

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Diseño de dique tapón de desmonte para los tajeos
sublevel stoping con relleno en pasta en la unidad
minera Cerro Lindo de Nexa Resources
Perú S.A.A.- 2020**

Rubén Darío Vidal Salinas

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Javier Carlos Córdova Blancas

AGRADECIMIENTO

Mi sincero agradecimiento a Dios, por permitirme disfrutar de una familia maravillosa, a mi esposa e hijos por su apoyo y comprensión en los años de estudio, gracias a ellos puedo dar un paso más en mi desarrollo personal y profesional.

A la Universidad Continental por acogerme en sus aulas durante los años que duró mi formación profesional en la especialidad de Ingeniería de Minas, a la plana docente y autoridades de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas por las enseñanzas y conocimientos brindados.

Un agradecimiento especial a la empresa minera *Nexa Resources*, al Ing. Antonio Padrón, Gerente General de la unidad y al equipo de profesionales del área de Producción de Mina por el extraordinario trabajo realizado para lograr el éxito de las operaciones.

DEDICATORIA

A mis padres, esposa e hijos,
a quienes más amo en esta
vida.

ÍNDICE GENERAL

Asesor.....	ii
Agradecimiento	iii
Dedicatoria	iv
Índice general.....	v
Índice de figuras	x
Índice de tablas	xiv
Resumen.....	xvi
Abstract.....	xvii
Introducción.....	xviii
CAPÍTULO I.....	20
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	20
1.1. Planteamiento y formulación del problema	20
1.1.1. Planteamiento del problema.....	20
1.1.2. Formulación del problema	21
1.1.2.1. Problema general	21
1.1.2.2. Problemas específicos.....	21
1.2. Objetivos	22
1.2.1. Objetivo general	22
1.2.2. Objetivos específicos.....	22
1.3. Justificación e importancia	22
1.3.1. Justificación práctica	22
1.3.2. Justificación académica.....	22
1.3.3. Justificación económica.....	23
1.4. Hipótesis de la investigación.....	23
1.4.1. Hipótesis general.....	23
1.4.2. Hipótesis específicas.....	23
1.5. Identificación de variables.....	23
1.5.1. Variable independiente.....	23
1.5.2. Variable dependiente.....	23
1.6. Matriz de operacionalización de variables	24
CAPÍTULO II.....	25

MARCO TEÓRICO	25
2.1. Antecedentes de la investigación.....	25
2.2. Generalidades de la unidad minera Cerro Lindo.....	28
2.2.1. Ubicación y accesos.....	28
2.2.1.1. Ubicación.....	28
2.2.1.2. Accesos.....	29
2.2.2. Clima.....	29
2.2.3. Geología.....	30
2.2.4. Método de explotación.....	30
2.2.4.1. Sublevel stoping.....	30
2.2.4.2. Ventajas.....	31
2.2.4.3. Desventajas.....	31
2.2.5. Ciclo de minado.....	32
2.2.5.1. Sostenimiento.....	32
2.2.5.2. Perforación.....	33
2.2.5.3. Voladura.....	34
2.2.5.4. Ventilación.....	34
2.2.5.5. Desate mecanizado.....	35
2.2.5.6. Limpieza y transporte.....	36
2.2.6. Relleno en pasta.....	36
2.2.6.1. Planta de pasta.....	36
2.2.6.2. Control de calidad.....	39
2.2.6.3. Transporte de Pulpa.....	40
2.2.6.4. Preparación del caserón para rellenar.....	40
2.2.6.5. Laboratorio de relleno.....	41
2.3. Bases teóricas.....	42
2.3.1. Dique tapón con desmonte.....	42
2.3.2. Caracterización de los materiales geotécnicos.....	43
2.3.2.1. Desmante de mina y cimentación del dique.....	43
2.3.2.2. Relleno en pasta cementado.....	45
2.3.3. Geometría de los accesos y dique de desmante.....	47
2.3.4. Análisis de estabilidad.....	48

2.3.4.1. Configuración actual de las fases de llenado.....	49
2.3.4.2. Estabilidad del dique de desmonte durante la primera fase de llenado	50
2.3.4.3. Estabilidad del sistema malla anclada durante la subfase de llenado	50
2.3.4.4. Mejora en el sistema malla anclada durante la subfase de llenado	52
2.3.4.5. Estabilidad del dique y la subfase durante la segunda y tercera fase de llenado	53
2.3.5. Secuencia de construcción del dique tapón de desmonte.....	55
2.3.6. Investigaciones geotécnicas de campo y laboratorio	57
2.3.6.1. Investigaciones geotécnicas de campo	61
2.3.6.2. Investigación geotécnica en laboratorio.....	62
2.3.7. Dimensionamiento de los tajeos secundarios, en base a la resistencia calibrada del relleno	66
2.3.7.1. Método de Mitchell (1982)	66
2.3.7.2. Método generalizado de Li (2014)	68
2.3.7.3. Criterios de diseño para el caso en estudio	73
2.3.7.4. Estimación de la resistencia de relleno para diferentes escenarios	74
2.3.8. Consideraciones económicas.....	75
2.4. Definición de términos básicos	79
CAPÍTULO III	80
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	80
3.1. Método y alcances de la investigación.....	80
3.1.1. Método de investigación	80
3.1.2. Alcances de la investigación	80
3.2. Diseño de la investigación	80
3.2.1. Tipo de investigación	81
3.2.2. Nivel de investigación.....	81
3.3. Población y muestra	81
3.3.1. Población.....	81

3.3.2. Muestra	81
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	81
3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos.....	82
3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos	82
CAPÍTULO IV.....	83
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	83
4.1. Resultados del tratamiento y análisis de la información	83
4.1.1. Cálculos de diseño del dique tapón durante las tres fases de minado	83
4.1.1.1. Análisis de estabilidad del dique primera fase de llenado.....	83
4.1.1.2. Esquema de sistema malla + perno hilti – sin contrafuerte subfase de llenado.....	85
4.1.1.3. Esquema de sistema pircado + contrafuerte + malla + perno hilti subfase de llenado	88
4.1.1.4. Dique en segunda fase de llenado	89
4.1.1.5. Dique en tercera fase de llenado	90
4.1.2. Resultados de investigaciones de campo y laboratorio.....	91
4.1.2.1. Periodos de fraguado del relleno evaluado.....	91
4.1.2.2. Investigaciones geotécnicas de campo	92
4.1.2.2.1. Muestreo de relleno por el método de tallado en ventanas	92
4.1.2.2.2. Excavación de calicatas con medición de densidad <i>in situ</i> y humedad.....	94
4.1.2.2.3. Ensayos de penetración SPT y Cono de Peck	95
4.1.2.2.4. Correlación del Cono de Peck y SPT.....	96
4.1.2.2.5. Correlación de ángulo de fricción vs. “N” de SPT ..	98
4.1.2.2.6. Correlación del valor de cohesión (c) vs. “N” de SPT	100
4.1.2.2.7. Correlación entre la resistencia a la compresión no drenada (q_u) del relleno vs. “N” de SPT	101
4.1.2.2.8. Análisis de resultados de ensayos de campo	102
4.1.2.3. Ensayos de laboratorio	107
4.1.3. Evaluación de la resistencia del relleno existente	118

4.1.3.1. Comparación de la resistencia obtenida en laboratorio de Cerro Lindo vs. Laboratorio Cismid	118
4.1.3.2. Revisión de base de datos de resistencia de relleno realizado	121
4.1.3.3. Revisión de base de datos de granulometría del relave producido por Cerro Lindo	122
4.1.3.4. Back análisis de la estabilidad en tajeos fallados	123
4.1.4. Evaluación económica de construcción de muros de dique tapón	125
Conclusiones.....	127
Recomendaciones.....	129
Lista de referencias	130
Anexo	133

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Plano de ubicación del proyecto unidad minera Cerro Lindo	29
Figura 2. Plano de geología de la unidad minera Cerro Lindo	30
Figura 3. Isométrico del método de sublevel stoping en la unidad minera Cerro Lindo.....	31
Figura 4. Tabla geomecánica de la unidad minera Cerro Lindo.	33
Figura 5. Equipo perforador fontanero en perforación.....	34
Figura 6. Frente cargado y amarrado.....	34
Figura 7. Detector de gases	35
Figura 8. Desatador mecánico	35
Figura 9. Scoop para limpieza de frente.....	36
Figura 10. Diagrama de relleno en pasta	38
Figura 11. Envoltorio de falla no lineal para el material de desmonte de mina... ..	44
Figura 12. Variabilidad de la resistencia a la compresión	46
Figura 13. Variabilidad de la resistencia a la compresión simple uniaxial entre 1 y 15 días de fraguado con 3% y 5% de cemento	46
Figura 14. Dimensiones de las galerías existentes	47
Figura 15. Geometría de los taludes que conforman el dique de desmonte	48
Figura 16. Esquema de fases de llenado	49
Figura 17. Análisis de estabilidad estática y pseudoestática del dique en la primera fase	50
Figura 18. Análisis de estabilidad estática y pseudoestática del dique en la primera fase	51
Figura 19. Estabilidad de la malla metálica y perno anclaje durante las fases de llenado.....	51
Figura 20. Análisis de estabilidad de dique de desmonte considerando subfase.	52
Figura 21. Análisis de estabilidad del muro con pirca de roca y contrafuerte.....	52
Figura 22. Estabilidad del dique y subfase durante la segunda fase de llenado ..	53
Figura 23. Análisis de estabilidad del dique y subfase durante la tercera fase de llenado.....	54
Figura 24. Factor de seguridad del dique desmonte para diferentes alturas en la galería	55

Figura 25. Esquema de construcción del tapón	56
Figura 26. Esquema de sellado recomendado durante la subfase de llenado	56
Figura 27. Configuración geométrica para el muro con pircado de desmonte cementado.....	57
Figura 28. Muro con pircado de desmonte cementado	57
Figura 29. Descarga de relleno en pasta cementado Tj 004 y Tj 141	58
Figura 30. Muestreo del relleno en pasta cementada a descarga de los tajeos...	59
Figura 31. Calicata para el ensayo de densidad por reemplazo de agua y granulometría	60
Figura 32. Muestreo de relave en la planta de relleno en pasta n.º 2	60
Figura 33. Curvas de granulometrías globales del desmonte ubicados en los tajeos.....	63
Figura 34. Ajuste Mohr Coulomb para determinar la resistencia al corte del desmonte.....	64
Figura 35. Curvas granulométricas del material de cimentación para el dique desmonte.....	66
Figura 36. Falla por corte en el relleno.....	67
Figura 37. Perfil de la falla por corte en el relleno	67
Figura 38. Tajeo relleno con carga superficial en la parte superior del relleno.	69
Figura 39. Bloque de relleno considerando grietas de tensión.....	72
Figura 40. Resistencia del relleno cementado requerido para una pared expuesta de 25 m de longitud y 30 m de altura	75
Figura 41. Cash Cost periodo enero a diciembre 2020, U. M. Cerro Lindo	77
Figura 42. Presupuesto de relleno en pasta, periodo enero a diciembre del 2020, unidad minera Cerro Lindo	78
Figura 43. Diagrama de cuerpo libre del dique en primera fase de llenado	85
Figura 44. Esquema de sistema malla + perno hilti – sin contrafuerte subfase de llenado.....	86
Figura 45. Diagrama de cuerpo libre del sistema pircado + contrafuerte + malla + perno hilti en la subfase de relleno	89
Figura 46. Esquema de relleno con dique tapón en segunda fase.....	90
Figura 47. Esquema de relleno con dique tapón en tercera fase	91

Figura 48. Ubicación de los tajeos donde se realizaron las pruebas in situ	92
Figura 49. Ubicación de muestras inalteradas extraídas de los tajos rellenados .	93
Figura 50. Comparación de resultados de SPT y Cono de Peck, se contabiliza número de penetración.....	97
Figura 51. Correlación del ángulo de fricción in situ vs. profundidad, para diferentes profundidades.	103
Figura 52. Valores promedio de ángulo de fricción in situ medido mediante ensayos SPT	103
Figura 53. Correlación de la cohesión vs. profundidad, para diferentes periodos de fraguado	104
Figura 54. Análisis de la cohesión medida mediante ensayos SPT	105
Figura 55. Correlación de la resistencia a la compresión no drenada vs profundidad	105
Figura 56. Análisis de la resistencia a la compresión no drenada medida mediante ensayos SPT	106
Figura 57. Análisis de la variabilidad de la densidad del relleno con relación al tiempo de fraguado.....	107
Figura 58. Análisis de la variabilidad de la humedad del relleno con relación al tiempo de fraguado.....	107
Figura 59. Análisis de la variabilidad de la cohesión con respecto al tiempo	112
Figura 60. Análisis de la variabilidad del ángulo de fricción con respecto al tiempo	112
Figura 61. Estimación de la cohesión y ángulo de fricción del relleno global considerando los 5 tajeos analizados.....	113
Figura 62. Análisis de la variabilidad de la resistencia a la compresión unidireccional con respecto al tiempo, estimados en la zona superior del tajeo (rojo) y la ventana (azul)	117
Figura 63. Variabilidad de la resistencia en el tajo 950-OB2, en tres etapas de muestreo	118
Figura 64. Variabilidad de la resistencia en el tajo 016-OB5B, en 6 etapas de muestreo	119

Figura 65. Variabilidad de la resistencia en el tajo 014BN-OB5B, en tres etapas de muestreo	120
Figura 66. Variabilidad de la resistencia en el tajo 750-OB6, en 5 etapas de muestreo	120
Figura 67. Variabilidad de la resistencia en el tajo 018-OB5, en 5 etapas de muestreo	121
Figura 68. Evolución de la resistencia del relleno vs. el tiempo de fraguado	122
Figura 69. Evolución de la resistencia del relleno vs. el tiempo de fraguado	122
Figura 70. Esquema típico de back análisis de estabilidad en fallas ocurridas en los taludes de relleno cementado	124
Figura 71. Resumen de costo de construcción de muros, periodo 2019 a 2020 unidad minera Cerro Lindo	126

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables	24
Tabla 2. Accesibilidad a la unidad minera Cerro Lindo	29
Tabla 3. Criterio de diseño	42
Tabla 4. Características físicas y granulométricas del desmonte de mina encontrados en Cerro Lindo	43
Tabla 5. Cálculo del ángulo de fricción para diferentes condiciones de esfuerzos normales.....	45
Tabla 6. Incidencia de casos de dimensiones de accesos existentes en el periodo enero 2018 - mayo 2019.....	47
Tabla 7. Geometría de los taludes que conforman el dique de desmonte	48
Tabla 8. Tipo, cantidad e información de muestras de los ensayos geotécnicos ejecutados	58
Tabla 9. Tipo, cantidad e información de muestras de los ensayos geotécnicos ejecutados	59
Tabla 10. Tipo, cantidad e información de muestras de los ensayos geotécnicos ejecutados	60
Tabla 11. Resumen de ensayos de densidad in situ del desmonte - Método de Reemplazo de Agua	61
Tabla 12. Resumen de ensayos de densidad in situ en la cimentación del dique desmonte.....	61
Tabla 13. Resumen de la granulometría global del material del desmonte en los TJ 220 y 340.....	63
Tabla 14. Parámetros de resistencia del material de desmonte para el dique	64
Tabla 15. Resultados de los ensayos de resistencia a compresión uniaxial de la roca	65
Tabla 16. Granulometría de la cimentación del dique desmonte.....	65
Tabla 17. Resistencia del relleno cementado requerido para una pared expuesta de 25 m de longitud y 30 m de altura	74
Tabla 18. Factores de seguridad estática y sísmica de malla metálica anclada ..	87
Tabla 19. Factores de seguridad sísmica.....	88

Tabla 20. Periodo de fraguado de las muestras ensayadas	91
Tabla 21. Relación de muestras extraídas de trabajos de campo.....	93
Tabla 22. Características de las calicatas efectuadas.....	94
Tabla 23. Resumen de los ensayos de densidad in situ efectuados	95
Tabla 24. Características de los ensayos SPT y Cono de Peck efectuados	96
Tabla 25. Resumen de las resistencias a la compresión no confinada obtenidas en los ensayos de compresión simple.....	109
Tabla 26. Resumen de las resistencias a la compresión no confinada obtenidas en los ensayos de compresión Triaxial.....	110
Tabla 27. Resumen de resultados del ensayo de corte directo.....	111
Tabla 28. Resumen de resultados del ensayo de corte directo.....	111
Tabla 29. Resumen del back análisis en fallas de taludes de relleno cementado	124
Tabla 30. Resumen de costo de construcción de muros, periodo 2019 a 2020 unidad minera Cerro Lindo	125

RESUMEN

En la unidad minera Cerro Lindo se usa la tecnología del relleno en pasta para el rellenado de los tajos vacíos producto del minado por el método *sublevel stoping*, los rellenos de los tajos deben tener una resistencia óptima para garantizar la recuperación de los tajos secundarios y terciarios de acuerdo con el secuenciamiento de minado, disminuyendo el riesgo de contaminación de la carga de mineral con el relleno de las paredes de los tajos primarios rellenos.

