



UNIVERSIDAD NACIONAL DE ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE SERVICIOS AUXILIARES E
INCIDENTES POR CAÍDA DE ROCAS UTILIZANDO LA
VOLADURA CONTROLADA EN LA MINA TOQUEPALA - SPCC**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ORLANDO, CHURA TORRES

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2023



Reporte de similitud

NOMBRE DEL TRABAJO

REDUCCION DE LOS COSTOS DE SERVICIOS AUXILIARES E INCIDENTES POR CAIDA DE ROCAS UTILIZANDO LA VOLADURA CONTROLADA EN LA MINA TOQUEPALA - SPCC

AUTOR

ORLANDO CHURA TORRES

RECuento de palabras

28781 Words

RECuento de caracteres

145048 Characters

RECuento de páginas

142 Pages

Tamaño del archivo

5.5MB

Fecha de entrega

Jan 5, 2023 12:16 PM GMT-5

Fecha del informe

Jan 5, 2023 12:18 PM GMT-5

● 19% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos

- 14% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 9% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)




Ing. Amilcar G. Feran Dianderas
CATEDRÁTICO UNA - PUNO
FACULTAD INGENIERIA DE MINAS
C.C. 227213

Resumen



DEDICATORIA

A mis padres, Gervasio Chura y Carmela Torres, quienes con su apoyo incondicional me han permitido cumplir con mis objetivos como profesional. Del mismo modo, dedicarle a mi tía Juana Marín flores, alma bendita, que supo apoyarme en tiempos difícil y me ayudo a encaminar mi camino profesional.

Orlando Chura Torres



AGRADECIMIENTOS

A Dios Todopoderoso, quien es incondicional es su apoyo celestial y único en el mundo. Asimismo, a mi toda mi familia y mi pareja Yecy Q.H.

Así también, a la Facultad de Ingeniería de Minas de la UNA - Puno y por ende a los docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas quienes vertieron sus amplios conocimientos sobre mi persona. Muchas Gracias.

Orlando Chura Torres



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 18

ABSTRACT..... 19

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA: 20

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA: 21

1.2.1. Problema general..... 21

1.2.2. Problemas específicos. 21

1.3. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS:..... 22

1.3.1. Hipótesis general: 22

1.3.2. Hipótesis específicas: 22

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN: 22

1.4.1. Objetivo general: 22

1.4.2. Objetivos específicos: 23

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN:..... 23

1.6. LIMITACIONES DEL ESTUDIO:..... 24



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN:	25
2.2. MARCO TEÓRICO:	27
2.2.1. Voladura a tajo abierto:.....	27
2.2.2. La voladura de contorno:	30
2.2.3. Diseño de mallas en voladuras de contorno:.....	32
2.2.4. La sobrerotura:	50
2.2.5. Estabilidad de taludes:.....	53
2.2.6. Servicios auxiliares en minas tajo abierto:.....	63

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO:	72
3.1.1. Tipo de investigación:.....	72
3.1.2. Alcance:.....	73
3.1.3. Diseño de la investigación:	73
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA:	74
3.2.1. La población.....	74
3.2.2. Las muestras.....	74
3.3. DEFINICIÓN Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES:	83
3.4. MANIPULACIÓN DE VARIABLES Y TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS:	85
3.5. CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO:	87
3.5.1. Ubicación y acceso.....	87
3.5.2. Geología local.	88



3.5.3.	Geología estructural.	89
3.5.4.	Geomecánica de las rocas.	89
3.5.5.	Operaciones de minado.	91

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	DETERMINADO LAS MEJORES ACTIVIDADES ADICIONALES PARA REDUCIR LA SOBROTURA DE LA VOLADURA DE PRODUCCIÓN:	97
4.1.1.	Diseño de mallas para la voladura con taladros de precorte y recorte. .	97
4.1.2.	Operatividad de los taladros de precorte y recorte en perforación y voladura.....	102
4.1.3.	Proyectos disparados con voladura controlada.	108
4.2.	EVALUANDO LOS RIESGOS POR CAÍDA DE ROCAS PRODUCIDAS POR LAS SOBROTURAS EN LA VOLADURA DE PRODUCCIÓN:	125
4.2.1.	La sobrotura de las paredes y taludes de banco.	125
4.2.2.	Reporte de los incidentes por caída de rocas antes de la voladura controlada.....	128
4.2.3.	Impacto sobre los incidentes por caída de rocas con voladura controlada:	129
4.3.	DETERMINANDO LOS COSTOS ADICIONALES EN EL TAJO DE LA MINA TOQUEPALA TRAS APLICAR LA VOLADURA CONTROLADA:	131
4.3.1.	Impacto en los costos de P&V con la voladura controlada:.....	131
4.3.2.	Impacto en los costos de servicios auxiliares:.....	141



4.4. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS:	144
V. CONCLUSIONES	147
VI. RECOMENDACIONES	148
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	149
ANEXOS	151

Área: Ingeniería de Minas.

Tema: Análisis de Costos Mineros y Comercialización de Minerales.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 13 de enero del 2023



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Vista de planta de la nomenclatura de una voladura de banco completa (primaria y secundaria – contorno).....	33
Figura 2.	Vista de perfil de la nomenclatura de una voladura de banco completa (primaria y secundaria – controlada).....	34
Figura 3.	Vista de perfil del desacoplamiento y disminución lineal total del taladro de precorte.....	43
Figura 4.	Vista de perfil de la distancia de la malla conjunta a los taladros de precorte.	48
Figura 5.	Vista de planta de una malla primaria con voladura.	51
Figura 6.	Acción de las fuerzas actuantes sobre un bloque.	56
Fuente 7:	Vista de la falla tipo planar a la izquierda y tipo cuña a la derecha.	59
Fuente 8.	Vista de la falla por vuelco.....	61
Fuente 9.	Vista de la falla circular.....	61
Fuente 10.	Vista de la falla por desmoronamiento.....	62
Figura 11.	Análisis Dip del sistema de diaclasamiento de un proyecto de voladura... ..	75
Figura 12.	Orientación de las estructuras de un proyecto de voladura.	75
Figura 13.	Parámetros geomecánicos de un proyecto de voladura.	75
Figura 14.	Sección geológica de un proyecto de voladura.	76
Figura 15.	Parámetros de diseño operativo del tajo Toquepala.	82
Figura 16.	Vista de fase N° 04 de la mina Toquepala.	87
Figura 17.	Malla de voladura conjunta de producción y contorno.	101
Figura 18.	Diseño de carga de la voladura de contorno.....	101
Figura 19.	Diseño de carga de la voladura de producción.....	102
Figura 20.	Perforadora N° 8 en los taladros de recorte.	103
Figura 21.	Perforadoras N° 14 y 15 en los taladros de precorte.....	104



Figura 22. Vista en campo de la malla conjunta.....	105
Figura 23. Carguío de los taladros de recorte con el agente explosivo Quantex 73..	106
Figura 24. Carguío de los taladros de precorte con el explosivo Famecorte.	106
Figura 25. Disparo del precorte en fase 5 de la mina Toquepala.....	107
Figura 26. Disparo de malla conjunta después del precorte en fase 5.	108
Figura 27. Diseño de carga de la voladura de contorno.....	110
Figura 28. Secuencia de salida del disparo 2905 – 127 y 128.	111
Figura 29. Vista de las paredes de banco del disparo 2905 – 127 y 128 con voladura controlada.	112
Figura 30. Diseño de carga de la voladura de contorno proyecto 2890 – 111.....	114
Figura 31. Secuencia de salida del disparo 2890 – 111.	115
Figura 32. Vista de las paredes de banco del disparo 2890 – 111 con voladura controlada.	116
Figura 33. Diseño de carga de la voladura de contorno proyecto 3235 – 201 y 207.	118
Figura 34. Secuencia de salida del disparo 3235 – 201 y 207.	119
Figura 35. Vista de las paredes de banco del disparo 3235 – 201 y 207 con voladura controlada.	120
Figura 36. Diseño de carga de la voladura de contorno proyecto 3190 – 180 y 179.	122
Figura 37. Secuencia de salida del disparo 3190 – 180 y 179.	123
Figura 38. Vista de las paredes de banco del disparo 3235 – 201 y 207 con voladura controlada.	124
Figura 39. Vista de las paredes de banco de un disparo en fase 4 sin voladura controlada.	126
Figura 40. Vista de las paredes de banco de otro disparo en fase 4 sin voladura controlada.	126
Figura 41. Vista de las paredes de banco de un disparo en fase 5 sin voladura controlada.	127



Figura 42. Vista de las paredes de banco de otro disparo en fase 5 sin voladura controlada.	127
Figura 43. Variación de los incidentes por caída de rocas del año 2016 y 2021.	130
Figura 44. Variación de los costos de servicios auxiliares por limpieza de caída de rocas del año 2016 y 2021.	144



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Proceso productivo de servicios auxiliares mina.	65
Tabla 2.	Costo por metro perforado de los taladros de recorte y precorte.	76
Tabla 3.	Costo por mezcla del Q73 y por metro cargado.	77
Tabla 4.	Costo de los accesorios utilizados en un taladro.....	78
Tabla 5.	Costo resumen por taladro y el costo unitario.	78
Tabla 6.	Costo por taladro con explosivo Famecorte.....	79
Tabla 7.	Costo de los accesorios utilizados en un disparo de precorte.	79
Tabla 8.	Costo resumen por disparo y costo unitario en precorte.....	79
Tabla 9.	Costo por SAM en limpieza de material caído de los taludes y paredes de banco.	80
Tabla 10.	Tonelaje de material programado y cumplido en 4 meses del año 2016 de la Mina Toquepala.	81
Tabla 11.	Nº de incidentes reportados en Soy Seguro sobre caída de rocas en el 2016.	83
Tabla 12.	Operacionalización de la variable independiente.	85
Tabla 13.	Técnicas de recolección de datos para la línea de base.	86
Tabla 14.	Técnicas de recolección de datos en la cuasi experimentación.	86
Tabla 15.	Valores de la resistencia dinámica a la compresión y tracción.....	90
Tabla 16.	Clasificación de las rocas dominantes por dureza.	91
Tabla 17.	Resumen de las características del macizo rocoso.....	98
Tabla 18.	Resumen de las características de los explosivos.	99
Tabla 19.	Parámetros estimados de la malla de voladura en recorte.	99
Tabla 20.	Parámetros estimados de la malla de voladura en precorte.	100
Tabla 21.	Propiedades del macizo rocoso del proyecto 2905 – 127 y 128.....	109



Tabla 22. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 2905 – 127 y 128.	109
Tabla 23. Malla de voladura de contorno en el proyecto 2905 – 127 y 128.....	110
Tabla 24. Resumen operativo del proyecto 2905 – 127 y 128.....	111
Tabla 25. Propiedades del macizo rocoso del proyecto 2890 – 111.....	113
Tabla 26. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 2890 – 111. ...	113
Tabla 27. Malla de voladura de contorno en el proyecto 2890 – 111.....	114
Tabla 28. Resumen operativo del proyecto 2890 – 111.....	115
Tabla 29. Propiedades del macizo rocoso del proyecto 3235 – 201 y 207.....	117
Tabla 30. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 3235 – 201 y 207.	117
Tabla 31. Malla de voladura de contorno en el proyecto 3235 – 201 y 207.....	118
Tabla 32. Resumen operativo del proyecto 3235 – 201 y 207.....	119
Tabla 33. Propiedades del macizo rocoso del proyecto 3190 – 180 y 179.....	121
Tabla 34. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 3190 – 180 y 179.	121
Tabla 35. Malla de voladura de contorno en el proyecto 3190 – 180 y 179.....	122
Tabla 36. Resumen operativo del proyecto 3190 – 180 y 179.....	123
Tabla 37. Nº de incidentes reportados en el Soy Seguro sobre caída de rocas en el 2021.	129
Tabla 38. Balance de los incidentes por caída de rocas reportados en el año 2016 y 2021.	129
Tabla 39. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.....	132
Tabla 40. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.	132
Tabla 41. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.....	133



Tabla 42. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.	133
Tabla 43. Variación de costos de P&V del disparo 2905 – 127 y 128.	133
Tabla 44. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 2890 – 111.	134
Tabla 45. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 2890 – 111.	134
Tabla 46. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 2890 – 111.	135
Tabla 47. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 2890 – 111..	135
Tabla 48. Variación de costos de P&V del disparo 2890 – 111.	136
Tabla 49. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.....	136
Tabla 50. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.	137
Tabla 51. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.....	137
Tabla 52. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.	138
Tabla 53. Variación de costos de P&V del disparo 3235 – 201 y 207.	138
Tabla 54. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.....	139
Tabla 55. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.	139
Tabla 56. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.....	140
Tabla 57. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.	140
Tabla 58. Variación de costos de P&V del disparo 3190 – 180 y 179.	140
Tabla 59. Costos por tonelada de perforación y voladura en meses del 2021.	141



Tabla 60. Detalles de las horas trabajadas y costos en servicios auxiliares en el 2021. 142

Tabla 61. Balance de los costos en servicios auxiliares y P&V en los años 2016 y 2021.

..... 143



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

ACC: Accesorios de voladura

B: Burden

E: Espaciamiento

EXP: Explosivos

Dt: Diámetro de taladro

hr: Horas

m: Metro

m2: Metro cuadrado

m3: Metro cubico

Kg: Kilogramos

Lc : Longitud de carga

SP: Sobre Perforación

Hb: Altura de banco

LT: Longitud del taladro

Lc: Longitud de Carga

T: Taco

FC: Factor de Carga

FP: Factor de Potencia

VR: Volumen Roto

RIB: Factor de Rigidez

Cex: Cantidad de explosivo por taladro

TM/día: Toneladas Métricas por día

MP: Metros perforados

MTM: Millones de toneladas métricas

RMR: Clasificación del Macizo Rocoso



RT: Resistencia a la tensión

UCS: Resistencia a la Compresión Uniaxial

P&V: Perforación y voladura

Py: Proyecto de voladura

g/cc: Gramos por centímetro cúbico.

US\$/TM: dólares americanos por tonelada métrica



RESUMEN

La envergadura de la voladura de producción en la Mina Toquepala ha causado por años sobreroturas en las paredes y taludes de los bancos operativos de la fase 3, fase 4 y fase 5 del tajo Toquepala. La sobrerotura en las paredes y taludes de los bancos operativos ocasiona inestabilidad y también provoca la caída de rocas. Esta caída de rocas se da en varias en las zonas operativas y representa un riesgo tanto para el personal como para los equipos que laboran dentro del tajo Toquepala; asimismo, representa costos adicionales en el área de servicios auxiliares mina y en operaciones mina. Es por ello que, el objetivo de esta investigación fue reducir los costos de servicios auxiliares y riesgos por caída de rocas causados por la sobrerotura en las paredes y taludes de banco del tajo Toquepala. Para materializar este objetivo, esta investigación fue de tipo explicativa - exploratoria con un diseño cuantitativo – descriptivo, en el que primero se diseñó las mallas de voladura para los taladros de recorte y precorte. Estos se aplicaron en distintos disparos, y se pudo notar como se minimizó la sobrerotura de las paredes y taludes de los bancos. Segundo, se evaluó los reportes de incidentes por caída de rocas en rampas, parqueaderos y bancos operativos habiéndose aplicado la voladura controlada, lográndose disminuir hasta en un 70% los incidentes por caída de rocas. Finalmente, se determinó que la voladura controlada representa un incremento en los costos de perforación y voladura de 15% a 45% por disparo, y un 10% en el costo total. Asimismo, se midió el impacto en el área de servicios auxiliares mina, reduciéndose el costo por tonelada en la tarea de limpieza por caída rocas en un 20% menos.

Palabras clave: Voladura controlada, taladros de precorte y recorte, perfilado de taludes de banco.



ABSTRACT

The magnitude of the production blast in the Toquepala Mine has caused by several years overbreak in the walls and slopes of the operational banks of phase 3, phase four and phase 5 of the Toquepala pit. Over-rupture in the walls and slopes of the operating benches causes instability and rocks to fall. The fall of rocks represents a risk both for the personnel and for the teams that work within the Toquepala pit; likewise, the fall of rocks represents additional costs in the area of mining auxiliary services as in mine operations. For this reason, the objective of this investigation was to reduce the costs of auxiliary services and risks due to rock falls caused by overbreaking in the walls and bank slopes of the Toquepala pit. To materialize this objective, this research was of an explanatory - exploratory type with a quantitative - descriptive design, in which, first the blast patterns for the split and buffer holes were designed in order to fit each dominant rock of each shot so that they were applied together with the production blasting in four monitored blasts. In these shots, it was possible to notice how the overbreaking of the walls and slopes of the banks was minimized. Second, the reports of incidents due to falling rocks on ramps, parking lots and operational benches were evaluated, after to apply smoothwall blasting, archiving to reduce incidents due to falling rocks by up to 70%. Finally, it was determined that controlled blasting represents an increase in drilling and blasting costs from 15% to 45% per shot, and 10% in the total cost. Likewise, the impact in the mine auxiliary services area was measured, reducing the cost per ton in the cleaning task due to falling rocks by 20% less.

Keywords: Smootwall blasting, split and buffer holes, stability in walls and slop benches.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA:

La voladura de producción en la mina Toquepala – SPCC por la envergadura de sus disparos genera la sobrerotura o sobre excavación en las paredes y taludes del banco operativo. Esta sobrerotura causa dentro de la operación del tajo Toquepala costos y riesgos adicionales. El riesgo más relevante que se presenta en el tajo Toquepala es “la caída de rocas”; que además de las vibraciones, se genera por las irregularidades presentadas en las paredes el banco y por la disminución de las zonas de contención de las bermas causadas por del back break y el over break de la voladura de producción. Esta caída de rocas se presenta en las distintas áreas operativas y rutas de transporte como la zona de parqueo al interior de mina denominado 3070, la curva de conexión entre la fase 3 y la fase 4 denominado 2950, zonas operativas de la fase 4, zonas operativas de fondo de mina o fase 3, y otras áreas de minado. La caída de rocas representa un peligro y riesgo para el personal de voladura de EXSA y otras contratadas, equipos de voladura, personal de SPCC así como los demás equipos de la compañía minera SPCC. La sobrerotura además del riesgo, también genera costos adicionales por el uso de equipos auxiliares para la remoción de escombros, demoras en el transporte de los camiones y otros vehículos de transporte, dilución del mineral económico por la mezcla con el desmonte y reducción del valor por tonelada del mineral.

Aplicar la voladura controlada permitiría mejorar la estabilidad de las paredes y taludes de banco en las tres fases de minado del tajo Toquepala disminuyendo la sobrerotura causada por la voladura de producción con la interacción conjunta de los



taladros de recorte y precorte. Los taladros de precorte como primera acción para perfilar las paredes de banco, y como segunda acción los taladros de recorte o trim para amortiguar el impacto de la voladura de producción. Ello lograría disminuir la ocurrencia de la sobrerotura en las paredes y taludes de banco en la fase 3, fase 4 y fase 5 del tajo Toquepala, lo cual consecuentemente reducirá los riesgos por la caída de rocas y los costos por demoras en el transporte de los camiones, por las operaciones auxiliares en la remoción de escombros y también evitando la dilución del mineral aumentado su valor por tonelada.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA:

1.2.1. Problema general.

¿Cómo influye la sobrerotura de las paredes y taludes del banco en los costos de servicios auxiliares y en el riesgo de caída de rocas en el tajo Toquepala?

1.2.2. Problemas específicos.

¿Cómo las voladuras de corte de taludes influyen en la generación de actividades adicionales en la mina Toquepala?

¿Cómo afecta la caída de rocas en la evaluación de riesgos de la mina Toquepala?

¿Cómo afecta en los costos de minado el mal perfilado de las paredes y taludes de banco de la mina Toquepala?



1.3. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS:

1.3.1. Hipótesis general:

Al aplicar la voladura controlada en el tajo Toquepala se reducen las sobreroturas en las paredes y taludes de banco que causan costos adicionales en los servicios auxiliares y riesgos por caída de rocas.

1.3.2. Hipótesis específicas:

Aplicándose los taladros de precorte y recorte se reducen las sobreroturas y se mejora el perfilado generadas por las voladuras en el tajo Toquepala.

Los riegos por caída de rocas se redujeron después de aplicar la voladura con taladros de pre corte y recorte en la mina Toquepala.

Los costos de servicios auxiliares en el tajo de la mina Toquepala se reducen al aplicar la voladura controlada.

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:

1.4.1. Objetivo general:

Reducir los costos de servicios auxiliares y riesgos por caída de rocas causados por la sobrerotura en las paredes y taludes de banco del tajo Toquepala.



1.4.2. Objetivos específicos:

Determinar las mejores actividades adicionales para reducir la sobrerotura producida por la voladura de producción en el tajo Toquepala.

Evaluar los riesgos por caída de rocas producidas por las sobreroturas en la voladura de producción del tajo Toquepala.

Determinar los costos aplicando mejoras en la voladura en el tajo Toquepala.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN:

Las minas a gran escala utilizan técnicas de voladura con el objetivo de obtener una buena fragmentación, en la cual determinar la granulometría, transporte del mineral, procesos metalúrgicos y de esta manera optimizar sus costos. Esta investigación de voladura controlada no solo debe limitarse únicamente al uso de taladros de precorte y taladros de recorte; pues la voladura controlada debe partir desde su punto de origen que es la voladura primaria o de producción. Por tal motivo si esta energía no es controlada por técnicas adecuadas de control, se genera daños irreparables en la estabilidad de taludes ocasionando caída de rocas, accidentes de trabajo, costos, daños al equipo, transeúntes, entre otras 21 afectaciones, Así pues, la voladura controlada convencional que se limita a la estabilidad de las paredes y taludes de banco.

La caída de rocas es un riesgo muy relevante en las operaciones del tajo Toquepala todavía es un problema latente. Se ha determinado que además de las vibraciones, la sobrerotura en las paredes y taludes de banco es un factor preponderante en la presencia de caída de rocas sobre las zonas operativas de la fase 4 y fondo de mina/fase 3, zonas de



parqueo, rampas de acceso, curvas, etc. Por ello, la voladura controlada con el uso de taladros de precorte y taladros de recorte en la voladura producción puede mejorar el perfilado de las paredes de banco disminuyendo la incidencia la sobrerotura, obteniéndose así zonas más estables.

1.6. LIMITACIONES DEL ESTUDIO:

Las limitaciones de este estudio básicamente son:

- La empresa SPCC dueño de la mina Toquepala, es muy reservado en cuanto a los datos internos. Por ello los costos de servicios auxiliares minado colectados para realizar este estudio solo llegan a un horizonte de un año.
- Si bien la caída de rocas es el problema más relevante abordado en este estudio, este no solo depende del perfilado de las paredes y taludes de banco, también depende directamente de las vibraciones y por su puesto del estado del macizo rocoso. Muchos años atrás la mina Toquepala usaba heavy Anfo, cuyo uso extremaba la ocurrencia de vibraciones muy cerca al valor crítico. Esto, es muchos casos apporto en gran medida que la caída de rocas sea un problema muy latente en las operaciones de la mina Toquepala.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN:

Pacheco (2022): El presente trabajo de investigación fue una propuesta técnica, que tuvo por objetivo proponer hasta dos propuestas de voladura controlada de distintos métodos. Para ello esta investigación fue descriptiva de carácter teórico-empírico no experimental, en el cual, se detalla como la voladura controlada de pre-corte es el procedimiento que se realiza para crear un plano de fractura previo a la voladura principal. Esta propuesta se presenta para una cantera no metálica en su posterior ejecución de un talud final, delimitando el contorno final siendo una alternativa segura y económica que permite reducir costos en mantenimiento del talud y en la aplicación de soportes semestrales. Por consiguiente, es de vital importancia aplicar una adecuada técnica para la ejecución del talud final, tomando en cuenta ciertas consideraciones, como: estabilidad de la roca circundante en el macizo rocoso que se interviene, condiciones climáticas, los estudios de la zona y las aplicaciones a futuro que se podría dar a ese talud y a la zona intervenida. Todo esto con el fin de tratar de disminuir al máximo la fracturación del macizo, favoreciendo a la estabilidad del mismo, brindando un mayor grado de seguridad y reduciendo los costos en soporte y mantenimiento.

Apaza (2019): El presente trabajo de investigación tiene como primordial objetivo; realizar el diseño de pre-corte en una mina a tajo abierto desde el inicio de sus operaciones, considerando varios aspectos técnicos como la geología, geotecnia, planeamiento, operaciones y seguridad. Para ello esta investigación fue aplicada de diseño cuantitativo – cuasi experimental, en el que se han realizado pruebas iniciales para



implementar desde el inicio de las operaciones la voladura controlada, con lo cual se concluye que las pruebas han sido fundamentales para alcanzar estándares de diseño, que actualmente se está practicando en las voladuras de pre-corte para la estabilidad de taludes finales, con diferentes parámetros de diseño de carga y permitió un filtro de las vibraciones, teniéndose un 22% de filtro; y se estableció límites de vibracionales y parámetros de voladura para no dañar el talud.

Vera (2018): El presente trabajo de experiencia profesional que tuvo por objetivo describir como el agente de voladura Quantex 73, ha aportado directamente al proceso de implementación de la voladura controlada moderna. Si bien la mina Toquepala implemento los detonadores electrónicos a sus disparos para reducir la dispersión de la iniciación tipo Nonel, el reemplazo del Heavy Anfo 55 por el Quantex 73, ha permitido eliminar en gran porcentaje los gases nitrosos, así como de reducir en gran medida las vibraciones. De acuerdo a sus conclusiones la VPP (velocidad pico partícula) registrado promedio fue de 133.46 mm/seg; es decir, 37% menos que la VPP Critica promedio que es 212.43 mm/seg. Conforme a las técnicas modernas de voladura controlada, el uso de las emulsiones gasificables es un ítem que aporta en gran medida a la voladura controlada. No obstante, el informe se centra en los disparos donde se encuentran los tres tipos de taladros: producción, trim y precorte. Y no describe a las zonas donde todavía, por falta de disponibilidad de equipos, no se hace la implementación total de la voladura controlada. De tal manera que en la mina Toquepala, aún tiene zonas donde la voladura controlada es incompleta y todavía se presenta la sobrerotura por la falta de taladros de precorte de taladros trim.



Cueva (2015): El presente trabajo es una exposición donde se describe las técnicas tradicionales y modernas de la voladura controlada en minería a cielo abierto. Como tal la voladura controlada tiene los siguientes objetivos: “Mantener un equilibrio en las actividades sociales del entorno controlando los niveles permisibles de ruido, vibraciones y control de los gases residuales de la voladura; Continuidad de las operaciones y de la vida de útil de la mina; Taludes y paredes estables; Reducción de los niveles de vibraciones. No generar proyección de rocas”. No obstante, en esta exposición se recalca que aplicar técnicas modernas de voladura controlada requiere **mayor inversión** que para las voladuras controladas convencionales, pues la voladura controlada convencional solo se enfoca en la estabilidad de las paredes. Mientras que, las técnicas modernas de la voladura controlada son un paquete completo que requiere: 1) La perforación de tres tipos de taladros: producción, buffer (o trim como se conoce en Toquepala), y los de precorte (estos deben ser de diámetro inferior. 2) Diseño y simulación de voladuras en softwares especializados. 3) Utilización de detonadores electrónicos que eviten la dispersión de los taladros. 4) Utilización de explosivos de baja densidad (emulsiones gasificadas) 5) Utilización de taco especial.

2.2. MARCO TEÓRICO:

2.2.1. Voladura a tajo abierto:

De acuerdo a las definiciones de EXSA S.A. y ENAEX S.A. (2011) la voladura a tajo abierto se efectúa en bancos, los cuales son excavaciones similares a escalones en el terreno. Su característica principal es la de tener, como mínimo, dos caras libres: La superior y la frontal. Asimismo, la voladura en bancos, son aquellas que se realizan con



taladros verticales e inclinados; las cuales, tienen la distribución de su carga explosiva en forma cilíndrica (raras veces es esférica).

2.2.1.1. La operación unitaria de voladura.

La operación unitaria de “voladura”, tiene como objetivo fragmentar, arrancar o desplazar el material involucrado desde su lugar original, de modo que este material triturado puede ser cargado y retirado por los respectivos equipos de carguío y transporte. Es también considerado el primer proceso de conminución que se aplica al material de interés, por lo que su éxito permitirá realizar un buen manejo de este material por parte de los procesos posteriores (BS Consultores, 2009).

En este proceso es importante una adecuada fragmentación para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinara este material, lo que calificara a la “mejor” fragmentación. Así, en la minería a tajo abierto y subterráneo, de donde se extrae minerales, se busca, preferentemente, una fragmentación menuda, que facilite a los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas; mientras que, en construcción, algunas veces se requiere que las rocas sean en grandes bloques para usarlos de ataguías o rompeolas (EXSA S.A., 2011).

2.2.1.2. Tipos de voladura a tajo abierto.

Conforme a Bernaola, Castilla, Herrera y ENAEX S.A. (2013) se considera dos tipos de voladura a minas a tajo abierto de acuerdo a su relevancia en producción y a su zona de operación (influencia): La voladura primaria y la voladura secundaria.



