOQUEN PARA ASSEGURAR BLOQUES SUELTOS, SIENDO NECESARIO PARA ESTE CASO EL USO DE LAS DE LAS DATAS MECANICAS O PUNTALES DE SEGURIDAD.

6. EN LA COLOCACION DE MALLA SE DEBE REALIZAR DE GRADIENTE A GRADIENTE, ASSEGURANDE ESTAS AL TIEMPO MEDIANTE EL USO DE DATAS MECANICAS, Y LUGO SE ASSEGURAN CON LOS PERNOS DE ANCLAJE, ESTA OPERACION EVITARA LA CAIDA DE FRAGMENTOS DE ROCA AL PERFORAR.

7. EN LA COLOCACION DEL SHOTCRETE SE REALIZA DESPUES DE LAVAR LA LABOR CON AGUA A FRESCON, SE REQUIERE EL USO DE CALIBRADORES, LA DISTANCIA PARA EVITAR EL EXCESO DE PESO ES DE 1.5 mts., DESPUES Y LA PREPARACION DE LA MEZCLA ADECUADA, LA ILUMINACION DE LA ZONA, USO DE LOS MANOS DE LOS EQUIPOS, EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL, USO DE DRONES SI HAY PRESENCIA DE AGUA.

8. EN LA COLOCACION DE CIMBRAS METALICAS O CUADRO DE MADERA SE DEBE COMENZAR EL CORTEO ALUMINAMIENTO Y PERPENDICULARIDAD DEBEN ESTAR BIEN ANCLADAS Y TOPADAS A LA SUPERFICIE DE LA SECCION.

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL



MINA CASAPALCA SOSTENIMIENTO SEGUN QSI MODIFICADO LABORES MINERAS DE DESARROLLO Y

EXPLOTACION (2.90 a 4.50 m. de Luz)

- A)** SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES)
- B)** PERNO SISTEMATICO. (1.8 x 1.8 m.) CINTA METALICA O MALLA OCASIONAL)
- B1)** PERNO SISTEMATICO. (1.5 x 1.5 m.) CINTA METALICA O MALLA OBLIGATORIA)
- C)** PERNO SISTEMATICO. (1.20 x 1.20 m.) SHOTCRETE CON FIBRA (0.05 m.) CUADROS DE MADERA.
- D)** PERNOS SISTEMATICOS (1.0 x 1.0 m.) SHOTCRETE CON FIBRA (0.10 m.) CUADROS DE MADERA.
- E)** CIMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA.

ESTRUCTURA

Abaco de relacion con RMR.

LEVEMENTE FRACTURADA.
 TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (LF)
 (2 A 6 FRACT. POR METRO)
 (RQD 75 - 90)
 (RQD = 115 - 3.3 Jn)

MODERADAMENTE FRACTURADA.
 MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (F)
 (6 A 12 FRACT. POR METRO)

MUY FRACTURADA.
 MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (MF)
 (12 A 20 FRACT. POR METRO)

INTENSAMENTE FRACTURADA.
 PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (IF)
 (RQD 0 - 25)
 (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)

TRITURADA O BRECHADA.
 LIGERAMENTE TRABADA, MASA

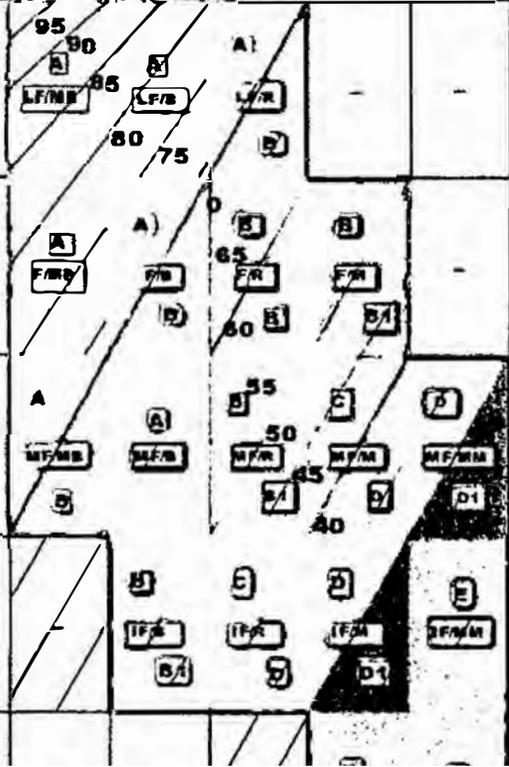
RESISTENCIA Y/O CONDICION SUPERFICIAL
 MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (M B)
 SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSA E IRREGULAR, CONRADAS. (RQ > 20 BP)
 (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)

BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B)
 DISCONTINUIDADES RIGIDAS, LEV. ALTERNADA, BANCOS DE COORDINACION, LIBER. ABIERTA (RQ: 10 A 20 BP)
 (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)

REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A EXC. ALTER.) (R)
 DISCONTINUIDADES LIGERAS, MODERADAMENTE ALTERNADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (RQ: 50 A 100 BP)
 (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)

MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M)
 SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIMONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO CON FRAGMENTOS DE ROCA (RQ: 25 A 30 BP) - (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)

MUY MALA (MUY BLANDA, EXTERIADA, ALTERADA) (M B)
 SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIMA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (RQ < 25 BP)
 (SE DESGREGA O INDEBIDA PROFUNDAMENTE)



- A: Sin soporte o perno ocasional, (control de bloques inestables).
- B: Perno sistemático (1.8 m x 1.8 m), cinta metálica o malla ocasional.
- C: Perno sistemático (1.5 m x 1.5 m), cinta metálica o malla obligatoria.
- D: Perno sistemático (1.2 m x 1.2 m), Shotcrete con fibra de 0.05 m.
- D1: Perno sistemático (1.0 m x 1.0 m), Shotcrete con fibra de 0.1 m, cuadros de madera.
- E: Cimbra metálica o cuadros de madera.

5.6.2. CÁLCULO DE LOS ESFUERZOS INDUCIDOS CON EL MÉTODO NUMÉRICO DE ELEMENTOS FINITOS

Para el cálculo de los esfuerzos inducidos se ha utilizado el Método Numérico de Elementos Finitos contenido en el Software Phase2, se ha considerado la andesita como roca encajonante y la estructura mineralizada está formada por carbonatos.

Para hallar los valores del criterio de Hoek y Brown, se ingresó datos básicos al **SOFTWARE ROCK DATA**, tal como se aprecia en los cuadros siguientes: *Cuadro V-21 y V-22.*

DATOS INGRESADOS A MODELO EMPÍRICO					
	RCU	GSI	MI	FACTOR DE DISTURBANCIA	Ei
MINERALIZACIÓN	65	45	12	0	3627.5
ROCA ENCAJONANTE	120	55	20	0.8	9509.36

Cuadro V-21. Cuadro de datos ingresados a modelo empírico.

Fuente: Geomecánica

- RCU: Resistencia a la Compresión Uniaxial, este dato fue hallado por medio muestras de testigos llevados a laboratorio.
- GSI: Índice de Resistencia Geológica, hallado por medio de la tabla geomecánica de casapalca de manera insitu.

- M_i : Constante de roca intacta, estos datos son hallados según tabla de geomecánica de Hoek-Brown.
- Factor de disturbancia o perturbación: Tomado de la tabla de GSI.
- E_i : Modulo de deformación.

Los resultados según modelamiento de software RockLab son:

CRITERIOS DE HOEK Y BROWN		
	Mineral	Roca encajonante
Parámetro (mb)	1.6410	1.6830
Parámetro (s)	0.0017	0.0022
Parámetro (a)	0.5030	0.5080
Cohesión (Mpa)	5.8800	5.8800
Ángulo de fricción (grados)	30.3700	30.5800
Módulo de deformación	9509.3600	3627.5000

*Cuadro V-22. Cuadro de resultados del modelo empírico.
Fuente: ge mecánica*

Estos resultados, ayudaron a realizar una simulación en el Software Phase 2, para poder hallar lo factores de seguridad, en cada corte de la veta Ximena del tajo 200, esta simulación se realizó en el nivel 13, (*ver Fig. V-12*). Así mismo volvemos a mostrar el resumen sacado del factor de seguridad realizado por el Software phase 2.

Factor de seguridad			
N° de Corte	Factor de Seguridad		Observación
	Corona	Hastial	
6	0.96	1.26	En corte
7	0.95	1.26 - 2.21	En corte
Parte media	2.21	1.58-189	Tajo rellonado
Parte media	0.95	0.95 - 1.26	En corte
10	0.95	1.26	Con sostenimiento
Ultimo	1.26	1.26	Ultimo corte

*Cuadro V-23 Cuadro de resumen de factor de seguridad.
Fuente: ge mecánica*

En las siguientes *Fig. V-13* y *Fig. V-14*, se muestran las simulaciones de cada corte realizado en el tajeo, también *Anexo 06* donde se agregaron más vistas graficas de las simulaciones en el software Phase 2.