El presente trabajo de investigación “Diseño de dique tapón de desmonte para los tajeos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo – 2020” tiene como objetivo presentar el diseño del dique tapón de desmonte para la utilización en el relleno con pasta de los tajos minados por el método de explotación subterránea *sublevel stoping* en la unidad minera Cerro Lindo.

El diseño del dique tapón con desmonte considera la caracterización geotécnica de los materiales a utilizar, geometría de los accesos y diques de desmonte, análisis de estabilidad y secuencia de construcción del dique tapón, el objetivo de este tapón es contener el relleno en el interior del tajo y evitar la filtración del relave hacia el exterior.

Palabras clave: densidad de la mezcla, pulpa de relleno, reología, tapón

ABSTRACT

In the Cerro Lindo mining unit, paste fill technology is used to fill empty pits as a result of mining by the sublevel stoping method, the pits fill must have optimal resistance to guarantee the recovery of secondary and tertiary pits. according to the mining sequencing, reducing the risk of contamination of the ore load with the filling of the walls of the filled primary pits.

The present research work "Design of a waste plug dam for sublevel stoping pits with paste fill in the Cerro Lindo mining unit - 2020" aims to present the design of the waste plug dam for use in filling with paste. pits mined by the sublevel stoping method of underground exploitation in the Cerro Lindo mining unit.

The design of the plug dike with cut-off considers the geotechnical characterization of the materials to be used, geometry of the accesses and cut-off dikes, stability analysis and construction sequence of the plug dam, the objective of this plug is to contain the fill inside the pit and prevent tailings from seeping to the outside.

Keywords: filler pulp, mix density, plug, rheology

INTRODUCCIÓN

En la unidad minera Cerro Lindo los tajos explotados por el método de explotación subterráneo *sublevel stoping* son rellenos con el material de relleno tipo pasta, esto para eliminar el vacío, formando un pilar de relleno que sea estable durante la extracción de los tajos secundarios adyacentes.

El diseño de dique tapón de desmonte para los tajeos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo se basa en la propuesta de emplear el material proveniente de los frentes de avances en desarrollo para su utilización como material predominante en el dique tapón, cumpliendo con los estándares para su preparación del dique tapón.

Por lo tanto, el presente estudio de diseño de dique tapón de desmonte para los tajeos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo se presenta de la siguiente forma:

Capítulo I: se muestran los aspectos de la investigación que se han empleado en el estudio del diseño; se detallan los objetivos, justificación e importancia, hipótesis de la investigación, identificación de variables y la matriz de operacionalización de variables.

Capítulo II: se hace referencia a los conceptos dentro del marco teórico como son los antecedentes de la investigación, generalidad de la unidad minera Cerro Lindo, bases teóricas y definición de términos básicos.

Capítulo III: en esta parte de la investigación se muestra la metodología de la investigación como es el método y alcance de la investigación, diseño de la investigación, población y muestra y técnicas e instrumentación de recolección de datos.

Capítulo VI: en este capítulo se detallan los resultados del tratamiento y los análisis de la información, se expone la prueba de hipótesis y la discusión de resultados.

Finalmente, se presentan las conclusiones, recomendaciones, la lista de referencias y los anexos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y Formulación del Problema

1.1.1. Planteamiento del Problema

La tecnología de relleno en pasta se viene aplicando en las unidades mineras subterráneas en el Perú por sus ventajas operativas en el método de explotación minera subterránea, la utilización del relleno en pasta requiere de una fuerte inversión en infraestructura en la planta de formación de la pasta, ubicados estratégicamente, en referencia a las labores mineras a rellenar. En la unidad minera Cerro Lindo se ha empleado el relleno tipo pasta en su ciclo de minado de tajos por el método *sublevel stoping*, en este proceso de relleno se implican varias actividades previas para lograr un vertimiento de relleno con calidad en los tajos vacíos, ya culminada la extracción de mineral.

La estabilidad de los tapones para la contención del relleno forma parte integral del sistema de relleno en pasta. Anteriormente, en Cerro Lindo, se instalaban tapones de desmonte más muro de piedra, tapones de madera y, actualmente, con mayor frecuencia, tapones de concreto con refuerzo estructural conformado por una malla de fierros corrugados y barras de acero para el anclaje a la roca; sin embargo, se implementó un nuevo diseño utilizando diques de desmonte con la finalidad de reducir tiempos y costos.

Los tapones son construidos en las labores de acceso de los tajeos con el objetivo de contener el relleno en pasta. El llenado de los tajeos se realiza en tres etapas. Para el caso particular de dique de desmonte se ha incorporado una subfase de llenado, que no es más que el sellado que se realiza entre el relleno consolidado de la primera fase y la parte superior del acceso de la labor con la finalidad de realizar la segunda fase de llenado y, posteriormente, la tercera fase.

Una falla en el tapón provocará que el relleno en pasta no consolidado ubicado dentro de tajeo pierda el confinamiento al que está sometido e ingrese a las labores de acceso. El ingreso del lodo es violento y puede tener consecuencias significativas tales como: poner en peligro la seguridad del personal, daños a la propiedad, pérdida o retrasos en la producción.

1.1.2. Formulación del Problema

1.1.2.1. Problema General

¿Cómo influye el diseño del dique tapón de desmonte para los tajos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?

1.1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuál es la influencia de la estabilidad del dique tapón en el proceso de relleno de los tajos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?
- ¿Cuál es la influencia de la caracterización de los materiales geotécnicos empleados en el dique tapón de desmonte para los tajos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?
- ¿Cuál es la influencia del secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte para los tajos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

Determinar en qué medida influye el diseño de dique tapón de desmonte para los tajeos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Determinar la influencia de la estabilidad del dique tapón en el proceso de relleno de los tajeos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.
- Determinar la influencia de la caracterización de los materiales geotécnicos empleados en el dique tapón de desmonte para los tajeos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.
- Determinar la influencia del secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte para los tajeos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.

1.3. Justificación e Importancia

1.3.1. Justificación Práctica

Con el desarrollo de la investigación se pretende emplear los diques tapones de desmonte para el relleno con pasta en todos los tajeos *sublevel stoping* en la unidad minera Cerro Lindo.

1.3.2. Justificación Académica

El presente trabajo de investigación aporta conocimiento con el diseño de los diques tapones con desmonte como contención en el relleno con pasta en los tajeos *sublevel stoping* en la unidad minera Cerro Lindo y otras unidades mineras que utilicen la tecnología del relleno en pasta.

1.3.3. Justificación Económica

Con la aplicación de este trabajo de investigación, la empresa minera *Nexa Resources* logrará reducir significativamente los costos en la preparación de tapones de contención de relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.

1.4. Hipótesis de la Investigación

1.4.1. Hipótesis General

El diseño del dique tapón con desmonte influye directamente en el relleno con pasta de los tajos *sublevel stoping* en la unidad minera Cerro Lindo.

1.4.2. Hipótesis Específicas

- La estabilidad del dique tapón influye directamente en el proceso de relleno de los tajos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.
- Las caracterizaciones de los materiales geotécnicos empleados influyen directamente en el diseño del dique tapón de desmonte para los tajos *sublevel stoping* con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.
- El secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte influye directamente en el relleno con pasta para los tajos *sublevel stoping* en la unidad minera Cerro Lindo.

1.5. Identificación de Variables

1.5.1. Variable Independiente

Diseño del dique tapón con desmonte

1.5.2. Variable Dependiente

Relleno en pasta

1.6. Matriz de Operacionalización de Variables

Tabla 1.

Matriz de operacionalización de variables

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables e Indicadores
<p>Problema general ¿Cómo influye el diseño del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?</p> <p>Problemas específicos a) ¿Cuál es la influencia de la estabilidad del dique tapón en el proceso de relleno de los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo? b) ¿Cuál es la influencia de la caracterización de los materiales geotécnicos empleados en el dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo? c) ¿Cuál es la influencia del secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?</p>	<p>Objetivo general Determinar en qué medida influye el diseño de dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>Objetivos específicos a) Determinar la influencia de la estabilidad del dique tapón en el proceso de relleno de los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo. b) Determinar la influencia de la caracterización de los materiales geotécnicos empleados en el dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo. c) Determinar la influencia del secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p>	<p>Hipótesis general El diseño del dique tapón con desmonte influye directamente en el relleno con pasta de los tajos <i>sublevel stoping</i> en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>Hipótesis específicas a) La estabilidad del dique tapón influye directamente en el proceso de relleno de los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo. b) Las caracterizaciones de los materiales geotécnicos empleados influyen directamente en el diseño del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo. c) El secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte influye directamente en el relleno con pasta para los tajos <i>sublevel stoping</i> en la unidad minera Cerro Lindo.</p>	<p>Variable independiente Diseño del dique tapón con desmonte</p> <p>Indicadores • Geometría de diseño (m) • Tapones de contención (tapones/mes)</p> <p>Variable dependiente Relleno en pasta</p> <p>Indicadores • Resistencia del relleno (MPa) • Porcentaje de cemento (%) • Volumen de pasta bombeado (m³/día) • Densidad de pasta (t/m³)</p>

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la Investigación

En la tesis doctoral “Estudio de las distribuciones tensionales y de las resistencias de los rellenos de pasta de la mina subterránea de aguas teñidas (Huelva)”, (1) se considera que, para usar relleno de pasta para el sostenimiento en minería subterránea, hay que tener en cuenta el cálculo de parámetros de diseño, optimización de la mezcla, cualidades de bombeo y la operación de transporte al interior de la mina. Los gastos de esta operación minera son importantes ya que pueden representar hasta el 20%.

En cuanto al uso del relleno de pasta, se indica que es un componente importante en las operaciones en la minería subterránea y se está convirtiendo en una práctica habitual para su uso en muchas de ellas en el mundo. El material de relleno se coloca en cámaras previamente extraídas para proporcionar una plataforma estable para el trabajo y de soporte en las paredes adyacentes. Aparte de ofrecer un sostenimiento para muros y pilares, también ayuda a prevenir la caída del techo, y permite la recuperación del pilar, lo que aumenta la productividad. (1)

Adicionalmente, se menciona el estudio de las barricadas para el relleno de los tajos, considerando que, para usar relleno de pasta para el sostenimiento en minería subterránea, hay que tener en cuenta el cálculo de parámetros de diseño,

optimización de la mezcla, cualidades de bombeo y la operación de transporte al interior de la mina. Los gastos de esta operación minera son importantes ya que pueden representar hasta el 20%. (1)

En el informe de ingeniería "Relleno en pasta utilizado en la mina *Iscaycruz*", (2), el relleno en pasta se basa en el empleo de relaves, cemento, agua, y un químico floculante (este ayuda a separar el líquido de las partículas del relave y le da una consistencia pastosa). los cuales son dosificados y mezclados en una planta y luego transportados por una línea de tuberías hacia los niveles de la mina.

Este tipo de relleno nos permite tener una buena recuperación del mineral, a un bajo costo por las cantidades de cemento que se emplean. Para mantener el tipo de relleno acorde con las necesidades del método de explotación utilizado se realiza un riguroso control de calidad. Llegando a la conclusión que: esta nueva alternativa de relleno es una tecnología de última generación que brinda una mayor eficiencia en los trabajos de relleno, permite una mayor vida a los depósitos de relave, minimiza el uso de equipos en la operación y reduce costos operativos. (2)

Los desafíos actuales y futuros es construir y mejorar el ambiente minero, haciendo un sistema funcional y viable en la entrega del relleno a los tajos en las proporciones y calidades requeridas, para poder mantener una producción adecuada y al menor costo posible. (2)

En cuanto a la contracción de volumen, se observa en probeta una contracción de 3% con respecto a las probetas sin aditivo que presentan una contracción del 10%. Este aspecto es importante porque en interior de mina con volúmenes mayores se presentan fisuras verticales por donde fallaría el relleno. (2)

En la *International Journal of Geomechanics*, se presentó el artículo "Análisis de estabilidad de barricadas de roca residual diseñadas para retener el relleno de pasta", (3) el relleno de pasta cementada (CPB) se aplica ampliamente en las minas subterráneas de todo el mundo. Antes de rellenar el tajo, las barricadas se

necesitan para construirse en bordes cercanos a los puntos de extracción para retener el relleno. Varias fallas de barricadas informadas han demostrado que la estabilidad de la barricada es crítica. Para garantizar la aplicación exitosa y segura del relleno, las barricadas generalmente están hechas de materiales de alta resistencia como ladrillos, concreto bloques o hormigón armado. Alternativamente, las barricadas hechas de rocas de desecho se están volviendo populares debido a su construcción simple y de bajo costo. (3)

Se propuso una solución simple para dimensionar barricadas de roca de desecho (WRB) considerando el equilibrio límite de un tridimensional bloque rectangular (3D). Más recientemente, los autores modificaron esta solución al considerar la estabilidad global de las barricadas trapezoidales, pero no se tuvo en cuenta la estabilidad local. En consecuencia, el tamaño de la cresta puede subestimarse, lo que lleva a un diseño no conservador. En el documento se propone una solución más completa, teniendo en cuenta la estabilidad global y local de los WRB trapezoidales. La solución analítica fue calibrada y validada mediante modelado numérico. La flexibilidad y la validez de la solución propuesta fueron probadas con simulaciones complementarias. (3)

La Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros presentó la “Guía para el diseño de tapones para el cierre de labores mineras”, (4) donde, la inestabilidad de las compuertas o de los tapones en el ambiente de una mina pueden producir serios riesgos para la seguridad humana o ambiental, lo que puede tener consecuencias económicas importantes, incluyendo la pérdida de reservas de mineral o la interrupción de la producción de la mina. La construcción de estructuras de retención de agua en minas subterráneas está regulada en muchas jurisdicciones mineras en el mundo. El personal de la mina debe garantizar que se cumplan las condiciones necesarias para una operación segura de tales estructuras a lo largo del ciclo de vida de la mina. Se han desarrollado diversos enfoques o buenas prácticas en muchos países para abordar estos requerimientos, muchas veces, específicamente, para asegurar el cumplimiento de requisitos legales sobre salud y seguridad. Con el propósito de mantener un alto estándar en el diseño de

compuertas y tapones, el Ministerio de Energía y Minas (MEM) solicitó que se desarrolle un enfoque estandarizado que guíe los diseños enviados por las compañías mineras, de conformidad con la Ley de Cierre de Minas y su Reglamento. (4)

Esta guía para el diseño de tapones da una visión general de los aspectos geotécnicos, hidrogeológicos y estructurales relevantes para el diseño de estas estructuras de retención. Como se explica a través de este documento, el diseño de cualquier tapón o barrera de retención de fluidos debe desarrollarse a través de la aplicación de prácticas seguras de ingeniería geotécnica y estructural. (4)

Esta guía ofrece recomendaciones para el diseño y construcción de estructuras de retención sujetas a presión de agua, relaves o lodos. La guía pretende ayudar a los proponentes en la preparación de los diseños de tapones para el cierre de minas y al personal del MEM en la evaluación y revisión de los diseños y en la supervisión de la construcción de los tapones que pudieran considerarse adecuados para los planes de cierre de minas. Este documento ofrece un enfoque estandarizado razonable con el fin de ayudar a las compañías mineras a preparar los informes adecuados que presentarán al MEM respecto a la implementación de diseños de tapones bajo diferentes circunstancias de cierre de mina, incluyendo operaciones mineras, el cierre temporal o el cierre final de una mina. (4)