1) La Voladura Primaria:

La voladura primaria incide directamente en la producción y avance del proyecto, por lo que también se le conoce como voladura de producción. Se caracteriza porque su finalidad es arrancar, fracturar, desmenuzar, quebrar la material in situ para que este pueda ser removido, cargado y transportado. Ello hace que se utilice una malla establecida por varias filas de taladros y por un alto consumo de explosivos de diferentes características.

2) La Voladura Secundaria:

La voladura secundaria no incide directamente en la producción y avance del proyecto. Sin embargo, es importante para la seguridad operativa y para el buen flujo de minado. Esta voladura se efectúa en el contorno de bancos y las condiciones remanentes de la voladura primaria.

2.2.1.3. El proceso operativo y el disparo de la voladura a tajo abierto.

El proceso de voladura es la segunda de las operaciones unitarias en minas a tajo, es decir, después de la perforación y antes del carguío y transporte. Como tal, esta operación unitaria conforme a EXSA S.A., ENAEX S.A. y Chura (2011), se resume a continuación:

- Preparación de la zona de trabajo (incluye el aislamiento del sector, señalización, cercado, etc.).
- Posicionamiento de los equipos de carguío de explosivos.
- Primado y carguío de explosivo.



- Control de calidad del explosivo.
- Atacado (en ciertos casos) y tapado de taladros.
- Amarre según secuencia especificada.
- Revisiones de seguridad en el sector (y otros sectores involucrados).
- Primer aviso y colocación de vigías.
- Avisos posteriores y últimos.
- Chispeo y disparo.
- Monitoreo de la voladura.
- Ventilación o limpieza del sector (hasta que la zona quede limpia).
- Revisión de seguridad (tiros sopladados y/o cortados, bloques colgados).
- Desactivación de tiros sopladados y/o cortados, descolgado de bloques, reducción secundaria.

2.2.2. La voladura de contorno:

2.2.2.1. ¿Qué es la voladura de contorno?

De acuerdo a Bernaola, Castilla y Herrera (2013), la voladura de contorno es la voladura que se realiza para perfilar los contornos de los bancos, de tal forma que se minimicen los daños a los taludes del banco y del pit, obteniéndose así superficies y taludes más regulares y estables. Asimismo, la voladura de contorno forma parte de la voladura secundaria el cual no incide directamente en la producción y avance del proyecto.

Existen dos variantes de la voladura de contorno en función de la detonación de sus taladros con respecto a la voladura primaria, estos son voladura de recorte y voladura de precorte.



2.2.2.2. Voladura de recorte.

Se dice que la voladura es de "recorte" cuando tiene lugar con posterioridad al disparo primario. Es decir, se dispara separadamente (pero después) y/o también conjuntamente con el disparo primario, con un cierto retardo respecto a ésta a modo de amortiguación posterior. El único propósito de una voladura de recorte es el crear un perímetro o contorno más atractivo y estable. Este tipo de voladura no ofrece protección a la pared final de la voladura de producción si antes no se realiza la voladura de precorte. Ya que, las ondas de choque viajan a través de la pared del pit, así como, el empuje de los gases, chocan contra el entorno de la voladura, dañándola consecuentemente.

Cabe recalcar que estos taladros de recorte, conocido también como taladros trim, son del mismo diámetro que los taladros de producción y amortiguación, sin embargo, su distribución es más ceñida, menor o igual a la mitad del burden. Además, su carga se realiza por kilos en un solo punto y espaciados por decks.

2.2.2.3. Voladura de precorte

Se dice que la voladura es de "precorte" cuando tiene lugar con anterioridad al disparo primario. Es decir, se dispara antes que se efectuó el disparo primario. Su propósito es el de formar un plano de fractura a través del cual las grietas radiales de la voladura primaria no puedan pasar, así se pueda evitar daños al entorno de voladura (la pared final del pit o banco) y cuyos beneficios pueden ser los siguientes:

- Formación de una pared de banco más estable.
- Generar el límite de penetración de la pala (con ello evitar una sobre excavación).



- Evitar la dilución del mineral por sobrerotura.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

A diferencia de los taladros Trim, estos taladros son de menor diámetro (menor a 165 mm), con espaciamientos cerrados, y su carguío se realiza con otros explosivos, distintos a los del disparo primario, tales como el Famecorte, Exsacorte, Exsasplit, PowerSplit, etc., los cuales tienen un diámetro menor que el diámetro del taladro. Cabe recalcar que su diseño variara de acuerdo a los parámetros geológicos, el VOD del explosivo, tamaño del diámetro del taladro, etc.

2.2.3. Diseño de mallas en voladuras de contorno:

2.2.3.1. Nomenclatura de una voladura de contorno.

Conforme a ENAEX S.A. (2013), la nomenclatura de una voladura de contorno son los elementos o parámetros empleados en el cálculo y diseño de los disparos de voladura controlada. También sus parámetros son variables en función a las necesidades de trabajo y condiciones del terreno. Para mejor ilustración veamos la nomenclatura de una voladura de contorno –controlada:

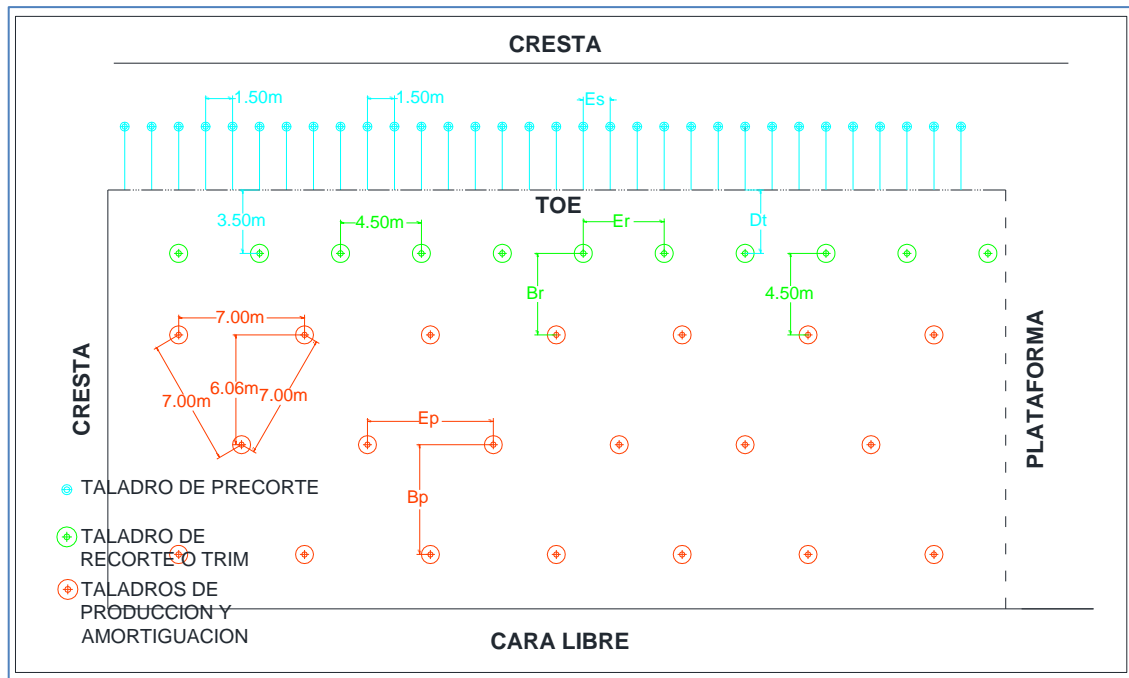


Figura 1. Vista de planta de la nomenclatura de una voladura de banco completa (primaria y secundaria – contorno).

Fuente: Libro de Diseño de Voladuras a Tajo Abierto

Dónde:

Bp = Burden de los taladros de producción y amortiguación.

Ep = Espaciamiento de los taladros de producción y amortiguación.

Br = Burden de los taladros de Recorte o Trim (Buffer).

Er = Espaciamiento de los taladros de Recorte o Trim (Buffer).

Es = Espaciamiento de los taladros de Precorte.

Dt = Distancia real entre los taladros de recorte a los taladros de precorte.

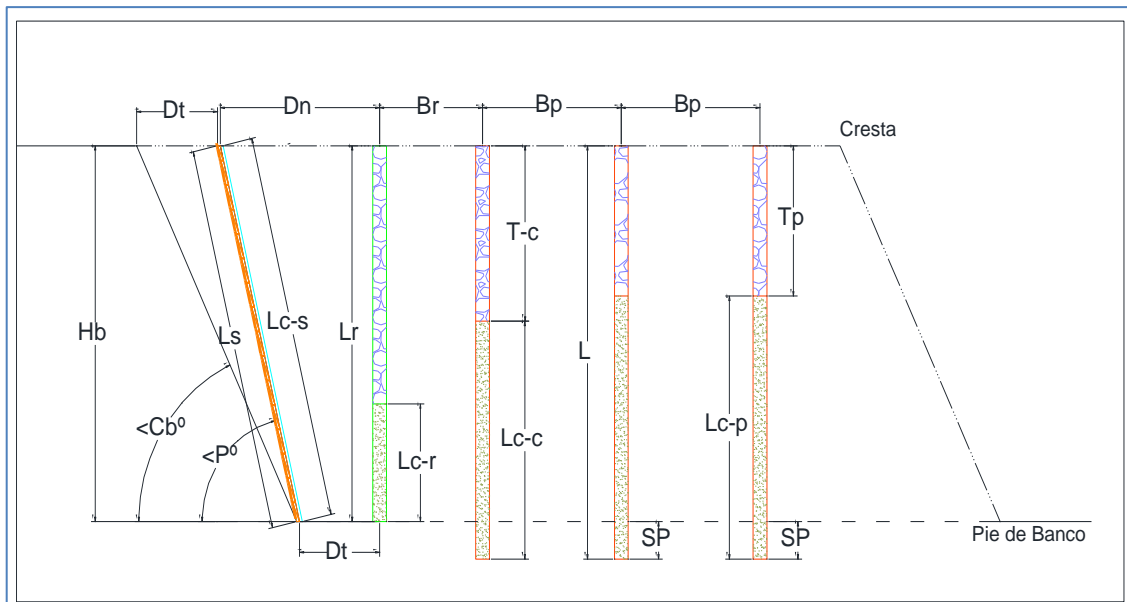


Figura 2. Vista de perfil de la nomenclatura de una voladura de banco completa (primaria y secundaria – controlada).

Fuente: Libro de Diseño de Voladuras a Tajo Abierto.

Dónde:

$L_{c-p,c}$ = Longitud de carga de los taladros de producción y amortiguación.

L_{c-t} = Longitud de carga de los taladros de recorte.

L_{c-s} = Longitud de carga de los taladros de precorte.

$T_{p,c}$ = Taco de producción y contorno.

L_r = Longitud de taladro para producción y amortiguación.

L_s = Longitud de taladro para recorte y precorte.

$\langle P^\circ$ = Ángulo de inclinación de perforación de los taladros de precorte.

$\langle Cb^\circ$ = Ángulo de inclinación de la cara de banco.

D_n = Distancia nominal entre los taladros de Precorte y los taladros Trim.



2.2.3.2. *Diseño de taladros de Recorte.*

Habíamos dicho que estos taladros se ubican como una amortiguación posterior de los taladros de contorno o amortiguación. Veamos sus parámetros más relevantes de acuerdo a ENAEX S.A. y Chura (2013):

a) Presión de detonación (PD):

Es un indicador significativo de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo. Según la teoría hidrodinámica se calcula con la siguiente formula:

$$PDp = 110 \times \rho_e \times VOD^2$$

Fórmula 2.1

Dónde:

PDp = Presión de detonación en las paredes del taladro (Mpa).

110 = Constante de conversión de unidades.

ρ_e = Densidad del explosivo utilizado (g/cc).

VOD = Velocidad de detonación del explosivo utilizado (Km/s).

Esta fórmula se utiliza tanto en los taladros de recorte como en los de precorte.

b) Diámetro del Taladro ($\phi 1$):

El diámetro del taladro de recorte puede ser menor al del taladro de producción o igual a este. Por cuestiones operativas es igual al taladro de producción, Es decir:



$$\emptyset = \emptyset_1$$

Dónde:

Φ = Diámetro del taladro de producción (pulgadas).

Φ_1 = Diámetro del taladro de recorte (pulgadas).

c) *Burden de Recorte (Br):*

Es la distancia entre la fila de taladros de recorte a los taladros de contorno o amortiguación. Se estima de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$Br = Kr \times Bp$$

Fórmula 2.2

Si: $\emptyset = \emptyset_1$

Dónde:

Br = Burden de los taladros de Recorte o Trim (metros).

Bp = Burden de producción (metros).

Kr = Factor de reducción del burden de producción que va desde 0.5 a 0.8 veces.

d) *Espaciamiento de Recorte (Er):*

Es la distancia entre los taladros de recorte de la misma fila. Se estima de acuerdo a la siguiente fórmula:



$$Er = Kr_1 \times Bp$$

$$\text{Si: } \emptyset = \emptyset_1$$

Fórmula 2.3

Dónde:

Er = Espaciamiento de los taladros de Recorte o Trim (metros).

Bp = Burden de producción (metros).

Kr_1 = Factor de reducción del burden de producción que va desde 0.6 a 0.8 veces.

e) Presión de Detonación en los Taladros de Recorte (PDr):

La presión de detonación en los taladros de Recorte deberá reducirse hasta por lo menos un 60% en función de los taladros de producción. Entonces la presión de detonación de los taladros de Recorte debe estimarse con la siguiente formula:

$$PDr = \left[\frac{Re \times PDp \times Br \times Er}{Bp \times Ep} \right]$$

Fórmula 2.4

Dónde:

PDr = Presión de detonación en los taladros de recorte (Mpa).

PDp = Presión de detonación en los taladros de producción (Mpa).

Re = Porcentaje de reducción.

Bp = Burden de producción (metros).

Ep = Espaciamiento de producción (metros).



Bp = Burden de los taladros de Recorte o Trim (metros).

Er = Espaciamiento de los taladros de Recorte o Trim (metros).

f) Longitud de Taladro y Longitud de Carga en Taladros de Recorte (LTr, Lc-r):

La longitud de taladro, para los taladros de recorte, debe prescindir de la sobreperforación, es decir deberá ser igual a la altura de banco.

$$Lr = Hb$$

Fórmula 2.5

Mientras que, la longitud de carga, para los taladros de recorte, se calculara en base a un porcentaje de reducción de la longitud de carga de los taladros de producción. Es decir:

$$Lc - r = C \times Lc - p$$

Fórmula 2.6

Dónde:

Lc-r = Longitud de carga de los taladros de recorte (m).

Lc-p = Longitud de carga de los taladros de producción (m).

C = Porcentaje de reducción de la longitud de carga (%).

Por lo tanto, lo más relevante será calcular C, el cual se realiza relacionando la presión de detonación del taladro de recorte y el taladro de producción. Veamos la siguiente formula:



$$C = \left[\frac{PDr}{PDp} \right]^{\frac{1}{n}} \times 100\%$$

Fórmula 2.7

Dónde:

C = Porcentaje de reducción de la longitud de carga (%).

PDr = Presión de detonación en los taladros de recorte (Mpa).

PDp = Presión de detonación en los taladros de producción (Mpa).

n = Constante de la condición de los taladros:

Taladros secos $n = 1.25$

Taladros con agua $n = 0.9$

g) Cantidad de Explosivo por Taladro en Trim (Cex-r):

Es el total de kilogramos de explosivo que ingresa en un taladro de recorte.

Aritméticamente se obtiene multiplicando la densidad de carga lineal y la longitud de carga.

Se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Cex - r = Lc - r \times Dc$$

Fórmula 2.8

Dónde:



Cex-r = Cantidad de explosivo por taladro de recorte (Kg-ex/tal).

Lc = Longitud de carga del recorte (metros).

Dc = Densidad de carga lineal (Kg-ex/m).

h) Los Decks (Dk):

Los Decks son espaciamentos que se realizan a la carga explosiva del taladro de recorte para distribuir mejor la energía explosiva. Estos espaciamentos, denominados Decks, pueden ser rellenos con el mismo detritus del taladro, generando una especie de taco intermedio; o pueden ser sellados por medio de un Taponex (tapón acondicionado), reemplazando el detritus por aire.

Para calcular la longitud o amplitud que tendrá el deck, primero es necesario calcular la longitud de carga del taladro de recorte, segundo determinar la disminución lineal parcial (ds-l) y tercero multiplicar con un factor relativo el ds-l. Veamos esta expresión en una fórmula:

$$Dk = Fl \times ds - l$$

Fórmula 2.9

Dónde:

Dk = Longitud del deck ya sea aire o detritus (metros).

Ds-l = Disminución lineal parcial (metros).



Habíamos dicho que este valor dependerá de la longitud de carga del taladro de producción, por lo que matemáticamente se expresa así:

$$ds - l = (Lc - p) - (Lc - r) \text{ ó}$$

$$ds - l = (1 - C) \times (Lc - p)^*$$

*Ello si reemplazamos la fórmula de longitud de carga del recorte.

Fl = Factor relativo que dependerá de un valor de 0.2 a 0.6.

Con respecto a la distribución de la carga explosivo, la carga total de fondo deberá ser un tanto mayor a la segunda carga, es decir:

$$CF - r \geq 50\% \text{ del total}$$

Fórmula 2.10

$$2da C - r \leq 50\% \text{ del total}$$

2.2.3.3. Diseño de taladros de Precorte.

Habíamos dicho que estos taladros tienen la finalidad de crear una especie de falla, con el cual se evite daños a las paredes del talud, producidos por las vibraciones de las voladuras primarias. Veamos sus parámetros más relevantes de acuerdo a ENAEX S.A. y Chura (2013):



a. Diámetro del Taladro (ϕ_2):

Los diámetros de taladros para el precorte, por lo general, son menores a 165 mm (6 1/2”). Y su dimensión (diámetro) dependerá de la altura de banco y la posible desviación de los taladros.

b. Desacoplamiento y Presión de Detonación en los Taladros de Precorte:

Para generar el plano de debilidad (falla), el cual es una grieta que se extiende a lo largo de los taladros de precorte, la presión de detonación en las paredes del barreno debe ser del orden de la resistencia a la compresión de la roca. Para calcular esta presión de detonación, nos llevaría a aplicar la ecuación universal de la presión de detonación, el cual es:

$$PD = 110 \times \rho_e \times VOD^2$$

No obstante, en los taladros de precorte se utiliza explosivos desacoplados. El DESACOPLAMIENTO es la falta de encaje entre las paredes diametrales del taladro y el explosivo, es decir, existe una diferencia entre el diámetro del taladro y el diámetro del explosivo. Tanto el desacoplamiento y la disminución lineal total, se conjugan para establecer un factor de disminución o desacoplamiento, que tiene la siguiente fórmula:

$$f = \left(\frac{De^2}{\phi_2^2} \times \frac{Lc - s}{Ls} \right)^n$$

Fórmula 2.11

Dónde:

f = Factor de disminución o desacoplamiento.

D_e = Diámetro del explosivo (pulgadas).

Φ_2 = Diámetro del taladro (pulgadas).

L_s = Longitud del taladro de precorte (metros).

L_{c-s} = Longitud de carga del taladro de precorte (metros).

n = Constante de la condición de los taladros:

Taladros secos $n = 1.25$

Taladros con agua $n = 0.9$

También véase la siguiente figura:

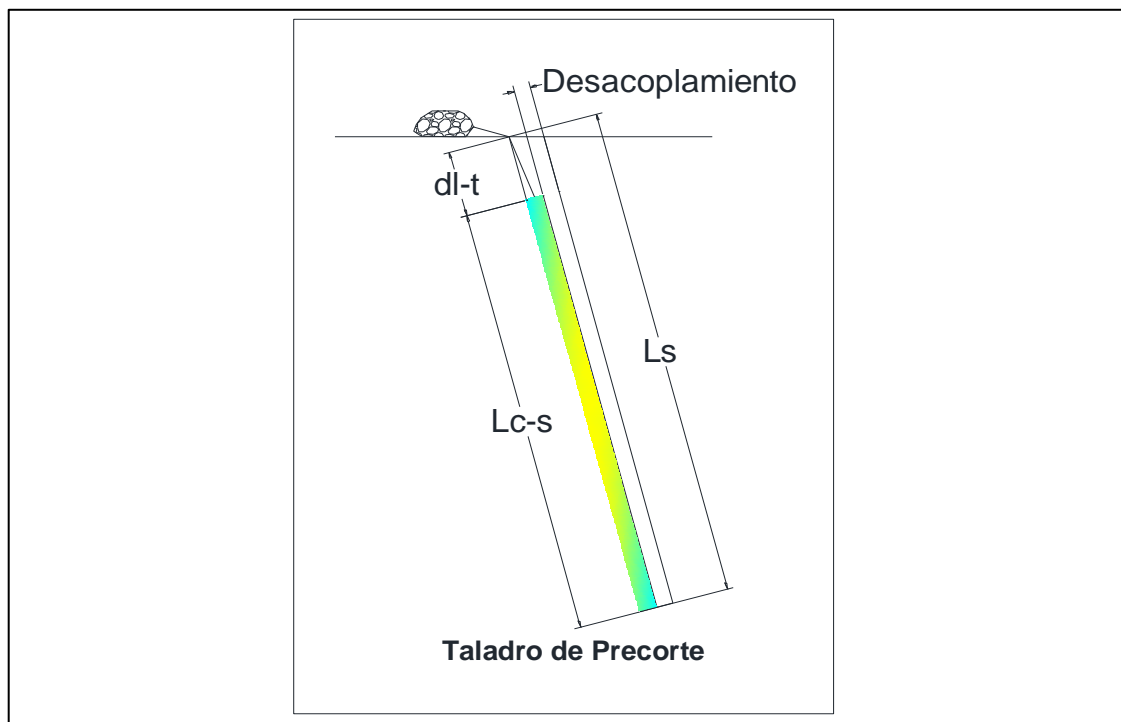


Figura 3. Vista de perfil del desacoplamiento y disminución lineal total del taladro de precorte.

Fuente: Libro de Diseño de Voladuras a Tajo Abierto



Con el factor de disminución el cual se da por el uso de un explosivo de menor diámetro y menor longitud del taladro de recorte se establece una fórmula para calcular LA PRESIÓN DE DETONACIÓN DEL PRECORTE, que sigue así:

$$PDs = f \times 110 \times \rho_e \times VOD^2$$

Fórmula 2.12

Dónde:

PDs = Presión de detonación en las paredes del taladro de precorte (Mpa).

f = Factor de disminución o desacoplamiento.

110 = Constante de conversión de unidades.

ρ_e = Densidad del explosivo utilizado (g/cc).

VOD = Velocidad de detonación del explosivo utilizado (Km/s).

c. Espaciamiento entre Taladros de Precorte (Es):

En caso de los taladros de precorte no trabajo con una cara libre como lo hacen los taladros de producción y recorte. Entonces equiparar esa desventaja, los taladros de recorte deben estar espaciados a una distancia corta, de modo que, ello les permita interactuar entre ellos para poder generar el plano de falla. Existen dos fórmulas para estimar el espaciamiento:

Fórmula 2.13: Propuesto por Sutherland (1989).

$$Es = \frac{K_q \times \phi_2}{39.36}$$

Fórmula 2.13



Dónde:

E_s = Espaciamiento entre taladros de precorte (metros).

Φ_2 = Diámetro del taladro (pulgadas).

K_q = Constante que va desde 14 a 16.

Fórmula 2.14: Propuesto por ENAEX (2013).

$$E_s = \frac{\Phi_2}{39.36} \times \left(\frac{PD_s + RT}{RT} \right)$$

Fórmula 2.14

Dónde:

E_s = Espaciamiento entre taladros de precorte (metros).

Φ_2 = Diámetro del taladro (pulgadas).

PD_s = Presión de detonación en las paredes del taladro de precorte (Mpa).

RT = Esfuerzo de tensión de la roca (Mpa).

d. Inclinación de Taladros de Precorte (IP°):

La inclinación de los taladros de precorte es un factor de diseño relevante para mejorar la estabilidad de los taludes, pues esta inclinación muchas veces forma una especie de boceto del ángulo de talud de cara de banco cuando el UCS es mayor a 70 Mpa y el ángulo de inclinación coincide con el ángulo de talud.



Estas inclinaciones fluctúan en el rango de 15 a 30 grados (75° a 60°), siendo mejores los resultados a medida que se utiliza una mayor inclinación, aumentando ciertamente la dificultad en la perforación.

Cabe mencionar que, la naturaleza y orientación de las discontinuidades en el macizo rocoso son críticas en el resultado del precorte. Por ejemplo, si aumenta la frecuencia de fracturas entre taladros del precorte, disminuye la posibilidad de formar un plano de debilidad con la voladura de precorte. Asimismo, algunas investigaciones sobre orientación de fracturas, con respecto a la línea de precorte, han concluido en que ángulos menores a 10 y superiores a 60 grados entre la estructura y la línea de precorte tienen un menor efecto sobre el resultado en la pared final. Por el contrario, ángulos entre 15 y 60 grados son más desfavorables en el resultado del precorte.

e. Factor de Carga en Taladros de Precorte (FCs):

El término factor de carga definido en Kg-exp/TM no es aplicable para el taladro precorte, pues su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino generar un plano de fractura, por lo que: el factor carga para un precorte se define en Kg-exp/m².

Entonces el factor de carga para taladros de precorte será la cantidad de explosivo total para generar el plano de fractura, lo cual se expresa en la siguiente fórmula:

$$FCs = \frac{Dc - s \times Lc - s}{Es \times Ls} = \frac{\text{Cantidad de explosivo por taladro Kg - ex}}{\text{Area generada por taladro m}^2}$$

Fórmula 2.15

Dónde:



FCs = Factor de carga para el taladro de precorte (Kg-exp/m²).

Ls = Longitud del taladro de precorte (metros).

Lc-s = Longitud de carga del taladro de precorte (metros).

Es = Espaciamiento entre taladros de precorte (metros).

De = Diámetro del explosivo (pulgadas).

ρ_e = Densidad del explosivo utilizado (g/cc).

Dc-s = Densidad de carga lineal del precorte (Kg-ex/m). Se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Dc - s = 0.507 \times De^2 \times \rho_e$$

f. Distancia de los Taladros Recorte a los Taladros de Precorte (Dt, Dn):

La distancia que debe guardar la fila de taladros de recorte al talud debe ser tal que evite o minimice la ocurrencia de la sobrerotura. En este punto vamos a complementar la performance de cálculo de la distancia real aprovechando que existirán los taladros de precorte, lo cual nos ayudara a evitar daños a las paredes del talud. Ahora, existen varios métodos para estimar Dt, todos son aplicables – relativos y su efectividad dependerá del cumplimiento operativo y de los controles adicionales que podamos aplicar.

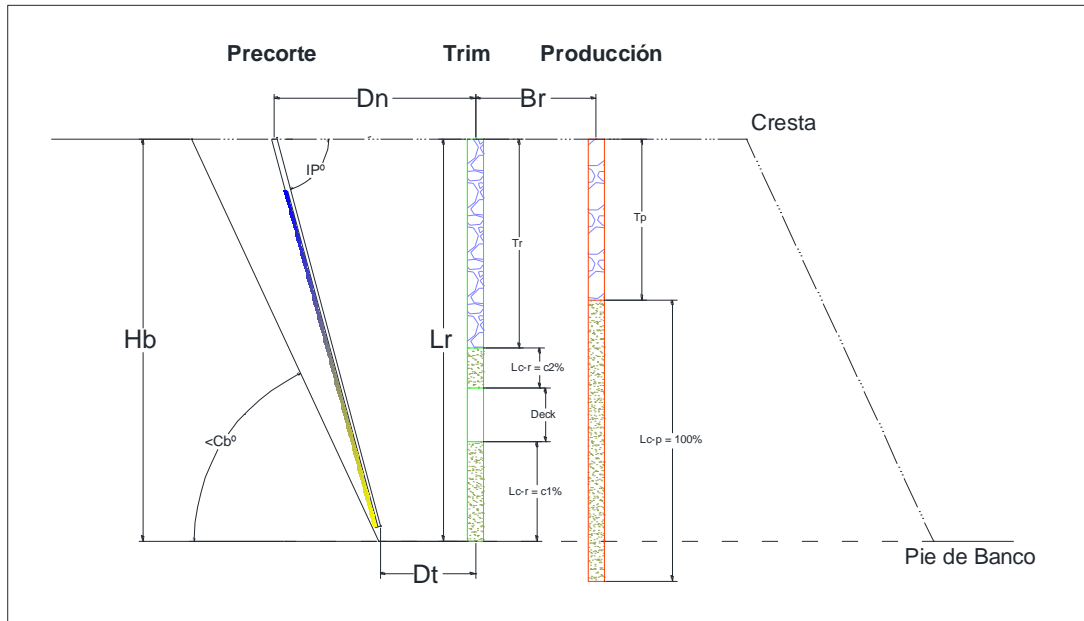


Figura 4. Vista de perfil de la distancia de la malla conjunta a los taladros de precorte.