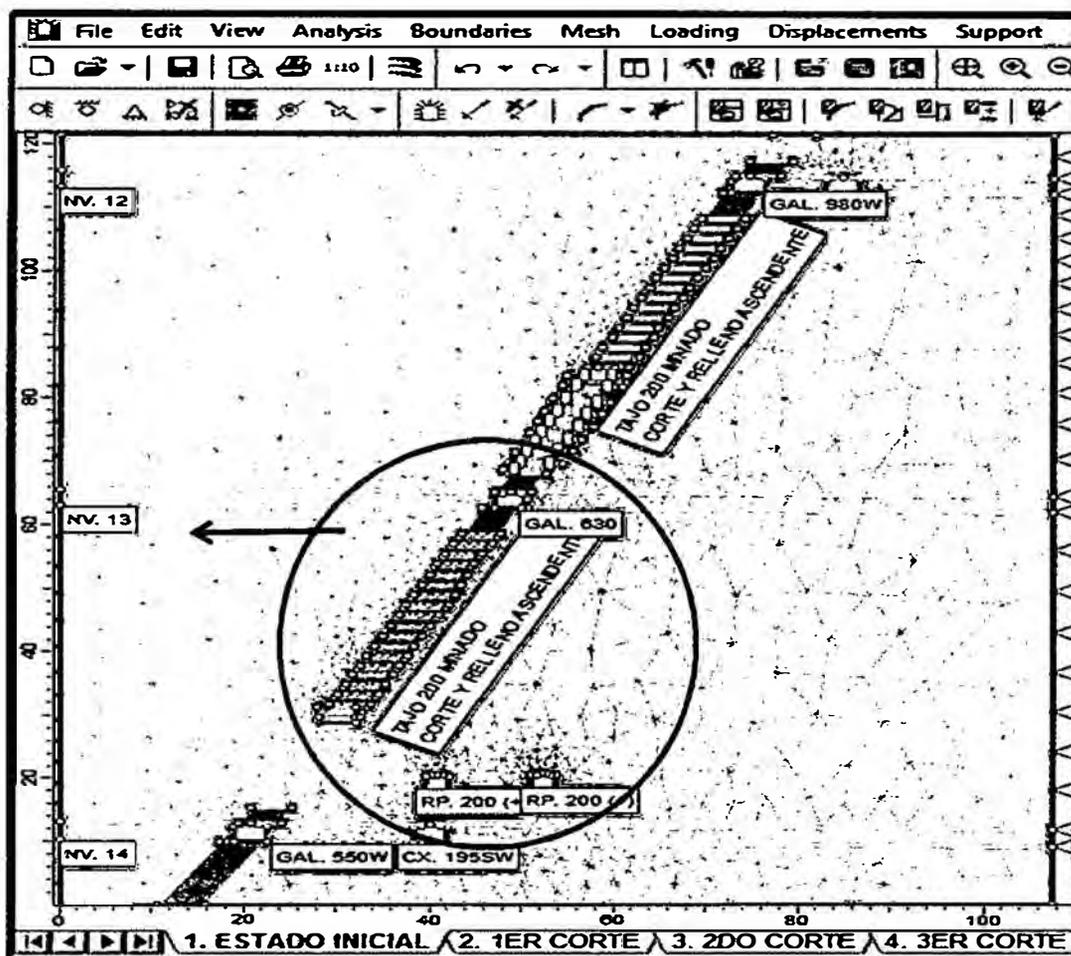
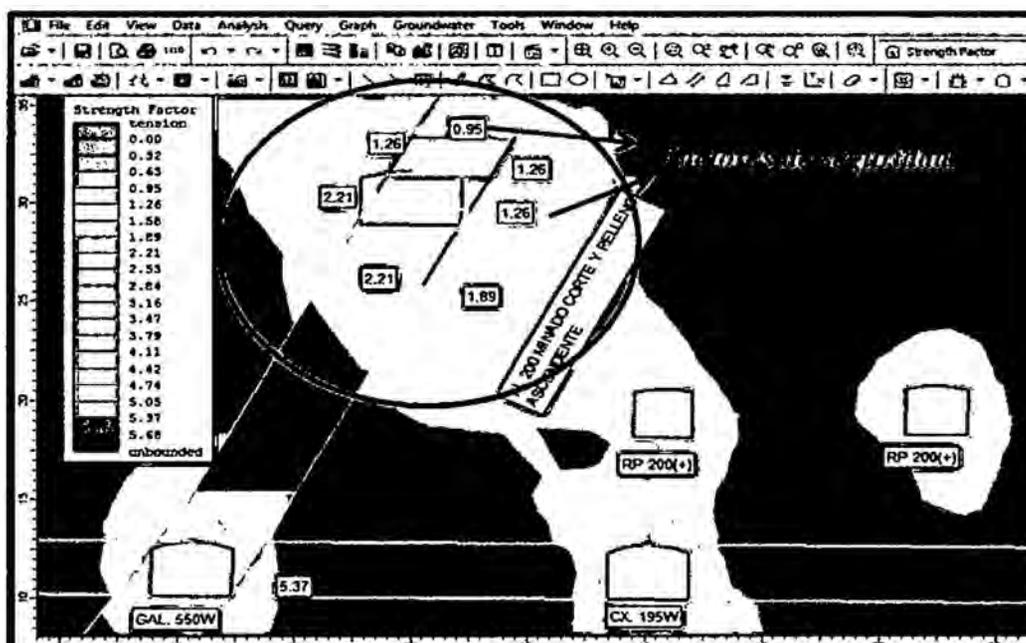


FIG. V-12. Generación insitu de la malla
 Fuente: GEOMECÁNICA – MINA CASAPALCA



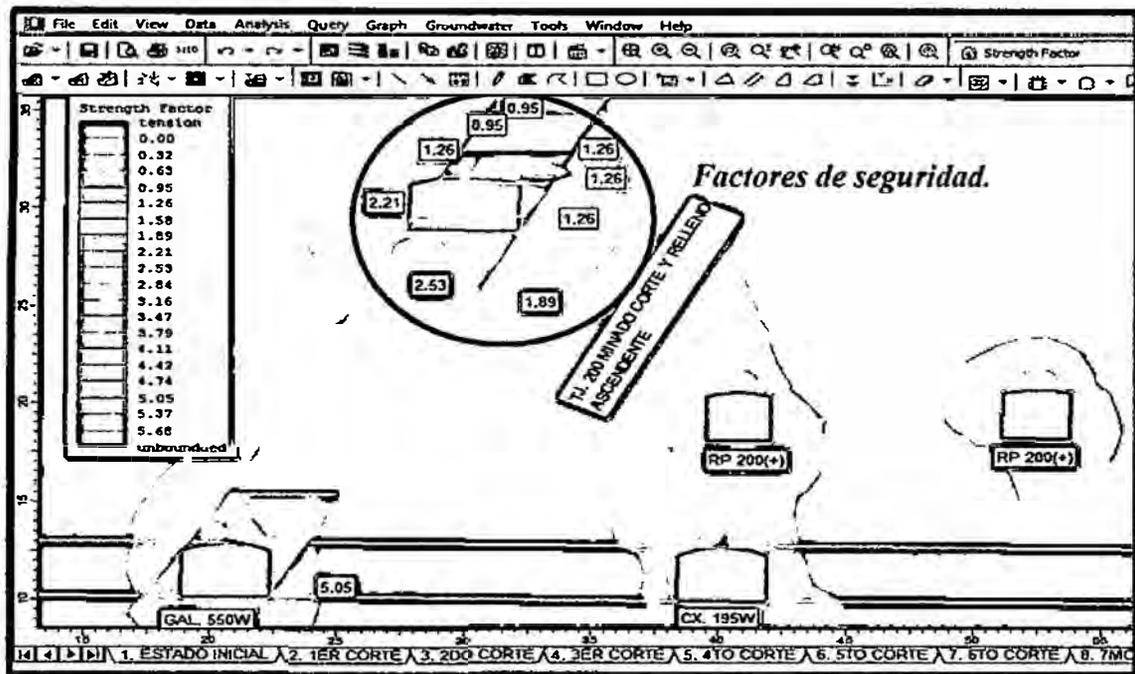


FIG. V-13 Sexto corte de la veta, factor de seguridad bajo en la corona de la veta.

FIG. V-14. Séptimo corte de la veta, factor de seguridad bajo en la corona de la veta.

Fuente: GEOMECÁNICA – MINA CASAPALca

5.6.3. RESULTADO DEL ANÁLISIS DE LA PRUEBA EN EL SOFTWARE PHASE 2

Como se observa en los gráficos anteriores y en el *anexo 06*, nuestro factor de seguridad en la corona está en promedio entre 0.95 y 1.26; en los hastiales con promedios de 1.26 y 1.89 llegando en ocasiones hasta los 2.21 e incluso un poco más, esto por el relleno hidráulico y el sostenimiento adicional que se le da al tajo (mallas, splitset, Wood pack, postes y otros), pero no es un factor de seguridad continuo, ya que el resultado de esto es el sostenimiento masivo que se le da a la veta.

CAPITULO VI

PROGRAMA DE MINADO POR EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES Y SU EVALUACIÓN DE COSTOS

6.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

La explotación por paneles está básicamente diseñada para una producción continua a diferencia del método de explotación de corte y relleno ascendente que se realiza de forma discreta dependiendo del sostenimiento.

La principal característica del diseño, es la división de la veta en potencias de entre 3 y 4 metros, su largo y alto dependen en gran medida de las dimensiones del block, otra de las características resaltantes es el trabajo alternado de los paneles para evitar subsidencias posteriores en el tajeo, estos trabajos son secuenciales, mientras un panel se halla en sostenimiento o relleno el otro está en proceso de producción o limpieza de mineral.

6.2. ETAPAS DE MINADO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

El programa de minado del método de explotación por paneles consta de 3 etapas, cada una de las cuales será mencionada a continuación.

Para iniciar con el método de explotación por paneles consideraremos lo siguiente:

- El block tiene una dimensión de 60 m X 50 m
- Potencia de la veta 3.50 y 9.00 metros, dividiéndose cada block en 2 partes longitudinales de potencia 3.00 m cada block, llamados paneles
- Las vetas tienen un buzamiento de 70 a 75° NW.
- Un camino chimenea de 1.50 m X 1.59 m y un echadero de las mismas dimensiones.



*FIG. VI- 01 Vista de perfil de la veta y los paneles.
Fuente: Área de geología.*

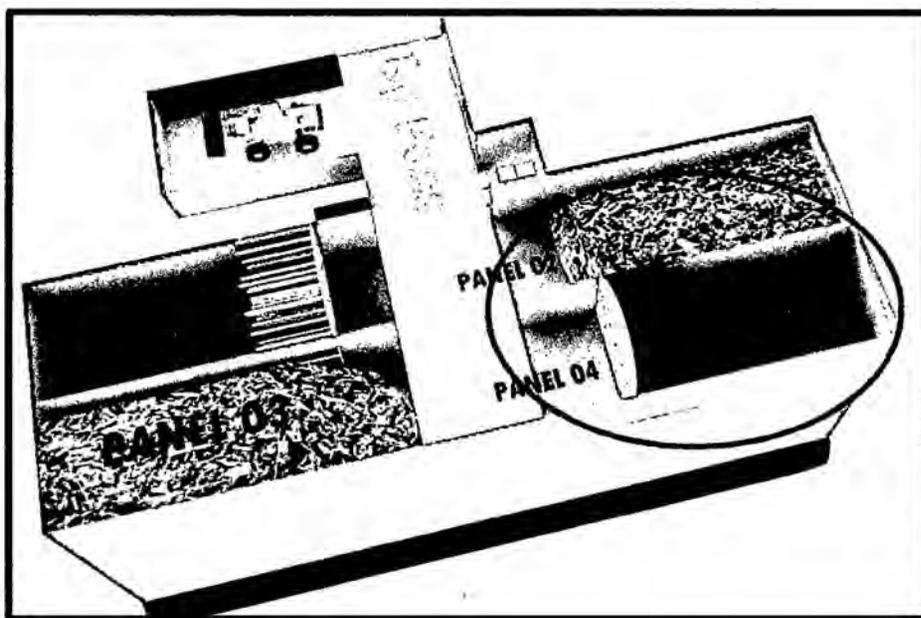
INICIO DEL TRABAJO DESDE LA GALERÍA:

Antes de iniciar con el avance de los paneles, empezaremos a abrir un inclinado que sale de la galería principal con una sección de 2.40 m X 2.70 m, con pendientes de entre: 20% y 25 % hasta llegar al subnivel, dejando un puente de 4.00 metros; este proceso se hace para poder acceder al subnivel y poder ingresar nuestros equipos de acarreo que mantendremos cautivos durante todo el minado del tajeo; luego pasaremos a realizar un corte transversal para iniciar con el By Pass, este cortara a la veta y entrara en material estéril para realizar el refugio del Scoop, el echadero de mineral y el camino. Culminado el By Pass y el refugio, iniciaremos con el trabajo de perforación con taladros horizontales en los paneles que ya están debidamente diseñados y marcados. *(Ver Anexo 7)*

1^{ra} ETAPA: Diseñados los paneles, 1, 2, 3, y 4 (imaginariamente), el By Pass y el refugio, se procede a tomar dos de ellos de forma alterna.