2.2. Generalidades de la Unidad Minera Cerro Lindo

2.2.1. Ubicación y Accesos

2.2.1.1. Ubicación

El proyecto Cerro Lindo se ubica a 175 km al sureste de Lima en el sur del Perú en la región de Ica, provincia de Chincha, distrito de Chavín. De acuerdo a la carta geológica IGN 27-L y se encuentra a una altitud de 1,820 a 2,165 m s. n. m. y las coordenadas UTM son:

N: 8554400

E: 993100

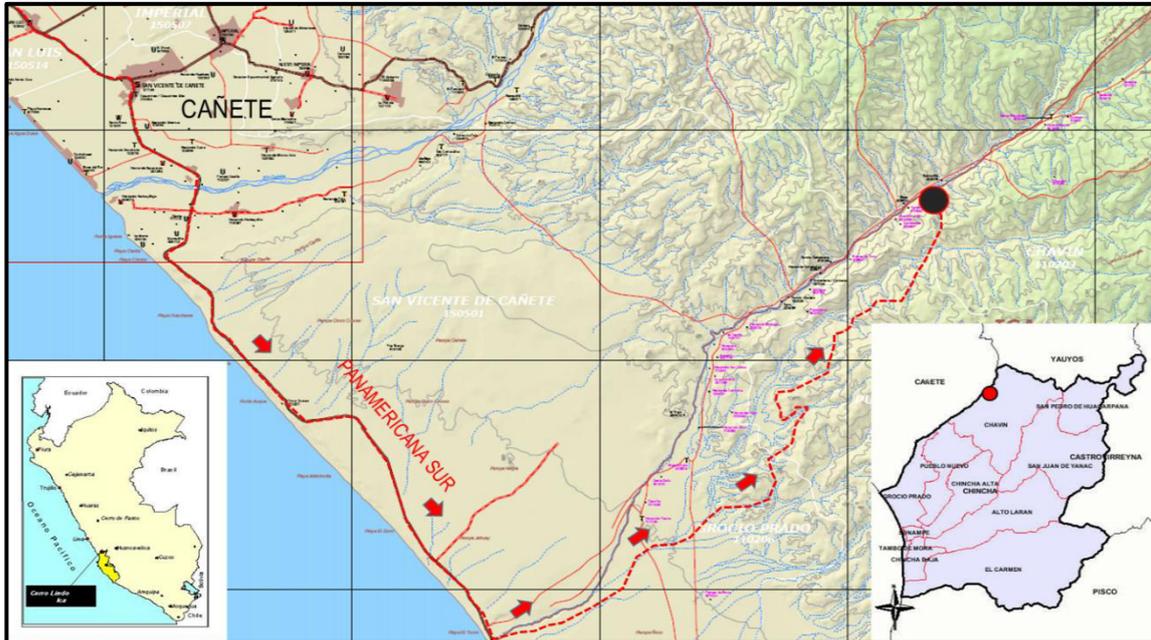


Figura 1. Plano de ubicación del proyecto unidad minera Cerro Lindo

2.2.1.2. Accesos

Los accesos a la unidad minera Cerro Lindo son por vía terrestre, se accede desde la carretera Panamericana Sur, desde Lima hasta el km 180 situado en la localidad de Jahuay, el recorrido toma un tiempo de una hora y cuarenta y cinco minutos en vía afirmada.

Tabla 2.
Accesibilidad a la unidad minera Cerro Lindo

Tramo	Vía	Distancia
Lima – Paraje Jahuay	Asfaltado	180 km
Paraje Jahuay – UM Cerro Lindo	Afirmado	60 km

2.2.2. Clima

El clima característico en la unidad minera Cerro Lindo en la zona árida y desértica es templado cálido, de bajas precipitaciones pluviales en la zona. Está situado en el curso del río Topara, que presenta bajo caudal de agua en los meses de abril a diciembre. En los meses de enero y febrero es el tiempo donde se

presenta mayor precipitación en la zona y la vegetación aumenta por la humedad en el relieve.

2.2.3. Geología

El yacimiento Cerro Lindo se ubica en una zona de volcanismo andesítico de composición félsica, tanto en su caja piso y su caja techo se conforma por rocas de tipo andesítico y riolítico, esta secuencia volcánica está dominada por andesitas porfíricas del batolito de la costa.

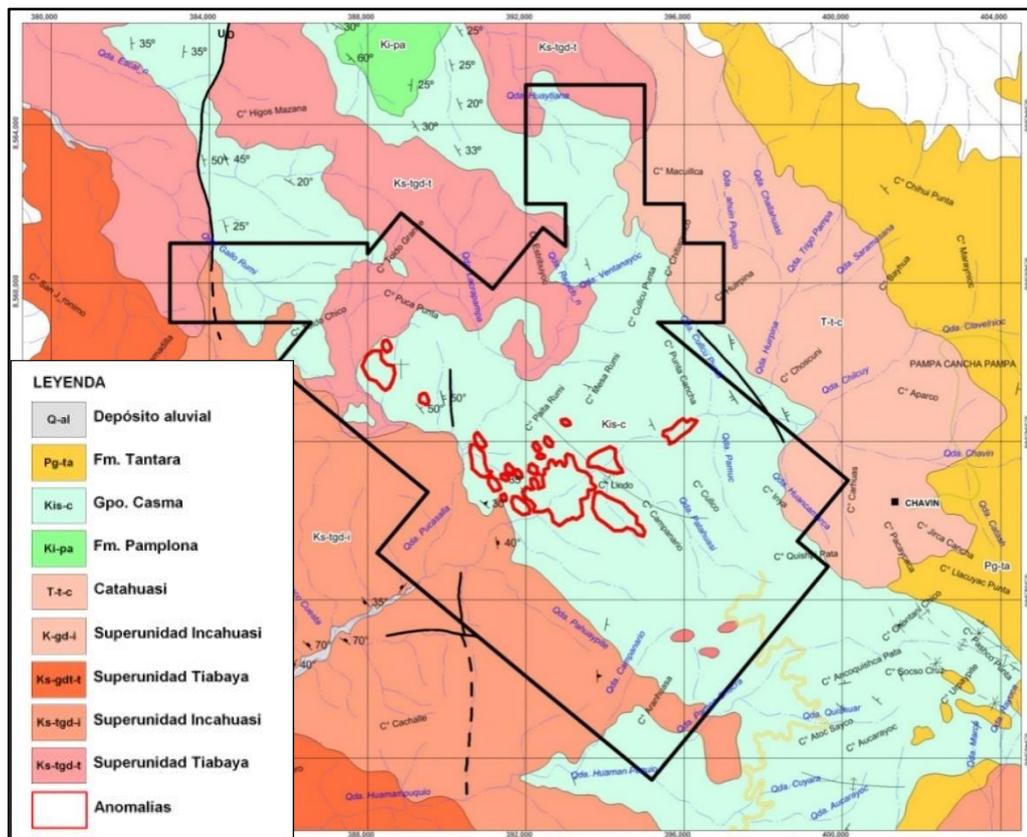


Figura 2. Plano de geología de la unidad minera Cerro Lindo

2.2.4. Método de Explotación

2.2.4.1. Sublevel Stopping

Este método de explotación subterránea se utiliza preferentemente en yacimientos de formas tabulares irregulares verticales o subverticales donde su espesor es mayor a 10 metros en general. En lo ideal, se desea que los contornos o bordes en los contactos del cuerpo mineralizado sea regular. Este método de explotación también es aplicable en yacimientos o cuerpos mineralizados de gran

potencia, la roca debe ser competente. Este método de explotación masivo es no selectivo, por lo que excava el mineral por rebanadas verticales que deja un vacío que será rellenado con material tipo pasta.

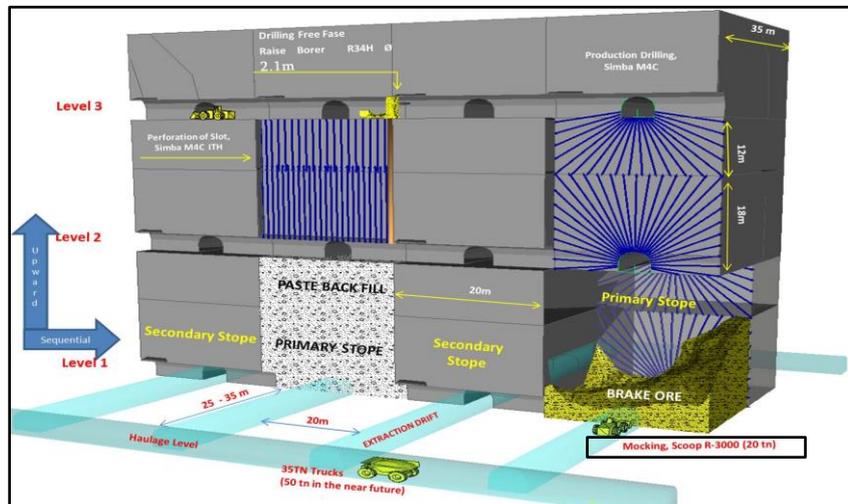


Figura 3. Isométrico del método de sublevel stoping en la unidad minera Cerro Lindo

2.2.4.2. Ventajas

- Este método de explotación es de alta eficiencia en producción de toneladas por hombre.
- La exposición del personal al área de explotación es menor, por ello, el método *sublevel stoping* es un método sumamente seguro.
- La disponibilidad del mineral en los tajos a partir de la voladura de las mallas de perforación es de manera inmediata.
- La ventilación es favorable por la forma de laboreo en las preparaciones y desarrollo de las labores.

2.2.4.3. Desventajas

- El método *sublevel stoping* es un método no selectivo, esto indica que la dilución es constante por la irregularidad de los disparos en los bordes de contacto de límite del cuerpo mineralizado.
- El método es ineficiente cuando los ángulos de inclinación no son pronunciados.

2.2.5. Ciclo de Minado

El ciclo de minado en la unidad minera Cerro Lindo consta de las siguientes actividades: sostenimiento, perforación, voladura, ventilación, desate mecanizado, limpieza y transporte. Estas actividades son necesarias para realizar el ciclo de minado de un frente de desarrollo para la preparación de acuerdo al método de explotación de *sublevel stoping*.

2.2.5.1. Sostenimiento

El sostenimiento pasivo aplicado en la unidad minera Cerro Lindo son el *shotcrete* vía humedad de espesor que llegan de 2", 3" y 4" según la evaluación geomecánica en la labor que amerite, estos se refuerzan con fibras sintéticas para alcanzar los $f_c = 300 \text{ kg/cm}^2$ y se empernan con pernos helicoidales sistemáticos de 10' espaciados de 1.5 m x 1.5 m.

En los cruces, sellados, en la preparación de tajos en el nivel superior e inferior se colocan los cables *bolting* de 6.5 m a 15 m cuando el terreno lo requiera y previa evaluación geomecánica.

Existen labores que cruzan zonas de rocas de RMR bajo a muy bajo, este terreno de baja calidad de roca requiere el sostenimiento de *shotcrete*, pernos helicoidales y malla electrosoldada y, por último, una capa adicional de *shotcrete*.

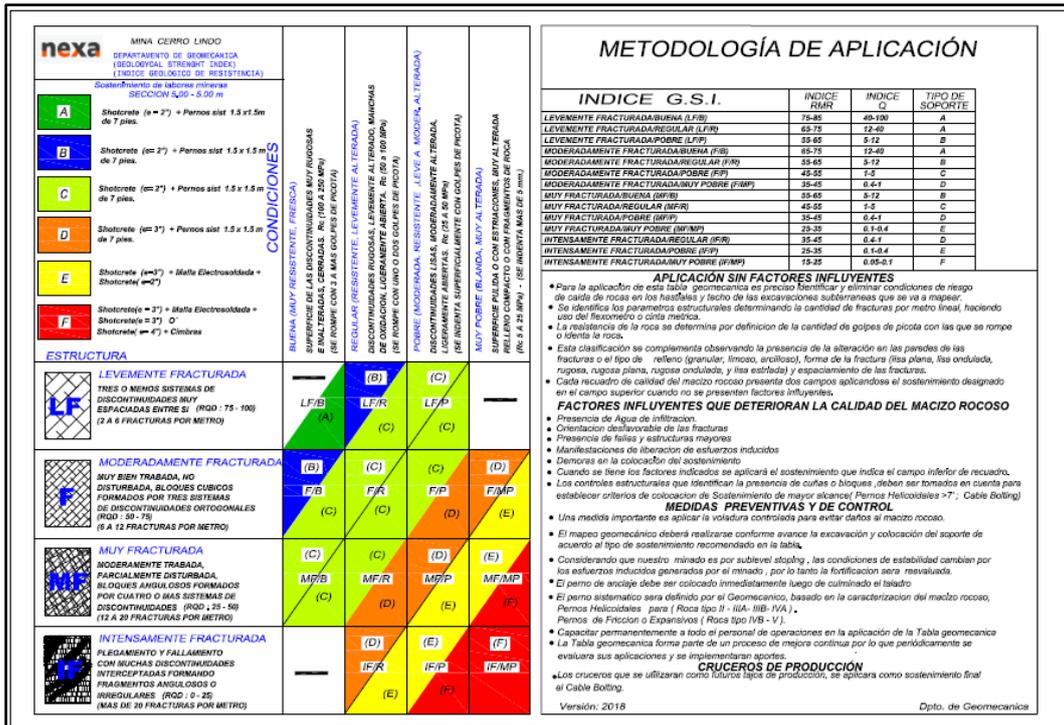


Figura 4. Tabla geomecánica de la unidad minera Cerro Lindo. Tomada del Departamento de Geomecánica

2.2.5.2. Perforación

El desarrollo de los equipos de perforación se dio en etapas bien definidas, en los años 50 aparecieron los equipos *jacklegs*, en los años 60 aparecieron los jumbos neumáticos, en los años 70 aparecieron equipos perforadores mecanizados frontoneros hidráulicos de primera generación; a mediados de los años 80, apareció la segunda generación de máquinas más avanzadas y en los 90 aparecen los jumbos robot de tercera generación, cada vez más modernos que alcanzan mayor velocidad de perforación.

Este avance tecnológico ha sido muy importante para la evolución del sector minero, logrando cumplir con la exigencia de grandes operaciones, como es el caso de la U. M. Cerro Lindo.

Actualmente en la unidad minera Cerro Lindo se realiza la perforación de frentes con equipos jumbo hidráulicos de dos brazos.



Figura 5. Equipo perforador fontanero en perforación

2.2.5.3. Voladura

Se realiza el carguío con el equipo *anfoload* (cargador neumático mecanizado). Accesorios de voladura: *fanel* de periodo corto (15 m): *carmex* (guía ensamblada). Explosivos: cordón detonante (*pentacord* 5p): emulsión 3000 (2" x12") agente de voladura: anfo.



Figura 6. Frente cargado y amarrado

2.2.5.4. Ventilación

El sistema de ventilación de la U. M. Cerro Lindo está constituido por labores de ventilación, ventiladores y extractores primarios, ventiladores auxiliares. Todos estos componen una compleja red que actualmente ingresa a la mina 2'000,000 de

CFM logrando cubrir el requerimiento actual de 1'700,000 CFM esta cantidad es tomada en cuenta, sin considerar el requerimiento por voladura debido a que esta se realiza durante el cambio de guardia.



Figura 7. Detector de gases

2.2.5.5. Desate Mecanizado

El desatado se realiza con la finalidad de hacer caer las rocas sueltas que se encuentran en los hastiales, las coronas, etc. con los desatadores electrohidráulicos SCALER BTI.

En esta área se realiza el desatado en los frentes ciegos como cruceros, galerías, rampas, etc. y desatado en las labores donde las condiciones son inestables por seguridad.



Figura 8. Desatador mecánico

2.2.5.6. Limpieza y Transporte

El acarreo entre *scoops* y volquete, se da en el lugar llamado cámara de carguío, diseñada a las condiciones del tajo de extracción del nivel inferior, en donde los *scoops* cargan el material y lo vierte en el camión, siendo este último el que va a mover el material hasta las parrillas que están en el Nivel 1820 o, en algunos casos, cuando las parrillas están en mantenimiento, el mineral es movido a superficie en el Botadero 100, donde va a pasar al siguiente proceso el cual es el chancado.