Fuente: Libro de Diseño de Voladuras a Tajo Abierto

Método 2: Relación entre la presión de detonación en las paredes de los taladros de producción y recorte con la sobrerotura esperada. Para aplicar este método se utiliza la siguiente fórmula:

$$Dt = \frac{PDr^{0.5} \times \Phi_1}{PDp^{0.5} \times \Phi} \times SRo$$

Fórmula 2.16

Dónde:

Dt = Distancia real (metros).

PDp = Presión de detonación en las paredes del taladro de producción (Mpa).

PDr = Presión de detonación en los taladros de recorte (Mpa).

Φ = Diámetro del taladro de producción (pulgadas).



Φ_1 = Diámetro del taladro de recorte (pulgadas).

SRo = Sobrerotura esperada (metros).

Método 3: Relación entre el factor de carga y malla de los taladros de producción y recorte con la sobrerotura esperada. Para aplicar este método se utiliza la siguiente fórmula:

$$Dt = \left(\frac{FC - r \times \Phi_1 \times Br \times Er}{FC - p \times \Phi \times Bp \times Ep} \right)^{0.5} \times SRO$$

Fórmula 2.17

Dónde:

Dt = Distancia real (metros).

FC-p = Factor de carga en taladros de producción (Kg-ex/TM).

FC-r = Factor de carga en taladros de recorte (Kg-ex/TM).

Φ = Diámetro del taladro de producción (pulgadas).

Φ_1 = Diámetro del taladro de recorte (pulgadas).

Bp = Burden de los taladros de producción (metros).

Ep = Espaciamiento de los taladros de producción (metros).

Br = Burden de los taladros de Recorte o Trim (metros).

Er = Espaciamiento de los taladros de Recorte o Trim (metros).

SRo = Sobrerotura esperada (metros).



2.2.4. La sobrerotura:

2.2.4.1. Definición y concepto.

Según refieren ENAEX S.A. y Chura (2013), la sobrerotura es la fracturación de la roca circundante que se da con la malla primaria. Esta fracturación de la roca es excesiva y va más allá del límite establecido para la voladura de producción.

La sobrerotura tiene 3 determinantes:

- a) El tipo de diseño de la malla, tanto el burden, la longitud de carga, la existencia de taladros trim, la combinación con el precorte, etc., determinan la calidad voladura y por ende la ocurrencia de la sobrerotura.
- b) El carguío real de los taladros, si bien el diseño de carga nos proporciona la visión del diseño de la malla de voladura, en muchas ocasiones, por n factores, los diseños se incumplen. El incumplimiento más común es el carguío real de los taladros, que cuando son excesivos, es decir, más de la longitud de carga de lo que indica el diseño de carga, va generar muchos problemas operativos entre ellos la sobrerotura.
- c) La secuencia de salida de la malla, en los que se determina los tiempos entre taladros y las filas, además del diseño de la secuencia, que puede ser en V, Trapezoidal, E chelón, en Fila, etc. No es lo mismo una salida en V a una en Filas, por lo cual tienen diferentes incidencias, tanto en fragmentación como en la sobrerotura.

2.2.4.2. Tipos de sobrerotura.

De acuerdo al tipo de amarre en la malla primaria, existen dos tipos de sobrerotura: Rotura lateral (over break en inglés) y rotura hacia atrás (back break). Véase la siguiente figura:

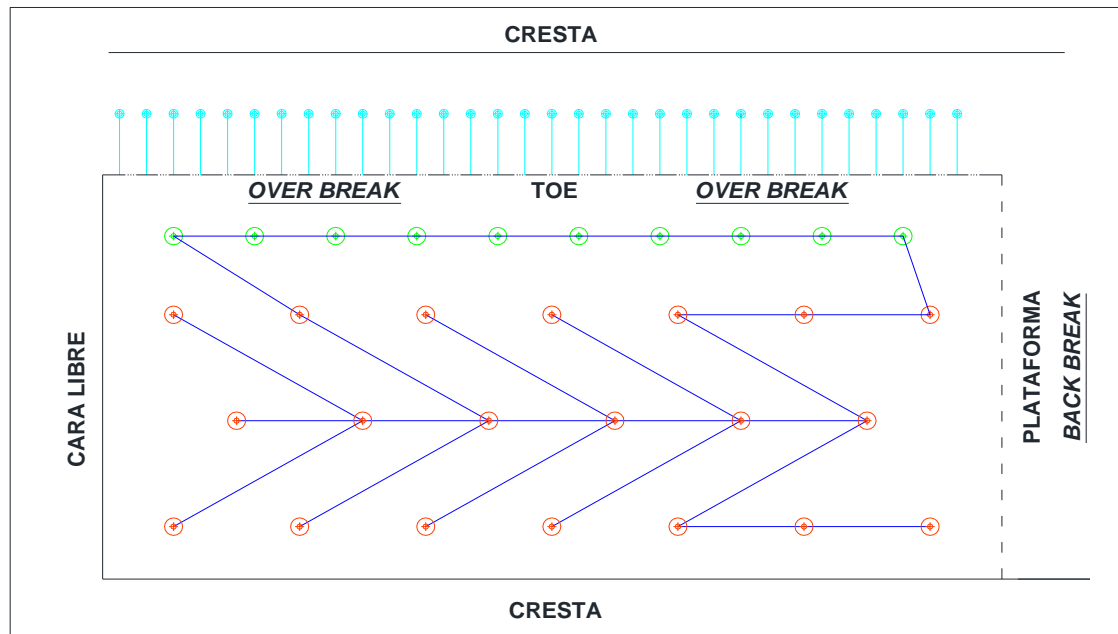


Figura 5. Vista de planta de una malla primaria con voladura.

Fuente: Libro de Diseño de Voladuras a Tajo Abierto.

De acuerdo a las recomendaciones de voladura, se debe evitar, en lo posible, la salida de la malla hacia el talud para minimizar los daños a este; por ello en la figura 2.5 se muestra que la salida en V es hacia la plataforma, con el over break paralelo al talud y el back break direccionado hacia la plataforma.

El back break siempre es más prominente que el over break porque al efectuarse el disparo, las ondas de choque se acumulan como bolas de helado hacia back break, haciendo que la pila se desplace en sentido contrario a la dirección de las ondas de choque



y arrancando el material en sobremanera. Es por ello que el back break deberá ser en lo posible dirigido hacia la plataforma y no hacia el talud.

2.2.4.2.1. *El back break.*

La sobrerotura hacia atrás o back break siempre estará relacionada con la dirección de salida de una voladura primaria lo cual lo hace más prominente en comparación al over break, ya que, por lo general, el exceso de arranque de material se da en el back break.

Existen muchas causas para la sobrerotura hacia atrás. Puede deberse a un burden excesivo para los taladros, lo que causa que el explosivo rompa en forma radial más allá de la última hilera de barrenos. Los bancos que tienen una rigidez excesiva ($RIB = L/B < 2$) provocan más levantamiento y sobrerotura cerca de la boca del taladro. Los tacos con profundidades largas en bancos rígidos también promueven el back break. El retardo de tiempo inadecuado entre filas puede provocar sobrerotura hacia atrás si este tiempo es demasiado corto en las últimas filas.

2.2.4.2.2. *El over break.*

La rotura lateral se da sobre el contorno de la voladura de producción. Siendo, en condiciones de diseño, menor severo que el back break.

La sobrerotura lateral usualmente resulta por una de tres razones. Primero, a estructura geológica local puede promover la extensión de las grietas a los extremos de la voladura. Esto puede corregirse al acortar el espaciamiento en los extremos de los taladros



de producción, causando con esto que los taladros funciones y respondan de forma diferente. Segundo, sobrerotura lateral puede ser causada también al tener tiempo de retardos inadecuados en los taladros del perímetro. Si el retardo es muy corto, los taladros tienden a sentir un burden mucho mayor al normal y por ello revientan el collar de los taladros provocando levantamiento, o agrietan hacia atrás dentro de la formación rocosa. Los retardos de tiempo más largo, deben utilizarse en los taladros de los contornos, permitiendo más tiempo para que la porción central de la voladura se mueva hacia afuera. Esto produce alivia adicional antes que los taladros de los extremos detonen. Tercero, la sobre carga, pues si bien este es causa para muchos otros problemas en la voladura de producción, la sobre carga es causa principal de la sobrerotura lateral. Para mitigar su impacto, los taladros de contorno llevan menor carga que los taladros de producción.

2.2.5. Estabilidad de taludes:

2.2.5.1. El talud de banco.

Según refieren Valiente, Sobrecases, Días y De Matteis (2011), bajo el nombre genérico de talud denominamos a la superficie inclinada, con respecto a la horizontal, que adoptan permanentemente o provisionalmente las estructuras de tierra o roca. No hay duda que el talud constituye una estructura compleja de analizar debido a que en su estudio coinciden los problemas de mecánicas de suelos y de mecánica de rocas, sin olvidar el papel fundamental de la geología aplicada desempeña en la formulación de cualquier criterio aceptable. Estos pueden ser artificiales, cuando están contruidos por el hombre en sus obras de ingeniería (terraplén o desmonte), o naturales (laderas). Asimismo, pueden ser de suelos, rocas o mixtos, variando a su vez la metodología de estudio.



2.2.5.2. Definición de estabilidad.

Conforme a De Matteis (2003), se entiende por estabilidad a la seguridad de una masa rocosa y/o de tierra contra la falla o movimiento no deseado de este. Como primera medida es necesario definir criterios de estabilidad, siendo el más relevante frente a una excavación minera o civil, la inclinación apropiada del talud de banco, del corte o terraplén, el cual, casi siempre la más adecuada y apropiada será la más inclinada que se sostenga en el tiempo necesario sin caerse. Este, por lo general, es el centro problema y la razón de estudio de la geotecnia y geomecánica de rocas.

A diferentes inclinaciones del talud corresponden diferentes cantidades de material a mover o minar y por lo tanto diferentes costos. La elección por cálculo de una determinada inclinación de talud puede ser determinado desde cualquier punto de vista excepto el económico, ya que la elección de una inclinación para un talud no toma en cuenta el costo de movimiento de material sino el de estabilidad. Es por ello que el diseño de tajos, la inclinación de talud de banco y talud global terminan siendo una restricción en el diseño económico y operativo.

2.2.5.3. Los deslizamientos y fallas.

De acuerdo Valiente, Sobrecases, Días y De Matteis (2011), se denomina deslizamiento o falla a la rotura y al desplazamiento de la roca y el suelo situado debajo del talud de banco, que originan un movimiento hacia abajo y hacia afuera de toda la masa que participa del mismo.



Los deslizamientos pueden producirse de distintas formas, es decir, estas pueden ser de forma lenta o rápida, con o sin provocación aparente. Generalmente en una falla de talud se distinguen varios factores que contribuyen al deslizamiento, estos son:

a) Factores geomorfológicos: Entre los que tenemos:

- Topografía de los alrededores del talud, no es lo mismo un banco cerca de la intemperie o superficie, que un banco ubicado varios metros de profundidad.
- Distribución de las discontinuidades y estratificaciones, la inclinación de estas, el relleno de sus materiales, su amplitud, entre otros, definen la estabilidad de los taludes de banco.

b) Factores internos:

- Propiedades mecánicas de las rocas y suelos constituyentes.
- Estados de esfuerzos actuantes.
- Factores climáticos y concretamente el agua superficial y subterránea.

c) Factores circunstanciales: Las principales son:

- Las vibraciones, que cuando no son controladas pueden producir fallas induciendo las discontinuidades, ocasionando deslizamiento progresivo.
- La sobrerotura, el cual crea grietas alrededor de la roca circundante de amplitud variable a su severidad. Asimismo, arranca material del talud, ocasionando esfuerzos tensionales.

2.2.5.4. Mecanismo de falla de un talud.

Conforme a Morales (2000), la falla de un talud excavado en una masa rocosa, ocurre generalmente a lo largo de un plano de debilidad siguiendo rasgos estructurales definidos como discontinuidades.

Considerando un bloque de masa (véase figura 2.x) que buza en dirección de la pendiente del talud y conociendo los parámetros que rigen el plano de deslizamiento (B), podemos evaluar la tendencia a deslizarse. Este problema se resuelve por equilibrio estático del bloque.

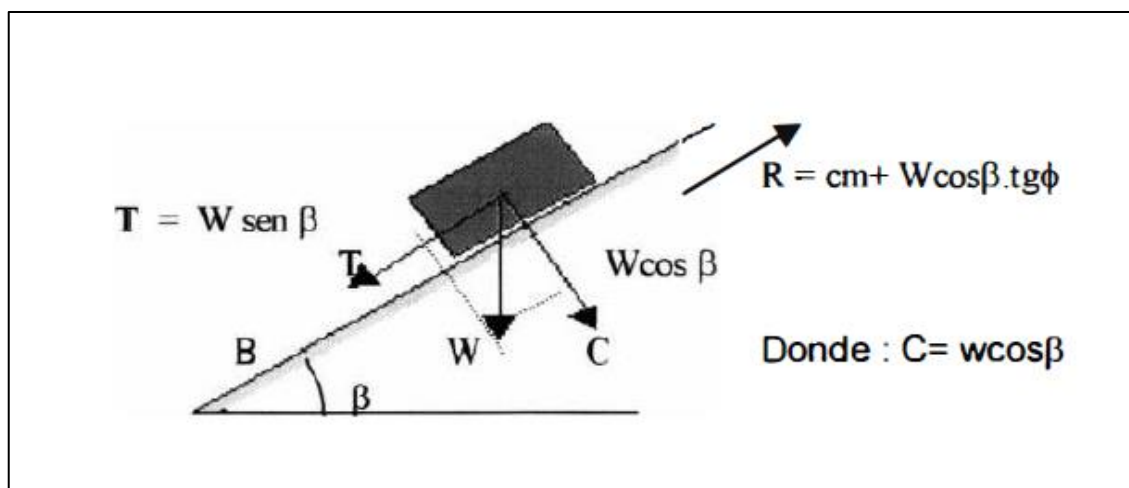


Figura 6. Acción de las fuerzas actuantes sobre un bloque.

Fuente: Morales, D. U.

Mediante métodos conocidos encontramos el peso del bloque (W), que en el plano de deslizamiento (B) se descompone en una fuerza normal (C) y una tangencial (T); además de fuerzas determinadas en la roca son: el ángulo de rozamiento ϕ y la cohesión c entre superficies de la figura 2.6 se desprende que:



$$C = W \cos \beta$$

$$T = W \sin \beta$$

La fuerza de resistencia en el plano será:

$$R = C + c \tan \phi$$

Donde:

R = Resistencia debido a la fricción entre el bloque y el plano inclinado.

W = Peso del bloque.

T = Fuerza que tiende a arrastrar el bloque.

c = Cohesión.

ϕ = Ángulo de rozamiento.

Entonces, si $T < R$ el bloque será estable, pero si $T > R$ el deslizamiento desprendimiento será eminente. La seguridad del bloque F_s es determinada por la relación de la fuerza resistente (R) con la fuerza de arrastre o empuje (r), es decir:

$$F_s = \frac{\text{Fuerza total que impide el deslizamiento}}{\text{Fuerza total que induce el deslizamiento}} = \frac{R}{r}$$

O también:



$$F_s = \frac{c + W \cos \beta \cdot \tan \phi}{W \sin \beta}$$

Si no existe cohesión, es decir $c = 0$, se tendrá:

$$F_s = \frac{\tan \phi}{\tan \beta}$$

Fórmula 2.18

La fórmula 2.18, indica que el punto crítico de deslizamiento $\phi = \beta$, es decir, la inclinación del plano de deslizamiento debe ser igual al ángulo de rozamiento. Si $\beta > \phi$ el movimiento es eminente. De este hecho se desprende que: Si c es igual a 0 $< \beta = \phi$ no hay deslizamiento y se necesita una mayor pendiente del plano de deslizamiento para producir el deslizamiento.

2.2.5.5. Tipos de fallas y deslizamientos.

2.2.5.5.1. Deslizamientos superficiales (creep).

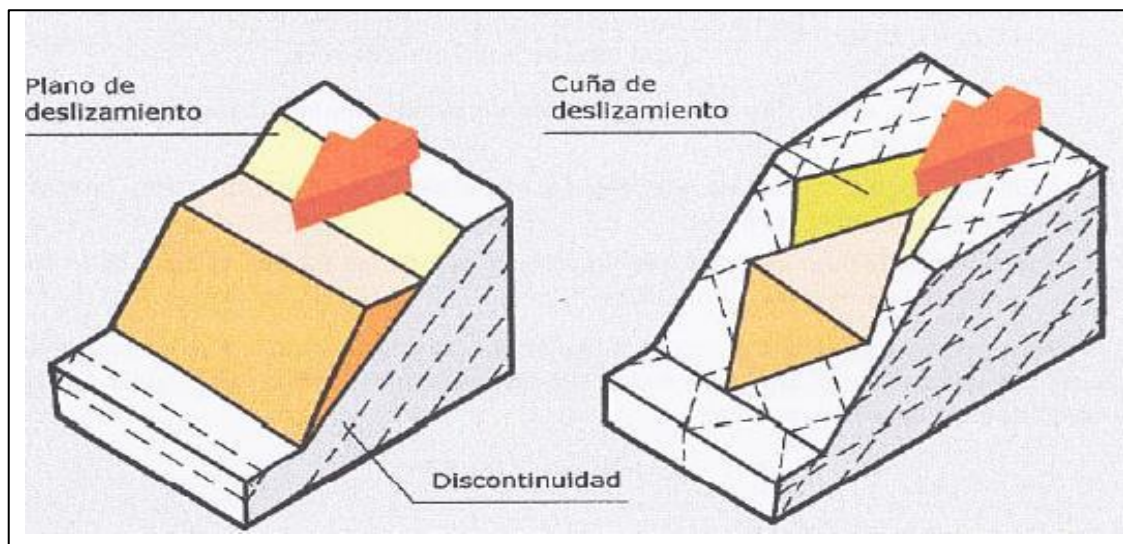
Conforme a De Matteis (2003), se refiere esta falla al proceso más o menos continuo, y por lo general lento, de deslizamiento ladera abajo que se presenta en la zona superficial de laderas naturales.

El creep puede involucrar a grandes áreas y el movimiento superficial se produce sin una transición brusca entre la parte superficial móvil y las masas inmóviles más profundas. El fenómeno es más intenso cerca de la superficie, la velocidad de movimiento

ladera debajo de un creep típico puede ser muy baja y rara vez se excede la de algunos cm por año.

2.2.5.5.2. Fallas o roturas planares.

Según refieren Morales, Madariaga y De Matteis (2000), este tipo de falla ocurre cuando una estructura geológica tiene un rumbo paralelo o casi paralelo al del talud, y un buzamiento menor que el ángulo del mismo, dando como consecuencia que una masa o porción de roca se deslice por encima de dicha estructura, debido a que las características propias de rugosidad de la misma (cohesión y ángulo de fricción) no son suficientes para asegurar su estabilidad, debido a las fuerzas activas presentes; principalmente: el peso de la misma masa rocosa, la presencia de agua subterránea y las vibraciones.



Fuente 7: Vista de la falla tipo planar a la izquierda y tipo cuña a la derecha.

Fuente: Madariaga, J.M.



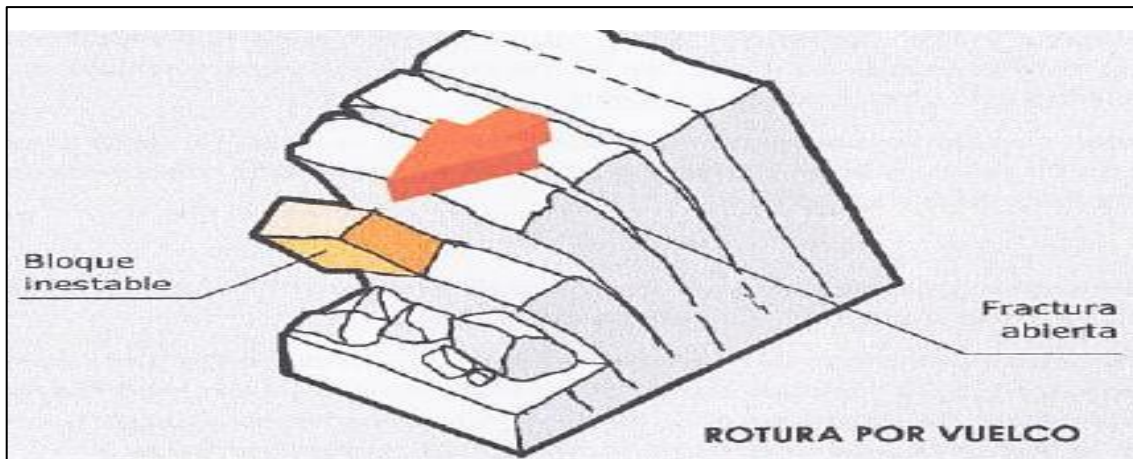
2.2.5.5.3. *Fallas de cuña.*

Según refieren Morales, Madariaga y De Matteis (2000), las fallas en cuña son el resultado de dos estructuras geológicas planares o casi planares que se interceptan delimitando un bloque tetraédrico o "cuña", el peso del material y la posible presencia de fuerzas hidrostáticas hacen que dicha cuña tienda a deslizarse a lo largo de la línea que forma la intersección de ambas estructuras.

Para que una cuña sea cinemáticamente viable, la línea de intersección debe aflorar en la cara del talud. Esto implica que no sólo la inclinación de dicha línea debe ser menor que el buzamiento del talud, sino que también debe tener un rumbo casi perpendicular al del mismo.

2.2.5.5.4. *Fallas de volteo.*

Según refieren Morales, Madariaga y De Matteis (2000), las fallas por volteo de basculamiento es el tipo de falla de talud que involucra la rotación de columnas o bloques de roca alrededor de una base fija. Para que este tipo de falla ocurra, se requiere que exista un juego de discontinuidades de rumbo aproximadamente paralelo al del talud y buzamiento pronunciado, de preferencia en sentido contrario al del mismo.

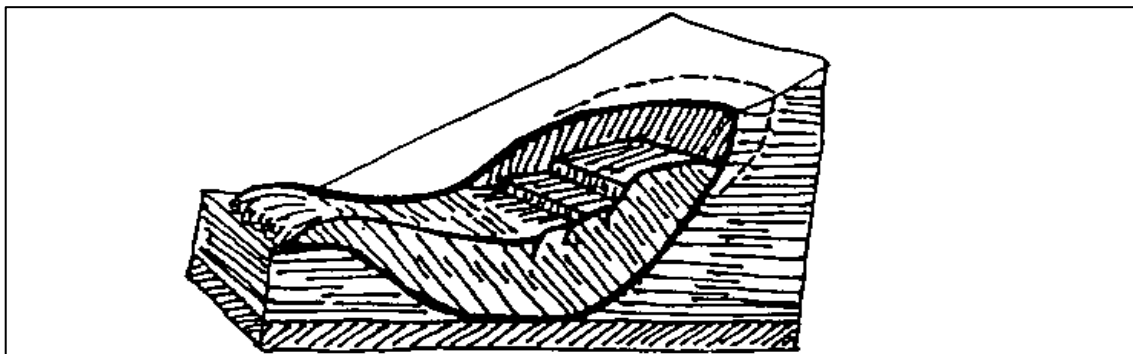


Fuente 8. Vista de la falla por vuelco.

Fuente: Madariaga, J.M.

2.2.5.5.5. Fallas tipo circular.

Según Madariaga y De Matteis (2015), este tipo de rotura suele denominarse también derrumbes rotacionales, y tienden a ocurrir lentamente en forma de cuchara, comenzándose el material a fallar por rotación a lo largo de una superficie cilíndrica; aparecen grietas en la cresta del área inestable y abombamientos al pie de la masa deslizante.



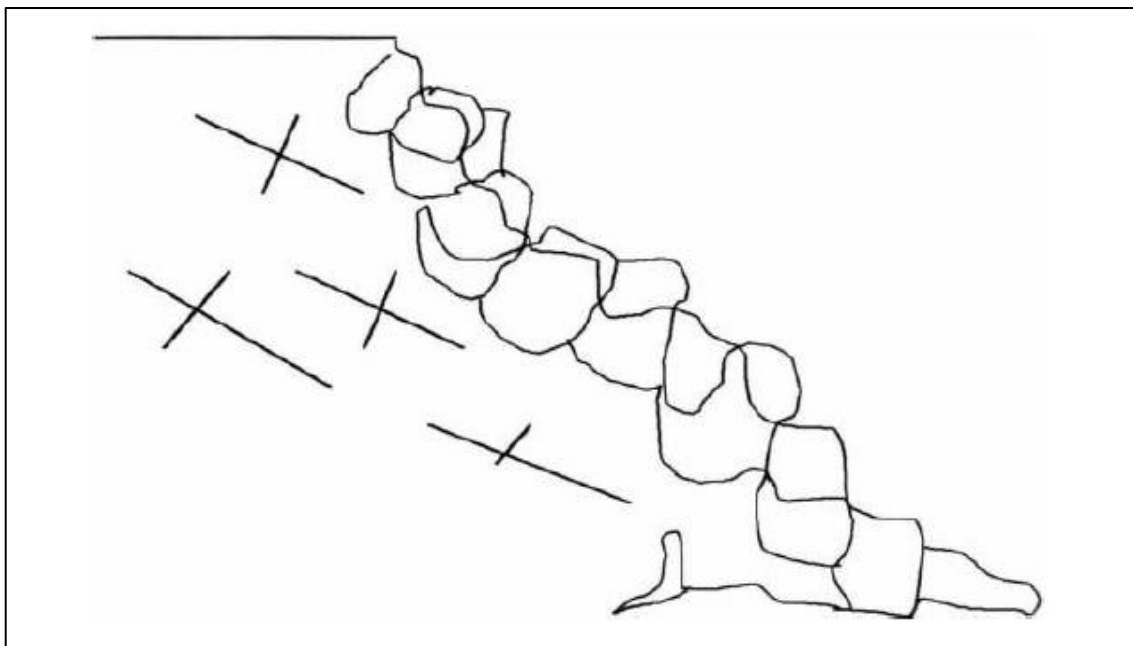
Fuente 9. Vista de la falla circular.

Fuente: Madariaga, J.M.

2.2.5.5.6. Fallas por desmoronamiento.

Según refiere Morales (2000), las fallas por desmoronamiento, usualmente ocurre en taludes donde las estructuras geológicas producen una masa rocosa, caracterizada por estar formada por pequeños bloques que caen fácilmente ante cualquier cara libre. Los bloques así desmoronados pueden acumularse al pie de los bancos y, si no son removidos, pueden formar pilas cuyo tamaño exceda a la capacidad de las bermas de los bancos.

Si bien se han desarrollado ciertos modelos para el análisis de este tipo de falla, estos son bastante teóricos y difíciles de realizar. La mejor manera de enfrentar este tipo de inestabilidad es minimizando la cantidad de bolonería con el uso de técnicas de voladura controlada y buena práctica de excavación.



Fuente 10. Vista de la falla por desmoronamiento.

Fuente: Morales, D. U.



2.2.6. Servicios auxiliares en minas tajo abierto:

Conforme a BS Consultores y Olazabal (2009), el objetivo de los servicios auxiliares mina es “garantizar que las operaciones unitarias se realicen con el mejor rendimiento y el mínimo riesgo manteniendo cada operación unitaria de acuerdo a sus estándares operativos”, lo cual se puede resumir en las siguientes actividades:

- a) Preparación del área de trabajo para carguío.
- b) Apilamiento del material en carguío.
- c) Nivelación y construcción de plataforma para perforación y voladura.
- d) Construcción, habilitación y mantenimiento de rampas y accesos – transporte.
- e) Mantenimiento de botaderos.
- f) Limpieza de sectores específicos y áreas operacionales.
- g) Manejo de materiales (no mineros).
- h) Apoyo directo a operaciones (carguío, traslado de equipos, etc.).

¿Cuándo se lleva a cabo?

Permanentemente en la mina y alrededores de ella se realizan tareas de mantenimiento, construcción y apoyo, por lo que se puede decir que estas actividades se realizan rutinariamente.

¿Qué se hace?



Fundamentalmente lo que se hace es prestar apoyo a las operaciones unitarias productivas (directas), con el fin de mejorar el rendimiento de dichas operaciones. Por ejemplo en las bermas y los bancos, los bulldozer recogen, remueven el material para nivelar el pie de banco.

En otro caso, los camiones cisterna riegan las vías de transporte para evitar polvos en suspensión, lo cual favorece a la seguridad y salud del trabajador como también evita la visibilidad borrosa en el transporte.

¿Con qué se hace?

La operación se realiza con equipos adecuados, según la necesidad. Por ejemplo, en el mantenimiento de vías se usa motoniveladoras sin o con rodillos compactadores y en los botaderos se utiliza los bulldozers.

2.2.6.1. La operación unitaria de servicios auxiliares mina.

De acuerdo a BS Consultores y Olazabal (2009), los servicios auxiliares es una operación unitaria fundamental para el macro proceso productivo de minado; como tal también es considerado un proceso de productivo que se esquematiza como en la siguiente tabla:

Tabla 1. Proceso productivo de servicios auxiliares mina.