Se toman los paneles 1 y 4 (*Ver Fig. VI-02*). Se inicia una labor en la caja piso y la otra en la caja techo de la veta, con una sección de 3.00 m X 2.50 m.

La perforación de este frente se realiza con taladros horizontales, con longitud de 6 pies hasta finalizar el largo del block, culminando así con el primer corte de dos paneles, (*ver Fig. VI-02*). Teniendo en cuenta la mineralización carbonatada se recomienda trabajar de manera sistemática en frente avanzado y frente sostenido.



*FIG. VI- 02 Vista de perfil de la veta y los paneles.
Fuente: Área de geología.*

2^{da} ETAPA: Una vez que ya se tienen marcado ambos frentes, se da inicio con el ciclo de cada panel., el sostenimiento es al techo con malla electrosoldada y Split Set de 7 pies. De acuerdo al avance se van realizando estudios geomecánicos, para ver la resistencia del material y darle un margen de espaciamiento al sostenimiento de tal manera que nos brinde mayor seguridad en el trabajo y en nuestro avance.

Fases de a segunda etapa:

1. Se va realizar una lechada de cemento pegada a la malla y al hastial del siguiente panel.
2. Luego se procede con la perforación en **realce** acumulando taladros para el carguío y voladura.
3. Seguidamente se inician las labores de empampillado con el mismo mineral, esto, para realizar el sostenimiento del panel, antes de que se ensanche el tajo.

3^{ra} ETAPA: Luego de culminar con el sostenimiento de ambas labores, se continúa trabajando en los paneles siguientes, siguiendo la secuencia de la etapa uno.

Mientras se realiza el avance en los paneles 2 y 3, el scoop va realizando la limpieza del mineral del panel 1 y luego del panel 4. Al culminar con los trabajos de los paneles 2 y 3, se inicia la perforación del refugio de Scoop, la chimenea y el echadero.

Una vez concluido con el acarreo del panel número 01, se procede al armado de la barrera de rajados de madera, estos rajados están protegidos y forrados por dentro con tela de yute, para que el relleno hidráulico no escape, lo mismo se debe realizar con el panel 04.

6.3. SECUENCIA DE MINADO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

6.3.1. TALADROS HORIZONTALES DEL PRIMER CORTE.

El By Pass tiene la función de separar los blocks, este tiene una sección de 3.0 m X 2.50 m, al igual que la sección de los paneles, con una longitud de 16 metros (6m de potencia de la veta y 10 en material estéril). Al terminar el trabajo del By pass, iniciamos con el primer corte de los paneles, este corte se realiza con taladros horizontales en los paneles 1 y 4 con longitud de 6 pies, con perforadoras jackleg, a una

altura de perforación de 2,50 m., cada metro de avance debe estar debidamente reforzado con sostenimiento, haciéndose uso de los pernos Split Set y malla electrosoldada, tanto a los hastiales (0.75 m por debajo de la corona) como al techo.

6.3.2. REALCE DEL SEGUNDO CORTE.

Se realiza una vez que se ha culminado toda la longitud del block (primer corte) y realizado el sostenimiento adecuado según avance; también se hará uso de las perforadoras tipo jackleg y stoper con taladros de 8 pies; estos son acumulados para luego ser cargados y disparados.

A partir de este corte para adelante todas las perforaciones se realizan en realce, es decir perforaciones en la corona del tajeo.

6.3.3. SOSTENIMIENTO DE LA LABOR, SEGUNDO CORTE.

El sostenimiento luego del segundo corte, es de la siguiente manera, primero: se desata la roca suelta y se hace el respectivo regado del mineral roto, para luego realizar el empampillado, ya que la carga sirve de mesa para realizar los trabajos de sostenimiento en el panel. Una vez culminado con el sostenimiento se procede a realizar la limpieza de mineral, este es acarreado al echadero; una vez culminado la limpieza se prepara el panel para el respectivo relleno hidráulico.

En los paneles tendremos dos tipos de sostenimiento, uno mediante Split set complementado con plantillas de seguridad y la otra es la malla electrosoldada, las mallas van pegadas a la corona de la labor reforzadas con Split Set.

NOTA: El sostenimiento en el By Pass se realiza solo con SplitSet y plantilla, sin malla, porque, como se mencionó en capítulos anteriores la roca encajonante en competente formado por andesita .

6.3.4. LIMPIEZA DE MINERAL.

Una vez concluido el sostenimiento sobre el material roto acumulado del segundo corte, se procede a extraer el mineral por el ore pass con Scoop cautivo, este mineral roto es acumulado en el echadero y es cargado en las ventanas de extracción por medio de carros mineros tipo gramby con capacidad promedio de 5 toneladas.

6.3.5. RELLENO.

Concluida la limpieza del mineral, se procede a realizar una barrera con rajos de madera al inicio de la labor y forrado con yute, así mismo, se realiza un forrado del mismo material en la base de la labor, con el fin de que al colocar las tuberías de drenaje cumplan la función de desaguar el agua del relleno y no lave el relleno de los cortes inferiores provocando algún posible colapso del tajeo.

6.4. COSTO POR \$/TMR DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

Para hallar en costo de \$/TMR del método de explotación por paneles, primero se procedió a realizar un análisis de tiempos, con los datos tomados de campo (*ver anexo 08*), donde se muestran los cuadros de resumen del control de tiempos tomados en el tajo.

- Tiempo de perforación de sostenimiento
- Tiempo de perforación de producción.
- Tiempo de acarreo del Scoop.
- Tiempo del empampillado del scoop, para realizar trabajos de sostenimiento.
- Tiempos muertos y demoras operativas.
- Tiempo de llegada a la labor desde la boca mina.
- Tiempo de reparto de guardia.

Para los cálculos del costo se tomaron en cuenta los siguientes datos de la empresa minera y cálculos que fueron hallados según la información obtenida de campo, estos cálculos se detallan más debajo de acuerdo a la información que se va ir manejando.

Datos de mina y datos de campo	Valor	Unid.
Avance con taladro de 8' (Ef. = 85%)	2.07	m
Promedio de potencia de la veta	6.00	m
Promedio de taladros de producción	120.00	Tal/Panel
Promedio de taladros de sostenimiento	140.00	Tal/Panel
Largo del tajo (sumado ambas alas)	120.00	m
Densidad de mineral	3.00	TM/m ³
Tonelaje roto por panel:	1117.80	Ton
Volumen a rellenar por panel:	360.00	m ³
Volumen roto por panel :	372.60	m ³
Promedio de taladros de sostenimiento:	8	min
Taladros de producción	5	min
Acarreo de Scoop dentro de los 60 m por ala (Ciclo por pala)	4	min
Horas muertas por guardia:	2:30	horas

Cuadro VI-01. Cuadro de datos generales del tajo 200 de la veta Ximena.

Fuente: propio con apoyo del área de Geomecánica

Cálculos matemáticos:

- Hallando promedio de potencia de la veta: Datos tomados in situ del tajo.

N°	Medida (m)
1	3.90
2	5.70
3	6.50
4	7.45
5	8.30
6	8.90
7	6.20
8	5.00
9	3.10
Prom:	6.12

Hallando el tonelaje roto por panel:

Sección del panel: $3.00 \text{ m} \times 60.00 \text{ m} = 180 \text{ m}^2$

Avance por taladro: 2.07 m

Densidad de mineral: 3.00 TM/m³

Volumen roto por panel: $180 \times 2.07 = 372.60 \text{ m}^3$

Ton. Roto por panel: $180 \times 2.07 \times 3.00 = 1117.80 \text{ Ton}$

Hallando el volumen de relleno hidráulico :

Sección del panel: 3.00 m X 60.00 m = 180 m²

Altura de relleno: 2.00 m

Volumen de relleno : 180 X 2 = 360 m³

Las mallas de perforación tanto para taladros de producción y taladros de sostenimiento serán las mismas que se utilizaban con anterioridad en el método de corte y relleno ascendente, ya que es el mismo tipo de roca y la misma mineralización; y ya se tienen datos geomecánicos y estudios matemáticos realizados; lamentablemente la información de cómo y qué tipo de modelo matemático se usó para hallar dichas dimensiones no está al alcance y es información reservada de la empresa minera. Ver plano de dimensiones de panel. (*Ver Anexo 9*) donde podemos ver el burden y espaciamiento, la sección del tajeo y del panel.

Así mismo tendremos las mallas de perforación de los taladros de producción y taladros de sostenimiento (*ver Anexo 10*), se muestran los cálculos de forma empírica, según burden y espaciamiento.

En el siguiente *cuadro VI-02*, se muestra la lista de actividades realizadas desde el tiempo de ingreso a la mina, horas muertas, demoras operativas; preparación de máquinas perforadoras, tiempo de empampillado del Scoop, fallas mecánicas, supervisión, entre otros, todo esto en el tajo 200 de la veta Ximena, las actividades en (*) y resaltadas en negro son actividades que de una u otra manera se tienen que realizar a la hora de ingresar a la mina y al tajo 200. El resto de actividades que no están resaltadas serán tomadas en cuenta de acuerdo al avance de la operación.

Prom.	TRABAJO
1 hora a 1:20 min	Ingreso desde la boca mina hasta la labor. (*)
30 min	Inicio de trabajo, revisión de labor, limpieza del tajo. (*)
15 min	Llenado de Check List - IPERC (*)
20 y 40 min	Boleo (*)
40 min a 1 hora	Percance hidráulico, pérdida o fuga de agua durante la perforación.
desde 30 a mas	Falla o corte eléctrico.
30 min	Hora muerta del Scoop por carga llena en el Ore Pass.
15 min	Preparación de máquinas perforadoras para el trabajo de perforación.
10 a 30 min	Empampillado de mineral (distancia 15 metros)
40 min	Orden y limpieza del tajo, antes de terminar la guardia. (*)
30 min a 1 hora	Desatado de rocas
1 hora	Otros.

Cuadro VI-02. Cuadro de actividades en interior mina.

Fuente: propio con apoyo del área de Geomecánica

Se debe tener presente que los tiempos tomados para calcular las horas muertas, son tiempos máximos, esto se hace por seguridad y tener un mejor resultado con errores mínimos, en el caso de boleo simplemente le daremos **10 min**, ya que esta actividad no se puede quitar de golpe, sino la reduciremos de forma gradual.

En la mina Casapalca, cada guardia tiene 8:00 horas de trabajo, esto, desde que se ingresa a la boca mina, hasta la culminación de los trabajos en interior.

Entonces del *cuadro VI-02*, se tiene:

$80\text{min}(\text{ingreso a mina}) + 30(\text{revisión de labor}) + 15(\text{chek list}) + 10 (\text{boleo}) + 40(\text{final de gdia}) = 175 \text{ min (2 horas y 55 min)}$

Hallando horas muertas :

Actividad	Tiempo (Min)
Ingreso a mina	80
Revision de labor	30
Llenado de Check List	15
Boleo	10
Final de Gdia	40
Total : (2 horas y 55 min)	175

Cuadro VI-03. Cuadro de horas muertas.

Fuente: propio con apoyo del área de Geomecánica

Teniendo un total de horas efectivas: $8:00 - 2:55 = 5$ horas y 5 min, (305 min) con este resultado se realizan los cálculos de nuestro ciclo de minado de un panel, que veremos a continuación.