Figura 9. Scoop para limpieza de frente

2.2.6. Relleno en Pasta

2.2.6.1. Planta de Pasta

El relleno en pasta es un fluido no newtoniano, con alta concentración de sólidos.

Para su producción se utiliza el relave total generado por la planta concentradora que se mezcla con cemento y agua para obtener una pasta con valores de resistencia a la compresión uniaxial requerido para ser estable frente a las voladuras de los tajos secundarios, esta resistencia es alcanzada a un determinado tiempo de curado.

Su bajo contenido de agua hace que esta mezcla tenga una consistencia espesa, las partículas de diferentes tamaños no se segregan ni sedimentan mientras la pasta es bombeada a través de las líneas de relleno hasta los tajos a rellenar.

La U. M. Cerro Lindo cuenta con dos plantas de relleno en pasta, las cuales realizan la preparación del relleno de forma independiente, desde la recepción del relave proveniente de la planta metalúrgica hasta realizar el bombeo hacia los tajos a rellenar.

DIAGRAMA DE RELLENO EN PASTA

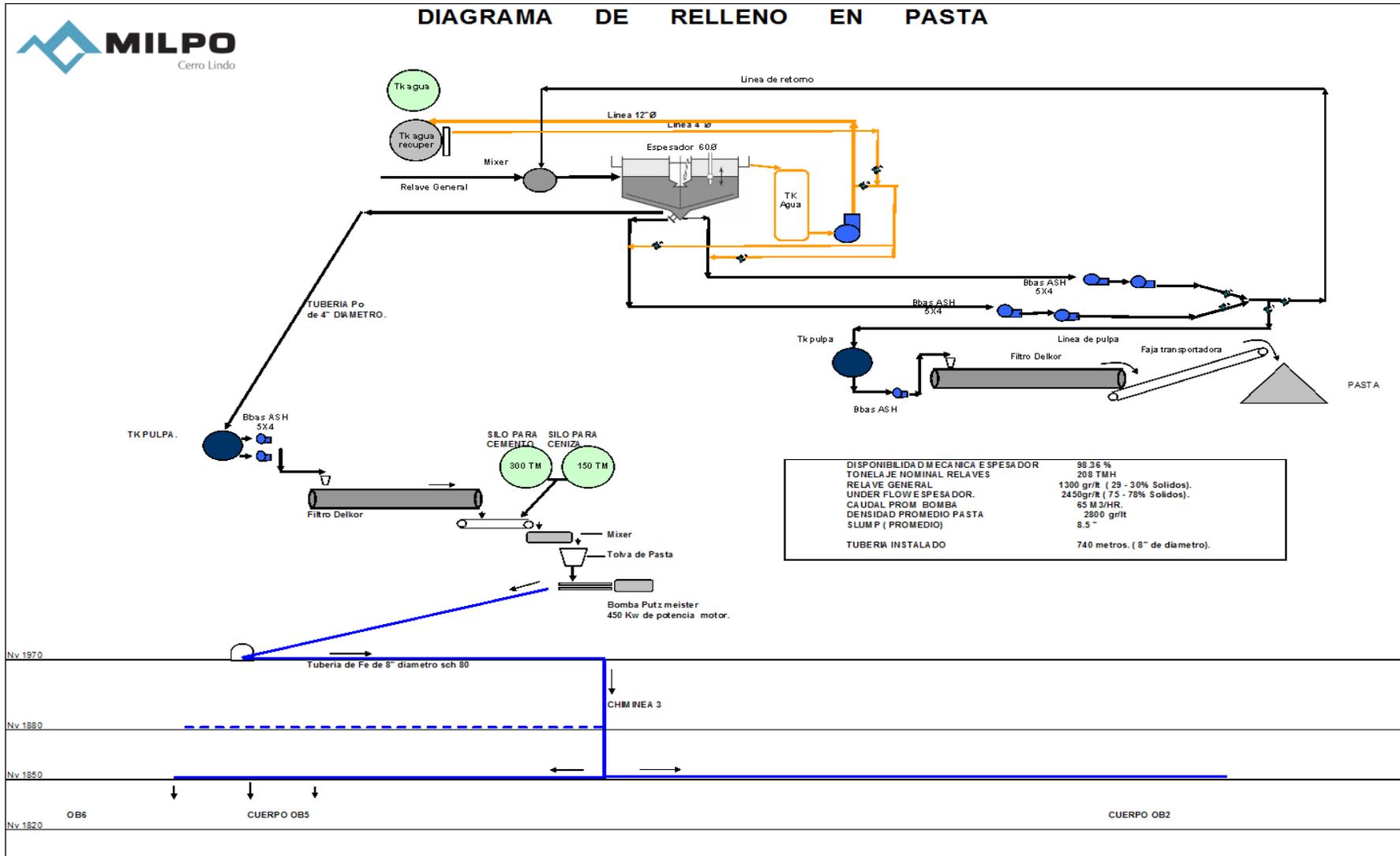


Figura 10. Diagrama de relleno en pasta

2.2.6.1.1. Filtro de Banda

El filtro de banda horizontal se alimenta continuamente por bombeo controlado mediante un lazo de control entre el VFD de la bomba y el sensor del nivel del tanque. El tanque está equipado con un agitador para mantener en suspensión los sólidos de la pulpa. La alimentación al filtro se distribuye uniformemente sobre la banda en el extremo opuesto del rodillo de tracción del filtro-banda.

2.2.6.1.2. Tanque Espesador

El agua obtenida del proceso de filtrado se deriva hacia el espesado donde se va a separar el agua de los componentes sólidos sedimentados para luego ser reutilizada y los sedimentos regresan al proceso de filtrado.

2.2.6.1.3. Mezclador (*mixer*)

En este tipo de sistemas se utilizan tanques de mezcla donde el llenado y vaciado se realiza a través de válvulas *mix proof* (a prueba de fugas) de forma que es posible trabajar en simultáneo el llenado, vaciado y limpieza de diferentes tanques.

2.2.6.1.4. Bomba *Putzmeister*

Es una bomba de desplazamiento positivo con capacidad para bombear 105 m³/h de pasta de 83.8% sólidos que reporta una reología correspondiente a un asentamiento de 175 mm (7" *slump*). Accionada hidráulicamente con motor de 450 kW., trabaja a unos 7.7 *strokes*/min con presión de 60 a 80 bares.

2.2.6.2. Control de Calidad

2.2.6.2.1. Prueba de *Slump*

Este control de medida de asentamiento de la mezcla se realiza con el cono de Abraham con la carga que sale del equipo mixer y va directo a la bomba *putzmeister* para el bombeo a mina.

2.2.6.2.2. Densidad de la Mezcla

En planta se toman muestras de la carga que sale del mixer ya con los componentes de relave, cemento y agua con que se va a alimentar a la bomba

putzmeister. Este control ayuda a regular la densidad y el contenido del agua que se está agregando a la mezcla.

Para realizar este control se utiliza la balanza *Marcy*.

2.2.6.3. Transporte de Pulpa

La mezcla del relave, cemento y agua, ya convertida en pulpa, es bombeada con la bomba *putzmeister* entre 45 a 80 bar a través de las tuberías de relleno, parte de un sistema de distribución subterránea de tuberías que se instalan en mina hacia el tajo vacío que se va a rellenar.

En la unidad minera Cerro Lindo se utilizan tuberías de alta presión de 2 tipos, ambas se diferencian de la posición en que se va a trabajar, una para el tendido horizontal de SCH 80 en material API 5L Grx52 de 8" de diámetro interno con 6 metros de longitud y para los tramos verticales se emplean tuberías de SCH 120 en material Grx52 de 8" de diámetro interno y de 6 metros de longitud.

2.2.6.4. Preparación del Caserón para Rellenar

Los tajos de mineral ya extraídos que pasan al proceso de relleno, tienen que pasar una fase de preparación de infraestructura en el nivel inferior con los tapones de contención de relleno y en el nivel superior o cabeza del tajo, se avanza la instalación de tuberías de relleno en tramo horizontal desde el piloto vertical alimentador más cercano para evitar el aumento de la distancia horizontal y el incremento de la presión de bombeo en superficie en Planta de Pasta con las bombas *putzmeister*.

Instalación de Tuberías

En el nivel superior o cabeza de tajo, se realiza la instalación de tuberías de relleno de SCH 80 en tramos y curvas horizontales, esta instalación que va desde el piloto vertical que abastece la pulpa desde la Planta de Pasta, y que desciende en forma vertical hasta el nivel superior ubicado respecto al tajo a rellenar.

Esta actividad de instalación de tuberías requiere de equipos como el camión grúa con brazo telescópico y equipo *manitou* para los trabajos de traslado e instalación de tuberías de 6 metros. Así mismo, requiere de una cuadrilla de personal calificado para la ejecución de la instalación de tuberías y el acoplamiento de las uniones de tuberías con las bridas RX 3000 y sus empaquetaduras.

Una vez instaladas las tuberías de relleno desde el piloto vertical que viene de superficie y el tramo horizontal que llega hasta el borde del tajo, a manera de comprobar el buen direccionamiento de la línea de tubería desde Planta de Pasta en superficie, se realiza el envío de una soplada solo con aire a presión para revisar la llegada de la soplada en el tajo, esto ayuda a detectar cualquier error en el direccionamiento de la línea de tuberías y evitar enviar el relleno hacia otro punto que no se desee rellenar.

Preparación del Tapón

En el nivel inferior de los tajos vacíos a rellenar, se identifican todas las posibles comunicaciones que intersectan al tajo vacío, estas comunicaciones en su mayoría fueron accesos de extracción de mineral del tajo en la etapa de extracción. En estas labores identificadas en campo, luego de su rehabilitación y habilitación de los servicios, se preparan los tapones de contención de relleno.

La función que cumple esta infraestructura de tapón en el proceso de relleno es muy importante para la contención de relleno en el interior del tajo, de suceder un evento de fuga de relleno, implica alto potencial de riesgo contra la seguridad y pérdidas en los equipos, la seguridad de los trabajadores y un retraso en la producción por la colmatación de relleno en las vías.

2.2.6.5. Laboratorio de Relleno

En la unidad minera Cerro Lindo se cuenta con un laboratorio especializado para el área de relleno, cuenta con equipos sofisticados para realizar los ensayos reológicos y el ensayo de compresión uniaxial a las muestras tomadas del relleno vertido a los tajos en porcentajes de cemento de 3% a 5%.

Los ensayos de compresión uniaxial simple se realizan a las muestras de relleno tomadas en la punta de descarga del tajo o, si no fuera posible sacar muestra en ese punto, se realiza desde la Planta de Pasta. Estas muestras muestran las edades de fraguado, que van desde los 7, 14, 21 y 28 días. Estos resultados de las pruebas de compresión uniaxial se realizan para llevar un control y registro de las resistencias en MPa de las muestras de relleno que se tomaron al rellenar los tajos.

2.3. Bases Teóricas

2.3.1. Dique Tapón con Desmante

Para el presente trabajo de investigación el diseño de dique tapón de desmante de la unidad minera Cerro Lindo se ha tomado como base la Guía para el Diseño de Tapones para el cierre de labores mineras. El diseño y cálculo para este tipo de tapón ha sido adaptado a partir de los lineamientos establecidos para los tapones de lados paralelos.

La evaluación de la estabilidad del tapón será evaluada a partir de la falla por corte, el resto de los modos de inestabilidad potencial no son considerados en este diseño debido a la geometría del tapón y a las propiedades del relleno, el cual ejercerá presión sobre el dique tapón de desmante.

El dique tapón con desmante está compuesto predominantemente con material estéril desmante proveniente de las labores de avance en desarrollo de la mina, este material dique seco se utiliza para la formación de la ruma de dique, a continuación, se muestran los criterios de diseño del dique tapón con desmante.

Tabla 3.
Criterio de diseño

Descripción	Criterio de diseño	Autor
Densidad de relleno en pasta cementada	2.5 t/m ³	Cerro Lindo
% de cemento en pasta para la primera fase de llenado	5% cemento	Cerro Lindo
% de cemento en pasta para la subfase de llenado	5% cemento	Cerro Lindo

Secuencia del vaciado del relleno en 3 etapas	a) Vaciado del relleno hasta los 3.2 m de altura b) Subfase de llenado 0.5 m sobre el techo del acceso c) 1 día de fraguado de la sub – fase de llenado d) 2 días de fraguado de la segunda fase e) Llenado final hasta la altura máxima del tajeo (30 m)	SRK
Dimensiones de las labores	Ancho: 6 a 7 metros Altura: 4.5 a 5.5. metros	Cerro Lindo
Resistencia temprana del relleno en pasta entre 1 a 14 días (5% de cemento)	150 a 1000 kPa	Cerro Lindo

2.3.2. Caracterización de los Materiales Geotécnicos

La caracterización de los materiales de desmonte de mina, cimentación y relleno de mina se desarrolló considerando las investigaciones geotécnicas de campo y los resultados disponibles de ensayos de laboratorio recopilado para la elaboración del presente trabajo de investigación. En este sentido se estimaron las principales propiedades geotécnicas de los materiales en mención, las cuales han sido referenciadas y contrastadas con entornos geológicos similares.

2.3.2.1. Desmonte de Mina y Cimentación del Dique

Tabla 4.

Características físicas y granulométricas del desmonte de mina encontrados en Cerro Lindo

Tajeo	PE (peso específico de la roca)	Densidad global seca del desmonte (gr/cm ³)	% Finos (N.º 200)	Tamaño máximo de bloques de roca	Caracterización de fragmentos	Clasificación
Tj 220	2.9	2.43	7.20%	24"	Subangulosas y rugosas	GW - GP

El material de desmonte utilizado como dique de contención para el relleno cementado en los tajeos de la unidad minera Cerro Lindo está compuesto principalmente de material volcánico y mineral en menor proporción. Según la clasificación SUCS se ha encontrado un material tipo grava arenosa bien graduada ligeramente limosa (GW – GP) medianamente densa a densa. Los ensayos *in situ* realizados en campo han determinado una densidad de 2.43 g/cm³.

En cuanto al material de cimentación y según la clasificación SUCS se ha encontrado 8 cm de un espesor de un material tipo arena limosa a arena grava arcilla gravosa (SM) a (SC – SM), los ensayos *in situ* realizados en campo determinaron una densidad de 2.94 g/cm³. El porcentaje de finos por debajo de la malla N.º 200 representa el 15%.

La resistencia al corte del desmante de mina se realizó tomando en cuenta los resultados de ensayos de corte directo a gran escala considerando un criterio no - lineal desarrollado por Leps (1970) para estimaciones de resistencia en relleno tipo *Rock Fill* a partir de ensayos triaxiales a gran escala publicados en la industria minera internacional. (11) En la Figura 11 se muestra la envolvente de falla no lineal para el material de desmante de mina.

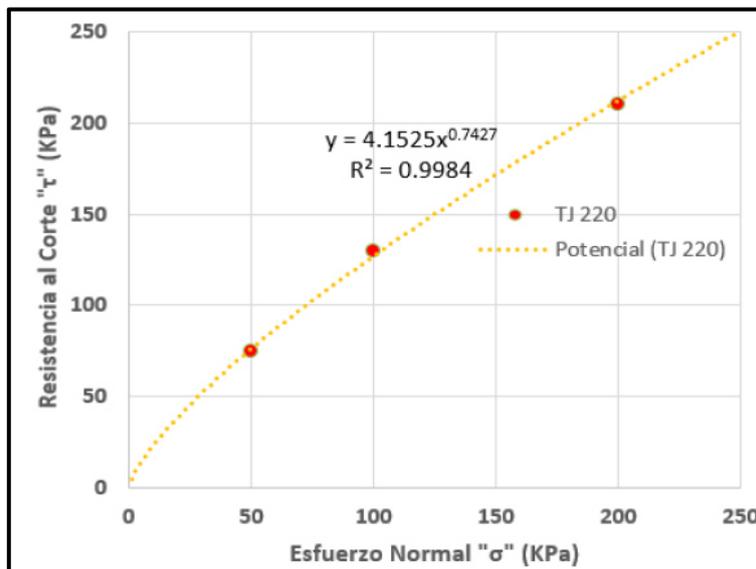


Figura 11. Envolvente de falla no lineal para el material de desmante de mina

Los ángulos de fricción para el dique desmante varía entre 35 a 43° para condiciones de esfuerzos normales entre 100 a 300 kPa. En la Tabla 4 se muestra el resumen de los ángulos de fricción determinados para el dique de desmante.