Proveedores	Entradas		Salida	Clientes
Operación global de minado.	Necesidades	El proceso productivo	Mantenimiento y disponibilidad	Botaderos y Stockpiles
Caminos y accesos.	Información y programación.		Mantenimiento y disponibilidad	Caminos y Accesos
Características del material.	Abrasividad, granulometría.		Calidad física de la mina	Operación global Mina
Geotecnia y Geomecánica.	Información.		Mejora operativa	Seguridad, Salud y Medio Ambiente Costos de minado

Fuente: BS Consultores.

De acuerdo a la tabla 1, se puede definir algunas relaciones específicas entre proveedores y clientes para el proceso productivo de servicios mina:

a) Operaciones productivas:

Cada operación productiva entregará sus necesidades y prestará su apoyo los servicios mina. Por ejemplo, una voladura mal hecha generará un aumento de costos en los servicios, ya que estos tendrán que prestar más apoyo que al resto de las operaciones (carguío, botaderos, chancado, etc.).



b) Botaderos y stockpiles:

Los botaderos no podrían cumplir con los requerimientos geomecánicos si no fuesen mantenidos por los equipos y personal de servicios mina. Los stockpiles de mineral podrían sufrir pérdidas de fino por causa del viento, lo que se evita con un buen servicio de mantención (rociado de stockpiles por ejemplo).

c) Características del material:

Dependiendo de las características del material, se requerirá un servicio de apoyo mayor o menor, es decir que ante un material que genere problemas en la voladura los servicios tendrán que prestar más apoyo para el carguío. Los mismos caminos requieren trato diferente en su mantención en función de la cantidad de arcilla presente (mayor riego, compactación, etc.).

d) Seguridad, salud y medio ambiente:

Uno de los objetivos más importantes de los servicios mina, lo constituyen las actividades de seguridad, salud y medio ambiente. La mantención de caminos, canaletas, cunetas, etc., son parte de la operación diaria de los equipos de servicio, la estabilidad de botaderos, caminos y otros sectores de la mina son fundamentales para garantizar una operación segura del personal y equipos. Evitar el polvo en suspensión es otra de las tareas



que debe realizar el área de servicios mina, manteniendo los caminos regados, y sectores de generación de polvo en condiciones apropiadas para evitar este problema.

e) Caminos y accesos:

Los caminos y accesos deben ser mantenidos permanentemente, por los motivos anteriormente mencionados (seguridad, salud, medio ambiente, geometría de la mina, estabilidad, etc.).

f) Operación global Mina:

Como podemos observar la operación global de la faena se ve afectada por el desempeño de los servicios mina, los beneficios generados en cada operación unitaria repercutirán en el beneficio global de la faena.

g) Costos de minado:

Por la misma razón descrita en el punto anterior, los costos se verán disminuidos gracias a la operación del área de servicios, que ayudarán a mejorar los rendimientos de cada operación en particular, manteniendo una labor en orden y segura.



2.2.6.2. Limpieza de sectores específicos y áreas operacionales.

Según refiere Olazabal (2015), la limpieza de sectores específicos se realiza para remover la caída de rocas que se puede ir acumulando sobre cierta zona del tajo. Las rocas caídas a limpiar por lo general son por la inestabilidad de taludes, los cuales se van desprendiendo por acciones externas como esfuerzos tensionales, escorrentía de superficie y vibraciones. Este material esta por lo general en bermas y pies de banco.

La limpieza en áreas operacionales, tiene dos índoles, caída de rocas ocasionadas por voladuras en niveles superiores y caída de rocas por inestabilidad. Por lo general esta faena se realiza más a causa de las voladuras.

2.2.6.3. Limpieza de rampas y accesos.

Según refiere Olazabal (2015), la limpieza de rampas y accesos es fundamental para garantizar un tránsito fluido de los camiones pesados. De acuerdo a normas de seguridad, ningún camión pesado puede pisar rocas en el camino, ya que por el peso y magnitud de estos equipos, las rocas pueden reventar las llantas del camión pesado y ocasionar un accidente. Según los estándares de seguridad, el camión puede rodear la roca si la vía lo permite o detenerse hasta esperar la limpieza de este si las condiciones son muy desfavorables.

El material a limpiar de las rampas y accesos tiene dos índoles, a) por caída de rocas de la tolva de algún camión pesado y b) por caída de rocas a causa de la inestabilidad.



2.2.6.4. Costo unitario de los servicios auxiliares mina.

Conforme a BS Consultores (2009), en función de las actividades a realizar, las características de la extracción, los equipos, la operación y el mercado, los costos de servicios auxiliares mina fluctúan entre un 12% a un 20% del costo total de la operación de minado, pudiendo ser mayores o menores dependiendo de las condiciones de operación de cada mina a tajo abierto.

En forma de costo unitario, los servicios auxiliares pueden definirse así:

$$C.U.SAM = \frac{Ct E1 + Ct E2 + Ct En}{TTM}$$

Donde:

C.U. SAM = Costo unitario total de servicios auxiliares mina en US\$/TM.

Ct Ei = Costo total del equipo auxiliar i en US\$; siendo $i = 1, 2, \dots, n$.

TTM = Toneladas totales minadas de mineral en determinado periodo.

2.2.6.4.1. Costo por limpieza de sectores y áreas operacionales.

De acuerdo a Olazabal (2015), este costo de servicios auxiliares se genera al operar tractores de tipo llanta, versátiles y de gran movimiento. El número a utilizar de estos equipos dependerá de las condiciones de la faena, siendo su costo mayor, cuanto mayor material mueve por la caída de rocas.



Su costo se define así:

$$C.U.LS = \frac{E1 (CHr \times Ht) + E2 (CHr \times Ht) + Ej (CHr \times Ht)}{TTM}$$

Donde:

C.U. LS = Costo unitario por limpieza de sectores y áreas operacionales en US\$/TM.

E_j = Tractor tipo llanta utilizado en la faena, siendo $j = 1, 2, \dots, n$.

CHr = Costo horario del equipo en US\$/Hr.

Ht = Horas totales trabajadas por el equipo en Hr.

TTM = Toneladas totales minadas de mineral en determinado periodo.

2.2.6.4.2. Costo por limpieza de rampas y accesos.

De acuerdo a Olazabal (2015), este costo de servicios auxiliares también se genera al operar tractores de tipo llanta, versátiles y de gran movimiento. Estos equipos a diferencia de la faena anterior, son asignados a determinados sectores del pit de forma determinada. El número a utilizar de estos equipos dependerá de las condiciones de la faena, siendo su costo mayor, cuanto mayor material mueve por la caída de rocas.

Su costo se define así:



$$C.U.LS = \frac{E1 (CHr \times Ht) + E2 (CHr \times Ht) + Ej (CHr \times Ht)}{TTM}$$

Donde:

C.U. LS = Costo unitario por limpieza de sectores y áreas operacionales en US\$/TM.

Ej = Tractor tipo llanta utilizado en determinado sector del tajo, siendo j = 1, 2, ..., n.

CHr = Costo horario del equipo en US\$/Hr.

Ht = Horas totales trabajadas por el equipo en Hr.

TTM = Toneladas totales minadas de mineral en determinado periodo.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO:

3.1.1. Tipo de investigación:

Esta investigación fue de tipo Explicativo - Exploratorio.

Es explicativo, pues se detalla como la caída de rocas, que es causada por la sobrerotura, genera costos y riesgos adicionales en las operaciones de la fase 3, 4 y 5 del tajo Toquepala. Ya que, los riesgos por caída de rocas, de acuerdo a las definiciones de las normas de seguridad, pueden generar daños a las personas, equipos y el ambiente; los cuales se traducen en costos por la pérdida que producen. Asimismo, la caída de rocas genera costos en las operaciones del tajo Toquepala, pues producen demoras en el transporte de camiones y otros vehículos al obstruir las rampas, ya que un camión de transporte de gran tonelaje está prohibido pisar fragmentos de rocas. Esto fragmentos necesariamente deben ser limpiados por equipos auxiliares, los cuales también generan otros costos operativos. Por último, la sobrerotura también causa dilución del mineral al mezclarlo con el desmonte. Tras aplicar la voladura controlada, se busca reducir los riesgos y los costos asociados a la caída de rocas los cuales son causados por la sobrerotura de la voladura de producción en la fase 3, fase 4 y fase de la mina Toquepala.

Es exploratorio, ya que existe solamente un antecedente referido a la aplicación de la voladura controlada, no obstante, ninguna a los costos de servicios auxiliares por limpieza de materiales y riesgos por caída de rocas que genera la sobrerotura por la



voladura primaria. Lo que hace esta investigación es ver más allá de solamente un buen perfilado de las paredes y taludes de banco, sino que las “consecuencias” que genera la sobrerotura en un tajo tan grande como el de la mina Toquepala.

3.1.2. Alcance:

De acuerdo a sus resultados, el alcance de esta investigación fue Explicativa - Correlacional. Fue explicativa ya que se detalló la aplicación de los taladros de precorte y recorte en distintos disparos tanto para la fase 3, fase 4 y fase 5 del Toquepala. Asimismo, se midió si la aplicación de los taladros de precorte y recorte lograría disminuir la incidencia de la sobrerotura sobre las paredes y taludes de banco con lo cual también se logre reducir la caída de rocas. fue correlacional porque se evaluará si los costos y riesgos adicionales generados por la caída de rocas logran reducirse al disminuir la incidencia de la sobrerotura sobre las paredes y taludes de banco en la fase 3, fase 4 y fase 5 del Toquepala.

3.1.3. Diseño de la investigación:

El diseño de esta investigación fue el tipo cuantitativo - descriptivo. Para aplicar la voladura controlada con taladros de precorte y recorte en la voladura de producción se escogió de manera no aleatoria los proyectos de voladura disponibles y disparados para el perfilado de taludes, haciendo que esta investigación no sea puramente experimental sino cuasi experimental. Con ello se quiso lograr reducir los costos y riesgos adicionales causados por la sobrerotura de la voladura de producción en el tajo de la mina Toquepala.



3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA:

3.2.1. La población.

La población de esta investigación está conformada por: El área de perforación el cual se compone por la perforación primaria y la perforación de contorno; el área de voladura; el área de geotecnia; el área de servicios auxiliares, el área de seguridad, y el área de ingeniería de la mina Toquepala – SPCC.

3.2.2. Las muestras.

Las muestras tomadas y recolectadas se realizaron en dos periodos. El periodo 1, para la línea base el cual se ubicó en los años 2016 y 2017, periodos donde la perforación de taladros de precorte y recorte, no era combinada y estaba casi ausente en la operación del tajo, entre los bancos 2830 – 3045, de la mina Toquepala. En el periodo 2, para la investigación, de forma consecuente, en los años 2020 y 2021 de modo que se pueda manipular la variable independiente y medir los efectos sobre la variable dependiente. Las muestras recolectadas por área se detallan a continuación:

3.2.2.1. Área de geotecnia y geología.

Para diseñar las mallas perforación de los taladros de precorte y recorte que acompañaran a la voladura primaria, es necesario tener en cuenta los datos geológicos y geomecánicos. Estas muestras se componen de los parámetros geomecánicos, el análisis de Dip, las características de las estructuras y las secciones geológicas. Véase las siguientes imágenes:

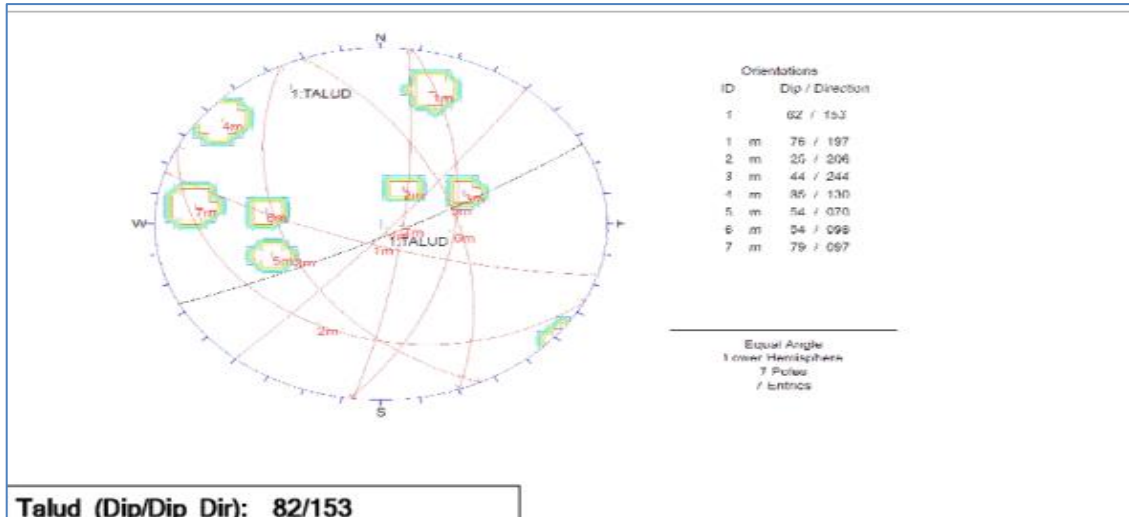


Figura 11. Análisis Dip del sistema de diaclasamiento de un proyecto de voladura.

Fuente: Mina Toquepala.

Macizo	Falla (s)		Discontinuidades			
	Dip (°)	Dip Dir (°)	Dip (°)	Dip Dir (°)	Spacing (m)	Overize (m)
1			79	097	1	-
1			25	206	-	-
1			54	070	-	-
1			44	244	0,40	-
1			85	130	1,1	-
1			76	197	0,80	-
1			54	098	0,60	-

Figura 12. Orientación de las estructuras de un proyecto de voladura.

Fuente: Mina Toquepala.

Param. Macizo	Macizo 1	Macizo 2	Macizo 3
RMR	61		
RQD	80		
FF (Frac/m)	4		
UCS (Mpa)	100-200		
Block Size (m)	0.50		

Figura 13. Parámetros geomecánicos de un proyecto de voladura.

Fuente: Mina Toquepala.

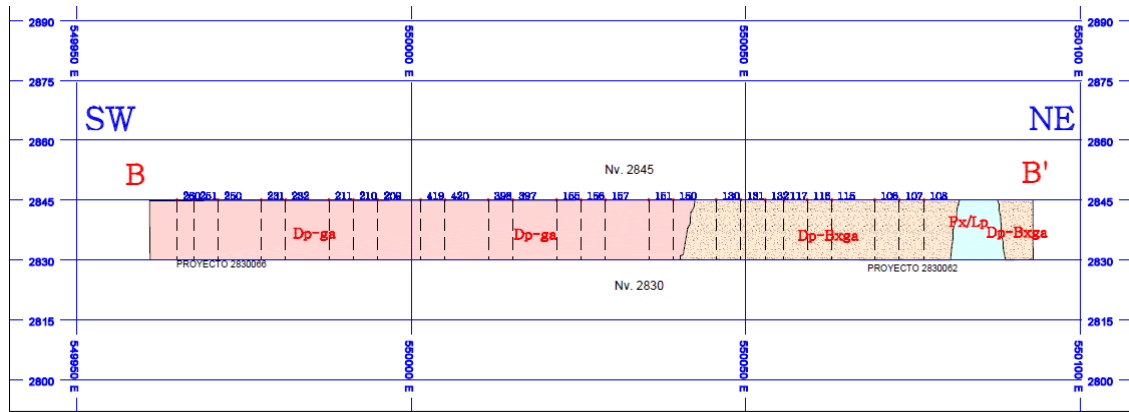


Figura 14. Sección geológica de un proyecto de voladura.

Fuente: Mina Toquepala.

3.2.2.2. Área de perforación.

De esta área se tomó muestras en lo referente al costo base de perforación de los taladros de precorte y recorte. Estas muestras se utilizarán para determinar el costo total de perforación incurrido por mes dependiendo de los metros perforados. Véase la siguiente tabla:

Tabla 2. Costo por metro perforado de los taladros de recorte y precorte.

Útil de perforación y energía	Costo (US\$/m)		
	12 1/4"	11"	5"
Broca	6.87	6.34	3.60
Deck bushing	0.14	0.15	0.10
Bit sub	0.36	0.33	0.18
Barra	0.80	0.77	0.27
Shock absorber	0.56	0.56	0.34
Energía eléctrica	3.46	3.13	0.00
Diésel	0.00	0.00	2.41
Costo de perforación (US\$/m)	12.20	11.28	6.90

Fuente: Mina Toquepala.

Siendo el costo unitario de perforación secundaria (CP-r y CP-p) igual a:



$$CP - r, p = \frac{Cm \times (Lr, Ls) \times N^{\circ} Tal - r, s}{TTD}$$

Donde:

CP-r,p = Costos unitario de perforación de recorte o precorte (US\$/TM).

Cm = Costo por metro de perforación del recorte o precorte (US\$/m).

Lr, Ls = Longitud del taladro de recorte o precorte (m).

TTD = Tonelaje total por disparo (TM).

3.2.2.3. Área de voladura.

De esta área se tomó muestras en lo referente al costo base de voladura de contorno con los taladros de precorte y recorte. Estas muestras se utilizarán para determinar el costo total de voladura de contorno por mes dependiendo de los taladros de precorte y recorte disparados. Véase las siguientes tablas:

A: Costo base en voladura para los taladros de recorte:

Tabla 3. Costo por mezcla del Q73 y por metro cargado.

Componentes	Costo del Explosivo Quantex		Unidades
	12 1/4"	11"	
Densidad del Explosivo (ρ):	1.00	1.00	g/cc
Emulsión matriz (Slurrex G)	0.51	0.51	US\$/kg
Nitrato de amonio (Quantex)	0.57	0.57	US\$/kg
Diésel	1.19	1.19	US\$/kg
Nitrito de sodio	0.006	0.006	US\$/kg
Dc:	105.0	84.66	Kg-e/m
Costo de la mezcla Q73	0.534	0.534	US\$/kg
Costo por metro - Taladro:	56.03	45.17	US\$/m

Fuente: Mina Toquepala.

Tabla 4. Costo de los accesorios utilizados en un taladro.

Ítems	Costo de los Accesorios		Total
		Unidades	
Booster 2 lb:	4.72	Unidad	4.72
I-Konn:	24.45	Unidad	24.45
Cables:	0.81	US\$/m	8.10
Fanel 600ms:	3.64	Unidad	3.64
Costo total :			40.91

Fuente: Mina Toquepala.

Tabla 5. Costo resumen por taladro y el costo unitario.

Características	Diámetro de taladro	
	12 1/4"	11"
Toneladas Rotas (TR):	2,535.85	3,130.68
Factor de Carga:	0.28	0.25
Costo total del Explosivo US\$/tal:	461.08	424.88
Costo unitario por tal (US\$/TM):	0.18	0.14

Fuente: Mina Toquepala.

Siendo el costo unitario total por los taladros de recorte (CP-r) igual a:

$$CV - r = \frac{CTE - r \times N^{\circ} Tal - r}{TTD}$$

Fórmula 2.19

Donde:

CV-r = Costos unitario de voladura de los taladros de recorte (US\$/TM).

CTE-r = Costo por taladro de recorte (US\$/tal).

N° Tal-r = Numero de taladros de recorte disparados.

TTD = Tonelaje total por disparo (TM).

B: Costo base en voladura para los taladros de precorte:**Tabla 6.** Costo por taladro con explosivo Famecorte.

Costo del Famecorte		
Ítems		Unidades
Tipo de Explosivo		Famecorte
Densidad del Explosivo (ρ):	1.14	g/cc
Emulsión del Famecorte:	0.316	US\$/Kg
Dc:	3.88	Kg-e/m
Costo por metro de carga:	1.23	US\$/m
Costo por Taladro:	6.16	US\$/tal

Fuente: Mina Toquepala.

Tabla 7. Costo de los accesorios utilizados en un disparo de precorte.

Costo de Accesorios				
Items		Unidades	Usado	Total
I-Konn:	24.45	Unidad	1	24.45
Pentacord 5P:	0.44	US\$/m	3.40	1.50
Retardos:	0.36	Unidad	2	0.72
Costo total por accesorios:				26.67

Fuente: Mina Toquepala.

Tabla 8. Costo resumen por disparo y costo unitario en precorte.

Características	Famecorte 1 1/2"
Nº de taladros precorte	1
<i>Toneladas Rotas por disparo (TR-D):</i>	3,756.00
<i>Factor de Carga:</i>	0.37
Costo total del Famecorte US\$/tal:	6.16
Costo Unitario (US\$/TM):	0.01

Fuente: Mina Toquepala.

Siendo el costo unitario total por los taladros de precorte (CP-p) igual a:

$$CV - p = \frac{CTE - p \times N^{\circ} Tal - r}{TTD} \quad \boxed{\text{Fórmula 2.20}}$$

Donde:

CV-r = Costos unitario de voladura de los taladros de precorte (US\$/TM).



CTE-p = Costo por taladro de precorte (US\$/tal).

N° Tal-r = Numero de taladros de precorte disparados.

TTD = Tonelaje total por disparo (TM).

3.2.2.4. Área de servicios auxiliares mina.

De esta área se tomó muestras en lo referente al costo mensual de los servicios auxiliares mina de 4 meses del año 2016, año en el que no se empleaba los taladros de recorte y precorte en la voladura del perfilado de paredes y taludes de banco. Estas muestras se utilizarán como línea de base (Variable dependiente) para comparar los costos en servicios auxiliares utilizando los taladros de recorte y precorte en la voladura. Véase la siguiente tabla:

Tabla 9. Costo por SAM en limpieza de material caído de los taludes y paredes de banco.

Trabajos tipo M1-SA	Unidades	Año 2016			
		Mayo	Junio	Julio	Agosto
Toneladas de Mineral	MTM/mes	1,780	1,775	1,803	1,802
Movimiento del Material y Limpieza de Bermas y Pies de Banco					
N° de Toritos (CAT 834 H)	unidad	2	2	2	2
Horas Trabajadas	hr	176	213	187	206
Costo horario del Torito	US\$/hr	147.92	147.92	147.92	147.92
Costo Unitario	US\$/TM	0.029	0.036	0.031	0.034
Carguío del Material					
Cargador Frontal CAT 994F	unidad	1		1	
Camión CAT 793D	unidad	1		1	
Horas Trabajadas	hr	37		41	
Costo horario C+T	US\$/hr	920.08		920.08	
Costo Unitario	US\$/TM	0.019		0.021	
Costo Total:	US\$/TM	0.0388	0.0451	0.0411	0.0443

Fuente: Mina Toquepala.

3.2.2.5. Área de ingeniería (planeamiento).

De esta área se tomó muestras en lo referente al tonelaje del material de tajo Toquepala cumplido, ya que el costo de los equipos de transporte por demoras por caída de rocas, son varios minutos, pero en una flota tan grande de la Mina Toquepala, el costo es disperso y despreciable, siendo lo más importante en el transporte de material influido por las demoras, el cumplimiento del tonelaje programado por mes del año 2016. Estas muestras se utilizarán como línea de base (Variable dependiente) para comparar el tonelaje cumplido de cada mes habiéndose utilizado los taladros de recorte y precorte en la voladura. Véase la siguiente tabla:

Tabla 10. Tonelaje de material programado y cumplido en 4 meses del año 2016 de la Mina Toquepala.

P vs C	Material Movido 2016	Mayo		Junio		Julio		Agosto	
		Mtons	Ley Cu%	Mtons	Ley Cu%	Mtons	Ley Cu%	Mtons	Ley Cu%
Programado	Mineral a concentradora	1,820	0.663	1,820	0.656	1,860	0.651	1,860	0.648
	Mineral lixiviable	7,220	0.161	7,430	0.158	7,690	0.152	7,700	0.159
	Desmante	8,900	0.026	9,150	0.015	9,240	0.029	9,240	0.031
	Total de material	17,940		18,400		18,790		18,800	
Cumplido	Mineral a concentradora	1,780	0.624	1,775	0.598	1,803	0.612	1,802	0.607
	Mineral lixiviable	6,845	0.145	6,672	0.146	6,942	0.139	6,851	0.142
	Desmante	9,270	0.014	9,376	0.017	9,658	0.022	9,731	0.033
	Total de material	17,895		17,823		18,403		18,384	

Fuente: Mina Toquepala.

Por otro lado, también de esta área se tomó la muestra a lo referente del diseño de talud de banco. Este diseño operativo del banco de la Mina Toquepala tendrá un factor de seguridad igual a 2.32 de acuerdo a geomecánica, siempre y cuando se cumpla con el diseño programado. Este diseño con todos sus parámetros geométricos se puede apreciar en la siguiente figura:

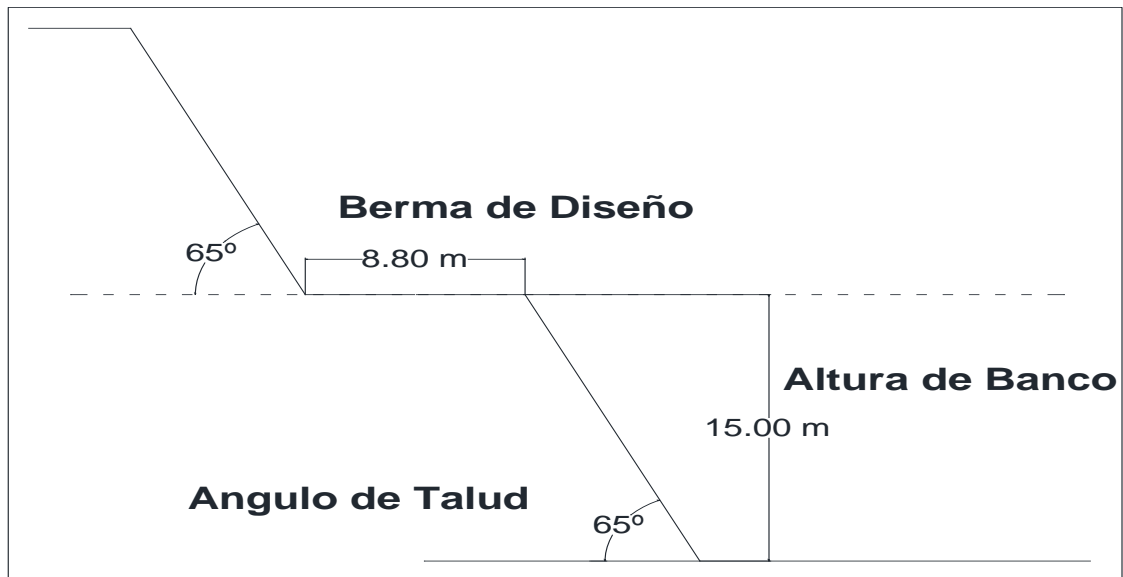


Figura 15. Parámetros de diseño operativo del tajo Toquepala.

Fuente: Mina Toquepala.

De acuerdo a la figura 15, el ángulo de talud del banco de Toquepala debe ser 65° , para una altura de banco de 15 m, con lo cual se obtendría una berma de 8.80 m de ancho, teniéndose así un factor de seguridad (FS) igual a 2.78. Para la voladura de contorno en el perfilado de paredes y taludes, el diseño programado por ingeniería servirá de parámetro de medición de la efectividad de la voladura de contorno con taladros de recorte y precorte.

3.2.2.6. Área de seguridad.

De esta área se tomó muestras en lo referente a las estadísticas de incidentes y accidentes por caída de rocas reportados en los documentos “Soy Seguro” y ocurridos en 4 meses del año 2016. Estas muestras se utilizarán como línea de base para comparar los incidentes y accidentes ocurridos cada mes habiéndose utilizado los taladros de recorte y precorte en la voladura. Véase la siguiente tabla:



Tabla 11. N° de incidentes reportados en Soy Seguro sobre caída de rocas en el 2016.

Reportes por Soy Seguro: Caída de Rocas - Incidentes	Unidades	Año 2016			
		Mayo	Junio	Julio	Agosto
En Rampas: vías principales, auxiliares y curvas.	N°	18	12	23	17
Parqueaderos dentro del tajo: 3070, fase 4.	N°	2	1	0	3
Áreas operacionales: Todos dentro del tajo.	N°	26	22	15	31
Fondo de mina: Movimiento de material de fases superiores a fase 3	N°	4	1	0	2
Total sin fondo de mina:	N°	46	35	38	51

Fuente: Mina Toquepala.

Finalmente, se adjuntará imágenes de la causa principal de la caída de rocas, que es la sobrerotura en las paredes y taludes de banco, que al estar fuera de diseño estándar de los bancos del tajo Toquepala, causan desplome del material que se convierte en un potencial para causar accidentes. Las imágenes en conjunto y total se podrán apreciar en el Anexo A.

3.3. DEFINICIÓN Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES:

Definición conceptual y operacional de cada variable:

Variable Dependiente → Los Costos de Servicios Auxiliares y Riesgos por Caída de Rocas Causados por la Sobrerotura.