6.4.1. EL TIEMPO DEL CICLO DE MINADO POR EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

a) Tiempo de perforación de taladros de sostenimiento y producción:

Tipo de perforación	N° de taladros	Factor 10%	Tiempo/tal (min)	Total (min)
Taladros de sostenimiento con colocado de malla y Split Set.	140	14	8	1232
Taladros de producción.	120	12	5	660
			Total : (min)	1892

Cuadro VI-04. Cuadro de tiempo de perforación tanto de sostenimiento como de producción

Fuente: propio

$$N^{\circ} \text{ de Gdias} = \frac{1892 \text{ min}}{305 \text{ min}} = 6.203278 = 6 \text{ gdias, } 1 \text{ hora y } 2 \text{ min.}$$

A este tiempo se le añade el tiempo de preparación de la máquina perforadora para perforar, y el desatado de rocas, este tiempo es por guardia: 15 min. + 40 min. respectivamente, haciendo un total de **55 min por guardia**.

Actividad	Factor 10%	Tiempo (min)	N° Gdias	Total (min)
Desatado de roca y arreglo de la perforadora para perforar.	5.5	55	6	363

Cuadro VI-05. Cuadro de tiempo de desatado de rocas y el arreglo de las máquinas perforadoras para

SU USO.

Fuente: propio

Teniendo como tiempo final:

Tiempo total:	
Actividad	Tiempo(min)
Perforación:	1892
Desatado y arreglos :	363
TOTAL:	2255

Cuadro VI-06. Cuadro de tiempo final para la perforación.

Fuente: propio

Como se muestra en el *cuadro VI-06*, vemos que el tiempo final para la perforación es de 2,255 min.

b) Lechada de cemento:

La lechada de cemento será lanzada, una vez que se culmine con el acarreo, este trabajo se hace antes del relleno hidráulico para poder asegurar y sostener el panel siguiente que se va trabajar, el equipo utilizado para dicho trabajo será una ALIVA – 246. SHOTCRETE, (*Ver Anexo 11*), donde se muestran las características de dicha máquina.

El lanzado de lechada de cemento será solo al hastial contiguo de un panel, uno entre ambos paneles, ya que al culminar un panel y rellenoarlo, no será necesario realizar la lechada de cemento al panel contiguo por tanto tendremos, 2 lechadas de cemento; entre los hastiales 1 – 3 y 2 – 4.

Datos:

Datos :				
Altura de cementado:	1.5 m			
Longitud :	60 m			
Grosor de lechada:	2 Pulg. = 0.0508 m			
Volumen :	$1.5 \times 60 \times 0.0508 = 4.572 \text{ m}^3$			

Equipo	Lanzado (m³/h)	Nº Lechadas	Vol. (m³)	Factor 10%	Total (min)
ALIVA	4	2	4.572	0.457	150.88

Cuadro VI-07. Cuadro de tiempo de lanzado de lechada de cemento.

Fuente: Geomecánica

El equipo Aliva 246, es un quipo semi-convencional que se usa para el lanzado de Shotcrete en labores mineras subterráneas a profundidad y de secciones pequeñas. Aliva lanza un promedio de 4 m³/hr de mezcla la cual puede ser húmeda o seca; con este dato promedio de lanzado y el volumen requerido por lechada se halla el tiempo que demora un Aliva en lanzar la lechada de cemento que necesitamos en la labor.

c) Limpieza de mineral

Datos del Scoop:

Equivalencia: $1 \text{ Yd}^3 = 0.765 \text{ m}^3$

- Densidad de mineral de mina: 3 TM/m^3
- Capacidad de Scoop : 1.5 Yd^3
- Eficiencia de carga: 80%

Capacidad en toneladas : $1.50 \times 0.765 \times 3 \times 0.80 = 2.754 \text{ Tn}$

- Tonelaje roto por panel = 1117.80 m^3

$$\text{Ton. Roto} = 60 \text{ m} \times 3 \text{ m} \times 2.07 \text{ m} \times 3.0 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} = 1117.80 \text{ ton}$$

- Long del tajo: 60 m (Long. Del block)
- Potencia: 3 m
- Avance por perforación: 2.07 m

Para realizar el sostenimiento en la labor también se toma en cuenta el trabajo de empampillado que se realizara en tres partes o etapas, ya que la labor es demasiado larga y no se puede empampillar toda la labor en un solo bloque, porque tardaría demasiado y perderíamos tiempo.

- Tiempo de empampillado: $40 \text{ min} \times 3.0 \text{ min} = 120 \text{ min}$

EL tiempo de limpieza seria: el tonelaje roto por panel, dividido por la carga de la cuchara del scoop (ton/cuch), luego el resultado multiplicarlo por el ciclo del tiempo de limpieza del tajo al echadero.

Trabajo	Carga/Cuchara (ton)	Tiempo: Cuchara/min	Ton/ Panel	Total (min)
Limpieza de Scoop	2.75	4	1117.80	1625.89
Empampillado para sostenimiento	0	0	0	120
Total :				1745.9

Cuadro VI-08. Cuadro de tiempo de acarreo y empampillado.

Fuente: propio

d) Tiempo de relleno hidráulico

El relleno hidráulico como bien se indicó se va realizar en la sección completa de cada panel; de los datos proporcionados por la empresa se tiene:

- $Q = 60 \text{ m}^3/\text{hora}$ (el caudal es dato proporcionado por el área de planeamiento)
- Altura de relleno: 2 m
- Volumen a rellenar: 360 m^3 (60 largo X 3 potencia X 2 altura)

Trabajo	Caudal (m^3/hora)	Volumen de panel (m^3)	Total (Horas)
Relleno hidráulico	60	360	6.00
Total de tiempo :			6.00

*Cuadro VI-09. Cuadro de resumen de los tiempos del relleno hidráulico.
Fuente: Geomecánica*

e) Tiempo de carguío y disparo.

Según los datos tomados de campo se tiene:

El cebado de explosivos siempre se realiza media hora antes de iniciar con el carguío de los taladros, esto es un estándar en las labores, en caso de que no se llegue a terminar todo el cebado en la media hora programada, tres o cuatro trabajadores proceden a realizar el carguío mientras un trabajador continua la labor de cebado.

Tiempo de cebado: **30 min**

Nº Taladros	Tiempo
40 a 70 taladros	1 hora
70 a mas	1:40 horas

*Cuadro VI-10. Cuadro de los tiempos de carguío de los taladros de producción.
Fuente: propio*

El tiempo total de carguío de taladros es: 100 min (carguío)+ 30 min (cebado) = 130 min.

Sub total del ciclo de un panel: Tenemos un subtotal del tiempo de un ciclo de minado de un panel equivalente a 4641.77 minutos, (*Ver cuadro VI-11*).

Trabajos	Tiempo (min)
a) Tiempo de perforacion	2255.00
b) Lecha de cemento	150.88
c) Limpieza de mineral	1745.89
d) Relleno Hidráulico	360.00
e) Carguío de taladros	130.00
TOTAL :	4641.77

Cuadro VI-11. Cuadro de sub totales del tiempo de minado de un panel.

Fuente: propio

6.4.2. TIEMPO DE MINADO DEL BYPASS

El By Pass, tiene una sección 3.00 m X 2.50 m, con una longitud de 10 metros en roca estéril, también se cuenta el echadero de sección 1.5 m X 1.5 m y la chimenea camino también de sección 1.5 m X 1.5 m; (*ver el Anexo 12*), se muestra la malla de perforación de la chimenea.

De acuerdo a la sección y largo del By Pass se realizó un cálculo empírico de número de taladros de sostenimiento y de producción; la malla se la chimenea de acuerdo a la sección ya es un estándar, mostramos los números de taladros en el By Pass y las chimeneas, (*Ver cuadro VI-12*)

TRABAJO	Cant. (unid)	Factor (10%)	Total (unid)
N° de taladros de avance	24	2.40	26
N° de taladros para sost.	24	2.40	26
N° de taladros chimenea	15	1.50	17
N° de taladros echadero	15	1.50	17
SplitSet	24	2.40	26

Cuadro VI-12. Cuadro de datos del By Pass.

Fuente: Propio con el apoyo del área de Geomecánica

a) Tiempo de perforación:

Como se aprecia en el *cuadro VI-12*, tenemos taladros de sostenimiento y taladros de avance, a cada uno se le agrega de forma separada el desatado y arreglo de perforadora, así mismo tenemos las perforaciones de las chimeneas de echadero y camino.

Trabajos en taladros de sost.	Nº Tal.	Tiempo X Tal. (min)	Total (min)
Taladros de sostenimiento	26	8	211.20
Desatado y arreglo de la perforadora.	0	55	55.00
	Total (min)		266.20
Trabajos en taladros de avance	Nº Tal.	Tiempo X Tal. (min)	Total (min)
Taladros de avance (Realce)	26	5	130.00
Desatado y arreglo de la perforadora.	0	55	55.00
	Total (min)		185.00
Trabajos en chimeneas , echadero y camino	Nº Tal.	Tiempo X Tal. (min)	Total (min)
Chimenea Carrmino y echadero	34	5	170.00
Desatado y arreglo de la perforadora (2)	0	110	110.00
	Total (min)		280.00
SUB TOTAL : (min)			731.20

*Cuadro VI-13. Cuadro de tiempos de perforación.
Fuente: propio con el apoyo del área de Geomecánica*

El tiempo es hallado según el tipo de perforación, como tenemos el número de taladros, lo multiplicamos por el tiempo que se demora en perforar cada taladro, obteniendo el tiempo total (*Ver cuadro VI-13*).

b) Tiempo de carguío de taladros

El By Pass y ambas chimeneas se disparan en un solo turno o guardia, por tanto el carguío y cebado es de un solo tiempo.

*Cuadro VI-14. Número de taladros para el carguío.
Fuente: propio*

Actividad	Cant. Tal. (unid)
Taladros de avance :	26
Chimenea camino:	17
Chimenea echadero	17

Actividad	Tiempo (min)
Tiempo de carguio < 70 tal	60
Cebado	30
Total :	90

Cuadro VI-15. Tiempo de carguío.

Fuente: propio

El material que es arrancado del By Pass forma parte del relleno, por que como se mencionó está en material estéril; por tanto tendremos un tiempo de empampillado para sostenimiento y otro tiempo de nivelación de la labor.

- Empampillado para sostenimiento: en dos partes de 5 metros cada uno.
- Empampillado de nivelación.

Actividad	N° Partes	T. EMP. (min)	Tiempo Total (min)
Empampillado para sostenimiento	2	40	80
Empampillado de nivelación	1	40	40
Total : (min)			120

Cuadro VI-16. Tiempo de carguío.

Fuente: propio

Se tiene lo siguiente:

Trabajos	Tiemp. (min)
a) Tiempo de Perforación :	731.20
b) Tiempo de carguio :	90.00
Tiempo de empampillado y nivelación	120.00
Total : (min)	941.20

Como resumen general, tenemos:

Descripción de la actividad	Tiempo (min)
Tiempo del ciclo de minado de un panel	4641.77
Tiempo del By Pass	941.2

Cuadro VI-17. Resumen de tiempos del ciclo de minado de un panel y el By Pass.