Tabla 5.**Cálculo del ángulo de fricción para diferentes condiciones de esfuerzos normales**

Envolvente de falla No - lineal	Esfuerzo normal σ_N (kPa)	Esfuerzo normal τ (kPa)	Tang (φ)	Ángulo fricción ($^\circ$)
$\tau = 4.1525 \times \sigma_N^{0.7427}$	50	75.8	1.1256	48
	100	126.9	0.9417	43
	200	212.46	0.7879	38
	300	286.6	0.7098	35

En la cimentación donde se emplazará el dique de desmonte se ha identificado que el material que lo conforma es “arena limosa” a “arena gravosa arcillosa” con un porcentaje de finos de alrededor del 14% (cantidad de material que pasa la malla N.º 200) y con una densidad seca global promedio de 3.38 gr/cm³.

2.3.2.2. Relleno en Pasta Cementado

Los ensayos de laboratorio realizados en el relave para el relleno en pasta cementado presentan una gravedad específica (Gs) promedio de 4.04 con un porcentaje alto de finos alrededor del 55% (cantidad de material que pasa la malla N.º 200); sin embargo, la resistencia alcanzada a los 5 primeros días ha dado como resultado 316 kPa, para los 13 días da como resultado de 338 kPa y para los 27 días es de 365 kPa en promedio. De lo anterior se deduce que la resistencia para edades menores a 5 días será menor a los 316 kPa.

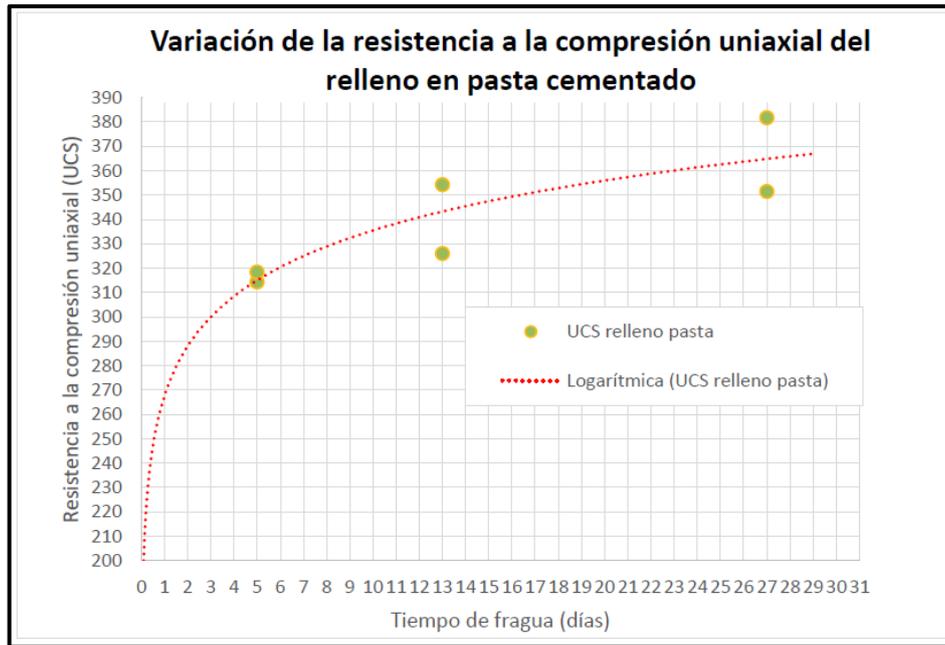


Figura 12. Variabilidad de la resistencia a la compresión

Por otro lado, de la información de resistencia, se ha podido proyectar el comportamiento de la resistencia del relleno en el tiempo y que está en función a la ubicación del tajeo respecto a la planta de relleno ubicada en superficie y porcentaje de cemento utilizado en la mezcla.

Se observa que los niveles inferiores como el 1680 y 1650 ubicados en los cuerpos OB5 y OB6 presentan bajas resistencias en el tiempo comparado con la resistencia del relleno en los niveles 1820 y 1880.

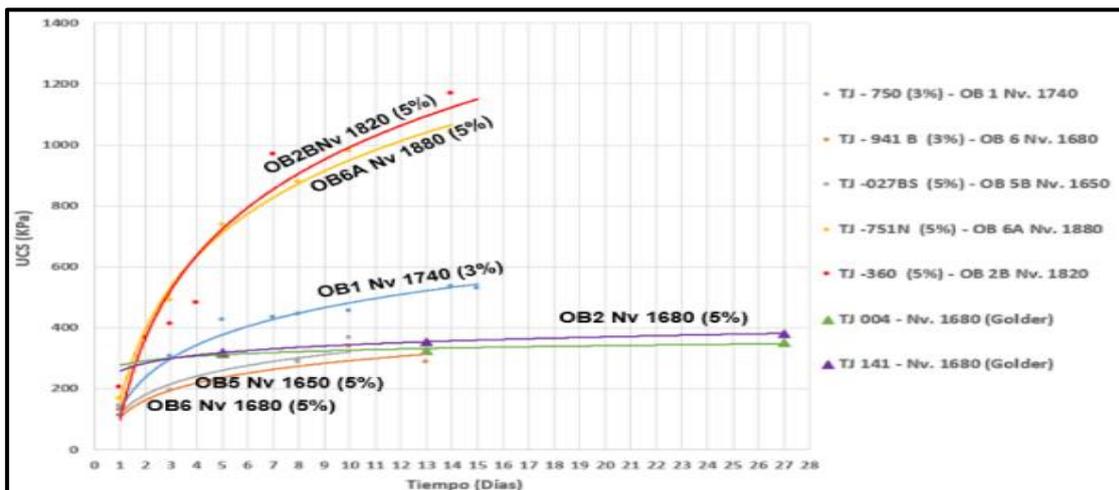


Figura 13. Variabilidad de la resistencia a la compresión simple uniaxial entre 1 y 15 días de fraguado con 3% y 5% de cemento

2.3.3. Geometría de los Accesos y Dique de Desmante

Se tiene un registro de las dimensiones, anchos vs. alturas de las labores de acceso donde se construirán los diques de desmante, estas fueron medidas en campo entre enero del 2018 y mayo 2019. Esta información fue revisada con la finalidad de ver la variabilidad de las dimensiones de los accesos donde se construirán los diques tapones. En la Figura 14 y Tabla 5 se observa la distribución de anchos y alturas de cada acceso medido; asimismo, se observa que el 80% de las labores de acceso están cubiertas por los casos 1, 2, 3 y 4.

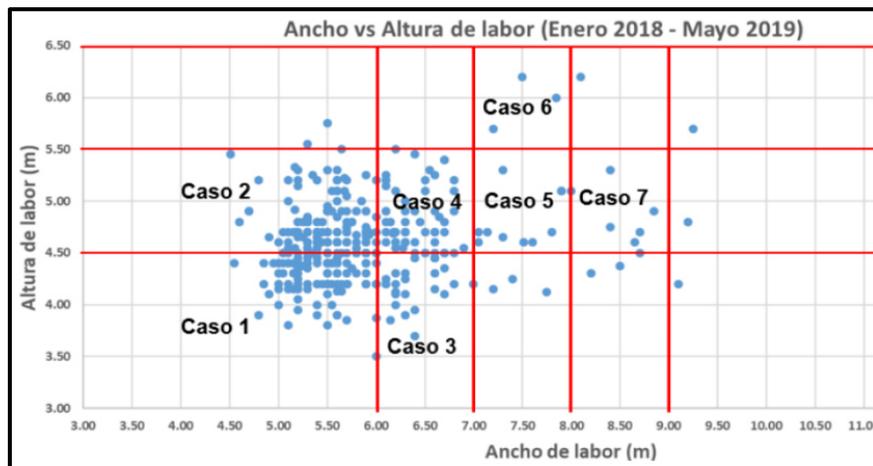


Figura 14. Dimensiones de las galerías existentes

Tabla 6.

Incidencia de casos de dimensiones de accesos existentes en el periodo enero 2018 - mayo 2019

Diseño Tapón	Ancho máx.	Altura máx.	% Incidencia
Caso 1	6	4.5	24
Caso 2	6	5.5	34
Caso 3	7	4.5	12
Caso 4	7	5.5	18
Caso 5	8	5.5	4
Caso 6	8	6.5	2
Caso 7	9	5.5	3

Por otro lado, también fue necesario evaluar la geometría de los diques desmante que se vienen instalando en la mina como parte de un pilotaje (ángulo de taludes y longitud de cresta) con la finalidad de considerar dentro del estudio de

diseño las geometrías reales de los taludes de dique que se vienen usando en la unidad minera Cerro Lindo; asimismo, los rangos necesarios para que el diseño cumpla las especificaciones solicitadas.

En la Figura 15 se observa la geometría típica de los diques de desmorte. Por lo general y por un tema operativo, los taludes del dique hacia la parte interna del tajeo donde se realizará el llenado presentan ángulos entre 45° a 47° y los taludes libres hacia la parte externa presentan ángulos entre 30 a 36° .

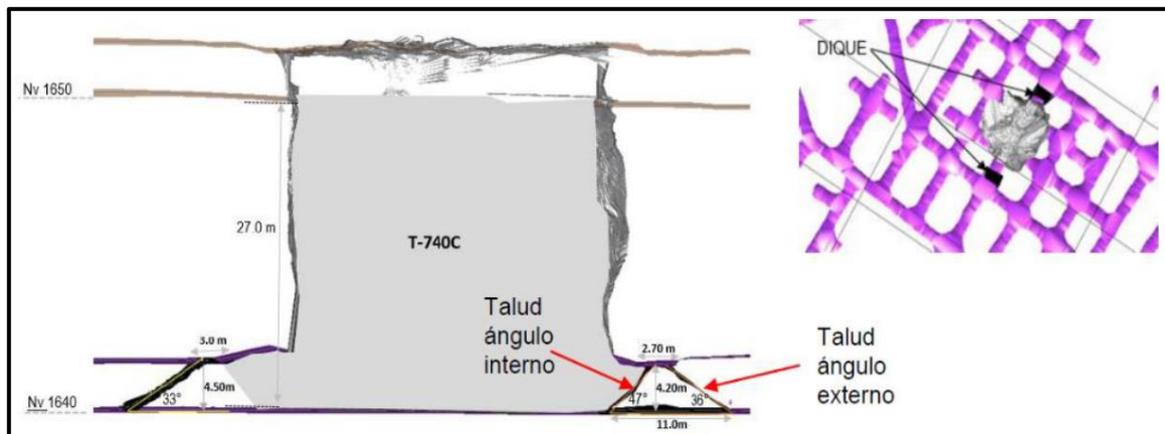


Figura 15. Geometría de los taludes que conforman el dique de desmorte

Tabla 7. Geometría de los taludes que conforman el dique de desmorte

Cuerpo	Nivel	Altura de la galería (m)	Longitud cresta (m)	Talud ángulo externo ($^\circ$)	Talud ángulo interno ($^\circ$)
OB6	1640	4.5	3	33	45
OB6	1640	4.2	2.7	36	47
OB5	1770	4.7	3	35	-
OB6A	1910	4.5	-	27	-
OB2B	1800	4.2	-	27	-

2.3.4. Análisis de Estabilidad

El análisis de estabilidad desarrollado en el trabajo de investigación de los diques taponos tiene como base los criterios propuestos en la teoría de muros de contención y muros de gravedad.

2.3.4.1. Configuración Actual de las Fases de Llenado

El llenado en el tajeo es generalmente en tres etapas, luego de cada etapa se toma un tiempo de curado o fraguado permitiendo que el relleno gane resistencia. El dique de desmonte servirá como una presa de contención de las presiones horizontales que se ejercen a medida que se incremente la carga de relleno. Este dique presenta como mínimo 50 cm entre la cresta y el techo de la labor; es decir, que para una labor que tiene una altura de 4 m, la altura del dique será de 3.5 m.

La primera fase de llenado presenta un borde libre aproximado entre 30 a 80 cm de la cresta del dique, la pasta en esta fase contiene 5% de cemento con la finalidad de alcanzar un fraguado más rápido y ganar mayor resistencia en corto tiempo.

Previo a la segunda fase, luego de 2 días de consolidada la subfase, se procede con la segunda fase de llenado con una altura aproximada de 10 m y con un contenido de cemento del 3%.

Una vez realizada la segunda fase de llenado se espera unos dos días adicionales con la finalidad de que la primera fase y subfase ganen mayor resistencia y pueda cubrir la demanda de presión durante la última fase. En la Figura 16, se muestra el esquema de las fases de llenado de un tajo normal.

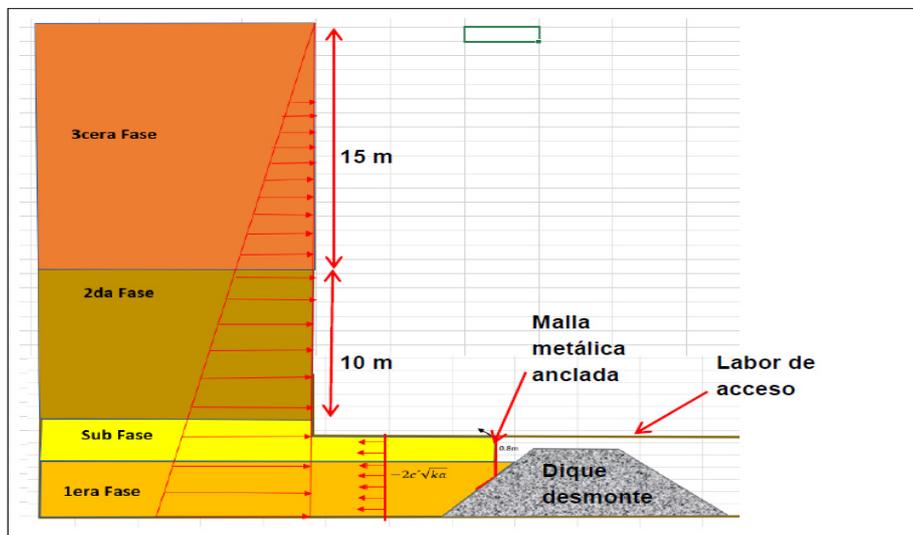


Figura 16. Esquema de fases de llenado

2.3.4.2. Estabilidad del Dique de Desmorte durante la Primera Fase de Llenado

Para el estudio durante la primera fase de llenado se ha considerado un análisis de equilibrio estático y sísmico que involucran fuerzas actuantes (empuje de la pasta) y fuerzas resistentes (fricción); la evaluación sísmica considera fuerzas dinámicas sobre el talud interior del dique como respuesta a una repentina falla de roca que cae de las paredes o techo del tajeo sobre la pasta antes de ganar resistencia o sin fraguar, generando el efecto pisto, en la Figura 17 se muestra el análisis de fuerzas actuantes y resistentes, obteniendo un factor de seguridad del dique de 2.5 (estático) y un factor de seguridad de 2.2 (pseudoestático).