Costos y Riesgos Adicionales por Sobrerotura: De acuerdo a EXSA y ENAEX S.A. (2013), la sobrerotura es la excavación excesiva o más allá del límite proyectado que se da en una voladura primaria o de producción. La sobrerotura puede darse de dos modos: La sobrerotura hacia atrás (back break) y la sobrerotura lateral (over break); y este puede ser causado por múltiples factores como: burden excesivo, salida del disparo hacia el talud de banco, RIB excesivo menor a 2, sobre carga de los taladros de amortiguación, etc. La sobrerotura puede causar costos y riesgos adicionales que afectan a varias áreas productivas. El riesgo más relevante y frecuente causado por la sobrerotura es la caída de rocas por la inestabilidad de las paredes del banco. Este riesgo de acuerdo a la terminología del D.S. N° 024 – 2016-EM puede generar daños sobre las personas, equipos y el ambiente; los cuales, al materializarse, pueden volverse en costos por las pérdidas que generan. Asimismo, la caída de rocas causado por la sobrerotura genera costos operativos adicionales en transporte, perforación, voladura, entre otros.

Variable Independiente → La Voladura Controlada con Taladros de Precorte y Recorte.

La Voladura Controlada: Conforme a Cueva, Bernaola, Castilla y Herrera (2015), la voladura controlada convencional son aquellas voladuras que se realizan para perfilar los contornos de los bancos, de tal forma que se minimicen los daños a los taludes del banco y del pit, obteniéndose así superficies y taludes más regulares y estables. Esto se logra con las voladuras de recorte y precorte.

Mientras que la operacionalización de la variable independiente se puede ver en la siguiente tabla:

Tabla 12. Operacionalización de la variable independiente.

VARIABLE INDEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES	ÍNDICES
La Voladura Controlada con taladros de precorte y recorte	Perforación de Taladros de Recorte y Precorte	Metros perforados en taladros de precorte	Metros/mes
		Metros perforados en taladros de recorte	Metros/mes
		Costo operativo de perforación secundaria	US\$/TM
		Factor de carga de los taladros de precorte	Kg - exp/m ²
	Voladura de Taladros de Precorte y Recorte	Factor de carga de los taladros de recorte	Kg - exp/TM
		Costo operativo de voladura secundaria	US\$/TM
	Perfil y Estado de las Paredes y Taludes de Banco - post Voladura	Ancho de las bermas	Metros
		Dilución del mineral por sobre excavación	TM - %Cu
		Vista geométrica de las paredes de los bancos	Imágenes
		Riesgo por Caída de Rocas	Accidentes ocurridos por caída de rocas
	Caída de Rocas en bancos operativos y rampas.	Remoción de rocas caídas en bancos operativos y rampas del tajo Toquepala.	Horas-Op/mes
		Costo en los servicios auxiliares mina	US\$/TM
	Tonelaje de mineral, lixiviable y desmonte cumplido por mes.	TM/ mes	

Fuente: Tesista.

3.4. MANIPULACIÓN DE VARIABLES Y TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS:

La manipulación de cada variable y su respectiva recolección de datos de esta investigación, se dio de acuerdo a las siguientes tablas:

Tabla 13. Técnicas de recolección de datos para la línea de base.

Variable	Muestras	Instrumentos	Material Obtenido	
LÍNEA DE BASE	Estado de las Paredes y Taludes de Banco sin voladura controlada.	Cámara fotográfica	Imágenes	
	VD: Costos de Servicios Auxiliares y Riesgos por Caída de Rocas Causados por la Sobrerotura	Incidentes y accidentes por caída de rocas sin voladura controlada.	Informes de seguridad con Soy Seguro	Nº de incidentes y accidentes sucedidos
	Efectos sobre la operación mina por la caída de rocas	Informes de servicios auxiliares e Ingeniería	Costo por limpieza de áreas y tonelaje cumplido por mes	

Fuente: Tesista.

Tabla 14. Técnicas de recolección de datos en la cuasi experimentación.

Variable	Dimensiones	Instrumentos	Técnica empleada	
EXPERIMENTACIÓN	Perforación de Taladros de Recorte y Precorte	Reportes del área de perforación secundaria - EXSA S.A.	Control y Observación	
	VI: La Voladura Controlada con Taladros de Precorte y Recorte	Voladura de Taladros de Precorte y Recorte	Diseño de carga, reportes del área de voladura secundaria - EXSA S.A.	Diseño de mallas de ENAEX, Control y Observación.
	Perfil y Estado de las Paredes y Taludes de Banco	Cámara fotográfica e informes post voladura	Observación	

Riesgo por Caída de
Rocas

Informes de Soy Seguro

Control y
Observación

Caída de Rocas en
bancos operativos y
rampas.

Informe de horas operativas y
costos en servicios auxiliares
mina, informe de cumplimiento
de tonelaje mensual

Control y
Observación

Fuente: Tesista.

3.5. CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO:

3.5.1. Ubicación y acceso.

El yacimiento cuprífero de Toquepala, área de producción Toquepala, se encuentra ubicado en el flanco Sur Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos. Políticamente pertenece al Distrito de Ilabaya, Provincia de Jorge Basadre y Departamento de Tacna. Se encuentra ubicado en las siguientes coordenadas geográficas: 17° 13' en latitud sur, y 70° 36' en longitud oeste.



Figura 16. Vista de fase N° 04 de la mina Toquepala.



Fuente: Mina Toquepala.

El área de producción de Toquepala, es accesible por vía terrestre por medio de la Carretera Panamericana Sur, por el punto denominado Camiara, de donde parte una carretera afirmada de aproximadamente 72 Km de distancia, la cual llega a la mina y por ende a su campamento. Las distancias promedio desde las ciudades más importantes hacia la mina Toquepala son:

- Lima: 1035 Km.
- Arequipa: 435 Km.
- Tacna: 192 Km.
- Moquegua: 130 Km.

3.5.2. Geología local.

La mina Toquepala, está situada en la región que pertenece a la faja sísmica de los Andes Sur Occidentales del Perú; que se caracteriza por haber soportado una intensa actividad eruptiva, cuyos remanentes son una serie de conos volcánicos, luego intrusivos posteriores del batolito andino, de composición ácida a intermedia que han afectado a las rocas encajonantes. Posteriormente una erosión, provocó la formación de una superficie irregular la que fue rellenada por flujos volcánicos recientes.

En el área se establece la presencia de rocas volcánicas de edad Cretáceo Superior y Terciario Inferior, pertenecientes al grupo Toquepala, formación Quellaveco, series Toquepala y Alta respectivamente, las mismas que consisten en derrames alternados de riolitas, andesitas y aglomerados, diferenciándose entre sí, por sus características



estratigráficas y petrográficas particulares. El componente de rocas extrusivas e intrusivas de la mina Toquepala son:

3.5.3. Geología estructural.

Dentro de la geología estructural, existen dos fallas principales en la mina Toquepala que afloran nítidamente afectando al stock de Diorita Granodiorita y rocas volcánicas. Estas fallas son:

1) Falla Incapuquio: Es la mayor estructura regional que se proyecta por el Sur de la Mina Toquepala, esta falla evidencia el tectonismo en el Sur del Perú. Aflora en toda la región en el Oeste con un espesor de 100 metros, presentando zonas de panizo, brechas y un intenso fracturamiento.

2) Falla Micalaco: Esta estructura regional localizada en la zona central del lado oeste y parte inferior oeste con una orientación promedio de N 56° 0 y un buzamiento subvertical tiene un recorrido rectilíneo; regionalmente tiene una longitud de 21 Km; presentando una ancha zona de cizallamiento entre 200 y 250 m, acompañado de fracturamiento y brechamiento, la mayor parte del movimiento de esta estructura ha tenido lugar posiblemente, durante el Terciario Inferior.

3.5.4. Geomecánica de las rocas.

En la mina Toquepala se caracterizado muchas de las propiedades mecánicas de las rocas predominantes, no obstante, de acuerdo a la necesidad de este estudio, solo se

detallan dos propiedades que influyen en el diseño de los taladros de precorte y recorte, estas propiedades son:

3.5.4.1. Resistencia dinámica a la compresión y Tracción (UCS + RT).

La resistencia dinámica a la compresión (UCS) define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla (presión). Existen diversos factores que influyen a la resistencia a la compresión como: textura, tamaño de granos, forma de los granos, y la presencia de agua dentro del macizo rocoso. En tanto, la resistencia dinámica a la tracción se define como la condición de rotura que tiene la roca cuando la velocidad de los esfuerzos es muy alta, generado por la compresión y dando paso a la tensión, esta última fuerza es la que produce la rotura en la tracción. Véase en la siguiente tabla estas propiedades para algunas rocas dominantes:

Tabla 15. Valores de la resistencia dinámica a la compresión y tracción.

Tipo de Roca	Símbolo	UCS Mpa	RT Mpa
Diorita argilizada	Di	77.69	10.5
Brecha angular argilizada	Bx-Qs	125.16	11.89
Pebble brecha argilizada	Px	44.79	4.93
Latita porfirítica	Lp	107.48	17.2
Dacita porfirítica silicificada	Dp-Sil	129.91	16.91
Dacita aglomerada	Da	103.8	14.32
Toquepala andesita	Ta	179.92	22.49
Dacita porfirítica argilizada	Dp	30.42	4.03
Cuarzo Quellaveco silicificada	Qq	118.17	15.97
Brecha angular silicificada	Bx-Sil	94.52	13.13
Toquepala riolita	Tr	136.06	18.14
Pebble brecha silicificada	PxSil	95.3	13.18
Dacita porfirítica con yeso anhidrita	Dp-G/A	152.97	18.43
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso a.	BxT-G/A	174.18	8.61
Brecha angular silicificada con turmalina	Bxt	138.67	17.78

Fuente: Mina Toquepala.

3.5.4.2. Clasificación de la dureza (DR).

La dureza de la roca es una propiedad mecánica referencial que deriva de la resistencia dinámica a la compresión. Es importante para valorizar las rocas dominantes en un pequeño grupo de valores alfanuméricos más clásicos que se utilizan en perforación y en muchas fórmulas/modelos matemáticos para determinar las dimensiones de la malla de voladura. Véase en la siguiente tabla esta clasificación para la mina Toquepala:

Tabla 16. Clasificación de las rocas dominantes por dureza.

Tipo de Roca	Símbolo	Clasificación DR
Toquepala andesita	Ta	Dura
Dacita porfirítica con yeso anhidrita	Dp-G/A	
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso a.	BxT-G/A	
Toquepala riolita	Tr	
Dacita aglomerada	Da	Media Dura
Brecha angular silicificada con turmalina	Bxt	
Cuarzo Quellaveco silicificada	Qq	
Latita porfirítica	Lp	
Dacita porfirítica silicificada	Dp-Sil	Media
Pebble brecha silicificada	PxSil	
Brecha angular silicificada	Bx-Sil	
Diorita argilizada	Di	Suave
Brecha angular argilizada	Bx-Qs	
Pebble brecha argilizada	Px	Muy Suave
Dacita porfirítica argilizada	Dp	

Fuente: Mina Toquepala.

3.5.5. Operaciones de minado.

El desarrollo integral de las operaciones unitarias de la mina todas ellas, se desarrollan, teniendo presente los procedimientos de trabajo, los cuales implican, efectuar un trabajo con todos los estándares de seguridad y productividad. Estas operaciones unitarias son:



3.5.5.1. Perforación.

El primer paso del minado consiste en efectuar taladros donde se alojan el explosivo, estos taladros se realizan a través de una flota de perforadoras de diferentes marcas y modelos. Es importante efectuar esta operación con la mayor exactitud del caso, en lo que respecta a profundidad, coordenada exacta, paralelismo y perpendicularidad, todo esto repercutirá en la obtención de una fragmentación requerida y control en las paredes finales del tajo.

Los equipos que operan en la operación de perforación en el tajo Toquepala son:

- Tres perforadoras eléctricas P&H 100XP.
- Una perforadora eléctrica P%H 120.
- Tres perforadoras eléctricas Bucyrus 49R-III.
- Tres perforadoras eléctricas Bucyrus 49HR.
- Una perforadora Down the Hole (DTH) Titon 600 para precorte.
- Tres perforadoras Cubex 1120 (Sandvik) – precorte.

Todas estas perforadoras operan en dos sub grupos de perforación las cuales son:

a. Perforación para producción y recorte: Los parámetros de perforación, están diseñados en función a las características geomecánicas y estructurales de los macizos rocosos:



- Diámetro de perforación: 11 y 12 ¼ pulgadas.
- Malla de perforación: Patrón triangular equilátero de 6.5 m a 12 m.
- Longitud de perforación: 16.50 m.
- Sobreperforación: de 1.5 a 2.0 m.

b. Perforación para precorte: Los parámetros de perforación, están diseñados en función a las características geomecánicas y estructurales de los macizos rocosos:

- Diámetro de perforación: 5.0 pulgadas.
- Espaciamiento de taladros: de 0.8 m a 2.0 m.
- Longitud de perforación: 16 m.
- Inclinación: de 65° a 80°.

3.5.5.2. Voladura.

La voladura es la más importante de las actividades del ciclo de minado, ya que la mina Toquepala que es un yacimiento de pórfidos de cobre, tiene una antigüedad de más de 40 años, lo cual hace que en la actualidad se esté trabajando en niveles más profundos donde debemos tener cuidado con parámetros de vibración y obtener paredes estables que soporten la carga portante de los niveles superiores para llevar una operación de minado dentro de los estándares de seguridad, calidad y productividad.

En la mina Toquepala se llevan a cabo dos tipos de voladura: voladura primaria o de producción y la voladura para paredes finales o contorno, donde en esta última el carguío de explosivo se realiza de forma controlada y en menor proporción que en



voladura de producción a fin de no dañar las paredes del tajo. Para los disparos primarios se emplea el explosivo Quantex 73, los cuales son cargados a los taladros por medio de camiones mecanizados de 20 ton, mientras que, para el disparo de contorno se utiliza el Famecorte.

3.5.5.3. Carguío.

Es otra actividad que tiene también una mayor importancia en el ciclo de minado. El carguío consiste en el recojo del material ya fragmentado para depositarlo seguidamente en los volquetes quienes lo conducen a distintos destinos, si se trata de mineral este se transporta a planta de chancado, si se trata de mineral de baja ley para lixiviación, y le desmante para el botadero. Los equipos carguío que operan en el tajo Toquepala son:

- a) Una pala P&H 4100+ de 60 yd³.
- b) Dos palas P&H 4100^a de 56 yd³.
- c) Una pala Bucyrus 495B1 de 56 yd³.
- d) Tres palas Bucyrus 495HR de 73 yd³.
- e) Un cargador frontal CAT 994F de 23 yd³.
- f) Un cargador Le Tourneau L1850.
- g) Un cargador Le Tourneau L2350.



3.5.5.4. Transporte.

El sistema de transporte se realiza con el uso de volquetes de acarreo de distintas capacidades. Este proceso de carguío del camión es directo de la pala y estos camiones se dirigen a los diferentes botaderos, tolvas de mineral lixiviable y la chancadora MT.

No existe el sistema pala camión directo a concentradora porque esta se encuentra a 5 Km de la misma, por lo que, esta distancia no es aconsejable para el óptimo aprovechamiento económico de los camiones, que solo se puede usar en distancias menores 3.5 Km únicamente. Hasta finales del año 2015 se usaban los trenes para el transporte de mineral desde las tolvas, hoy por hoy, el transporte se realiza por fajas que se ubican en un túnel subterráneo.

En lo referente a las rampas de tránsito de los camiones, estas no exceden al 8% dentro de la mina, y aun menor las rampas de acceso a las carreteras que constituyen el recorrido regular de los camiones cuando se encuentran acarreado. Los equipos transporte que operan en el tajo Toquepala son:

- 28 Volquetes Komatsu 930E1, E3 y E4 de 290 TM.
- 5 Volquetes Caterpillar 793C de 218 TM.
- 13 Volquetes Caterpillar 793D de 218 TM.
- 8 Volquetes Caterpillar 797F de 363 TM.
- 18 Volquetes Komatsu 830 de 218 TM.

3.5.5.5. Servicios Auxiliares.

Los equipos de servicios auxiliares tienen la finalidad de dar soporte a las demás operaciones unitarias, también están encargados de efectuar los trabajos de limpieza,



desarrollo y construcción. Los equipos de servicios auxiliares que operan en el tajo

Toquepala son:

- Un tractor de oruga CAT D11R.
- Un tractor de oruga CAT D10 N.
- Dos tractores de oruga CAT D10R.
- Cuatro tractores de oruga CAT D10 T.
- Un tractor de oruga Komatsu D375A.
- Dos Motoniveladoras CAT 24H.
- Una motoniveladora CAT 24M.
- Dos tractores de llanta CAT 844C.
- Seis tractores de llantas 834H.
- Un rompedor de roca PC300.
- Cuatro tanques de regadío de 20,000 galones.
- Un tanque de regadío de 30,000 galones.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DETERMINADO LAS MEJORES ACTIVIDADES ADICIONALES PARA REDUCIR LA SOBREROTURA DE LA VOLADURA DE PRODUCCIÓN:

En este punto, se desarrolló el primer objetivo específico de esta investigación, el cual es determinar las mejores actividades adicionales para reducir la sobrerotura producida por la voladura de producción en el tajo Toquepala. La voladura de producción en la mina Toquepala es de gran escala de 50 a 200 taladros de 11” a 12 ¼” de diámetro, lo cual implica por lo menos 700 kg de explosivo que al detonar genera sobrerotura en las paredes y taludes de banco en las distintas fases de minado del tajo Toquepala. Para reducir esta sobrerotura en las paredes finales de las fases de minado, se aplicó la voladura controlada con los taladros de precorte y recorte en la mina Toquepala que se ubicaron en las paredes finales de las distintas fases. Este proceso fue desde el diseño hasta su posterior implementación, dividido en tres partes, los cuales se detallan a continuación:

4.1.1. Diseño de mallas para la voladura con taladros de precorte y recorte.

En la mina Toquepala existen hasta 23 rocas predominantes, de las cuales sólo 15 de ellas se han detallado en la tabla 15. El resumen del estudio geomecánico se encuentra en el Capítulo III, 3.5.4 Geomecánica de las rocas. Cada fase de minado posee un conjunto de rocas dominantes, lo cual permite realizar diseños estandarizados para los taladros de recorte y precorte en cada fase; no obstante, es importante ver la variabilidad de cada diseño de malla para cada disparo destinado al perfilado de taludes de banco. A

continuación, véase el diseño base de la malla de voladura con taladros de precorte y recorte en la mina Toquepala:

a) El macizo rocoso del disparo y las características del explosivo:

El macizo rocoso donde se realiza el disparo posee muchas propiedades que son caracterizadas por el área de Geología y Geotecnia de SPCC. Esta caracterización comprende el análisis dip, orientación de las discontinuidades, parámetros geomecánicas y la sección geológica del disparo. Para no hacer extenso esta información, se ha generado tablas de resumen en donde se detallan los datos más importantes para el diseño de mallas de los taladros de recorte y precorte. Véase la siguiente tabla:

Tabla 17. Resumen de las características del macizo rocoso.

Detalles Relevantes del Disparo			
Nivel:	3355	Roca dominante:	Bxt/Bx-Qs
Proyecto:	190	Dureza:	Alta
Ubicado en fase:	5	UCS (Mpa):	178.47
Categoría del disparo:	Perfilado	RT (Mpa):	16.95
Rocas componentes:	Px-Sil/Bxt/Bx-Qs	Dr (TM/m ³):	2.60

Las características del explosivo también influyen en el diseño de mallas de los taladros de recorte y precorte. El Quantex 73 que se utiliza en los taladros de recorte posee una variación asociada su densidad variable que hace variar su VOD, esto influye significativamente en el diseño de la malla de recorte. Asimismo, el tipo de carguío, ya sea con deck o sin este, también influye en el diseño de malla. El explosivo para los taladros de precorte mantiene sus propiedades constantes, lo cual hace que solo el macizo rocoso influya en la variabilidad de la malla de los taladros de precorte. Véase la siguiente tabla, en donde se resume las propiedades de los explosivos:

Tabla 18. Resumen de las características de los explosivos.

Explosivo Primario		Explosivo Secundario	
Nombre:	Quantex 73	Nombre:	Famecorte
Densidad i (g/cc):	1.38	Densidad (g/cc):	1.14
Densidad f (g/cc):	1.14	VOD (Km/s):	4.6
VOD (Km/s):	5.2	Diámetro e ("):	1 1/2
Uso de deck:	Detritus	Longitud (m):	12

b) La malla de voladura de recorte y precorte diseñada:

Teniéndose las características del macizo rocoso y del explosivo se diseña tanto la malla de recorte como la malla de precorte aplicando las fórmulas 2.1 hasta la 2.17 y partiendo de base con el diseño de malla de la voladura primaria. Véase los diseños base en las siguientes tablas:

Tabla 19. Parámetros estimados de la malla de voladura en recorte.

Parámetros de los Taladros de Recorte - Mina Toquepala			
Ítems (*1)	Valores	Unidades	
Dt:	12 1/4	"	
Br:	3.00	m	
Er:	3.50	m	
Lr:	15.00	m	
Lc-r:	2.07	m	
Dc:	104.99	Kg-exp/m	
Cex-r:	216.92	Kg-exp/tal	
Cex-r E:	220	Kg-exp/tal	
FCr:	0.54	Kg-exp/TM	
Deck:		Detritus	
Dk:	1.50	m	
CF-r	119.99	Kg-exp	
2da C-r	100.01	Kg-exp	

*1: La nomenclatura se basa en conceptos del punto 2.2.3.2. Diseño de taladros de recorte y cuyas formulas se basan en las teorías de ENAEX.

Tabla 20. Parámetros estimados de la malla de voladura en precorte.

Parámetros de los Taladros de Precorte - Toquepala		
Ítems (*2)	Valores	Unidades
Dt:	5	"
De:	1 1/2	"
Es:	0.80	m
Ip°	65	°
Ls:	16.55	m
Lc-s:	12	m
Dc-s:	1.30	Kg-exp/m
FCs:	1.18	Kg-exp/m ²
Dt:	1.40	m

*2: La nomenclatura se basa en conceptos del punto 2.2.3.3. Diseño de taladros de precorte y cuyas formulas se basan en las teorías de ENAEX.

c) Diseño de carga para la voladura de producción y voladura de contorno:

En este estudio la voladura producción y la voladura de contorno estarán a la par, es decir, son un conjunto operativo con distintas funciones. La voladura de producción: fragmentación de la roca. La voladura de contorno: perfilado. Es por ello que el diseño de carga para cada tipo de voladura tiene sus propias características, habiendo muchas diferencias entre ambos diseños de carga. Véase las siguientes imágenes:

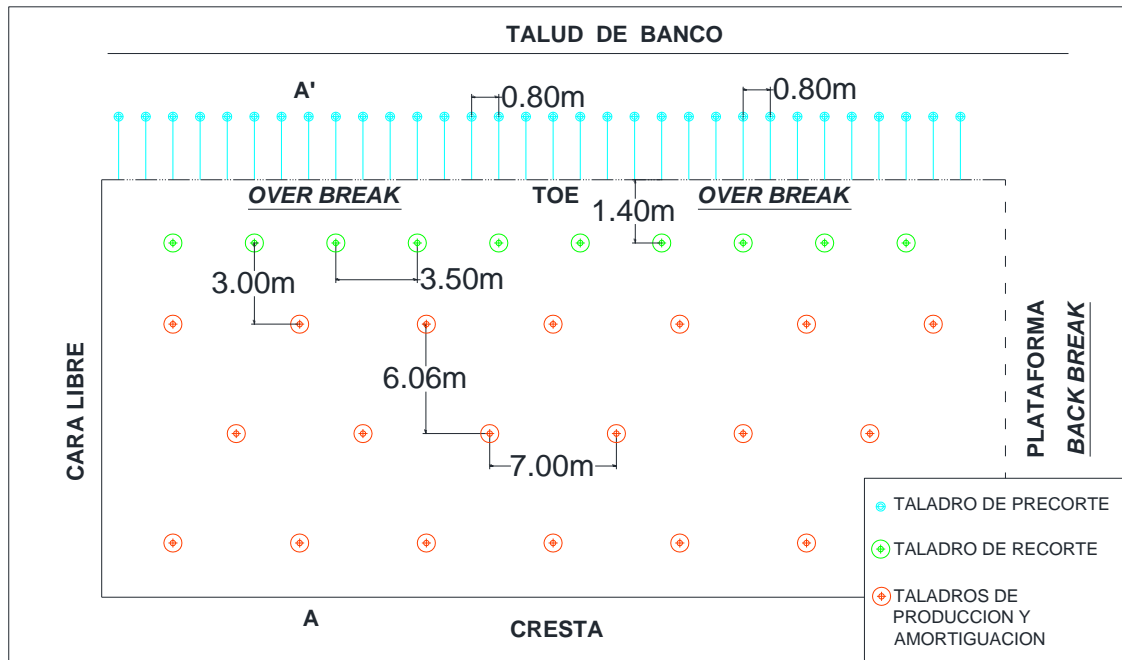


Figura 17. Malla de voladura conjunta de producción y contorno.

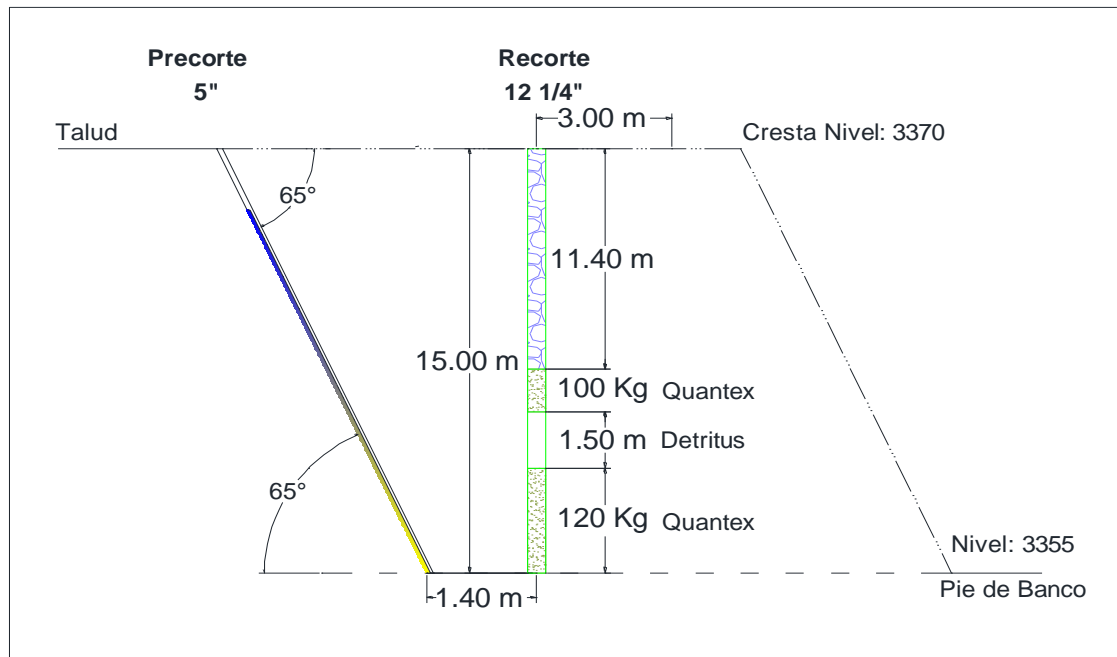


Figura 18. Diseño de carga de la voladura de contorno.

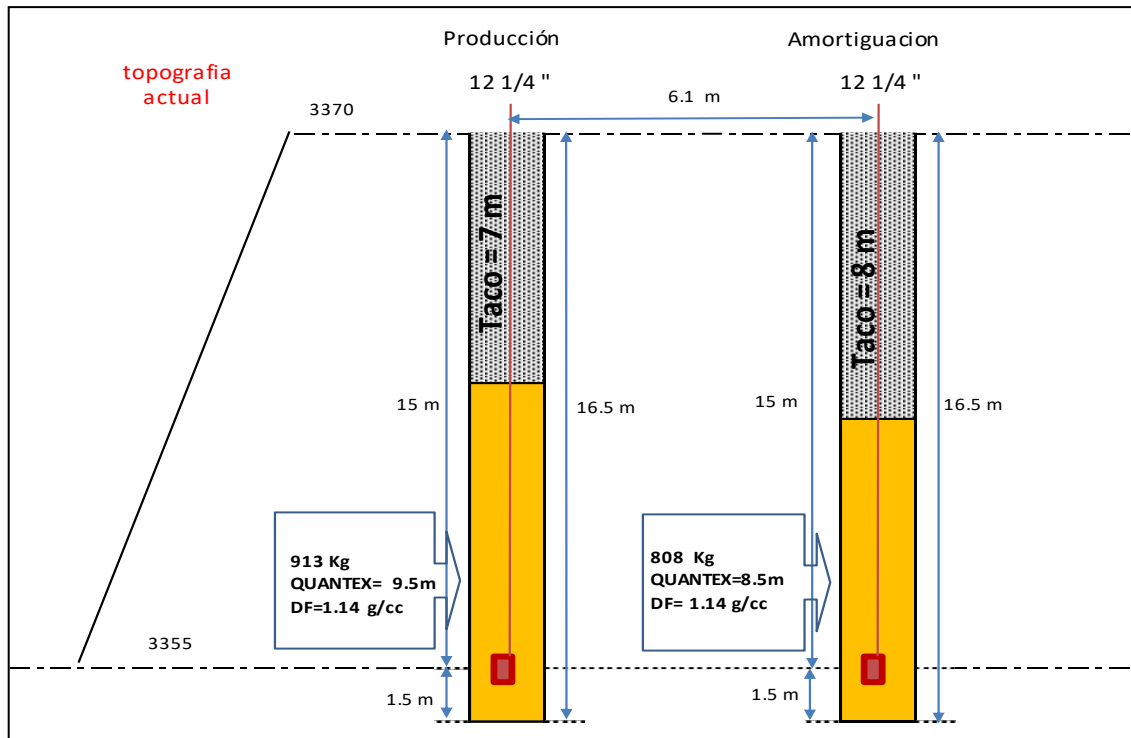


Figura 19. Diseño de carga de la voladura de producción.