Fuente: propio

6.4.3. COSTO DE MINADO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES

Para hallar el costo de minado del método de explotación por paneles tenemos:

Como ya hemos calculado el tiempo de un ciclo de minado en un panel, este dato lo multiplicamos por los cuatro paneles que hemos dividido el tajeo, y luego sumarle el tiempo de minado del By Pass; y así hallar el ciclo de minado de todo el tajo, ver el

Cuadro VI-18.

Descripción de la actividad	Tiempo (min)	N° de paneles	Tot. Tiem. (min)
Tiempo del ciclo de minado de un panel	4641.77	4	18567.08
Tiempo del By Pass	941.2	0	941.2
Total : (min)			19508.28

Cuadro VI-18. Se muestra el tiempo total del ciclo de minado del tajeo.

Fuente: propio

$$\text{N}^\circ \text{ de Gdías} = \frac{19508.28 \text{ min}}{305 \text{ min/gdia}} = 63.961573 \frac{\text{Gdias}}{\text{ciclo del tajeo}}$$

El ciclo de minado de todo el tajo 200 de la veta Ximena es de 64 Gdías.

Lo mismo realizamos con el mineral roto calculado; tonelaje roto por panel es:

1117.80 ton. (Ver cuadro VI-19) :

Material	Cantidad	N° Panel	TOTAL
Mineral roto (mineral)	1117.8 Ton	4	4471.20 Ton

Cuadro VI-19. Mineral roto de los cuatro paneles.

Fuente: propio

Entonces, el mineral roto de los cuatro paneles asciende a: **4471.20 toneladas.**

CÁLCULOS MATEMÁTICOS PARA HALLAR LOS COSTOS:

a) COSTO DE PERSONAL:

Hallando el número de tareas en el ciclo de minado: Como se ve en el *cuadro VI-20*, se muestra la cantidad de trabajadores que ingresarán al tajeo, esto se multiplica

por el número de guardias en el ciclo de minado, para obtener un total de tareas efectivas.

Personal	Tareas	N° Gdías Ciclo	Tarea / Gdía
1 Operador de Scoop	1	64	64.00
2 maestros	2	64	128.00
2 ayudantes	2	64	128.00
1 peon	1	64	64.00
Total tarea			384.000

Cuadro VI-20. Numero de tareas efectivas por ciclo de minado del tajo 200.

Fuente: propio

Como ya se vio en el costo de minado por el método de corte y relleno ascendente, el costo por tarea de obreros y empleados era de: 37.686 y 2.207 respectivamente, mostrado en los cuadros V-05 y V-06 del capítulo V, estos datos se multiplican por las tareas en todo el ciclo de minado hallado en el cuadro VI-20, luego dividido por el tonelaje roto de todo el ciclo de minado hallado en el cuadro VI-19.

PERSONAL	TAREAS / MES	COSTO /TAREA(\$)	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
Obreros	384.000	37.686	4471.200	3.237
Empleados	384.000	2.207	4471.200	0.190

Cuadro VI-21. Costo del personal por tonelada métrica rota.

Fuente: propio

b) COSTO DE SOSTENIMIENTO:

Hallando la cantidad de material de sostenimiento para todo el ciclo de minado:

- Long. Tajo = 60 m
- Potencia de labor = 3.00 m

Sostenimiento del hastial a la corona = 0.75 m X 2 hastiales = 1.50 metros

Total de ancho = 3.00 m corona + 1.5 m hastiales = **4.5 metros**

- Factor de riesgo: 10%
- N° de taladros de Sostenimiento: 140 tal. / panel + 24 tal / By Pass

hallando la cantidad de malla : $Malla\ Elect. (m^2) = 60 \times 4.5 = 270m^2$

Material de sostenimiento	Cantidad de tal.	Fact. 10%	N° Panel	TOTAL
Malla electrosoldada	270 m ²	27	4	1188 m ²
Material de sostenimiento	Cantidad de tal.	Fact. 10%	N° Panel	TOTAL
SplitSet (panel)	140 unid	14	4	616 unid
SplitSet (by pass)	24 unid	2	1	26 unid
			Total :	642 unid

Cuadro VI-22. Total de material de sostenimiento.

Fuente: propio

La malla electrosoldada solo va ser usado en los paneles, ya que es de requerimiento obligatorio por el tipo de mineralización. En el By Pass se hará uso del Split Set, porque la roca encajonante es competente (andesita) y no requiere un sostenimiento adicional.

Teniendo el total de material de sostenimiento a utilizar, hallamos el costo por TMR; de los datos proporcionados por la empresa se tiene el costo unitario de la malla y los Split Set, esto se multiplica por la cantidad total de material de sostenimiento hallado en el *cuadro VI-22*, y por ultimo realizar la división por la producción del ciclo de minado.

Material de sostenimiento	Precio unit. (\$)	Cant. / ciclo	PRODUCCIÓN (TMR)	S/TMR
Malla Electrosoldada	2.94	1188	4471.20	0.781
SpliSet	5.40	642	4471.20	0.776
Total en sostenimiento .				1.557

Cuadro VI-23. Total de material de sostenimiento.

Fuente: propio

c) COSTO DE RELLENO HIDRÁULICO

Hallando el total de relleno hidráulico: Como se vio en párrafos anteriores el relleno por panel era de: 360 m³, con este dato se tiene:

Relleno	Cantidad	Fact. 10%	N° Panel	TOTAL
Relleno hidráulico	360 m ³	36	4	1584.00 m ³

Cuadro VI-24. Total de material de relleno.

Fuente: propio

Hallando el total de relleno hidráulico a utilizar, lo multiplicamos por el costo (\$/m³) y el resultado dividirlo por la producción, (*Ver cuadro VI-25*)

Relleno	P. unit. (\$/m ³)	Cant. / ciclo (m ³)	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
Relleno hidráulico	15.00	1584.00	4471.20	5.314

Cuadro VI-25 Costo por TMR de relleno hidráulico.

Fuente: propio

• **LECHADA DE CEMENTO:**

La dosificación de la lechada de cemento es de: 1 agua, 2 cemento y 1 de arena, la dosificación está definida por estándar para otras labores que se realizan en el tajeo de los cuerpos mineralizados.

Lechada de cemento	Cant. (m ³)	N° de lech.	Total lech. (m ³)
Lechada de cemento	4.572	2	9.144

Cuadro VI-26 Cantidad de lecha de cemento.

Fuente: propio

Es este *cuadro VI-26* se muestra la cantidad total de lechada que se va usar en el ciclo de minado del tajeo, la cantidad por m³ para un panel ha sido calculado para tener en cuenta el tiempo, ver *cuadro VI-07*, página 120.

El costo de lanzado de lechada es igual al lanzado de Shotcrete, según dato de planeamiento es de: \$ 32.74 por metro cubico.

- Saco de cemento: **peso** 24 kg, con un **costo** de \$ 15.00; **densidad** = 3.1 tn/m³
- Arena por m³, **costo** de \$ 25.00; **densidad** = 2.9 tn/m³
- Agua por m³, **costo** de \$ 1.00; **densidad** = 1 tn/m³

Hallaremos la densidad de la dosificación con la siguiente formula:

$$Densidad = \frac{Dosificación}{\frac{Dosif.1}{Densidad1} + \frac{Dosif.2}{Densidad2} + \frac{Dosif.3}{Densidad3}}$$

$$\text{densidad de la lechada segun la dosificación} = \frac{1 + 2 + 1}{\frac{1}{1} + \frac{2}{3.1} + \frac{1}{2.9}} = 2.010 \text{ ton/m}^3$$

Esto nos indica que el metro cubico de la lechada de cemento (mescla) pesa 2010 kg, con este dato hallaremos la cantidades necesarias de agua, cemento y arena.

$$\text{Necesitamos : } 9.144 \text{ m}^3 \text{ de lechada} * 2.010 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} = 18.379 \text{ ton de lechada}$$

Hallando la cantidad de cemento, agua y arena necesario:

Cemento: 50% de la dosificación, Agua y arena: 25% de la dosificación

$$\text{Cemento} = 18379 \text{ kg} * 0.50 = \mathbf{9189.5 \text{ kg}}; \text{ arena y agua} = 18379 \text{ kg} * 0.25 = \mathbf{4594.75 \text{ kg}}$$

Una vez que se tiene la cantidad exacta de cada material, dividimos por su densidad (Agua y arena) para tener la cantidad por m³ y el cemento entre Kg/saco, para hallar los sacos necesarios, (*Ver cuadro VI-27*).

Material	Cant. (kg)	Densidad (kg/m ³)	Cant. Total (m ³)
Agua	4594.8	1000.0	4.595
Arena fina	4594.8	2900.0	1.584
Material	Cant. (kg)	Kg/ saco	Cant. Sacos
Cemento	9189.5	35.0	262.6

Cuadro VI-27 Cálculo de las cantidades para la lechada de cemento según dosificación. .

Fuente: propio

Con los datos del *cuadro VI-27*, calculamos el costo por TMR:

Primero, multiplicamos el precio unitario por la cantidad total a utilizar de material y luego el resultado de esta operación se divide por la producción general, (*Ver cuadro VI-28*)

Materiales	COSTO (\$)	Cantidad	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
Cemento	15	263 sacos	4471.20	0.882
Arena	25	1.58 m3	4471.20	0.009
Agua	1	4.60 m3	4471.20	0.001
Lechada de cemento	32.74	9.14 m3	4471.20	0.067
		TOTAL :		0.959

Cuadro VI-28 Costo por TMR de la lechada de cemento.

Fuente: propio

d) COSTO DE PERFORADORAS

Hallando los pies perforados por ciclo de minado: Como se sabe, se hace uso de juegos de barras de perforación (patero, seguidor y pasador), indicando en el *cuadro VI-28*, los pies perforados por cada taladro, según la longitud de las barras:

BARRAS	Long.Barra (pies)	Pies perf/ barra
PATERO	4	4
SEGUIDOR	6	2
PASADOR	8	2
Total pies perforados/ taladro		8

Cuadro VI-29. Se muestra pies perforados por taladro.

Fuente: propio

Como se aprecia en el *cuadro VI-29*, el número de pies perforados por taladro es de 8 pies, por algunas fallas de rotura o mala manipulación que pudiese ocurrir en la labor se le agregara un pie adicional por taladro, teniendo un total de **9 pies perforados por taladro**.

El *cuadro VI-30* presenta el cálculo del número total de pies perforados por todo el ciclo de minado del tajeo.

El numero de taladros multiplicado por los pies perforados por taladros, luego agregándole el 10% del factor, teniendo este resultado de la operación se multiplica por el número de paneles que trabajamos.

Taladros	N° Tal.	Pies perf. /	Factor 10%	N° Panel	Tot. (pies perf.)
Producción	120	9	12	4	4752.0
Sostenimiento	140	9	14	4	5544.0
By Pass y chimeneas	78	9	8	1	772.2
Total :					11068.2

Cuadro VI-30. Se muestra pies perforados por ciclo de minado.