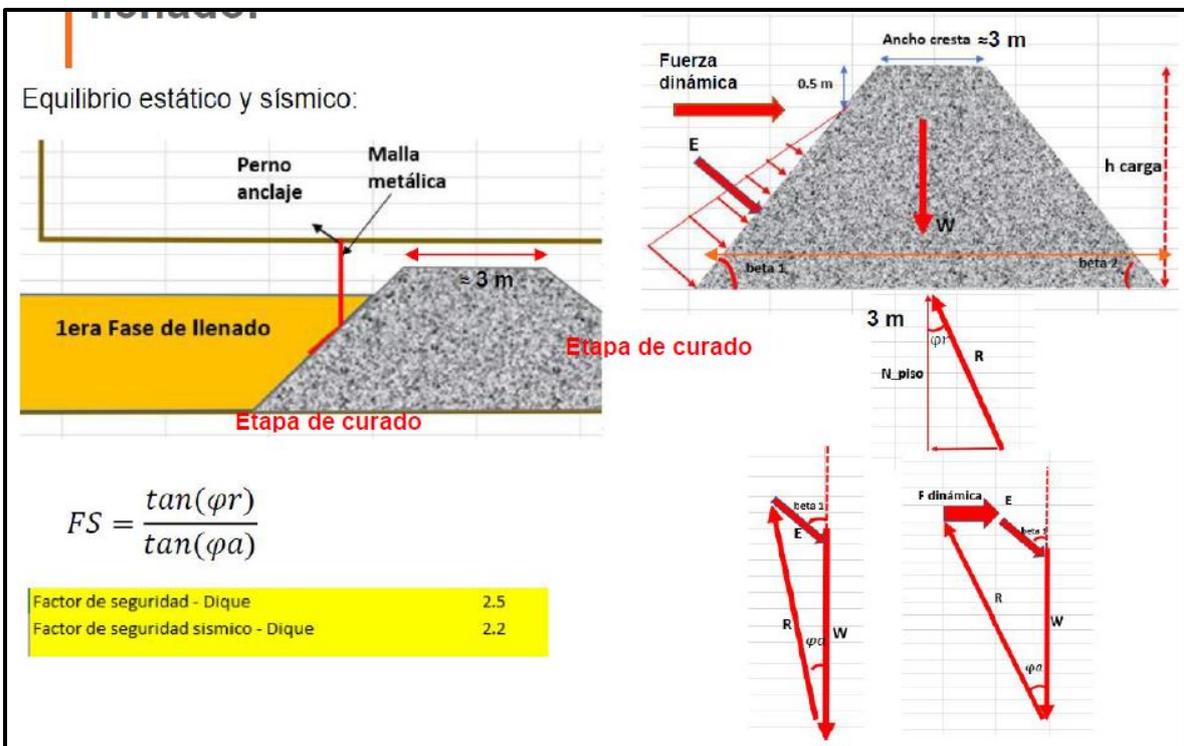


Figura 17. Análisis de estabilidad estática y pseudoestática del dique en la primera fase

2.3.4.3. Estabilidad del Sistema Malla Anclada durante la Subfase de Llenado

Actualmente, en la unidad minera Cerro Lindo se viene instalando el sistema de malla metálica y perno anclaje (tipo *hilti*); este sistema se instala con la finalidad de realizar el sellado entre el dique desmorte y el techo del acceso en la primera fase de llenado y posteriormente realizar la carga de la segunda y tercera fase de minado. Un análisis estático ha determinado factores de seguridad aceptables, por

el contrario, un análisis sísmico ha determinado factores de seguridad menores a la unidad.

Específicamente la falla de adherencia del perno de anclaje.



Figura 18. Análisis de estabilidad estática y pseudoestática del dique en la primera fase



Figura 19. Estabilidad de la malla metálica y perno anclaje durante las fases de llenado

De lo anterior ante un evento sísmico producido por la falla de un bloque de roca durante la etapa de llenado de la subfase, el sistema falla y perno anclado

fallará; en tal sentido es necesario considerar un diseño actualizado con un mayor soporte para este caso particular. En la Figura 20 se muestra el análisis de estabilidad del dique de desmonte, donde previamente se ganó resistencia en la primera fase y se genera un empuje en contra de la carga adicional generado por la subfase. El factor de seguridad para el dique desmonte se mantiene respecto del caso anterior.

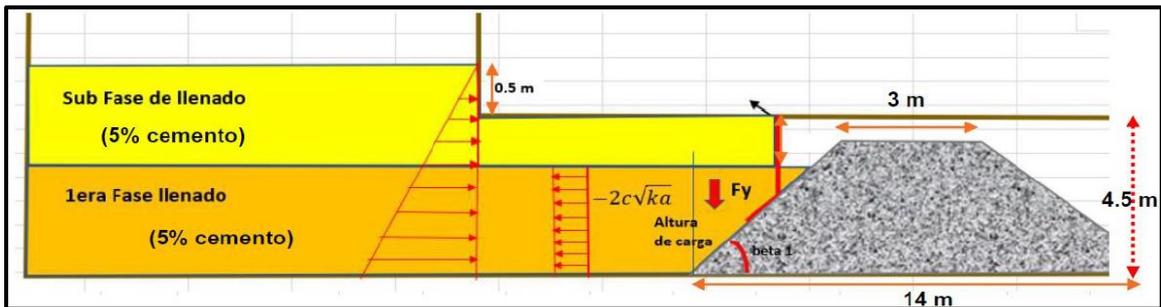


Figura 20. Análisis de estabilidad del dique de desmonte considerando la subfase

2.3.4.4. Mejora en el Sistema Malla Anclada durante la Subfase de Llenado

Para la mejora de la estabilidad de la malla metálica y perno anclado durante la subfase de llenado, se ha elaborado un nuevo sistema de contención conformado por la misma malla metálica anclada y la adición de un muro con pirca de roca cementada y un contrafuerte en la parte superior. Para un análisis sísmico se ha determinado un factor de seguridad de 2.1 considerando doble malla metálica.

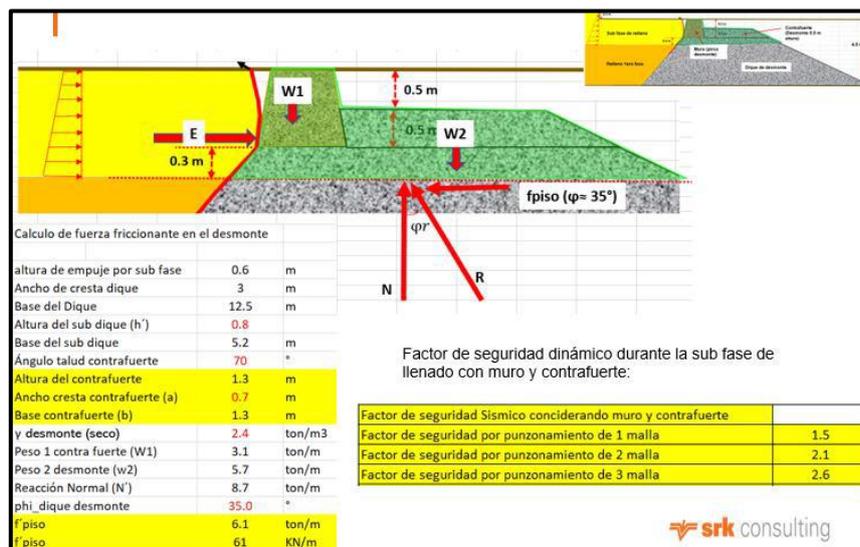


Figura 21. Análisis de estabilidad del muro con pirca de roca y contrafuerte

2.3.4.5. Estabilidad del Dique y la Subfase durante la Segunda y Tercera Fase de Llenado

Para iniciar con la segunda fase de llenado se requiere que la pasta en la primera fase de llenado gane una resistencia de 150 kPa y la pasta en la subfase gane una resistencia de 250 kPa, con estas resistencias ganadas y una carga de 10 m de altura en la segunda fase, da como resultado factores de seguridad estática en el dique de 2.4 y pseudoestática de 2.1. En la Figura 22 se muestra un esquema durante la segunda fase de llenado y la distribución de presiones ejercidas durante el fraguado de la pasta en el tiempo.

Para la tercera fase de llenado se requiere ganar una resistencia de 300 kPa para la pasta en la 1era fase y de 475 kPa para la pasta en la subfase, con lo que se obtienen factores de seguridad de 2.1 estático y de 1.9 en un análisis pseudoestático.

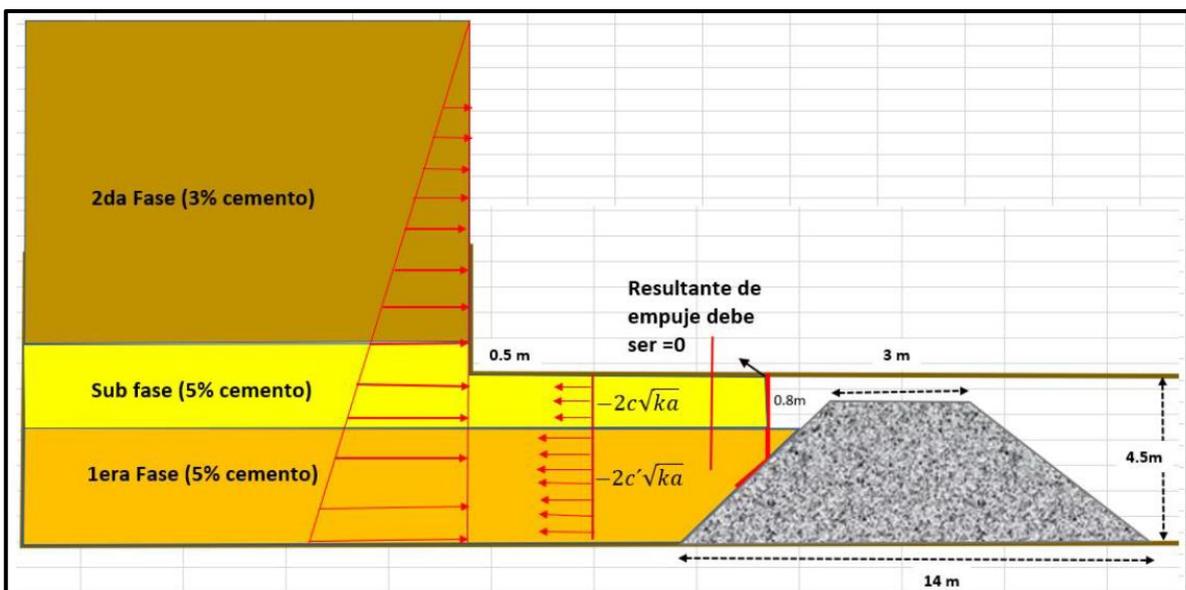


Figura 22. Estabilidad del dique y subfase durante la segunda fase de llenado

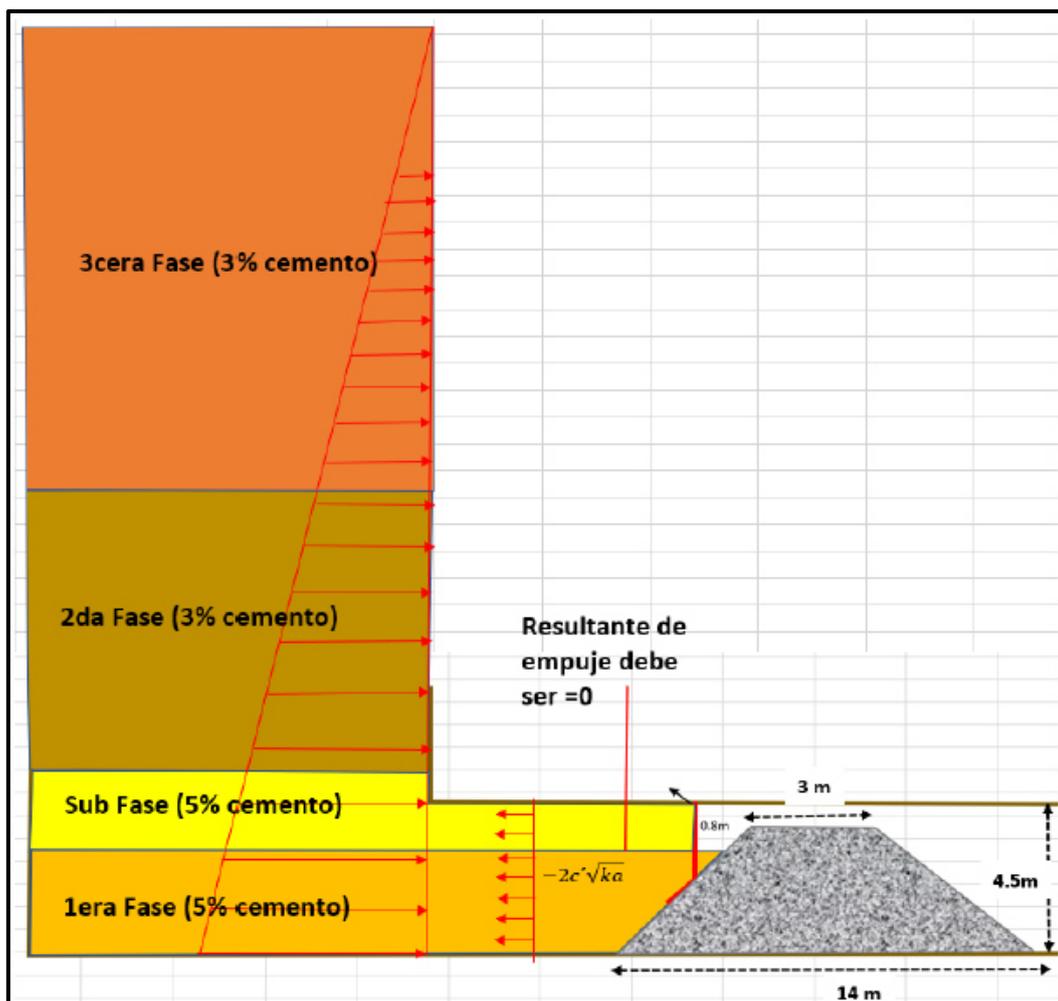


Figura 23. Análisis de estabilidad del dique y subfase durante la tercera fase de llenado

Con esta metodología desarrollada previamente, se realizaron los cálculos de los factores de seguridad para las diferentes etapas (primera fase de llenado, subfase de llenado, segunda fase de llenado y tercera fase de llenado) para diferentes alturas de accesos entre 4 m y 6.5 m con lo que se obtuvo que los factores seguridad en todos los casos son mayores a 1.7, tal como se observa en la Figura 24.

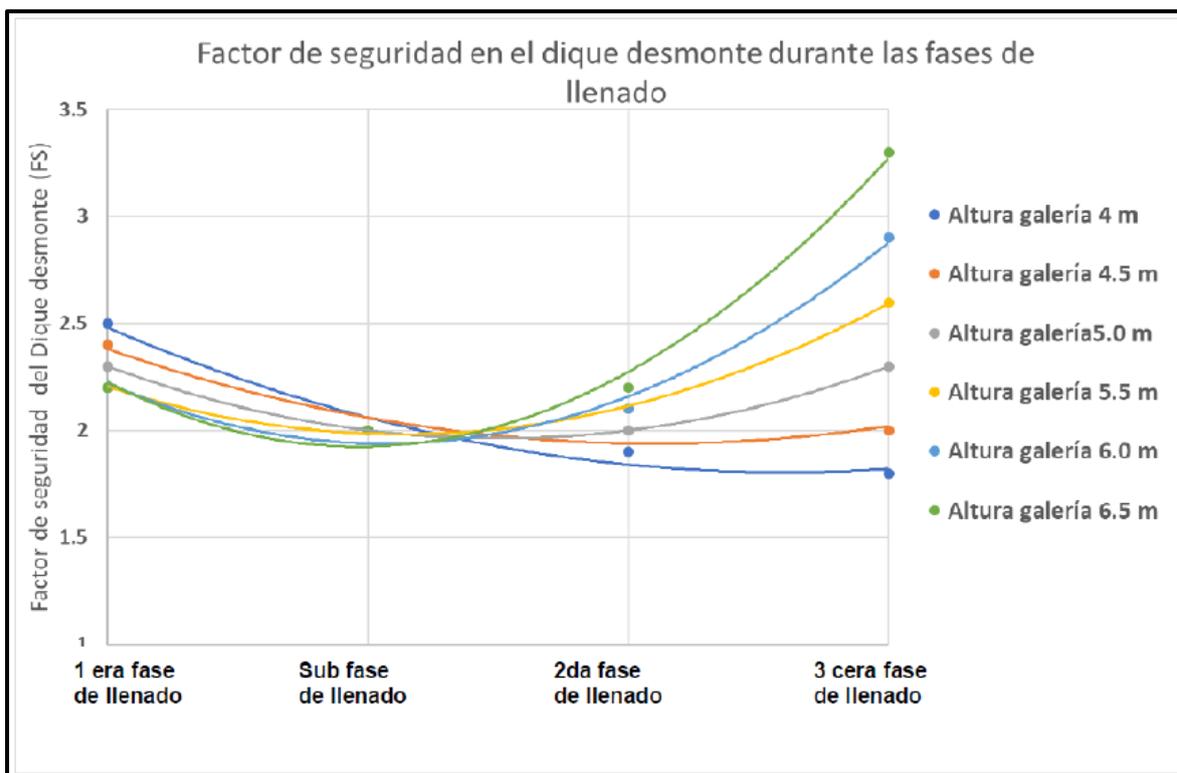


Figura 24. Factor de seguridad del dique desmonte para diferentes alturas en la galería

2.3.5. Secuencia de Construcción del Dique Tapón de Desmonte

Es importante llevar a cabo una adecuada secuencia de construcción del dique tapón con la finalidad de que cumpla los requerimientos solicitados de acuerdo al estándar. Para ello, en una primera de etapa de construcción del dique y llenado hasta el nivel de la cresta con un borde libre de 0.3 m (altura del dique entre 3.2 a 3.5 m), en una segunda etapa, se instala la malla metálica anclada y construcción del muro de pirca de desmonte cementado y en una tercera etapa se debe colocar un apoyo tipo contrafuerte con material de desmonte, tal como se observa en el esquema de la Figura 25.