4.1.2. Operatividad de los taladros de precorte y recorte en perforación y voladura.

La operatividad en perforación y voladura que tiene los taladros de recorte y precorte, en síntesis, tiene el siguiente proceso:

a. Perforación de los taladros:

Para los taladros de recorte, la perforación está a cargo de la misma compañía con sus perforadoras de producción que también perforan los taladros de recorte o trim como se conoce en Toquepala. Véase la siguiente imagen:



Figura 20. Perforadora N° 8 en los taladros de recorte.

Para los taladros de precorte, la perforación está a cargo de EXSA pero con perforadoras de la compañía de tipo roto-percusión con martillo de fondo de 5” que perforan los taladros de precorte. Véase la siguiente imagen:



Figura 21. Perforadoras N° 14 y 15 en los taladros de precorte.

Como se pueden apreciar en las figuras 20 y 21, la perforación de los taladros de recorte y precorte son operaciones distintas, pero son realizados a la par de la perforación de los taladros de producción cuando la función de la voladura es el perfilado de taludes. Antes de comenzar con el carguío de taladros, los taladros deben ser entrados a voladura que es realizado por EXSA S.A. Véase la siguiente imagen:



Figura 22. Vista en campo de la malla conjunta.

b. Carguío de los taladros:

Para los taladros de recorte, el carguío se realiza de forma mecanizada utilizando solo los camiones mezcladores y en ocasiones asistido por el personal de piso (winchero). Este carguío puede ser de forma doble cuando se utiliza los deck de detritus y los deck de aire, o puede ser de la misma forma que los taladros de producción cuando no se utiliza ningún tipo de deck.

En tanto, los taladros de precorte, el carguío se realiza de forma manual solo con el personal de piso y cabe mencionar que, a diferencia de la voladura de producción, lo voladura de los taladros de precorte tiene un amarre pirotécnico. Véase las siguientes imágenes:



Figura 23. Carguío de los taladros de recorte con el agente explosivo Quantex 73.

Fuente: EXSA y Mina Toquepala.



Figura 24. Carguío de los taladros de precorte con el explosivo Famecorte.

Fuente: Mina Toquepala y Famesa.

c. Disparo de los taladros:

Los taladros de precorte siempre se disparan primero, es decir, antes del disparo de la malla conjunta de “producción + recorte”. No obstante, en la mina Toquepala, el disparo de los taladros de precorte posee dos variantes más: “precorte + recorte solo” y “precorte solo”. En tanto los taladros de recorte por lo general se disparan conjuntamente con la malla de producción. Véase en las siguientes imágenes la secuencia de disparo de los taladros de precorte y recorte con los taladros de producción:



Figura 25. Disparo del precorte en fase 5 de la mina Toquepala.

Fuente: EXSA y Mina Toquepala.

En la figura 25, se puede apreciar que en el disparo del proyecto 3355 – 190, se detona primero los taladros de precorte con dos variantes antes de detonar la malla conjunta.



Figura 26. Disparo de malla conjunta después del precorte en fase 5.

En la figura 26, se puede apreciar que sólo 2 segundos después de haber detonado el precorte, se procede a detonar la malla conjunta del proyecto 3355 – 190.

4.1.3. Proyectos disparados con voladura controlada.

En este punto, se resume 4 proyectos donde se aplicó la voladura controlada con los taladros de recorte y precorte. Asimismo, se detallarán todos sus aspectos operativos, teniendo presente que cada proyecto siguió la secuencia de los puntos anteriores 4.1.1 y 4.1.2.

4.1.3.1. Disparo del proyecto 2905 – 127 y 128.

Este proyecto tiene las siguientes características:

A: Aspectos generales:

Las propiedades del macizo rocoso y las características de los explosivos utilizados en el proyecto 2905 – 127 y 128 se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 21. Propiedades del macizo rocoso del proyecto 2905 – 127 y 128.

Detalles Relevantes del Disparo			
Nivel:	2905	Roca dominante:	Di-ga
Proyecto:	127 y 128	Clasificación:	Dura
Ubicado en fase:	4	UCS (Mpa):	159.01
Categoría del disparo:	Perfilado	RT (Mpa):	14.99
Rocas componentes:	Di-ga/DiBx-ga	Dr (TM/m3):	2.70

Tabla 22. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 2905 – 127 y 128.

Explosivo Primario		Explosivo Secundario	
Nombre:	Quantex 73	Nombre:	Famecorte
Densidad i (g/cc):	1.38	Densidad (g/cc):	1.14
Densidad f (g/cc):	1.18	VOD (Km/s):	4.6
VOD (Km/s):	5.8	Diámetro e ("):	1 1/2
Uso de deck:	Detritus	Longitud (m):	12

B: Diseño de mallas y secuencia de salida:

Con las propiedades del macizo rocoso y las características del explosivo se diseñó la malla de los taladros de recorte y precorte que acompañarían la malla de voladura de producción para un disparo conjunto. Véase las siguientes tablas e imágenes:

Tabla 23. Malla de voladura de contorno en el proyecto 2905 – 127 y 128.

Parámetros de los Taladros de Recorte			Parámetros de los Taladros de Precorte		
Ítems	Valores	Unidades	Ítems	Valores	Unidades
Dt:	11	"	Dt:	5	"
Br:	4.00	m	De:	1 1/2	"
Er:	4.00	m	Es:	0.90	m
Lr:	15.00	m	Ip°	65	°
Lc-r:	2.96	m	Ls:	16.55	m
Dc:	84.66	Kg-exp/m	Lc-s:	12	m
Cex-r:	250.84	Kg-exp/tal	Dc-s:	1.30	Kg-exp/m
Cex-r E:	250	Kg-exp/tal	FCs:	1.05	Kg-exp/m ²
FCr:	0.39	Kg-exp/TM	Dt:	1.50	m
Deck:	Detritus				
Dk:	2.50	m			
CF-r	150.00	Kg-exp			
2da C-r	100.00	Kg-exp			

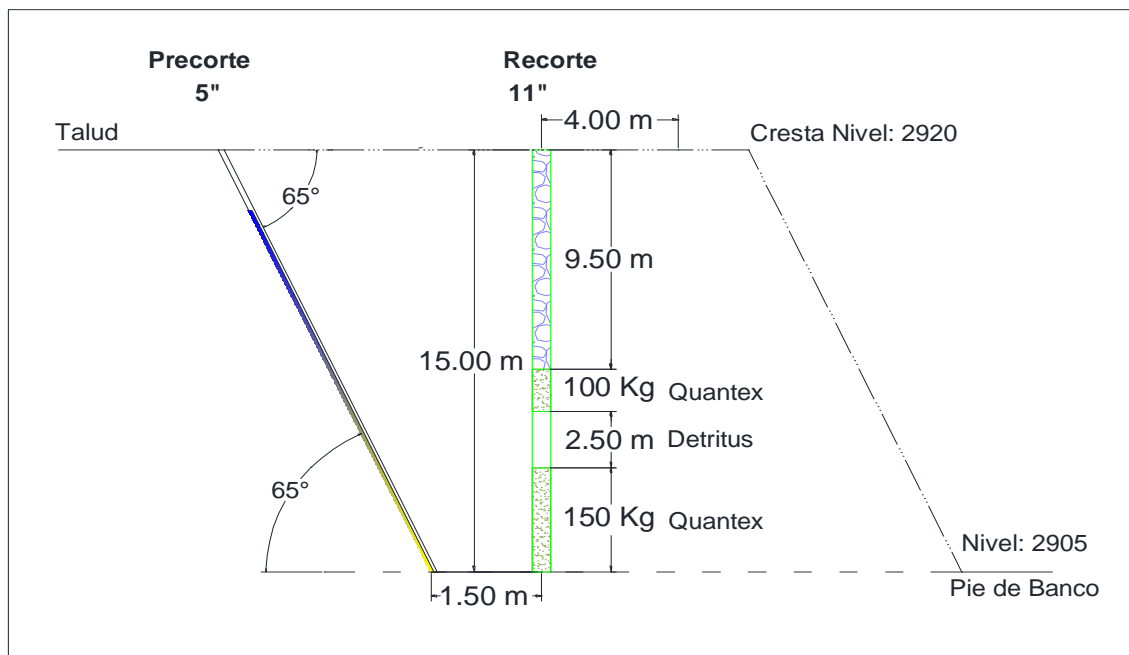


Figura 27. Diseño de carga de la voladura de contorno.

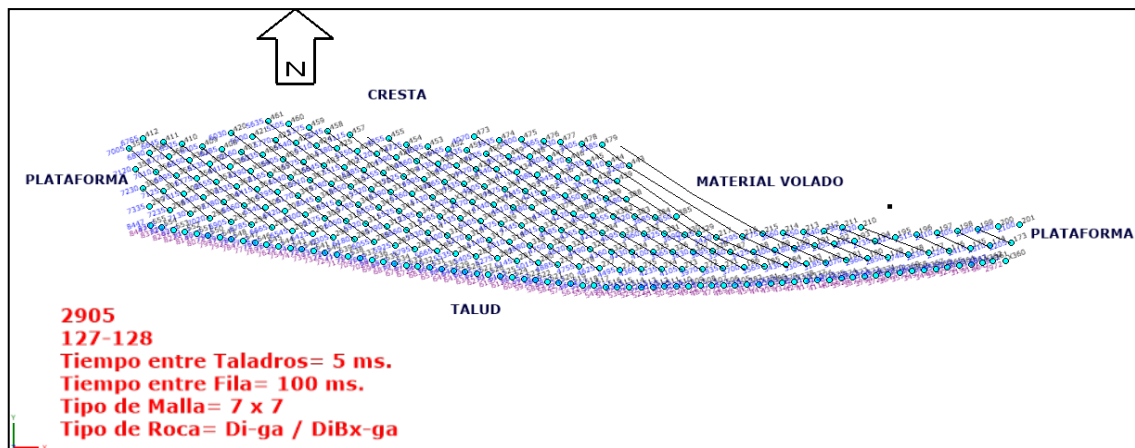


Figura 28. Secuencia de salida del disparo 2905 – 127 y 128.

C: Post disparo del proyecto:

El disparo del proyecto 2905 – 127 y 128 se realizó con éxito y con toda normalidad. La vista del disparo, así como su resumen operativo se puede apreciar en la siguiente tabla e imagen:

Tabla 24. Resumen operativo del proyecto 2905 – 127 y 128.

Datos post disparo en P&V del proyecto: 2905 - 127 y 128					TM py:	505,616
Tipo de taladro	Perforados	LT prom.	Total MP	Detonados	Lc prom.	Total EXP
	Nº	m	m/dispar	Nº	m	Kg-exp
Producción	127	16.72	2,123.44	127	9.88	106,226.5
Contorno	92	16.72	1,538.24	92	8.69	5
Total producción:	219	16.72	3,661.68	219	9.285	173,909.6
Recorte	74	14.80	1,095.20	74	NA	18,500.00
Precorte	327	16.10	5,264.70	206	12	3,214.72
Fc Malla conjunta P+R:		0.38	Kg/TM	Fc Precorte:	0.68	Kg/m2

La imagen post disparo de este proyecto se puede apreciar en el Anexo B.

D: El perfil de las paredes del banco post voladura:

Véase a continuación cual es el perfil post voladura de las paredes del banco lograda con la voladura controlada:



Figura 29. Vista de las paredes de banco del disparo 2905 – 127 y 128 con voladura controlada.

Como se puede ver en la figura 29, existe la presencia de las medias cañas de los taladros de precorte, y no hay sobrerotura de las paredes.

COMPARATIVA: Los resultados en cuanto a perfilado de las paredes de bancos del disparo 2905 – 127 y 128, es mucho mejor con la voladura controlada marcando una diferencia notable entre la figura 29 en comparación a la figura 39. Sin embargo, voladura controlada con taladros de precorte y recorte necesariamente representará un incremento de en los costos de P&V, debido a mayores esfuerzos operativos, las cuales se pueden ver a detalle en el punto 4.3.1. Impacto en los costos de P&V.

4.1.3.2. Disparo del proyecto 2890 – 111.

Este proyecto tiene las siguientes características:

A: Aspectos generales:

Las propiedades del macizo rocoso y las características de los explosivos utilizados en el proyecto 2890 – 111 se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 25. Propiedades del macizo rocoso del proyecto 2890 – 111.

Detalles Relevantes del Disparo			
Nivel:	2890	Roca dominante:	Bx-ga/Px-ga
Proyecto:	111	Clasificación:	Media
Ubicado en fase:	4	UCS (Mpa):	112.50
Categoría del disparo:	Perfilado	RT (Mpa):	10.25
Rocas componentes:	Bx-ga/Px-ga	Dr (TM/m3):	2.60

Tabla 26. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 2890 – 111.

Explosivo Primario		Explosivo Secundario	
Nombre:	Quantex 73	Nombre:	Famecorte
Densidad i (g/cc):	1.38	Densidad (g/cc):	1.14
Densidad f (g/cc):	1.18	VOD (Km/s):	4.6
VOD (Km/s):	5.8	Diámetro e ("):	1 1/2
Uso de deck:	Detritus	Longitud (m):	12

B: Diseño de mallas y secuencia de salida:

Con las propiedades del macizo rocoso y las características del explosivo se diseñó la malla de los taladros de recorte y precorte que acompañarían la malla de voladura de producción para un disparo conjunto. Véase las siguientes tablas e imágenes:

Tabla 27. Malla de voladura de contorno en el proyecto 2890 – 111.

Parámetros de los Taladros de Recorte			Parámetros de los Taladros de Precorte		
Ítems	Valores	Unidades	Ítems	Valores	Unidades
Dt:	11	"	Dt:	5	"
Br:	4.00	m	De:	1 1/2	"
Er:	4.00	m	Es:	1.20	m
Lr:	15.00	m	Ip°	65	°
Lc-r:	3.54	m	Ls:	16.55	m
Dc:	84.66	Kg-exp/m	Lc-s:	12	m
Cex-r:	299.50	Kg-exp/tal	Dc-s:	1.30	Kg-exp/m
Cex-r E:	300	Kg-exp/tal	FCs:	0.79	Kg-exp/m ²
FCr:	0.48	Kg-exp/TM	Dt:	1.80	m
Deck:	Detritus				
Dk:	2.50	m			
CF-r	200.00	Kg-exp			
2da C-r	100.00	Kg-exp			

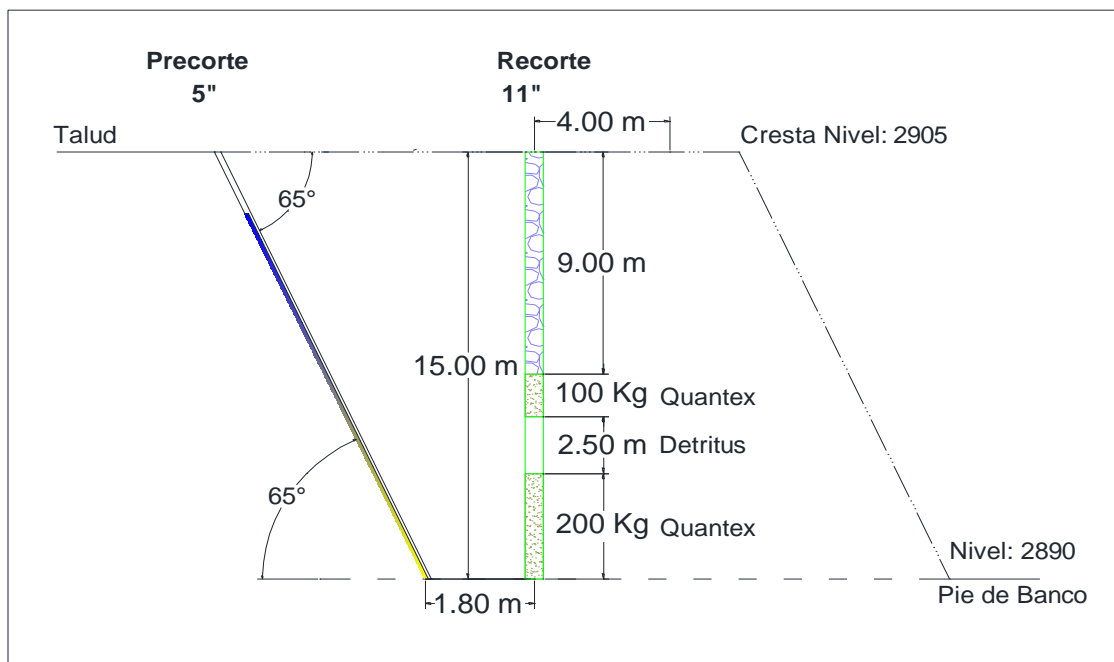


Figura 30. Diseño de carga de la voladura de contorno proyecto 2890 – 111.

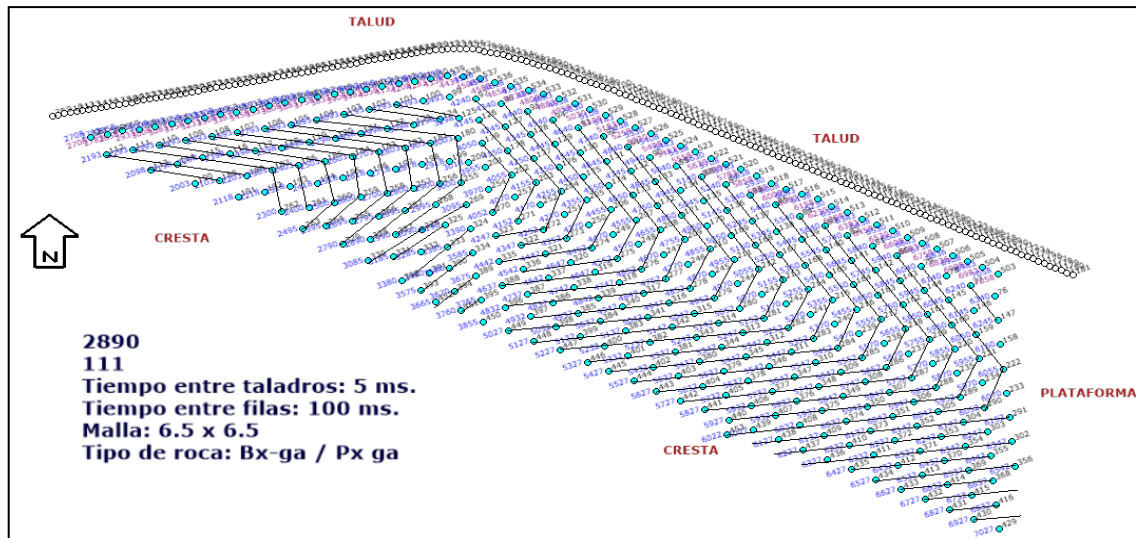


Figura 31. Secuencia de salida del disparo 2890 – 111.

C: Post disparo del proyecto:

El disparo del proyecto 2890 – 111 se realizó con éxito y con toda normalidad. La vista del disparo, así como su resumen operativo se puede apreciar en la siguiente tabla e imagen:

Tabla 28. Resumen operativo del proyecto 2890 – 111.

Datos post disparo en P&V del proyecto: 2890 - 111					TM py:	577,417
Tipo de taladro	Perforados		Total MP m/dispar o	Detonados Nº	Lc prom. m	Total EXP Kg-exp
	Nº	LT prom. m				
Producción	256	16.80	4,300.80	256	10.02	217,160.13
Contorno	76	16.80	1,276.80	76	8.95	57,584.96
Total producción:	332	16.80	5,577.60	332	9.485	274,745.09
Recorte	49	14.90	730.10	49	NA	14,700.00
Precorte	190	16.25	3,087.50	102	12	1,591.76
Fc Malla conjunta P+R:		0.50	Kg/TM	Fc Precorte:	0.43	Kg/m2

La imagen post disparo de este proyecto se puede apreciar en el Anexo B.

D: El perfil de las paredes del banco post voladura:

Véase a continuación cual es el perfil post voladura de las paredes del banco lograda con la voladura controlada:

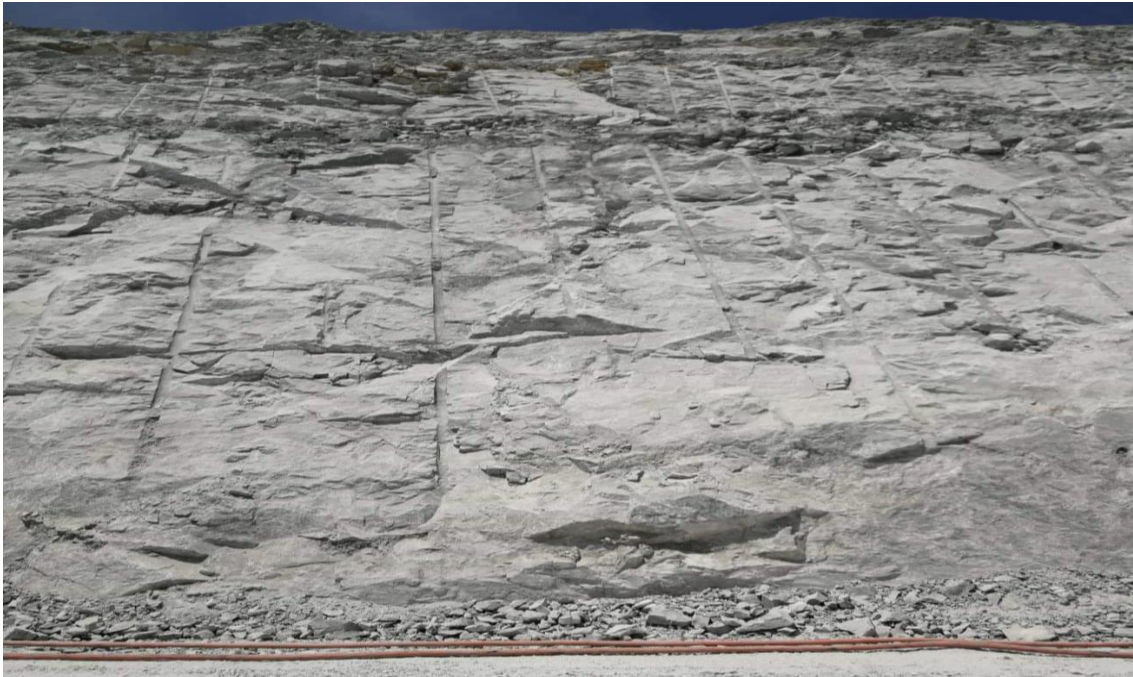


Figura 32. Vista de las paredes de banco del disparo 2890 – 111 con voladura controlada.

Como se puede ver en la figura 32, también existe la presencia de las medias cañas de los taladros de precorte, y no hay sobrerotura de las paredes.

COMPARATIVA: Los resultados en cuanto a perfilado de las paredes de bancos del disparo 2890 – 111, es mucho mejor con la voladura controlada marcando una diferencia notable entre la figura 32 y la figura 40. Sin embargo, voladura controlada con taladros de precorte y recorte necesariamente representará un incremento de en los costos de P&V, las cuales se pueden ver a detalle en el punto 4.3.1. Impacto en los costos de P&V.

4.1.3.3. Disparo del proyecto 3235 – 201 y 207.

Este proyecto tiene las siguientes características:

A: Aspectos generales:

Las propiedades del macizo rocoso y las características de los explosivos utilizados en el proyecto 3235 – 201 y 207 se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 29. Propiedades del macizo rocoso del proyecto 3235 – 201 y 207.

Detalles Relevantes del Disparo			
Nivel:	3235	Roca dominante:	Qq
Proyecto:	201 y 207	Clasificación:	Dura
Ubicado en fase:	5	UCS (Mpa):	183.56
Categoría del disparo:	Perfilado	RT (Mpa):	17.30
Rocas componentes:	Qq	Dr (TM/m3):	2.60

Tabla 30. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 3235 – 201 y 207.

Explosivo Primario		Explosivo Secundario	
Nombre:	Quantex 73	Nombre:	Famecorte
Densidad i (g/cc):	1.38	Densidad (g/cc):	1.14
Densidad f (g/cc):	1.15	VOD (Km/s):	4.6
VOD (Km/s):	5.4	Diámetro e ("):	1 1/2
Uso de deck:	Detritus	Longitud (m):	12

B: Diseño de mallas y secuencia de salida:

Con las propiedades del macizo rocoso y las características del explosivo se diseñó la malla de los taladros de recorte y precorte que acompañarían la malla de voladura de producción para un disparo conjunto. Véase las siguientes tablas e imágenes:

Tabla 31. Malla de voladura de contorno en el proyecto 3235 – 201 y 207.

Parámetros de los Taladros de Recorte			Parámetros de los Taladros de Precorte		
Ítems	Valores	Unidades	Ítems	Valores	Unidades
Dt:	12 1/4	"	Dt:	5	"
Br:	5.00	m	De:	1 1/2	"
Er:	5.00	m	Es:	0.80	m
Lr:	15.00	m	Ip°	65	°
Lc-r:	2.38	m	Ls:	16.55	m
Dc:	104.99	Kg-exp/m	Lc-s:	12	m
Cex-r:	249.79	Kg-exp/tal	Dc-s:	1.30	Kg-exp/m
Cex-r E:	250	Kg-exp/tal	FCs:	1.18	Kg-exp/m ²
FCr:	0.26	Kg-exp/TM	Dt:	2.00	m
Deck:	Detritus				
Dk:	2.00	m			
CF-r	150.00	Kg-exp			
2da C-r	100.00	Kg-exp			

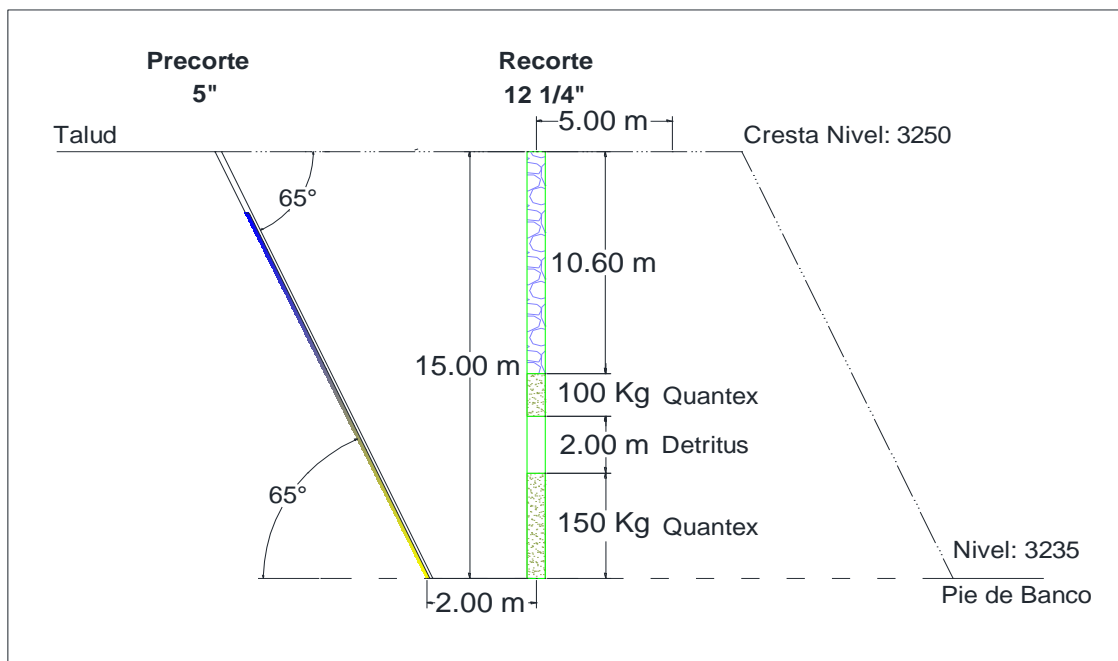


Figura 33. Diseño de carga de la voladura de contorno proyecto 3235 – 201 y 207.