Fuente: propio

Hallando el costo por TMR de la perforadora:

Se realizó el cálculo del costo por pie perforado: **0.262 \$/pie**, *Ver cuadro V-09 página 96*, este dato se multiplica por los pies perforados hallados en el *cuadro VI-30*, y por ultimo este resultado se divide por la producción (*ver cuadro VI-31*)

Maquina	COSTO (\$/pie)	Pies perf. / ciclo	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
Perf. Jackleg y Stoper	0.262	11068.20	4471.20	0.649

Cuadro VI-31. Costo por TMR de la perforadora.

Fuente: propio

e) COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

Hallando el número de explosivos por ciclo de minado

A diferencia del método de corte y relleno, en nuestro método de explotación por paneles, se va categorizar el uso de explosivos de acuerdo al tipo de roca mineralizante que tenemos en la labor; haremos uso de la **emulsión**, tipo **EMULNOR 1000**, ya que por sus características es un explosivo usado para una roca suave a intermedia, esto nos permitirá tener un mejor control sobre la granulometría y la sobre-rotura de la sección de la labor; como se vio en los estudios in-situ el uso de una gran variedad de explosivos y emulsiones generaba en la labor una sobre rotura que en ocasiones incluso genero una subsidencia, también se vio un mineral muy fragmentado

Para hallar el número de explosivos se tiene que hallar primero el número de taladros de producción, (*ver cuadro VI-32*), se muestra los taladros de producción de los paneles y los taladros de avance del By Pass.

Taladros	N° Tal.	fact. 10%	N° panel	Tot. Tal
Taladros de producción	120	12	4	528
Taladros de avance (By Pass)	58	6	1	64
Total de tal. de producción y avance				592

Cuadro VI-32. Cuadro de número de taladros de producción y avance.

Fuente: propio

Una vez que se tiene el número total de taladros, pasaremos a multiplicar por la cantidad de explosivos que se usan en un taladros (**8 expl./tal**) y 1 fanel por taladro, (*ver cuadro 33*).

Explosivos y accesorios	taladros / ciclo	Cantidad / taladro.	Tot. (unid)
Emulnor 1000	592	8 Cart/tal	4734.40
FANEL	592	1 fanel/tal	591.80

Cuadro VI-33. Cuadro del total de explosivos y faneles por ciclo de minado.

Fuente: propio

El *cuadro VI-34*, muestra la cantidad de accesorios hallados para el ciclo de minado, así tenemos:

- En el campo se observó que el cordón detonante usado para la voladura de las secciones variaba entre 15 y 20 metros, teniendo tres etapas por ala de tajeo.
15 + 20 m de cordón detonante = 3, el promedio aritmético es: 17.5 m; esto multiplicado por las tres etapas que duraba el ala del tajo: 17.5 X 3 = 52.5, tomaremos como dato: 50 metro de cordón para cada panel.
- El número de carnex utilizado para cada disparo era de tres, para nuestro caso ese dato no varía, usaremos 3 carnex por panel.

- Mecha rápida, 5 metros por disparo, también usaremos la misma medida por disparo.

El By Pass y las chimeneas, también hacen uso de sus propios accesorios y explosivos, como se ve en el *cuadro VI-32*, los taladros ya están incluidos en el total.

Accesorios	Cantidad / panel	Nº Panel	Cant./ By Pass	Total
Cordón detonante	50 m	4	40	240 m
Carmex	3 unid.	4	3	15 Unid
Mecha rápida	5 m	4	10	30 m

Cuadro VI-34. Cuadro del número total de accesorios del ciclo de minado.

Fuente: propio

El cálculo del costo por TMR de los explosivos y accesorios

Una vez hallados los datos de cantidades se realiza la siguiente operación: los costos unitarios son multiplicados por las cantidades utilizadas en el ciclo de minado hallados en los *cuadros VI-33 y VI-34*, esto a su vez es dividido por la producción total, (*ver cuadro VI-35*).

EXPLOSIVOS	Costo(\$)/ unid.	Cant. / Ciclo	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
EMULNOR 1000	0.220	4734	4471.20	0.2330
FANEL	1.060	592	4471.20	0.1403
Cordón detonante	0.230	240	4471.20	0.0123
Carmex	0.680	15	4471.20	0.0023
Mecha rápida	0.460	30	4471.20	0.0031
Costo total :				0.3910

Cuadro VI-35. Costo por TMR de explosivos y accesorios.

Fuente: propio

f) COSTO DE ACEROS DE PERFORACIÓN

Como primer paso hallaremos el número total de taladros en todo el ciclo de minado, con los datos hallados anteriormente, (*Ver cuadro VI- 36*)

Taladros	N° Tal. / Panel	Factor 10%	N° Panel	N° total de tal.
Producción	120	12	4	528
Sostenimiento	140	14	4	616
By Pass y chimeneas	78	8	1	86
Total de taladros.				1230

Cuadro VI-36. El cuadro muestra el número total de taladros.

Fuente: propio

En el *cuadro VI-37*, se muestran los cálculos para hallar el número de brocas:

NOTA: La mina acostumbra dejar 2 brocas y barras de repuestos para emergencias, por tanto al número de aceros y barras calculadas se les sumara dos repuestos adicionales.

- Primero: de acuerdo al diámetro de la broca sabemos cuántos pies perfora cada broca, por ejemplo la de 41 pulgadas perfora 4 pies (Patero), la de 38 pulg. perfora 2 pies (seguidor) y por último la de 36 pulgagas, perfora 2 pies (pasador), estos pies perforados lo multiplicamos con el número total de taladros, resultando el N° pies perforados.
- Segundo: el número de pies perforados es dividido entra la vida útil de cada broca y así obtenemos un numero de brocas.
- Tercero: Al número de brocas se le adiciona las dos brocas de repuesto que manejan en la labor.

N° de brocas a usarse en el ciclo de minado:

Diámetro de broca (pulg)	Pies Perf. / broca	N° de Taladros	N° pies perf.	V.U. Broca (pies)	N° de broca	Broca repuesto	N° total brocas
41	4	1230.00	4920.0	300	16	2	18
38	2	1230.00	2460.0	300	8	2	10
36	2	1230.00	2460.0	300	8	2	10

Cuadro VI-37. Numero de brocas por ciclo de minado

Fuente: propio

Costo de las brocas por TMR.

- El número total de las brocas es multiplicado por el precio unitario de cada broca, y el resultado de esta operación es dividida entre la producción, (*ver cuadro VI-38*); este cálculo matemático es el mismo para hallar el costo por TMR de barras y barrenos.

Díámetro de broca (pulg)	N° tot. De broca	Costo (\$/unid)	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
41	18	23.00	4471.20	0.0947
36	10	22.00	4471.20	0.0502
38	10	22.00	4471.20	0.0502
Costo por TMR :				0.1950

Cuadro VI-38. Costo /TMR de las brocas.

Fuente: propio

El cálculo para el número de barras es igual al número de barrenos, ya que ambos aceros tienen las mismas longitudes (*ver Fig. VI-39*):

- Primero: Los pies perforados por barra es multiplicado por el número de taladros, dando como resultado (N° de pies perforados)
- Segundo: El número de pies perforados es dividido entre la vida útil de cada una de las barras, dando como resultado el número de barras.
- Tercero: al número de barras halladas se le suma los adicionales, en nuestro caso 2 barras, obteniendo un número total de barras.

Log. de barras (pies)	Pies Perf. / barra	N° de Taladros	Pies /perf.	V.U. Barra (pies)	N° de barra	Barra de repuesto	N° total barras
2	2	1230.00	2460.0	900	3	2	5
4	2	1230.00	2460.0	900	3	2	5
6	2	1230.00	2460.0	900	3	2	5
8	2	1230.00	2460.0	900	3	2	5

Cuadro VI-39. Numero de barras y barrenos por ciclo de minado

Fuente: propio

Costo de las barras por TMR.

Log. de barras (pies)	N° tot. De barras	Costo (\$/unidad)	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
2	5	48.00	4471.20	0.054
4	5	62.00	4471.20	0.069
6	5	82.00	4471.20	0.092
8	5	99.00	4471.20	0.111
Costo por TMR :				0.325

Cuadro VI-40, Costo por TMR de las barras.

Fuente: propio

Costo de los barrenos por TMR:

Log. de barreno (pies)	N° tot. De barreno	Costo (\$/unidad)	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
2	5	81.00	4471.20	0.091
4	5	88.00	4471.20	0.098
6	5	99.00	4471.20	0.111
8	5	110.00	4471.20	0.123
Costo por TMR :				0.423

Cuadro VI-41, Costo por TMR de los barrenos.

Fuente: propio

Se tiene: resumen de los costos de los aceros.

ACEROS Y BARRAS	\$/TMR
ACEROS	0.195
BARRAS	0.325
BARRENOS	0.423
TOTAL:	0.943

g) COSTO DE SCOOP

Para hallar el costo de Scoop, no se tomó en cuenta las horas de trabajo, ya que este equipo es alquilado mensualmente, es decir, si el equipo trabaja o no dentro del tajo eso no se toma en cuenta, por tanto, tomaremos como dato todos los días que demora el ciclo de minado, este tiempo se multiplica por el alquiler por horas y dividirlo entre la producción, *(ver cuadro VI-42)*

Según el *cuadro VI-18*, los minutos trabajados que se demora el ciclo de minado es: 19508.28 min, equivalente a 64 Gdías,

$$\text{N}^\circ \text{ horas en alquiler} = \frac{64 \text{ Gdias}}{2 \text{ Gdias/día}} = 32 \text{ dias} \rightarrow 32 \text{ dias} \times 24 \frac{\text{horas}}{\text{día}} = 768 \text{ horas}$$

Equipo de limpieza de mineral	Costo (\$/hora)	Horas trab.	PRODUCCIÓN (TMR)	\$/TMR
Scoop de 1.5 Yd ³	32.00	768	4471.20	5.497

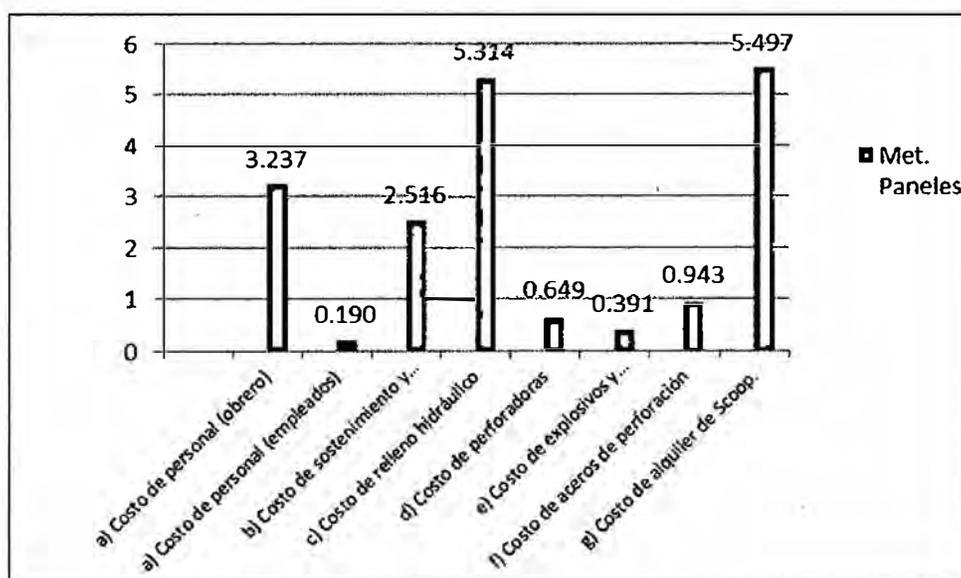
Cuadro VI-42, Costo por TMR del Scoop.