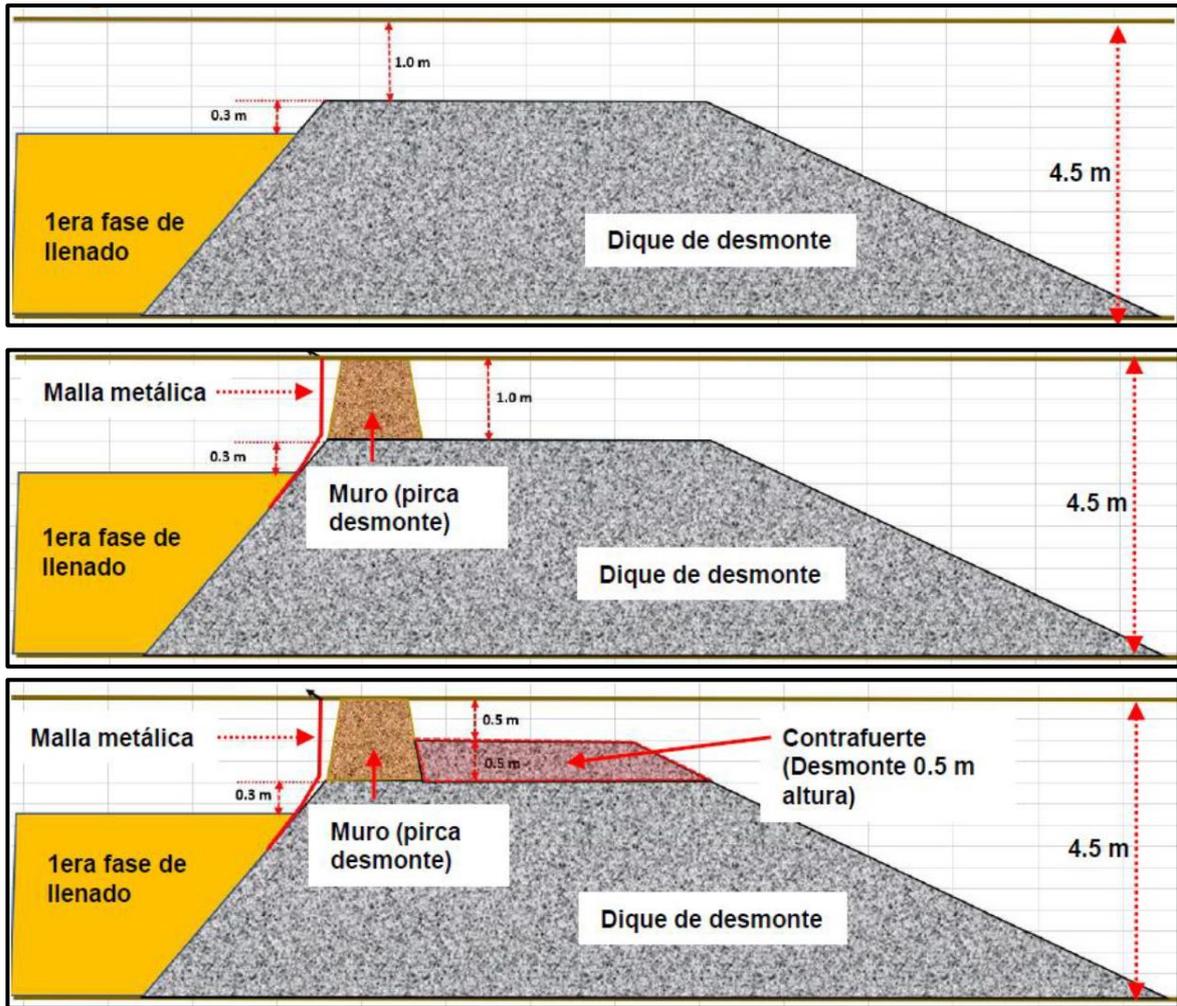


Figura 25. Esquema de construcción del tapón

Para finalmente, en una cuarta etapa, durante el llenado de la subfase hasta 0.5 m sobre el techo de la galería (1.8 a 2.0 m de altura), tal como se aprecia en la siguiente figura.

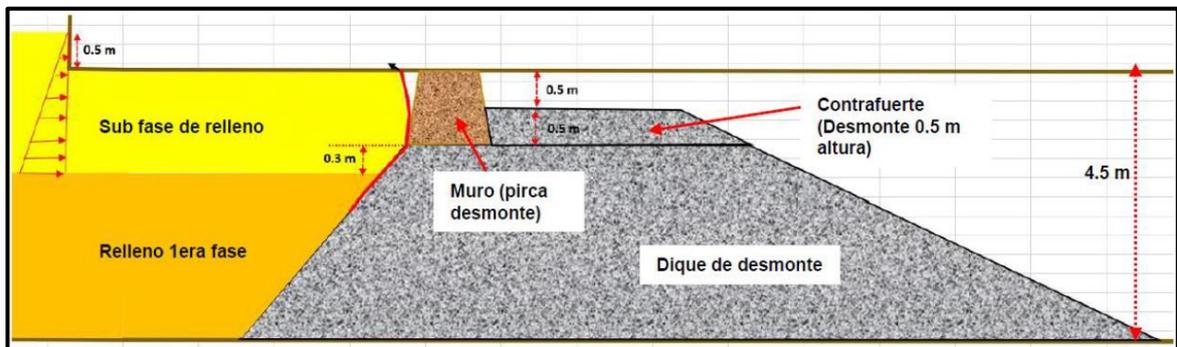


Figura 26. Esquema de sellado recomendado durante la subfase de llenado

Finalmente, se recomienda seguir la configuración geométrica de la Figura 27 con muro pircado con desmote y cementado con lechada con cemento para el sellado.

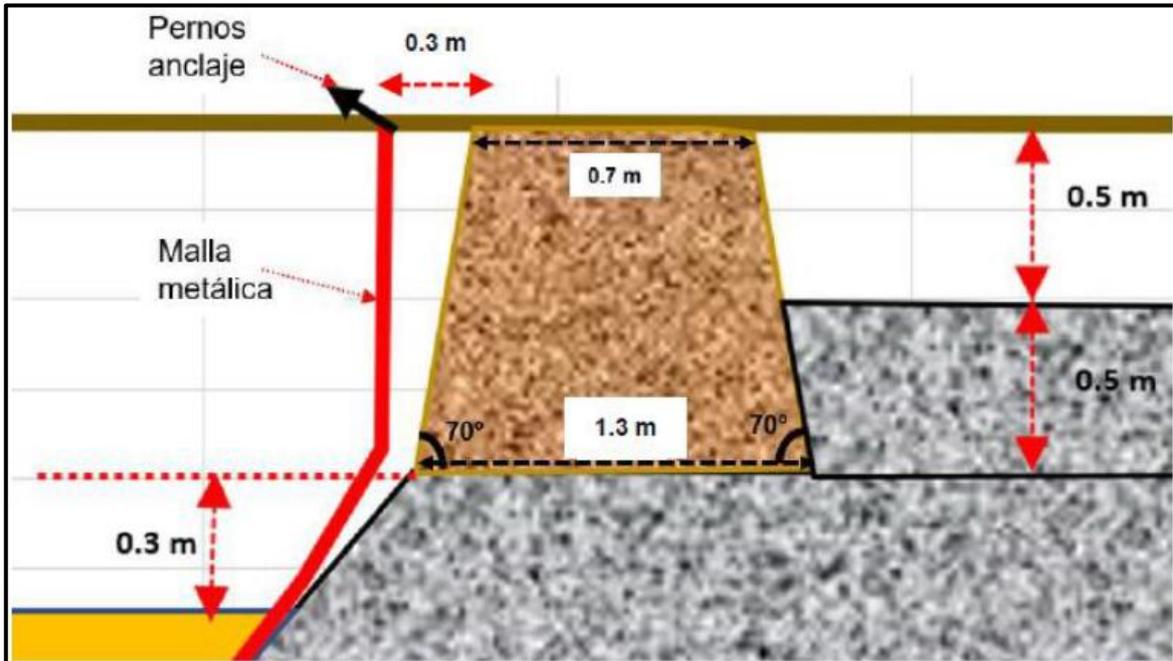


Figura 27. Configuración geométrica para el muro con pircado de desmote cementado



Figura 28. Muro con pircado de desmote cementado

2.3.6. Investigaciones Geotécnicas de Campo y Laboratorio

Las investigaciones de campo y laboratorio consideradas en el presente trabajo de investigación contemplan información recopilada en campo en la unidad minera Cerro Lindo en el año 2019. Los trabajos geotécnicos fueron desarrollados con el material de desmote de mina, cimentación del dique de desmote y relleno

en pasta cementada. Las Tablas 7, 8 y 9 muestran la ubicación, tipo de ensayos, cantidad de ensayos e información de las muestras recolectadas para la ejecución de ensayos de laboratorio.

Tabla 8.

Tipo, cantidad e información de muestras de los ensayos geotécnicos ejecutados

Material	Ubicación de las muestras			N.º de ensayos de laboratorio	
	Cuerpo	Tajeo	Cantidad de probetas (6 x 12")	UCS	Triaxial UU
Relleno pasta cementado	OB5	Tj 004	8	4	1
	OB5	Tj 141	4	4	-



Figura 29. Descarga de relleno en pasta cementado Tj 004 y Tj 141



Figura 30. Muestreo del relleno en pasta cementada a la descarga de los tajeos

Tabla 9.

Tipo, cantidad e información de muestras de los ensayos geotécnicos ejecutados

Material	Ubicación de las muestras			N.º de ensayos en campo		N.º de ensayos de laboratorio		
	Cuerpo	Tajeo	Nivel	Densidad	Granulometría /clasificación del material	Granulometría global / clasificación del material	Corte directo a gran escala	Resistencia a la compresión de la roca UCS
Desmonte	OB2B	Tj 220	1800	1	1	1	1	2
Cimentación				1	1	-	-	-
Desmonte	OB2B	Tj 340	1875	1	1	1	1	1
Cimentación				1	1	-	-	-



Figura 31. Calicata para el ensayo de densidad por reemplazo de agua y granulometría

Tabla 10.

Tipo, cantidad e información de muestras de los ensayos geotécnicos ejecutados

Fecha de muestreo (Planta de relleno en pasta N.º 2)	N.º de ensayos de laboratorio		
	Granulometría / clasificación	Índice de plasticidad	Gravedad específica (Gs)
26/9/2019	2	1	1
27/9/2019	2	1	1
28/9/2019	2	1	1



Figura 32. Muestreo de relave en la planta de relleno en pasta n.º 2

2.3.6.1. Investigaciones Geotécnicas de Campo

A continuación, se resumen los resultados de los ensayos que fueron realizados *in situ* para el material de desmonte y cimentación del dique de desmonte:

2.3.6.1.1. Densidad del Desmonte de Mina – Método de Reemplazo de Agua

Para determinar la densidad del desmonte de mina, se utilizó el método de Reemplazo de Agua, de acuerdo a la norma ASTM D-5030. El resumen de los resultados se presenta en la Tabla 11.

Tabla 11.
Resumen de ensayos de densidad *in situ* del desmonte - Método de Reemplazo de Agua

Cuerpo	Nivel	Tajeo	Profundidad (m)	Densidad húmeda <3" (gr/cm ³)	Contenido de humedad (%)	Densidad Seca <3" (gr/cm ³)	Peso específico de la roca	Densidad seca global (gr/cm ³)
OB2B	1800	220	0.00-0.50	2.48	4.62	2.37	2.9	2.43

2.3.6.1.2. Densidad para la Cimentación del Dique Desmonte – Método de Cono de Arena Calibrada

Para la cimentación donde será emplazado el dique de desmonte, se realizaron ensayos de densidad *in situ* con el método de Cono de Arena calibrada (MCA) de acuerdo a la norma ASTM D-1556. El resumen de los resultados se presenta en la Tabla 11. Así mismo, se ha encontrado que el espesor de la cimentación se encuentra en el orden de 8 cm.

Tabla 12.
Resumen de ensayos de densidad *in situ* en la cimentación del dique desmonte

Cuerpo	Nivel	Tajeo	Profundidad (m)	Densidad húmeda <3/4 (gr/cm ³)	Contenido de humedad (%)	Gravedad específica (Gs)	Densidad Seca <3/4 (gr/cm ³)	Densidad seca global (gr/cm ³)
OB2B	1800	220	0.0-0.8	3.91	1.99	3.87	3.83	3.83
OB2B	1875	340	0.0-0.8	3.15	5.75	3.01	2.98	2.94

2.3.6.2. Investigación Geotécnica en Laboratorio

En el presente trabajo de investigación se ejecutaron una serie de ensayos de laboratorio de los materiales utilizados como desmonte de roca para el dique, cimentación del dique de desmonte y relleno en pasta cementado con 5% de cemento. El programa de ensayos de laboratorio consideró los siguientes ensayos:

- Análisis granulométrico por tamizado, hidrómetro y global (ASTM D422-63-07, ASTM C-136)
- Peso específico relativo de los sólidos “Gs” para todos los materiales (ASTM D854-10)
- Clasificaciones del relave por el método unificado “SUCS” (ASTM D2487-06)
- Ensayo de corte directo a gran escala para el desmonte de mina (ASTM D308004)
- Ensayo de resistencia a la compresión uniaxial del relleno en pasta cementado (ASTM C-39, AASHTO T22)
- Ensayo de resistencia a la compresión simple en roca (ASTM D7012-14)

2.3.6.2.1. Material de Desmonte de Mina

El programa de ensayos geotécnicos de laboratorio para caracterizar los materiales del desmonte de la unidad minera Cerro Lindo es: análisis granulométrico global, peso específico relativo de los sólidos y corte directo a gran escala. Para el análisis de este material se han considerado las observaciones realizadas en campo durante los ensayos e información geomecánica disponible de la mina.

En este sentido, ha sido posible observar que no existe homogeneidad o uniformidad en el material de desmonte debido principalmente a los diferentes tipos de roca existente, granulometría, y la adición de otros materiales como el *shotcrete* que podrían influir negativamente en la resistencia. Durante las observaciones *in situ* se ha podido observar la presencia de rocas mineralizadas que conforman el desmonte de mina.

Para estimar las características granulométricas y mecánicas (resistencia del desmorte), se han realizado dos ensayos granulométricos globales en los diques de desmorte ubicados en los tajeos TJ 220 y TJ 340; así mismo, se han realizado dos ensayos de corte directo a gran escala. También se han realizado tres ensayos de laboratorio de mecánica de rocas para estimar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta que conforma el desmorte de mina.

En términos de la clasificación SUCS, para el desmorte encontrado en el TJ 220 correspondería a un material tipo GW – GM (grava arenosa bien graduada ligeramente limosa) y para el desmorte encontrado en el TJ 340 corresponderían a un material tipo GP-GC (grava pobremente gradada arcillosa y limosa).