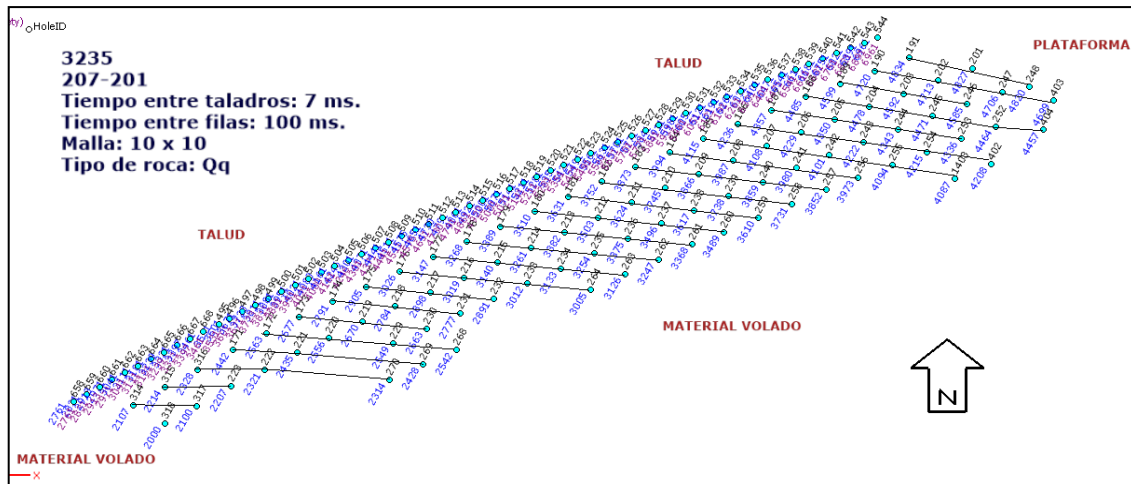


Figura 34. Secuencia de salida del disparo 3235 – 201 y 207.

C: Post disparo del proyecto:

El disparo del proyecto 3235 – 201 y 207 se realizó con éxito y con toda normalidad. La vista del disparo, así como su resumen operativo se pueden apreciar en la siguiente tabla e imagen:

Tabla 32. Resumen operativo del proyecto 3235 – 201 y 207.

Datos post disparo en P&V del proyecto: 3235 - 201					TM py:	498,522
Tipo de taladro	Perforados N°	LT prom. m	Total MP m/disparo	Detonados N°	Lc prom. m	Total EXP Kg-exp
Producción	69	16.65	1,148.85	69	8.55	61,940.46
Contorno	27	16.65	449.55	27	7.65	21,686.25
Total producción:	96	16.65	1,598.40	96	8.1	83,626.71
Recorte	51	14.85	757.35	51	NA	12,750.00
Precorte	287	16.20	4,649.40	248	12	3,870.15
Fc Malla conjunta P+R:		0.19	Kg/TM	Fc Precorte:	1.04	Kg/m2

La imagen post disparo de este proyecto se puede apreciar en el Anexo B.

D: El perfil de las paredes del banco post voladura:

Véase a continuación cual es el perfil post voladura de las paredes del banco lograda con la voladura controlada:



Figura 35. Vista de las paredes de banco del disparo 3235 – 201 y 207 con voladura controlada.

Como se puede ver en la figura 35, también existe la presencia de las medias cañas de los taladros de precorte, y no hay sobrerotura de las paredes.

COMPARATIVA: Los resultados en cuanto a perfilado de las paredes de bancos del disparo 3235 – 201 y 207, es mucho mejor con la voladura controlada marcando una diferencia notable entre la figura 35 y la figura 41. Sin embargo, voladura controlada con taladros de precorte y recorte necesariamente representará un incremento de en los costos

de P&V, las cuales se pueden ver a detalle en el punto 4.3.1. Impacto en los costos de P&V.

4.1.3.4. *Disparo del proyecto 3190 – 180 y 179.*

Este proyecto tiene las siguientes características:

A: Aspectos generales:

Las propiedades del macizo rocoso y las características de los explosivos utilizados en el proyecto 3190 – 180 y 179 se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 33. Propiedades del macizo rocoso del proyecto 3190 – 180 y 179.

Detalles Relevantes del Disparo			
Nivel:	3190	Roca dominante:	Qq/Di-prop
Proyecto:	180 y 179	Clasificación:	Dura
Ubicado en fase:	5	UCS (Mpa):	165.00
Categoría del disparo:	Perfilado	RT (Mpa):	16.75
Rocas componentes:	Qq/Di-prop	Dr (TM/m3):	2.60

Tabla 34. Características de los explosivos utilizados en el proyecto 3190 – 180 y 179.

Explosivo Primario		Explosivo Secundario	
Nombre:	Quantex 73	Nombre:	Famecorte
Densidad i (g/cc):	1.38	Densidad (g/cc):	1.14
Densidad f (g/cc):	1.15	VOD (Km/s):	4.6
VOD (Km/s):	5.4	Diámetro e ("):	1 1/2
Uso de deck:	Detritus	Longitud (m):	12

B: Diseño de mallas y secuencia de salida:

Con las propiedades del macizo rocoso y las características del explosivo se diseñó la malla de los taladros de recorte y precorte que acompañarían la malla de voladura de producción para un disparo conjunto. Véase las siguientes tablas e imágenes:

Tabla 35. Malla de voladura de contorno en el proyecto 3190 – 180 y 179.

Parámetros de los Taladros de Recorte			Parámetros de los Taladros de Precorte		
Ítems	Valores	Unidades	Ítems	Valores	Unidades
Dt:	12 1/4	"	Dt:	5	"
Br:	5.00	m	De:	1 1/2	"
Er:	5.50	m	Es:	0.80	m
Lr:	15.00	m	Ip°	65	°
Lc-r:	2.10	m	Ls:	16.55	m
Dc:	104.99	Kg-exp/m	Lc-s:	12	m
Cex-r:	220.30	Kg-exp/tal	Dc-s:	1.30	Kg-exp/m
Cex-r E:	220	Kg-exp/tal	FCs:	1.18	Kg-exp/m ²
FCr:	0.21	Kg-exp/TM	Dt:	1.60	m
Deck:	Detritus				
Dk:	1.50	m			
CF-r	120.01	Kg-exp			
2da C-r	99.99	Kg-exp			

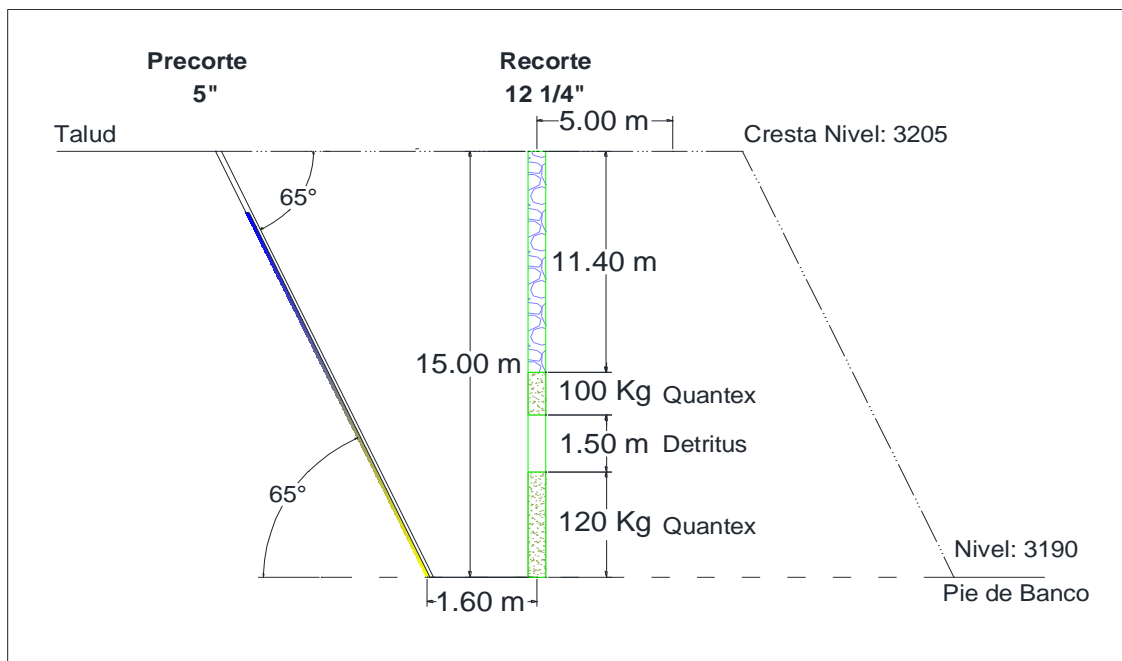


Figura 36. Diseño de carga de la voladura de contorno proyecto 3190 – 180 y 179.

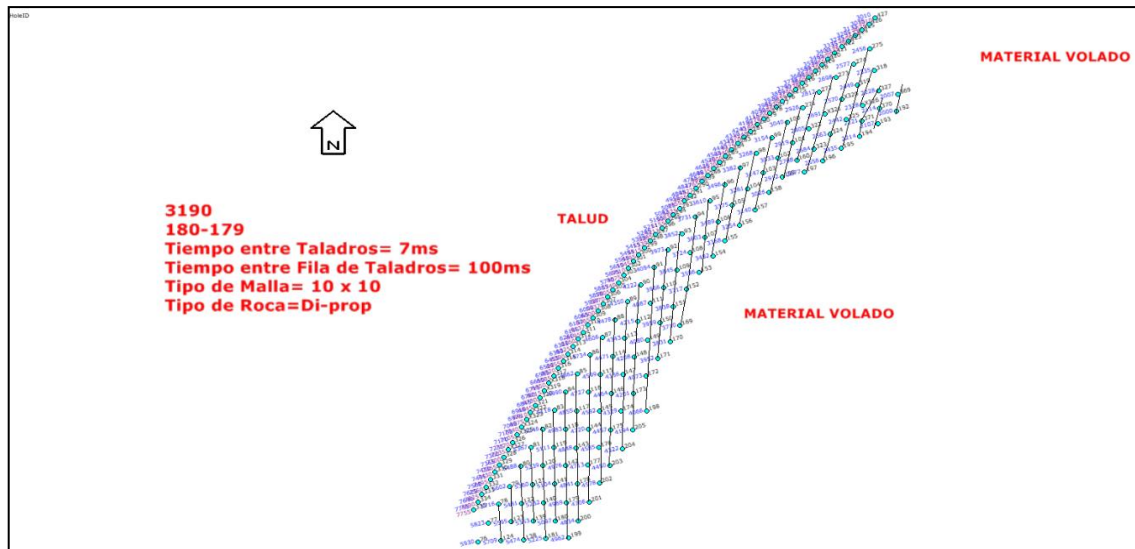


Figura 37. Secuencia de salida del disparo 3190 – 180 y 179.

C: Post disparo del proyecto:

El disparo del proyecto 3190 – 180 y 179 se realizó con éxito y con toda normalidad. La vista del disparo así como su resumen operativo se aprecian en la siguiente tabla e imagen:

Tabla 36. Resumen operativo del proyecto 3190 – 180 y 179.

Datos post disparo en P&V del proyecto: 3190 - 180 y 179					TM py:	640,957
Tipo de taladro	Perforados N°	LT prom. m	Total MP m/disparo	Detonados N°	Lc prom. m	Total EXP Kg-exp
Producción	80	16.75	1,340.00	80	7.5	62,995.64
Contorno	34	16.75	569.50	34	6.75	24,095.83
Total producción:	114	16.75	1,909.50	114	7.125	87,091.47
Recorte	45	14.85	668.25	45	NA	9,900.00
Precorte	362	16.20	5,864.40	284	12	4,431.95
Fc Malla conjunta P+R:		0.15	Kg/TM	Fc Precorte:	0.94	Kg/m2

La imagen post disparo de este proyecto se puede apreciar en el Anexo B.

D: El perfil de las paredes del banco post voladura:

Véase a continuación cual es el perfil post voladura de las paredes del banco lograda con la voladura controlada:



Figura 38. Vista de las paredes de banco del disparo 3235 – 201 y 207 con voladura controlada.

Como se puede ver en la figura 38, también existe una leve presencia de las medias cañas de los taladros de precorte, y no hay sobrerotura de las paredes.

COMPARATIVA: Los resultados en cuanto a perfilado de las paredes de bancos del disparo 3190 – 180 y 179, es mucho mejor con la voladura controlada marcando una diferencia notable entre la figura 38 y la figura 42. Sin embargo, voladura controlada con taladros de precorte y recorte necesariamente representará un incremento de en los costos de P&V, las cuales se pueden ver a detalle en el punto 4.3.1. Impacto en los costos de P&V.



4.2. EVALUANDO LOS RIESGOS POR CAÍDA DE ROCAS PRODUCIDAS POR LAS SOBREROTURAS EN LA VOLADURA DE PRODUCCIÓN:

Como segundo objetivo específico de esta investigación se tiene el evaluar los riesgos por caída de rocas producidas por las sobreroturas en la voladura de producción del tajo Toquepala. Para realizar esta evaluación se utilizaron fotos comparativas a los proyectos disparados que se detallaron en el punto 4.1.3; las cuales se dispararon con voladura controlada, mientras que las fotos de esta sección fueron disparadas sin voladura controlada y en las cuales se muestran claramente las sobreroturas en las paredes de banco. Consecuentemente, las sobreroturas causaban riesgos por caída de rocas en distintas zonas del tajo Toquepala, que se contabilizaban como incidentes a través de la herramienta de gestión de seguridad “Soy Seguro”. Después de la aplicación de la voladura controlada se ha tenido un impacto en los incidentes. Todo este proceso se puede ver a continuación:

4.2.1. La sobrerotura de las paredes y taludes de banco.

Muchos de los proyectos disparados antes de la implementación de la voladura controlada, presentaban sobrerotura, lo cual impedía perfilar correctamente las paredes de los bancos operativos, consecuentemente eran el foco principal de la caída de rocas dentro del tajo Toquepala. Véase a continuación:



Figura 39. Vista de las paredes de banco de un disparo en fase 4 sin voladura controlada.



Figura 40. Vista de las paredes de banco de otro disparo en fase 4 sin voladura controlada.



Figura 41. Vista de las paredes de banco de un disparo en fase 5 sin voladura controlada.



Figura 42. Vista de las paredes de banco de otro disparo en fase 5 sin voladura controlada.



En las figuras 39 hasta la 42, se puede apreciar sobreroturas de las paredes y las cuales se encuentran fuera de los parámetros de diseño de bancos. Asimismo, en muchos casos se pueden apreciar caída de rocas a bancos operativos y rampas, y en peor de los casos inestabilidad total de bancos con colapso de las paredes.

4.2.2. Reporte de los incidentes por caída de rocas antes de la voladura controlada.

El reporte de incidentes por caída de rocas a través de la herramienta de gestión: “Soy Seguro”, ha sido frecuente antes de la implementación de la voladura controlada, para fines de este estudio se han recopilado 4 meses del año 2016, la cual se detalla a continuación en la tabla ya presentada en el capítulo III, sección 3.2.2. Muestras, apartado 3.2.2.6.

Tabla 11. N° de incidentes reportados en Soy Seguro sobre caída de rocas en el 2016.

Reportes por Soy Seguro: Caída de Rocas - Incidentes	Unidades	Año 2016			
		Mayo	Junio	Julio	Agosto
En Rampas: vías principales, auxiliares y curvas.	N°	18	12	23	17
Parqueaderos dentro del tajo: 3070, fase 4.	N°	2	1	0	3
Áreas operacionales: Todos dentro del tajo.	N°	26	22	15	31
Fondo de mina: Movimiento de material de fases superiores a fase 3	N°	4	1	0	2
Total sin fondo de mina:	N°	46	35	38	51

4.2.3. Impacto sobre los incidentes por caída de rocas con voladura controlada:

El número de reportes de “Soy Seguro” sobre incidentes por caída de rocas dentro del tajo Toquepala, ha tenido un impacto con la voladura controlada. Véase la siguiente tabla:

Tabla 37. N° de incidentes reportados en el Soy Seguro sobre caída de rocas en el 2021.

Reportes por Soy Seguro: Caída de Rocas - Incidentes	Unidades	Año 2021			
		Abril	Mayo	Junio	Julio
En Rampas: vías principales, auxiliares y curvas.	N°	4	3	2	6
Parqueaderos dentro del tajo: 3070, fase 4.	N°	0	0	1	0
Áreas operacionales: Todos dentro del tajo.	N°	8	10	6	9
Total sin fondo de mina:	N°	12	13	9	15

Conforme a la tabla 37, los incidentes reportados en “Soy Seguro” han disminuido bastante con la voladura controlada después de dos años en que se encuentra la línea de base. Con paredes y taludes de banco que cumplen el diseño programado de ingeniería, y que están bien perfilados, los incidentes se han reducido. Véase el balance en la siguiente tabla:

Tabla 38. Balance de los incidentes por caída de rocas reportados en el año 2016 y 2021.

Balance 2016/2021	May/Abril	Jun/Mayo	Jul/Junio	Agos/Julio	Promedio
Caída de rocas reportados en 2016	46	35	38	51	42.5
Caída de rocas reportados en 2021	12	13	9	15	12.25
% Variación:	-73.91%	-62.86%	-76.32%	-70.59%	-70.9%

Según la tabla 38, la reducción de los incidentes por caída de rocas en el año 2021 ha sido 70.9% menos en promedio en comparación al del año 2016 que se puede ver en

la tabla 11: N° de incidentes reportados en Soy Seguro sobre caída de rocas en el 2016. Si bien esta reducción no ha sido inmediata, sino paulatino, después de dos años se puede ver que los incidentes por caída de rocas son mucho menores en el año 2021. Véase la siguiente figura:

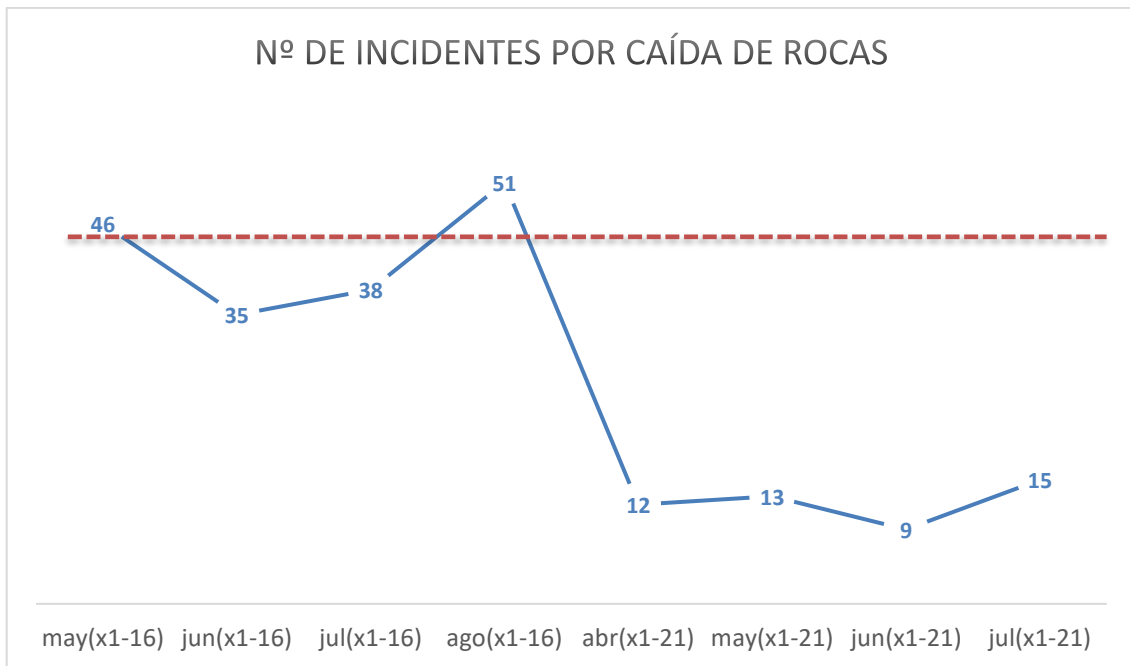


Figura 43. Variación de los incidentes por caída de rocas del año 2016 y 2021.

Como se aprecia en la figura 43, la voladura controlada no solo redujo los costos de los servicios auxiliares por limpieza de caída de rocas, sino que a la par los incidentes por caída de rocas reportados en el “Soy Seguro” también se han reducido, y esto, en definitiva, ha beneficiado al área de operaciones mina con tonelajes cumplidos mayores al programado.



4.3. DETERMINANDO LOS COSTOS ADICIONALES EN EL TAJO DE LA MINA TOQUEPALA TRAS APLICAR LA VOLADURA CONTROLADA:

Como tercer y último objetivo específico de esta investigación se ha determinado los costos aplicando mejoras en la voladura en el tajo Toquepala. Este cálculo no solo se midió de forma positiva, en este caso los servicios auxiliares, sino que, en forma negativa, ya que al final del objetivo 1 se menciona que la voladura controlada ha requerido mayores esfuerzos operativos y por ende a implicado mayores costos en P&V. Véase todo este análisis a continuación:

4.3.1. Impacto en los costos de P&V con la voladura controlada:

El impacto de los costos ha sido tanto en perforación como en voladura, tanto en los costos por disparo, así como en los costos totales por tonelada del área de perforación y voladura. Véase un análisis comparativo con y sin voladura controlada, así como un resumen final:

4.3.1.1. Resultado en el disparo 2905 – 127 y 128.

A) Costos de perforación y voladura con voladura controlada:

Los costos de P&V en conjunto a la voladura controlada que se tuvieron en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 39. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.

Costo de perforación proyecto: 2905 - 127 y 128			TM py:	505,616	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	2,123.44	11.28	23,960.67	0.0474
	Contorno	1,538.24	11.28	17,357.33	0.0343
Contorno	Recorte	1,095.20	11.28	12,358.12	0.0244
	Precorte	5,264.70	6.90	36,328.37	0.0718
Total:				90,004.49	0.178

Tabla 40. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.

Costo de voladura proyecto: 2905 - 127 y 128				TM py:	505,616	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	106,226.55	0.534	40.91	61,876.76	0.1224
	Contorno	67,683.07	0.534	40.91	39,878.58	0.0789
Contorno	Recorte	18,500.00	0.534	40.91	15,326.65	0.0303
	Precorte	3,214.72	0.316	OR	1,924.18	0.0038
Total:					119,006.18	0.235

Según la tabla 39 y 40, el costo de perforación del disparo 2905 – 127 y 128 fue 0.178 US\$/TM, mientras que el de voladura fue 0.235 US\$/TM, ambos costos tienen presente la voladura controlada.

B) Costos de perforación y voladura sin voladura controlada:

Los costos de P&V sin la voladura controlada que se tendrían en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 41. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.

Costo de perforación proyecto: 2905 - 127 y 128			TM py:	505,616	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	2,123.44	11.28	23,960.67	0.0474
	Contorno	1,538.24	11.28	17,357.33	0.0343
Total:				41,318.00	0.082

Tabla 42. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 2905 – 127 y 128.

Costo de voladura proyecto: 2905 - 127 y 128					TM py:	505,616
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/T M
Malla conjunta	Producción	106,226.55	0.534	40.91	61,876.76	0.1224
	Contorno	67,683.07	0.534	40.91	39,878.58	0.0789
Total:					101,755.34	0.201

Según la tabla 41 y 42, el costo de perforación del disparo 2905 – 127 y 128 sin voladura controlada sería 0.082 US\$/TM, mientras que el de voladura sería 0.201 US\$/TM.

C) Variación de los costos de P&V:

Tabla 43. Variación de costos de P&V del disparo 2905 – 127 y 128.

Voladura	Perforación US\$/TM	Voladura US\$/TM	Total P&V US\$/TM
Controlada	0.178	0.235	0.413
No Controlada	0.082	0.201	0.283
% Variación	54.1%	14.5%	31.5%

De acuerdo a la tabla 43, la voladura con contorno en el disparo 2905 – 127 y 128 representa un incremento de 54.1% en el costo de perforación, 14.5% en el costo de voladura y un incremento total de 31.5% en el costo de P&V.

4.3.1.2. Resultado en el disparo 2890 – 111.

A) Costos de perforación y voladura con voladura controlada:

Los costos de P&V en conjunto a la voladura controlada que se tuvieron en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 44. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 2890 – 111.

Costo de perforación proyecto: 2890 - 111			TM py:	577,417	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	4,300.80	11.28	48,529.76	0.0840
	Contorno	1,276.80	11.28	14,407.27	0.0250
Contorno	Recorte	730.10	11.28	8,238.37	0.0143
	Precorte	3,087.50	6.90	21,304.89	0.0369
Total:				92,480.29	0.160

Tabla 45. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 2890 – 111.

Costo de voladura proyecto: 2890 - 111					TM py:	577,417	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM	
Malla conjunta	Producción	217,160.13	0.534	40.91	126,346.96	0.2188	
	Contorno	57,584.96	0.534	40.91	33,835.79	0.0586	
Contorno	Recorte	14,700.00	0.534	40.91	11,456.02	0.0198	
	Precorte	1,591.76	0.316	OR	1,211.40	0.0021	
Total:					172,850.17	0.299	

Según la tabla 44 y 45, el costo de perforación del disparo 2890 – 111 fue 0.160 US\$/TM, mientras que el de voladura fue 0.299 US\$/TM, ambos costos tienen presente la voladura controlada.

B) Costos de perforación y voladura sin voladura controlada:

Los costos de P&V sin la voladura controlada que se tendrían en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 46. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 2890 – 111.

Costo de perforación proyecto: 2890 - 111			TM py:	577,417	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	4,300.80	11.28	48,529.76	0.0840
	Contorno	1,276.80	11.28	14,407.27	0.0250
Total:				62,937.03	0.109

Tabla 47. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 2890 – 111.

Costo de voladura proyecto: 2890 - 111					TM py:	577,417
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	217,160.13	0.534	40.91	126,346.96	0.2188
	Contorno	57,584.96	0.534	40.91	33,835.79	0.0586
Total:					160,182.75	0.277

Según la tabla 46 y 47, el costo de perforación del disparo 2890 – 111 sin voladura controlada sería 0.109 US\$/TM, mientras que el de voladura sería 0.277 US\$/TM.

C) Variación de los costos de P&V:

Tabla 48. Variación de costos de P&V del disparo 2890 – 111.

Voladura	Perforación US\$/TM	Voladura US\$/TM	Total P&V US\$/TM
Controlada	0.160	0.299	0.460
No Controlada	0.109	0.277	0.386
% Variación	31.9%	7.3%	15.9%

De acuerdo a la tabla 48, la voladura con contorno en el disparo 2890 – 111 representa un incremento de 31.9% en el costo de perforación, 7.3% en el costo de voladura y un incremento total de 15.9% en el costo de P&V.

4.3.1.3. Resultado en el disparo 3235 – 201 y 207.

A) Costos de perforación y voladura con voladura controlada:

Los costos de P&V en conjunto a la voladura controlada que se tuvieron en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 49. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.

		Costo de perforación proyecto: 3235 - 201	TM py:	498,522	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	1,148.85	12.20	14,015.19	0.0281
	Contorno	449.55	12.20	5,484.21	0.0110
Contorno	Recorte	757.35	12.20	9,239.16	0.0185
	Precorte	4,649.40	6.90	32,082.57	0.0644
Total:				60,821.13	0.122

Tabla 50. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.

Costo de voladura proyecto: 3235 - 201					TM py:	498,522
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	61,940.46	0.534	40.91	35,873.46	0.0720
	Contorno	21,686.25	0.534	40.91	12,676.09	0.0254
Contorno	Recorte	12,750.00	0.534	40.91	10,562.96	0.0212
	Precorte	3,870.15	0.316	OR	1,938.89	0.0039
Total:					61,051.41	0.122

Según la tabla 49 y 50, el costo de perforación del disparo 3235 – 201 y 207 fue 0.122 US\$/TM, mientras que el de voladura fue 0.122 US\$/TM, ambos costos tienen presente la voladura controlada.

B) Costos de perforación y voladura sin voladura controlada:

Los costos de P&V sin la voladura controlada que se tendrían en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 51. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.

Costo de perforación proyecto: 3235 - 201				TM py:	498,522
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	1,148.85	12.20	14,015.19	0.0281
	Contorno	449.55	12.20	5,484.21	0.0110
Total:				19,499.40	0.039

Tabla 52. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 3235 – 201 y 207.

Costo de voladura proyecto: 3235 - 201					TM py:	498,522
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	61,940.46	0.534	40.91	35,873.46	0.0720
	Contorno	21,686.25	0.534	40.91	12,676.09	0.0254
Total:					48,549.55	0.097

Según la tabla 51 y 52, el costo de perforación del disparo 3235 – 201 y 207 sin voladura controlada sería 0.039 US\$/TM, mientras que el de voladura sería 0.097 US\$/TM.

C) Variación de los costos de P&V:

Tabla 53. Variación de costos de P&V del disparo 3235 – 201 y 207.

Voladura	Perforación US\$/TM	Voladura US\$/TM	Total P&V US\$/TM
Controlada	0.122	0.122	0.244
No Controlada	0.039	0.097	0.137
% Variación	67.9%	20.5%	44.2%

De acuerdo a la tabla 53, la voladura con contorno en el disparo 3235 – 201 y 207 representa un incremento de 67.9% en el costo de perforación, 20.5% en el costo de voladura y un incremento total de 44.2% en el costo de P&V.

4.3.1.4. Resultado en el disparo 3190 – 180 y 179.

A) Costos de perforación y voladura con voladura controlada:

Los costos de P&V en conjunto a la voladura controlada que se tuvieron en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 54. Costo de perforación total con voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.