Fuente: propio

RESUMEN DE COSTOS:

En el cuadro VI- 43 se muestra el resumen genera de todos los costos por toneladas métrica rota del método de explotación por paneles.

Trabajos realizados en el tajo.	Met. Paneles (\$/TMR)
a) Costo de personal (obrero)	3.2366
a) Costo de personal (empleados)	0.1895
b) Costo de sostenimiento y lechada	2.5162
c) Costo de relleno hidráulico	5.3140
d) Costo de perforadoras	0.6486
e) Costo de explosivos y accesorios	0.3910
f) Costo de aceros de perforación	0.9431
g) Costo de alquiler de Scoop.	5.4965
Total de Costo \$/TMR	18.735

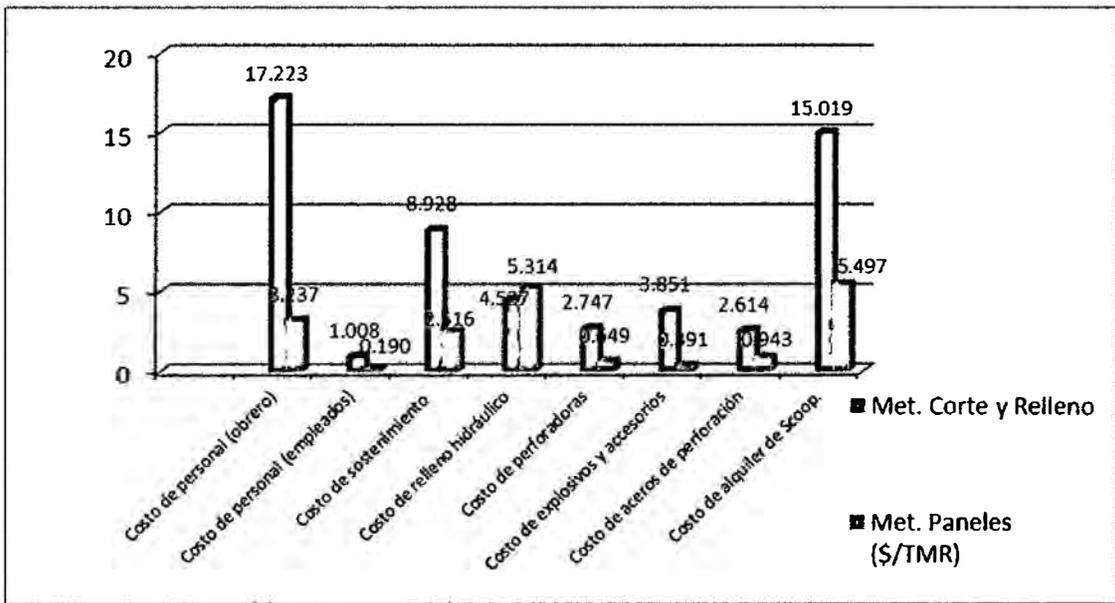


Cuadro VI-43. Cuadro comparativo de resumen de costo, según las actividades.

Fuente: propio

COMPARACIÓN DE COSTOS DE MINADO

Trabajos realizados en el tajo.	Corte y Relleno (\$/TMR)	Met. Paneles (\$/TMR)
Costo de personal (obrero)	17.223	3.237
Costo de personal (empleados)	1.008	0.190
Costo de sostenimiento	8.928	2.516
Costo de relleno hidráulico	4.537	5.314
Costo de perforadoras	2.747	0.649
Costo de explosivos y accesorios	3.851	0.391
Costo de aceros de perforación	2.614	0.943
Costo de alquiler de Scoop.	15.019	5.497
Total de Costo \$/TMR	55.927	18.735



Cuadro VI-44. Cuadro de comparación de costos.

Fuente: propio

Como podemos ver, nuestro costo por tonelada métrica baja en un porcentaje alto, con un promedio del 66.50 %, esto indica que nuestro método por paneles es factible y viable.

Se puede ver que el costo en relleno ha subido en comparación al método de explotación de corte y relleno, esto es por la cantidad de relleno usado en comparación al método de corte y relleno, en el método de explotación por paneles se está relleno todo el tajeo a diferencia del método de corte y relleno que solo se llenaba parte de lo explotado.

6.5. CALCULO DEL FACTOR DE SEGURIDAD

El factor de seguridad hallado para el método de explotación por paneles se desarrolla teórica y empíricamente, según la teoría de HOEK Y BROWN, para esto hemos tomado los datos que se hallaron para realizar la simulación en el Software Phase2.

La teoría de Hoek y Brown, nos da la tendencia de confiabilidad de nuestro diseño por paneles; el modelo matemático de Mohr & Coulomb.

$$FS = \sigma_{pc} (\text{Resistencia útil}) / \sigma_p (\text{Esfuerzo generado})$$

Datos obtenidos de campo:

Datos	Valores
Ubicación del tajo (profundidad)	1068.53 m
Esfuerzo horizontal	29 Mpa
Densidad	2.4 ton/m ³
Ancho de trabajo	3 m
Ancho de la cámara (Potencia)	6 m
Esfuerzo de compresión simple (Teórico)	1500 Kg/cm ²
Altura de trabajo	2.5 m

Cuadro VI-45 Cuadro de datos de los esfuerzos (Hoek y Brown).

Fuente: Área de geomecánica

Para poder hallar el esfuerzo generado sobre la corona de la labor elegimos la teoría de OVERT & DUVALL, primero hallamos la razón del área explotada y con ese dato hallamos el esfuerzo generado sobre la corona.

$$\sigma_v = \text{Esfuerzo vertical} = 256.447 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_h = \text{Esfuerzo horizontal}$$

$$W_p = \text{Ancho de trabajo}$$

$$W_0 = \text{Ancho de la cámara (potencia)}$$

$$\sigma_c = \text{Esfuerzo de compresión simple (teórico)(Andesita)}$$

Ra = Razón de área explotada.

$$Ra = \frac{W_o}{W_o + W_p}$$

$$Ra = \frac{6}{6 + 3} = 0.6667 \longrightarrow 67\%$$

Esfuerzo generado sobre la corona: $\sigma_p = \frac{\sigma_v}{1 - Ra}$

$$\sigma_p = \frac{256.447}{1 - 0.67} = 777.11 \text{ Kg / cm}^2$$

El esfuerzo vertical, se halla de forma teórica, con los datos que tenemos (formula de HOEK Y BORWN).

Formula del esfuerzo vertical: $\sigma_v = dh$

$$\sigma_v = 2.40 \times 1068 \cdot 53 = 2564.47 \text{ ton / m}^2 = 256.447 \text{ kg / cm}^2$$

La fórmula empírica matemática de OBERT & DUVALL, para estimar el esfuerzo máximo que soporta la corona del tajeo según la sección de 3.00 X 2.50 m.

$$\sigma_{pc} = \sigma_c \left[0.788 + 0.222 \left(\frac{W_p}{H_p} \right) \right]$$

$$\sigma_{pc} = 1500 \left[0.788 + 0.222 \left(\frac{3}{2.50} \right) \right] = 1581.60 \text{ Kg / cm}^2$$

ESTIMACIÓN DEL FACTOR DE SEGURIDAD, según el modelo matemático de Morh & Coulomb.

$$FS = \sigma_{pc} (\text{Resistencia útil} / \sigma_p (\text{Esfuerzo generado}))$$

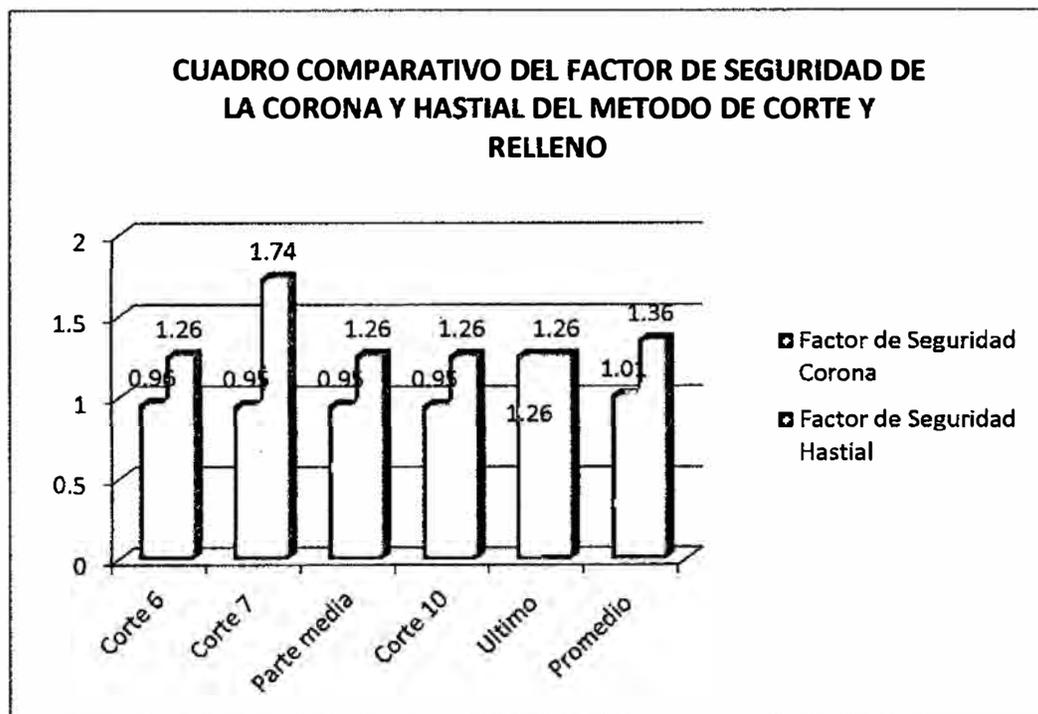
$$FS = \frac{1581.60}{777.11} = 2.04$$

6.6. COMPARACIÓN DEL FACTOR DE SEGURIDAD ENTRE AMBOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.

En el cuadro VI-46, se muestra el promedio de factor de seguridad hallado según el modelamiento del software phase 2, también se muestra un gráfico de barras con una comparación del F.S. de la corona y los hastiales del tajo 200.

Factor de seguridad		
N° de Corte	Factor de Seguridad	
	Corona	Hastial
6	0.96	1.26
7	0.95	1.74
Parte media	0.95	1.26
10	0.95	1.26
Ultimo	1.26	1.26
Promedio	1.01	1.36

*Cuadro VI-46 Factor de seguridad del método de explotación por corte y relleno.
Fuente: Área de geomecánica*



*Cuadro VI-47. Cuadro de barras del F.S. del método de corte y relleno.
Fuente: Área de geomecánica*

En el *cuadro VI-48*, mostramos las estimaciones del factor de seguridad en la corona del tajeo de ambos métodos, pudiendo observar que el método de corte y relleno está por debajo del parámetro indicado que es de 1.5 para arriba.

Factor de seguridad		
Parte del tajo	Corte y relleno	Metodo por Panel
Corona	1.01	2.04

*Cuadro VI-48. Cuadro comparativo del F.S. del método de corte y relleno y el método por paneles.
Fuente: Área de geomecánica*

Los factores de seguridad mayores a 1.5 son considerados como apropiados según los estudios realizados por Obert & Duvall; de acuerdo a este criterio observamos que el factor de seguridad de 1.01 está por debajo del parámetro de Obert & Duvall por tanto podemos decir que es una labor crítica y requiere de sostenimiento inmediato; entre tanto el método de explotación por paneles tiene un factor de seguridad de 2.04 un valor que es superior al estimado y por ende podemos decir que la labor es estable sin sostenimiento, pero solo por un cierto tiempo.

6.7. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR PANELES EN LA IMPLEMENTACIÓN

Como todo método de explotación minero, el método por paneles también tiene ventajas y desventajas a la hora de su implementación o diseño de minado.

a) VENTAJAS:

- No se requiere de una implementación de nuevos equipos de trabajo, materiales de sostenimiento.
- Mejora los costos de operación, gracias a la elevada productividad que tiene.
- Evita un mayor trabajo de sostenimiento, gracias al trabajo por paneles y sobre todo al a reducción de la potencia de la vetaa.

- La sección del método por paneles no es estandarizado, puede variar (es flexible) dependiendo del tipo de mineralización y la potencia de la veta.
- Se puede trabajar con potencias mayores hasta de 10 metros.

b) DESVENTAJAS:

- Solo se usa en rocas de mediana a mala calidad y de semifracturada a muy fracturada, como es nuestro caso.
- El costo de relleno es elevado, porque es traído desde el exterior de la mina.

CONCLUSIONES

Como resultado de los estudios de investigación realizados en el campo y en gabinete, es posible concluir que el método de explotación por paneles, es una alternativa de solución en el campo de la explotación minera subterránea, sobre todo por los beneficios que este método brinda, en cuanto al costo beneficio, al reducir los costos de producción por tonelada métrica rota (TMR), y disminuir el tiempo de ciclo de minado, consecuentemente este método cumple las condiciones apropiadas de efectividad respecto a ser una de las mejores alternativas, pero es necesario resaltar que la explotación debe reunir ciertas características para que su aplicación sea la más adecuada y correcta.

Trabajos realizados en el tajo.	Corte y Relleno (\$/TMR)	Met. Paneles (\$/TMR)
Costo de personal (obrero)	17.223	3.237
Costo de personal (empleados)	1.008	0.190
Costo de sostenimiento	8.928	2.516
Costo de relleno hidráulico	4.537	5.314
Costo de perforadoras	2.747	0.649
Costo de explosivos y accesorios	3.851	0.391
Costo de aceros de perforación	2.614	0.943
Costo de alquiler de Scoop.	15.019	5.497
Total de Costo \$/TMR	55.927	18.735

Lo primero que podemos señalar respecto a este método, es la reducción de mano de obra sobre el sostenimiento y disminución del personal por guardia; toda vez que este se controla gracias a la instalación de secciones (panel) que trabaja con el método de explotación por paneles.

Y por otro lado el uso de este método a pesar del hecho de la reducción de mano de obra o de personal en su aplicación, permite a su vez el aumento de la producción, lo que lo convierte en una de las variantes de métodos mejor aplicados a la explotación.

Consecuentemente del análisis y estudio del método de Explotación por Paneles podemos concluir lo siguiente:

- a) Al modificar el método de explotación de corte y relleno ascendente al método de explotación por paneles el factor de seguridad se incrementó de uno crítico promedio de (1.01) a uno favorable estimado de 2.04, y este margen de diferencia comparativa hace que el método por paneles, resulte confiable.

Factor de seguridad		
Parte del tajo	Corte y relleno	Metodo por Panel
Corona	1.01	2.04

- b) El método por paneles, aparte de su fiabilidad ya que es un método seguro y factible; en cuanto a costos ya no se requiere implementar nuevos equipos, simplemente una modificación del sistema que se viene trabajando, como se efectúa y realiza para cualquier otro método, estos estudios previos hacen más rápido el diseño y la aplicación del método.

Es debido a estos resultados de costos, producción y seguridad que se puede concluir que el método de explotación por paneles es la mejor alternativa de solución para el problema del tajo 200 de la veta Ximena, y otras vetas de similar característica.

RECOMENDACIONES

1. Una de las principales recomendaciones es hacer uso de un solo explosivo, en este caso se está recomendando EMULNOR 1000, por todas las características de la roca encajonante y la mineralización.
2. La sección de cada panel es 3 X 2.5 metros, esta sección se puede variar dependiendo de la potencia de la veta que se está trabajando.
3. Como se requiere de menos trabajo en sostenimiento, se recomienda reducir el personal obrero en la labor y fijar un número de 6 trabajadores.
4. De acuerdo al trabajo en gabinete se recomienda hacer uso, solo de sostenimiento con Split Set, plantillas y malla electrosoldada; ya que nuestra labor es reducida y el riesgo de colapso es mínimo y con la voladura controlada es suficiente el Split Set.
5. Se recomienda estudiar siempre la roca encajonante y dependiendo de los resultados se puede variar la malla para el sostenimiento.
6. Se recomienda monitorear de forma constante el avance y los trabajos en la labor, esta información es vital para el seguimiento del ciclo de minado por paneles.

BIBLIOGRAFÍA

- 1) **Aplicacion de relleno hidráulico en la CIA Minera Poderosa**, aut. LÁZARO WILDER HUAMÁN MONTES. - 2007.
- 2) **Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena de CIA Minera Poderosa.** / aut. UNMSM, TESIS Lázaro Wilder Huamán Montes. - 2007.
- 3) **Atlas petromineralogico de minerales y rocas del Perú - Parte I** [Publicación periódica] / aut. Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG. - http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/publicaciones/geologia/vol10_n19/a06.pdf : [s.n.], 2007 - Vol 10 .
- 4) **CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO**, aut. GRUPO DE INVESTIGACIÓN EN GEOLOGÍA APLICADA (GIGA) // VENEZUELA . - http://webdelprofesor.ula.ve/ingenieria/nbelandria/materias/geotecnia/guia_geotecnia.pdf.
- 5) **CHIMENEAS Y RAMPAS COMO DESARROLLO DE LA PRODUCCIÓN** ,aut. UNIV. NAC. DE CAJAMARCA Ing. Fernández Galvez, Hernan. - https://www.academia.edu/7738769/_CHIMENEAS_Y_RAMPAS_COMO_DESARROLLO_DE_LA_PRODUCCI%C3%A9N_Curso_M%C3%A9todos_de_explotaci%C3%B3n_minera : [s.n.], 2014.
- 6) **Estabilidad de taludes excavados en formaciones superficiales en el Occidente de Asturias** , aut. UNIVERSIDAD DE OVIEDO DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA JESUS ARIAS DE VELASCO. - <http://geol.uniovi.es/TDG/Volumen31/TG31-03.PDF> : [s.n.], 2011.
- 7) **Estudio de prefactibilidad - Chuquicamata** , aut. CODELCO CHILE. - http://www.codelco.com/prontus_codelco/site/artic/20110706/asocfile/20110706150616/informe_principales_decisiones_rev_p_25_03_2009.pdf : [s.n.], 2009.



- 8) **EXPLORACIÓN SUBTERRÁNEA -MÉTODOS Y CASOS PRACTICOS**
[Libro] / aut. NAVARRO TORRES VIDAL F. .
- 9) **EXSA**, aut. EXSA S.A // <http://exsa.net/>.
- 10) **FAMESA**, aut. FAMESA EXPLOSIVOS SAC // <http://www.famesa.com.pe/>.
- 11) **GALEON - HISPAVISTA**, aut. FORMIN MALLAS ELECTROSOLDADAS // <http://formin.galeon.com/album1599701.html>.
- 12) **Hydrabolt y Jackpot , seguridad en sostenimiento** , aut. HORIZONTE MINERO PERU // HORIZONTE MINERO PERÚ. - 2012. - págs. <http://www.horizonteminero.com/articulos/aseguridad/1556-hydrabolt-y-jackpot-seguridad-en-sostenimiento.html>.
- 13) **MANUAL DE MINERIA** [Libro] / aut. ESTUDIOS MINEROS DEL PERÚ.
- 14) **Manual de minería.** [Libro]/ aut. Estudios Mineros del Perú SAC. - [s.l.] : <http://proesmin.com/main/es/content/descargas-0>.
- 15) **MECÁNICA DE ROCAS APLICADA A LA MINERIA METALICA SUBTERRANEA** [Libro] / aut. RAMÍREZ OYANGUREN P..
- 16) **PERNOS SPLIT SET**, aut. MINING WORLD. - Argentina. : <http://www.mwsa.com.ar/81e8477e4b3e958f7043b59ee851fe8b3%20Pernos%20split%20set.pdf?id=81e...>
- 17) **PLAN DE CIERRE DE LA UNIDAD MINERA CADAPALCA**, aut. CIA MINERA CASAPALCA. - http://intranet2.minem.gob.pe/web/archivos/dgaam/inicio/resumen/RE_2243708.PDF : [s.n.].
- 18) **ROC DATA**, aut. ROC SCIENCE PRODUCTS. - <https://www.rocscience.com/rocscience/products> : [s.n.].

- 19) **ROCAS IGNEAS Y SU ANALISIS DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE**, aut. GEOTECNIA.
- http://www.conanma.com/descargas/cap_12_geotecnia.pdf : [s.n.].
- 20) **SOFTWARE. COM**, aut. SOFTWARE. COM , TARGETWARE; //
<http://www.targetware.com.mx/phase.html>.
- 21) **SOSTENIMIENTO DE MINAS - Universidad Nacional del Centro del Perú** ,
aut. JUAN CAIRO HURTADO.
- 22) **SOSTENIMIENTO DE UNA MINA** , aut. UNH - EAPM. -
<https://es.scribd.com/doc/150417693/SOSTENIMIENTO> : [s.n.].
- 23) **SOSTENIMIENTO, MODULO DE CAPACITACION TECNICO AMBIENTAL.**
[Libro] / aut. ING. J. RAMIREZ HUIMAN. - 2005.
- 24) **TECNOLOGÍAS Y TÉCNICAS, PARA EL RELLENO EN PASTA E HIDRAULICO.**, aut. UNI - Ing. EDITO LUIS ROJAS LINARES. - LIMA : [s.n.],
2010 .
- 25) **TIPOS DE SOSTENIMIENTO DE ROCAS USADOS EN MINA ISCAYCRUZ** ,
aut. JHON QUIJANO CHAVEZ MINA ISCAYCRUZ. -
<https://es.scribd.com/doc/208763347/Tipos-de-Sostenimiento-de-Rocas-Usados-en-Mina-Iscaycruz>.