Costo de perforación proyecto: 3190 - 180 y 179			TM py:	640,957	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	1,340.00	12.20	16,347.09	0.0255
	Contorno	569.50	12.20	6,947.52	0.0108
Contorno	Recorte	668.25	12.20	8,152.20	0.0127
	Precorte	5,864.40	6.90	40,466.52	0.0631
Total:				71,913.33	0.112

Tabla 55. Costo de voladura total con voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.

Costo de voladura proyecto: 3190 - 180 y 179					TM py:	640,957	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM	
Malla conjunta	Producción	62,995.64	0.534	40.91	36,886.50	0.0575	
	Contorno	24,095.83	0.534	40.91	14,248.18	0.0222	
Contorno	Recorte	9,900.00	0.534	40.91	8,599.92	0.0134	
	Precorte	4,431.95	0.316	OR	2,116.42	0.0033	
Total:					61,851.02	0.096	

Según la tabla 54 y 55, el costo de perforación del disparo 3190 – 180 y 179 fue 0.112 US\$/TM, mientras que el de voladura fue 0.096 US\$/TM, ambos costos tienen presente la voladura controlada.

B) Costos de perforación y voladura sin voladura controlada:

Los costos de P&V sin la voladura controlada que se tendrían en este disparo se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 56. Costo de perforación total sin voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.

Costo de perforación proyecto: 3190 - 180 y 179			TM py:	640,957	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total MP m/disparo	Costo por MP US\$/m	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM
Malla conjunta	Producción	1,340.00	12.20	16,347.09	0.0255
	Contorno	569.50	12.20	6,947.52	0.0108
Total:				23,294.61	0.036

Tabla 57. Costo de voladura total sin voladura controlada del disparo 3190 – 180 y 179.

Costo de voladura proyecto: 3190 - 180 y 179					TM py:	640,957	
Tipo de malla	Tipo de taladro	Total EXP Kg-exp	Costo EXP US\$/Kg	Costo ACC US\$/Unidad	Costo total US\$	Costo por ton US\$/TM	
Malla conjunta	Producción	62,995.64	0.534	40.91	36,886.50	0.0575	
	Contorno	24,095.83	0.534	40.91	14,248.18	0.0222	
Total:					51,134.69	0.080	

Según la tabla 56 y 57, el costo de perforación del disparo 3190 – 180 y 179 sin voladura controlada sería 0.036 US\$/TM, mientras que el de voladura sería 0.080 US\$/TM.

C) Variación de los costos de P&V:

Tabla 58. Variación de costos de P&V del disparo 3190 – 180 y 179.

Voladura	Perforación US\$/TM	Voladura US\$/TM	Total P&V US\$/TM
Controlada	0.112	0.096	0.209
No Controlada	0.036	0.080	0.116
% Variación	67.6%	17.3%	44.4%

De acuerdo a la tabla 58, la voladura con contorno en el disparo 3190 – 180 y 179 representa un incremento de 67.6% en el costo de perforación, 17.3% en el costo de voladura y un incremento total de 44.4% en el costo de P&V.

4.3.1.5. Resumen y comparativo de los costos.

Se ha visto que la voladura controlada incrementa los costos de perforación y voladura entre 15% a 45% por disparo; no obstante, en este punto se analiza cuanto es el incremento total y real de la voladura controlada sobre los costos totales de perforación de y voladura. Véase la siguiente tabla:

Tabla 59. Costos por tonelada de perforación y voladura en meses del 2021.

Voladura	Ítems	Año 2021				
		Abril	Mayo	Junio	Julio	Promedio
Producción	Nº disparos por mes	35	32	29	36	33
	Costos P&V (US\$/TM)	0.231	0.243	0.208	0.216	0.224
	CU Total P&V (US\$/TM)	0.175	0.199	0.163	0.169	0.177
Controlada	Nº disparos por mes	11	7	8	10	9
	Costos P&V (US\$/TM)	0.101	0.093	0.085	0.095	0.093
	CU Total P&V (US\$/TM)	0.024	0.017	0.018	0.021	0.020
Pareto	Costo producción (%)	87.89%	92.24%	89.92%	89.11%	89.79%
	Costo controlada (%)	12.11%	8.38%	9.16%	10.37%	10.00%

De acuerdo a la tabla 59, en la operación mensual no todos los disparos son para voladura controlada, siendo sólo 9 disparos en promedio por mes los disparos en voladura controlada frente a 33 disparos de producción. Con ello, se puede apreciar que el incremento de costos en perforación y voladura que representa la voladura controlada varía entre 8% a 13%, siendo un promedio aceptable de 10% para la voladura controlada y 90% para voladura de producción en los costos totales de perforación y voladura.

4.3.2. Impacto en los costos de servicios auxiliares:

Si bien la voladura controlada representa un incremento promedio de 10% sobre los costos totales de perforación y voladura, el resultado con paredes más estables y que

están dentro de los parámetros de ingeniería para el diseño de bancos, ha impactado directamente sobre los servicios auxiliares, en especial a la faena de limpieza por caída de rocas. Esta tarea de limpieza de caída de rocas en bancos operativos, rampas y parqueaderos se ha visto afectada, así como su costo operativo. Véase la siguiente tabla:

Tabla 60. Detalles de las horas trabajadas y costos en servicios auxiliares en el 2021.

Trabajos tipo M1-SA	Unidades	Año 2021			
		Abril	Mayo	Junio	Julio
Toneladas de Mineral	MTM/mes	1,780	1,775	1,803	1,802
Movimiento del Material y Limpieza de Bermas y Pies de Banco					
Nº de Toritos (CAT 834 H)	unidad	1	0	0	1
Horas Trabajadas	hr	47	0	0	61
Costo horario del Torito	US\$/hr	147.92	147.92	147.92	147.92
Costo Unitario	US\$/TM	0.004	0.000	0.000	0.005
Carguío del Material					
Cargador Frontal CAT 994F	unidad		1		
Camión CAT 793D	unidad		2		
Horas Trabajadas	hr		23		
Costo horario C+T	US\$/hr		920.08		
Costo Unitario	US\$/TM		0.012		
Costo Total:	US\$/TM	0.010	0.000	0.000	0.011

Conforme a la tabla 60, la faena de limpieza por caída de rocas en los meses de abril hasta julio del 2021 ha sido ocasional y con menores horas trabajadas, asimismo, el carguío de material acumulado en la limpieza de caída de rocas se ha disminuido 1 faena cada 4 meses. A diferencia de la tabla 9. Costo por SAM en limpieza de material caído de los taludes y paredes de banco del punto 3.2.2. Muestras, en donde la faena era con más horas trabajadas y el carguío de material eran cada 2 meses. Este cambio definitivamente afectó los costos de servicios auxiliares en la mina Toquepala en la faena de limpieza de material. Véase la siguiente tabla:



Tabla 61. Balance de los costos en servicios auxiliares y P&V en los años 2016 y 2021.

Balance 2016/2021	May/Abril	Jun/Mayo	Jul/Junio	Ago/Julio	Promedio
Costo total SAM 2016 US\$/TM	0.0388	0.0451	0.0411	0.0443	0.0423
Costo total SAM 2021 US\$/TM	0.010	0.000	0.000	0.011	0.0052
% Variación:	-74.6%	-100.0%	-100.0%	-75.3%	-87.5%
CU T-P&V Controlada (US\$/TM)	0.024	0.017	0.018	0.021	0.020
% Variación Balance:	-12.39%	-62.88%	-55.59%	-28.53%	-20.2%

Según la tabla 61, comparando los costos por servicios auxiliares mina (SAM) del año 2016 y del año 2021, existe una reducción de costos de hasta 87.5% menos. Esto se debe a una influencia directa que ha tenido la voladura controlada con paredes y taludes de bancos mejor perfilados sobre la caída de rocas y la tarea de limpieza de estos materiales por el área de servicios auxiliares.

Sin embargo, es importante recalcar que el área de perforación y voladura ha tenido un incremento en sus costos totales de hasta 10% en promedio. Y si tenemos en cuenta este incremento en el área de perforación y voladura como una permutación o traslazo de los costos de servicios auxiliares mina (SAM), entonces la reducción real dentro de este balance sería un 20.2% en promedio menos en los costos de de servicios auxiliares mina (SAM) en la faena de limpieza de caída de rocas, lo cual daría es un balance muy favorable para la mina Toquepala. Véase en la siguiente figura el comportamiento de estos costos SAM:

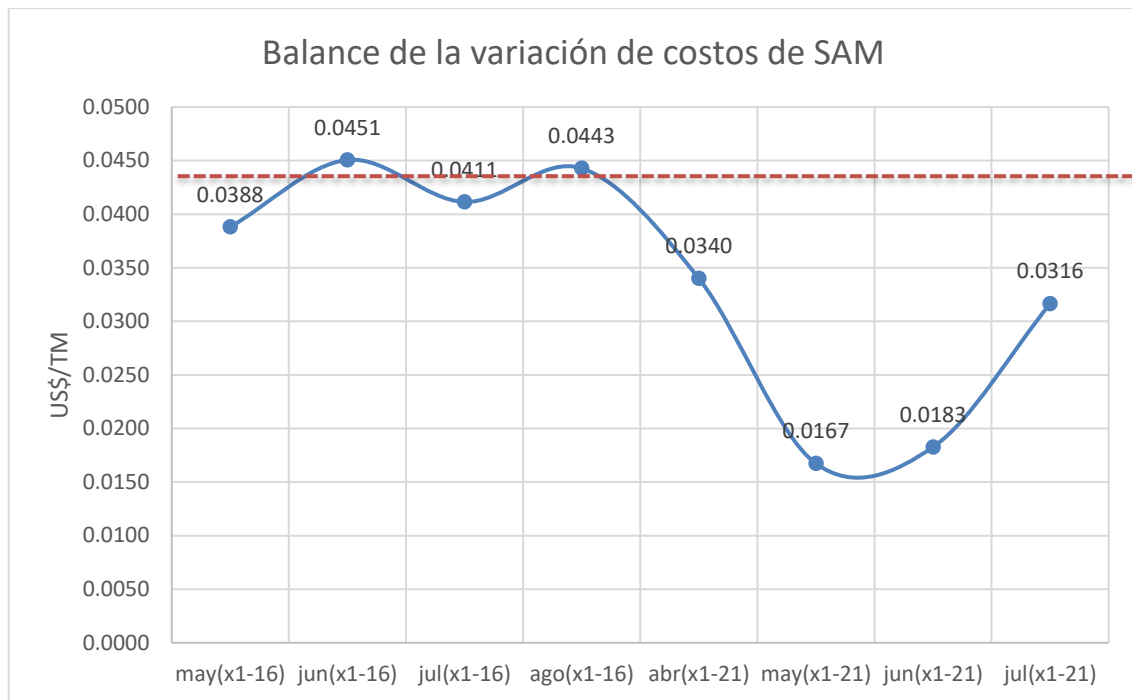


Figura 44. Variación de los costos de servicios auxiliares por limpieza de caída de rocas del año 2016 y 2021.

De acuerdo a la figura 44, los costos por de servicios auxiliares mina la faena de limpieza por caída de rocas es mucho menor en el año 2021 que el costo por tonelada promedio de SAM del año 2016, eso aun teniendo en cuenta el incremento de costos en P&V por la voladura controlada.

4.4. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS:

La discusión de los resultados de esta investigación se hizo con los antecedentes de esta investigación, teniéndose lo siguiente:

Con respecto a Pacheco (2022), a pesar de que solamente es una propuesta, es una propuesta con fundamentos bien definidos que refuerzan la utilidad de la voladura controlada, tanto en el diseño de carreteras, así como en canteras no metálicas, que, si



bien no son tan profundas como las minas metálicas de pórfidos, debido a estructuras complicadas del macizo rocoso, los taladros de precorte y recorte, pueden ayudar a evitar daños sobre el talud final del banco. Sin embargo, su aplicación requiere un amplio conocimiento de fórmulas un tanto complicadas, pero que pueden ser muy útiles.

Con respecto a Apaza (2019), refuerza los beneficios que tiene la voladura controlada de pre-corte que tienen sobre las paredes y taludes de banco finales, lo cual permite ejecutar diseño de fases acorde a un planeamiento inicial. Asimismo, refuerza lo de Vera (2018) ya que permitió el filtro de las vibraciones que son tan perjudiciales a largo plazo sobre los taludes de banco.

Con respecto a Vera (2018), en donde se detalló como las vibraciones han sido reducidas utilizando el agente explosivo Quantex. Con la voladura controlada, las bajas vibraciones del Quantex 73 ya no es una situación aislada, sino que también refuerza los resultados del Quantex 73. Pues si bien, como se ha visto en algunas figuras dentro de este estudio, se logró paredes y taludes más estables y mejor perfilados con la voladura controlada; es importante también que estas paredes y taludes de banco sean sostenibles en el tiempo. Es por ello que, los logros con bajas vibraciones del Quantex 73 se complementan en gran manera con los resultados de la voladura controlada con taladros de precorte y recorte.

Con respecto a Cueva (2015), en cuya exposición se detalla que las técnicas modernas de voladura controlada no es un esfuerzo apartado que puede ser logrado con una acción, sino que es una suma de varios esfuerzos. En la mina Toquepala desde hace cuatro años atrás, se ha iniciado el proceso hacia la aplicación de las técnicas modernas



de voladura controlada; esto comenzó con el cambio de fulminantes tipo Nonel ha iniciadores electrónicos (I-Kon) como se aprecia en Hinostrza (2014), luego se reemplazó el uso heavy Anfo 55 en la voladura de producción por una emulsión gasificante como es el explosivo Quantex 73, lo cual permitió reducir los costos de voladura y reducir las vibraciones como se detalla en Yana y Vera (2018); finalmente, en este estudio se ha visto como se estandarizado el uso de los taladros de precorte y recorte en las voladura de perfilados de talud que ha reducido la sobrerotura y por ende ha logrado obtener paredes y taludes de banco más estables y que cumplen con el diseño establecido por ingeniería.



V. CONCLUSIONES

Se crearon mallas de voladura tanto para los taladros de recorte como para los taladros de precorte. Como en la mina Toquepala se tiene hasta 23 rocas predominantes, las características como el burden, espaciamiento y el diseño de carga principalmente, se ajustaban a las características cambiantes de cada roca dominante. Esto permito que la voladura controlada se aplique en todos los disparos que tienen la finalidad de perfilado de talud, lográndose reducir la ocurrencia de la sobrerotura en las paredes y taludes de banco, así como paredes y taludes de banco más estables, perfilados y que cumplían con el diseño establecido por ingeniería para los bancos operativos

La voladura controlada disminuyó la caída de rocas de las paredes de banco inestables y con sobrerotura, por ende, minimizó los reportes de incidentes por caída de rocas en rampas, parqueaderos y bancos operativos hasta en un 70.9% en promedio. Esto ha generado estabilidad y seguridad en el área de operaciones mina.

Finalmente, la voladura controlada implico un aumento de 15% a 45% en los costos de perforación y voladura por disparo, y hasta un incremento de 10% en promedio en los costos totales de perforación y voladura. No obstante, también se han presentado reducción de costos de servicios auxiliares en la tarea de limpieza por caída de rocas de hasta un 20% menos; asimismo, al no haber retrasos ocasionados por la caída de rocas, el área de operaciones se vio beneficiada con tonelajes cumplidos y leyes de cobre mayores a los tonelajes y leyes programadas que ha aumentado la rentabilidad de la mina Toquepala hasta en un 2% por mes.



VI. RECOMENDACIONES

Si bien la voladura controlada con taladros de recorte y precorte ha tenido buenos resultados reduciendo la sobrerotura en las paredes y taludes de banco, sería importante mejorar la voladura controlada desde el punto de costos y con un enfoque de operatividad, ya que como se vio en los resultados, el costo de perforación por disparo es mayor al de voladura por disparo hasta en 60% más. Para reducir los costos de perforación de la voladura controlada se puede mejorar la operatividad ampliando la malla de perforación y compensar esta compensación con un incremento en la carga explosivo en el taladro, finalmente medir el resultado en las paredes y taludes de banco.

Si bien los taladros de precorte y recorte en conjunto dan buenos resultados, no es tan recomendable separarlos, es decir, solo aplicar los taladros de recorte. Pues, aunque los taladros de recorte con la voladura de producción si pueden darte resultados aceptables, jamás se van a comparar al trabajo de precorte y recorte. Asimismo, la voladura controlada solo con taladros de recorte podría ser perjudicial para tajos grandes y profundos como Toquepala; mientras que, para tajos pequeños y poco profundos como canteras, la voladura controlada solo con taladros de recorte puede dar buenos resultados.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Apaza, E. A. (2019). *Reducción del daño generado por voladura a taludes finales por medio de técnicas de pre-corte para yacimiento tipo porfido de gran escala superficial* (tesis de pregrado). Universidad Tecnológica del Perú, Arequipa, Perú.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid, España: E.T.S. De Ingenieros de Minas de Madrid.
- BS Consultores. (2009). *Planificación Minera de Superficie y Subterránea*. Santiago de Chile: Maestría Internacional en Ingeniería de Minas.
- Chura, H. (2018). *Diseño de Voladuras en Minas a Tajo Abierto*. Juliaca: M&I Consultores.
- Cueva, O. E. (2015). *Técnicas Modernas de Voladuras Controladas en Minería a Cielo Abierto*. Arequipa, Perú.: Encuentro: Tecnología e Investigación.
- D.S. N° 024-2016-EM. (2016). *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*. Lima, Perú: MACRO.
- De Matteis, Á. (2003). *Estabilidad de Taludes*. Buenos Aires, Argentina: Universidad del Rosario.
- ENAE S.A. (2013). *Manual de Tronadura ENAE S.A*. Chile: S.E.
- EXSA S.A. (2011). *Manual Práctico de Voladura*. Lima, Perú: S.E.
- Hinostroza, J. R. (2014). *Optimización de la Fragmentación en las Rocas con la Aplicación de la Doble Iniciación Electrónica en la Explotación de Cobre Porfirítico a Cielo Abierto* (tesis de pregrado). Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, Perú.
- Morales, D. U. (2000). *Análisis de Diseño de Taludes Mediante Métodos Computacionales* (tesis de maestría). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Olazabal, J. O. (2015). *Factibilidad del Cambio de Sistema de Control de Mina en la Unidad Minera Toquepala* (tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.



- Pacheco, J. J. (2022). *Propuesta de Técnica de Voladura Controlada de Pre-Corte para Talud Final*. Cuenca, Ecuador: Universidad del Azuay.
- Valiente, R., Sobrecases, S., & Días, Á. (2011). *Estabilidad de Taludes: Conceptos Básicos, Parámetros de Diseño y Métodos de Cálculo*. Chiclayo, Perú: CIV Información.
- Vera, J. P. (2018). *Optimizar el Uso del Quantex para Reducir Los Daños Estructurales en el Talud de la Mina Toquepala* (trabajo informe). Tacna, Perú: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Yana, F. (2017). *Evaluación del Agente Explosivo Quantex en los Resultados de Fragmentación para la Reducción de los Costos de Voladura en el Tajo de la Mina Toquepala* (tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.



ANEXOS

ANEXO A: FOTOS DE DERRAME DE MATERIAL EN DISTINTOS TAJOS DE LA MINA TOQUEPALA





ANEXO B: VISTA POST DISPARO DE LOS PROYECTOS EN LA TESIS.



Figura 2.1: Vista post disparo del proyecto 2905 – 127 y 128.

Fuente: Mina Toquepala y EXSA S.A.



Figura 2.2: Vista post disparo del proyecto 2890 – 111.

Fuente: Mina Toquepala y EXSA S.A.



Figura 2.3: Vista post disparo del proyecto 3235 – 201 y 207.

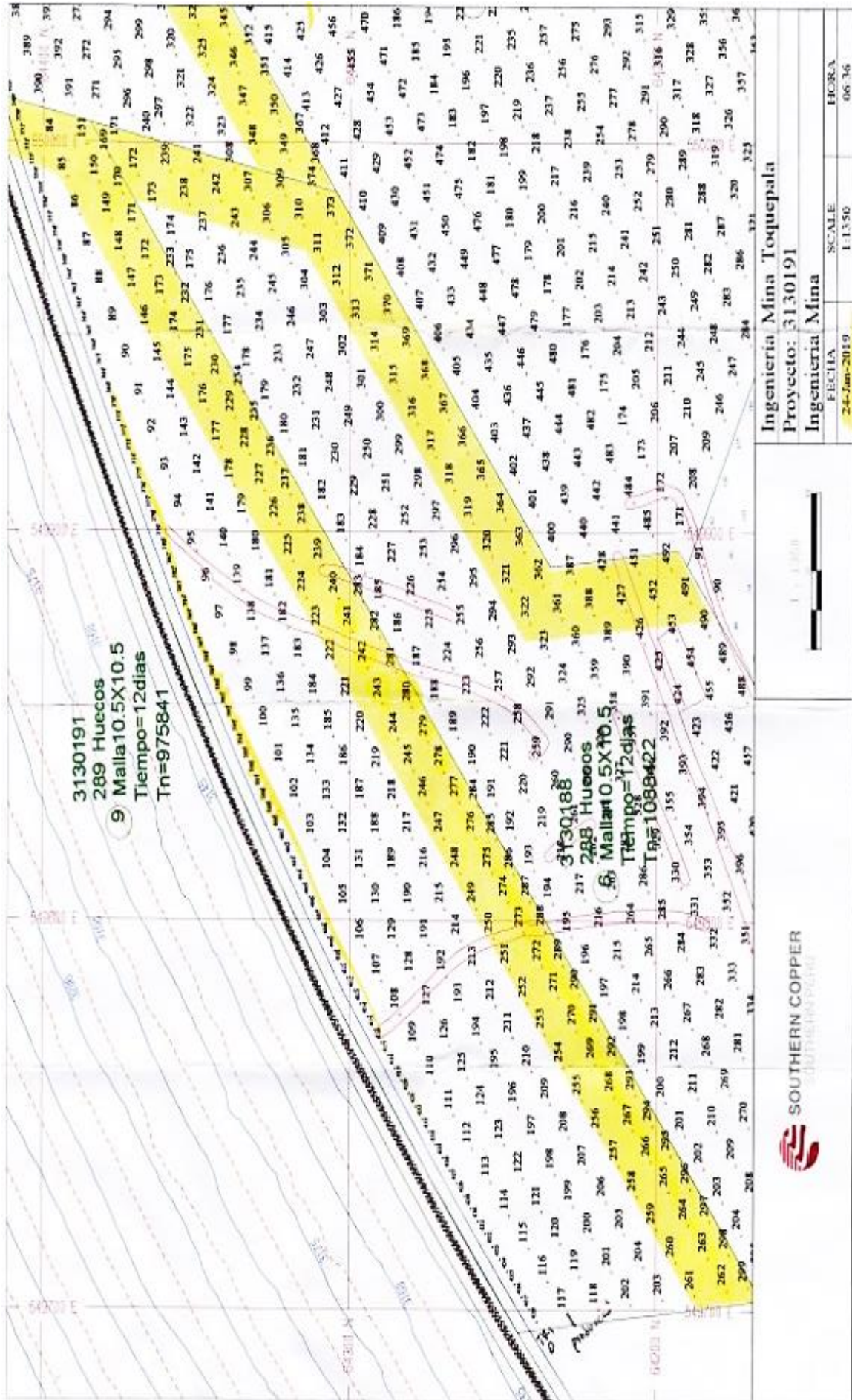
Fuente: Mina Toquepala y EXSA S.A.



Figura 2.4: Vista post disparo del proyecto 3190 – 180 y 179.

Fuente: Mina Toquepala y EXSA S.A.

ANEXO D: DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION.





ANEXO E: FOTOS DE PASANTIA DE LA MINA TOQUEPALA.

	SOUTHERN COPPER SOUTHERN PERU Asuntos Internos	AREA QUE VISITA TOQUEPALA
AUTORIZACION DE INGRESO		
APELLIDOS Y NOMBRES		
CHURA TORRES ORLANDO		
DOCUMENTO ID.	DNI 48201528	
EMPRESA SOLICITANTE / OTROS		
MINCOSER		
MOTIVO		
INGRESO A CIMARRONA, MINA, MILLSITE; EJECUCION DE LABORES SEGUN CONTRATO VIGENTE OPB.-		
AUTORIZADO POR	CC&SS	
FECHA PEDIDO	18/02/2019	
INICIO	18/02/2019	
FECHA SALIDA	12/04/2019	
JEFE DPTO. ASUNTOS INTERNOS		
martes, 19 de febrero de 2019 - 2:31 pm		
NOTA: ES OBLIGATORIO IDENTIFICARSE CON SU DNI ANTE EL SERVICIO DE VIGILANCIA. LA PRESENTE NO AUTORIZA A BUSCAR TRABAJO REALIZAR ACTIVIDADES COMERCIALES, TAXI, VENTAS, COBRANZAS Y OTROS. LA EMPRESA O PERSONA SOLICITANTE ES RESPONSABLE ANTE SPCC Y EL M.E.M. POR CUALQUIER INCUMPLIMIENTO DE LAS NORMAS Y REGLAMENTOS DE SEGURIDAD. PARA EL INGRESO A LA ZONA INDUSTRIAL, ES OBLIGATORIO EL USO DE CASCO, LENTES Y ZAPATOS DE SEGURIDAD.		

ANEXO F: MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO	1. PROBLEMA GENERAL	2. OBJETIVOS GENERAL	3. HIPÓTESIS GENERAL	4. VARIABLES Y DIMENSIONES VARIABLE DEPENDIENTE	5. METODOLOGÍA
<p>REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE SERVICIOS AUXILIARES E INCIDENTES POR CAÍDA DE ROCAS UTILIZANDO LA VOLADURA CONTROLADA EN LA MINA TOQUEPALA - SPCC</p>	<p>¿Cómo influye la sobrerotura de las paredes y taludes del banco en los costos de servicios auxiliares y en el riesgo de caída de rocas en el tajo Toquepala?</p>	<p>Reducir los costos de servicios auxiliares y riesgos por caída de rocas causados por la sobrerotura en las paredes y taludes de banco del tajo Toquepala.</p>	<p>Al aplicar la voladura controlada en el tajo Toquepala se reducen las sobreroturas en las paredes y taludes de banco que causan costos adicionales en los servicios auxiliares y riesgos por caída de rocas.</p>	<p>Los Costos de Servicios Auxiliares y Riesgos por Caída de Rocas Causados por la Sobrerotura.</p>	<p>1. TIPO DE INVESTIGACIÓN Explicativo - Exploratorio.</p>
	<p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS ¿Cómo las voladuras de corte de taludes influyen en la generación de actividades adicionales en la mina Toquepala?</p>	<p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS Determinar las mejores actividades adicionales para reducir la sobrerotura producida por la voladura de producción en el tajo Toquepala.</p>	<p>HIPÓTESIS ESPECÍFICA Aplicándose los taladros de precorte y recorte se reducen las sobreroturas y se mejora el perfilado generadas por las voladuras en el tajo Toquepala.</p>	<p>VARIABLES INDEPENDIENTE La Voladura Controlada con taladros de precorte y recorte.</p>	<p>2. ALCANCE Explicativa - Correlacional.</p>
	<p>¿Cómo afecta la caída de rocas en la evaluación de riesgos de la mina Toquepala?</p>	<p>Evaluar los riesgos por caída de rocas producidas por las sobreroturas en la voladura de producción del tajo Toquepala.</p>	<p>Los riegos por caída de rocas se redujeron después de aplicar la voladura con taladros de pre corte y recorte en la mina Toquepala.</p>	<p>DIMENSIONES DE VD: 1. Perforación de Taladros de Recorte y Precorte</p>	<p>3. MÉTODO Deductivo.</p>
	<p>¿Cómo afecta en los costos de minado el mal perfilado de las paredes y taludes de banco de la mina Toquepala?</p>	<p>Determinar los costos aplicando mejoras en la voladura en el tajo Toquepala.</p>	<p>Los costos de servicios auxiliares en el tajo de la mina Toquepala se reducen al aplicar la voladura controlada.</p>	<p>2. Voladura de Taladros de Precorte y Recorte.</p>	<p>4. DISEÑO Cuantitativo - descriptivo</p>
				<p>3. Perfil y Estado de las Paredes y Taludes de Banco - post Voladura.</p>	<p>5. POBLACIÓN La población de esta investigación está conformada por: El área de perforación el cual se compone por la perforación primaria y la perforación de contorno; el área de voladura; el área de geotecnia; el área de servicios auxiliares, el área de seguridad, y el área de ingeniería de la mina Toquepala – SPCC.</p>
				<p>4. Riesgo por Caída de Rocas. 5. Caída de Rocas en bancos operativos y rampas.</p>	<p>6. MUESTRA Las muestras tomadas y recolectadas se realizaron en dos periodos. El periodo 1, para la línea base el cual se ubicó en los años 2016 y 2017, periodos donde la perforación de taladros de precorte y recorte, En el periodo 2, para la investigación, de forma consecuente, en los años 2020 y 2021 de modo que se pueda manipular la variable independiente y medir los efectos sobre la variable dependiente.</p>