Tabla 13.
Resumen de la granulometría global del material del desmorte en los TJ 220 y 340

Tajo	Prof. (m)	Límites de consistencia					Clasificación SUCS
		Bloques $\Phi > 12''$	Cantos ($12'' < \Phi < 3''$)	Grava ($3'' < \Phi < N^{\circ}4$)	Arena ($N^{\circ}4 < \Phi < N^{\circ}200$)	Finos ($N^{\circ}200 < \Phi$)	
220	0.0-0.5	5.5	25.8	38	23.5	7.2	GW – GM
340	0.0-0.5	23.8	39.7	23.1	10.4	3.1	GP - GC

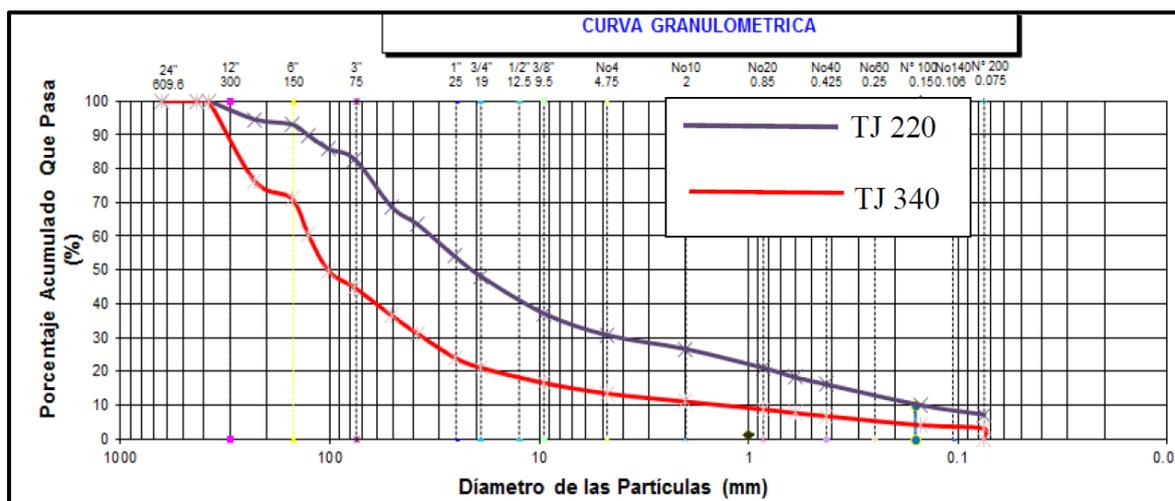


Figura 33. Curvas de granulometrías globales del desmorte ubicados en los tajeos

Por otro lado, para determinar la resistencia del desmante, se han realizado dos ensayos de corte directo a gran escala en las muestras de desmante del TJ 220 y el TJ 340. De los resultados se ha determinado que el desmante en el tajeo TJ 220 presenta un ángulo de fricción de 43° y el desmante en el tajeo TJ 340 un ángulo de fricción de 30° . En la Tabla 13 se muestra el resumen de los parámetros de resistencia del desmante obtenidos de dos diferentes tajeos.

Tabla 14.
Parámetros de resistencia del material de desmante para el dique

Ubicación del material de desmante	Material	Densidad de remoldeo (kg/cm^3)	Prof. (m)	Cohesión (kg/cm^2)	Ángulo de fricción Φ ($^\circ$)	Observaciones
Tj 220	Desmante de mina	2.43	0.0 – 0.5	0.3	43	Esfuerzos máximos

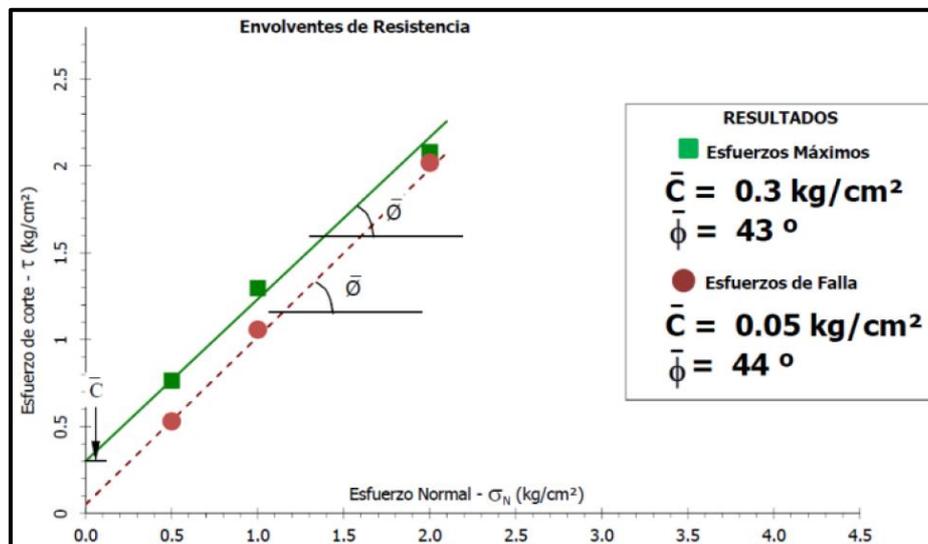


Figura 34. Ajuste Mohr Coulomb para determinar la resistencia al corte del desmante

Por otro lado, se han realizado ensayos de laboratorio en rocas con la finalidad de determinar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta que conforma el desmante, En la Tabla 15 se muestran los resultados de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca volcánica que conforma el material de desmante.

Tabla 15.**Resultados de los ensayos de resistencia a compresión uniaxial de la roca**

Tajeo	Ubicación	Litología	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Esbeltez (L/D)	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	Tipo de ruptura
Tj 340	Dique de desmonte	Volcánico	5.73	12.50	2.18	46.60	Diaclasa
Tj 340	Dique de desmonte	Volcánico	5.75	12.05	2.10	105.60	Matriz y Diaclasa
Tj 340	Dique de desmonte	Volcánico	5.75	11.85	2.06	107.40	Matriz

2.3.6.2.2. Cimentación del Dique de Desmonte

Para el material donde se emplazará el dique de desmonte (cimentación) se han realizado análisis granulométrico y clasificación de suelos, dichos ensayos han sido realizados en el laboratorio de SRK.

Los análisis granulométricos de las muestras ensayadas para el material de cimentación permitieron estimar los contenidos de gravas, arenas y finos por medio de la clasificación SUCS. Las curvas granulométricas obtenidas para las muestras de cimentación son mostradas en las Figura 35.

Tabla 16.**Granulometría de la cimentación del dique desmonte**

Tajo	Prof. (m)	Límites de consistencia			Clasificación
		Grava (3" < Φ < N°4)	Arena (N°4 < Φ < N°200)	Finos (N°200 < Φ)	SUCS
Tj 220	0.00-0.80	35.7	50.5	13.9	SM
Tj 340	0.00-0.80	40.3	44.7	15	SC - SM

En términos de la clasificación SUCS, las muestras de cimentación del dique desmonte indicaron sistemáticamente que el material corresponde a un material tipo SM (arena limosa) para la cimentación ubicada en el TJ 220 y un material SC-SM (arena gravosa arcilla limosa) para el material ubicado en el TJ 340.

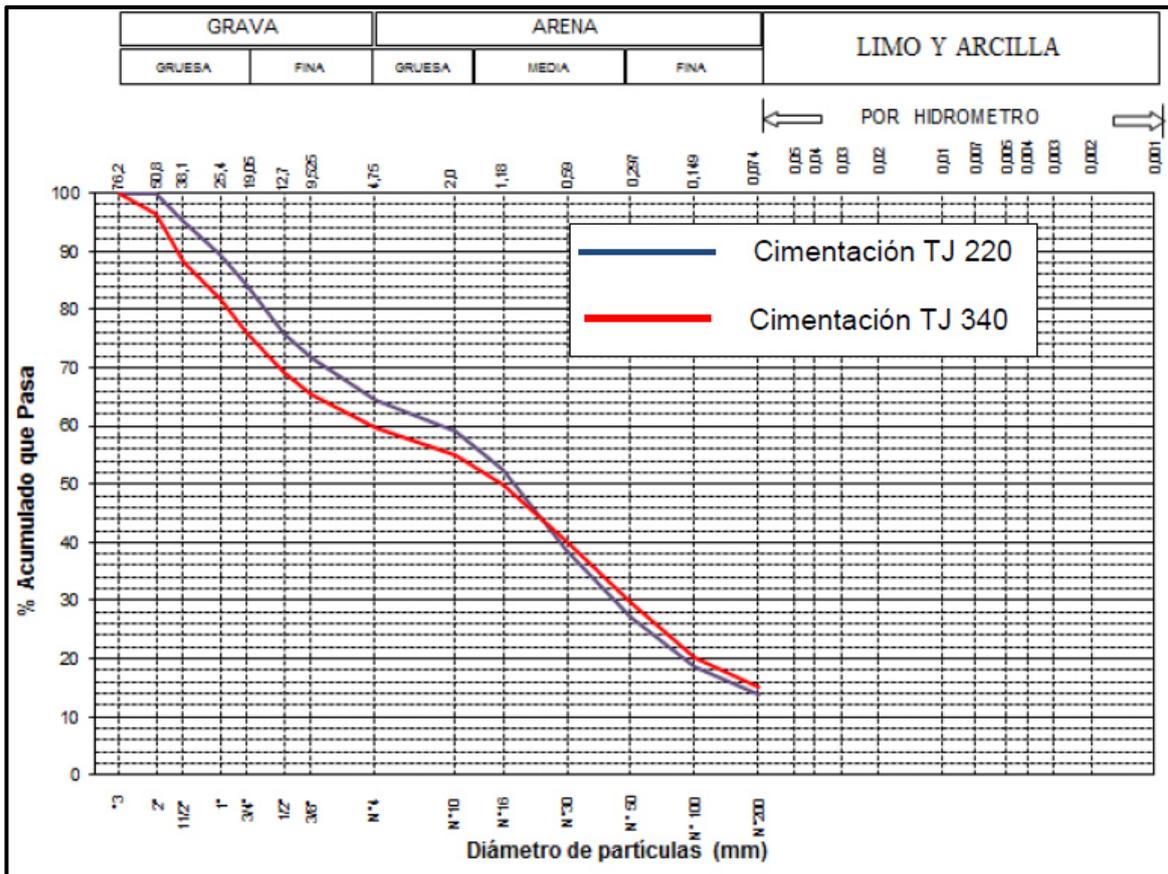


Figura 35. Curvas granulométricas del material de cimentación para el dique desmonte

2.3.7. Dimensionamiento de los Tajeos Secundarios, en Base a la Resistencia Calibrada del Relleno

2.3.7.1. Método de Mitchell (1982)

Para el cálculo de las dimensiones óptimas del bloque de relleno, es necesario evaluar la estabilidad de este en diferentes configuraciones. Para ello, fue adoptado el método de análisis de estabilidad propuesto por Li, el cual es una generalización del método propuesto por Mitchell (1982).

El método de Mitchell, ampliamente usado en el diseño de rellenos en mina, señala que los problemas de deslizamiento de estos ocurren cuando se presenta una altura tal que el bloque expuesto debido al tajeo tiene un peso suficientemente grande como para romper el equilibrio, por lo que una parte de la masa total se desprende invadiendo el espacio libre del tajeo. Esta falla se puede simplificar a una de tipo planar, donde las fuerzas actuantes corresponden a fuerzas

gravitatorias y las fuerzas resistentes dependen de la cohesión y la fricción del material, tal y como se aprecia en las Figuras 36 y 37.

El factor de seguridad queda definido como sigue:

$$F.S. = \frac{F_{resistentes}}{F_{actuales}} = \frac{\left(\frac{cLB}{\cos\psi}\right) + (LBH_e\gamma - 2cBH_e)(\cos\psi \cdot \tan\phi)}{(LBH_e\gamma - 2cBH_e) \cdot \sin\psi}$$

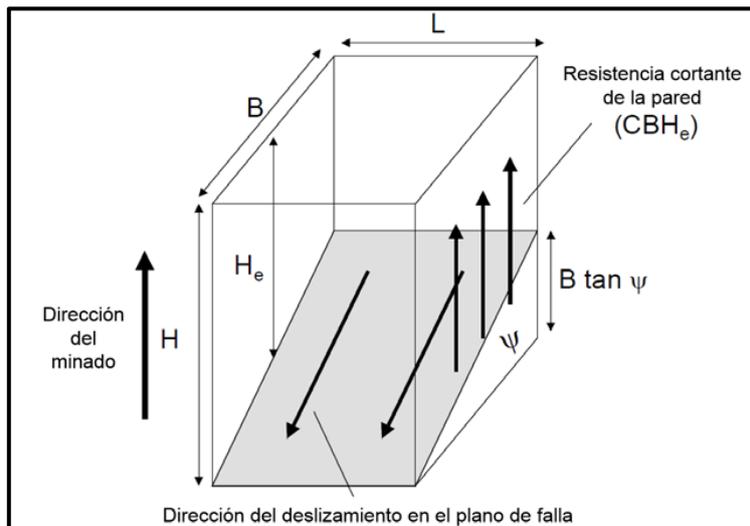


Figura 36. Falla por corte en el relleno

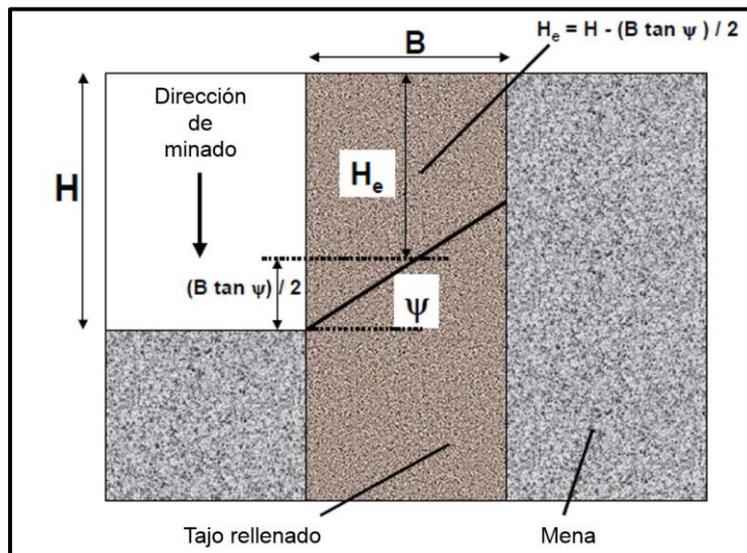


Figura 37. Perfil de la falla por corte en el relleno

A pesar de su amplia aceptación, el método de Mitchell presenta algunas limitaciones, descritas por Li, que se presentan a continuación:

- La cohesión del interfaz relleno – paredes laterales es considerada de igual valor que la cohesión del relleno. Ensayos de corte directo en la interfaz mencionada realizados por Fall y Nasir (2010) muestran que el valor de cohesión de esta interfaz es solo una fracción de la cohesión del relleno, por lo que asumir que son iguales es poco conservador. (12)
- Dado que Mitchell asume $\phi = 0$, se ignora el valor de resistencia al corte por la componente de fricción del relleno. Según Thompson (2012), este supuesto solo sería válido en el caso de rellenos recién colocados, antes de la disipación de la presión de poros debido al peso propio del relleno, es decir, manteniendo al relleno en condiciones no consolidadas y no drenadas. (13) Ensayos realizados a muestras de rellenos cementados indicaron que tanto la cohesión como la fricción contribuyen a la resistencia cortante del relleno. (14)
- La resistencia al corte por fricción a lo largo del interfaz relleno – paredes laterales y la resistencia al corte movilizado a lo largo de la pared posterior fueron depreciadas.
- Ninguna carga superficial fue considerada en la parte superior del relleno, lo que lo hace poco conservador.

Una modificación de este método fue presentada por Li y Aubertin (2012), en el que la carga aplicada en la parte superior ya es considerada en el cálculo. (15) Además de ello, en este método modificado, la cohesión en la interfaz pared lateral – relleno es una fracción de la cohesión del relleno. No obstante, esta solución aún presenta limitaciones debido a los supuestos que asume. Por ejemplo, se sigue sin considerar la resistencia cortante debido a la cohesión a lo largo de la interfaz entre el relleno y la pared posterior.

2.3.7.2. Método Generalizado de Li (2014)

Por todo lo anterior, se planteó una solución generalizada, a fin de superar estas limitaciones. Considerando que el relleno obedece el criterio de Mohr-Coulomb, y despreciando el esfuerzo normal en la pared posterior, las resistencias al corte a lo largo de la pared posterior (τ_a) y las laterales (τ_s) pueden ser expresadas como sigue (16):

$$\tau_a = c_a$$

$$\tau_s = c_s + \sigma_h \tan \delta$$

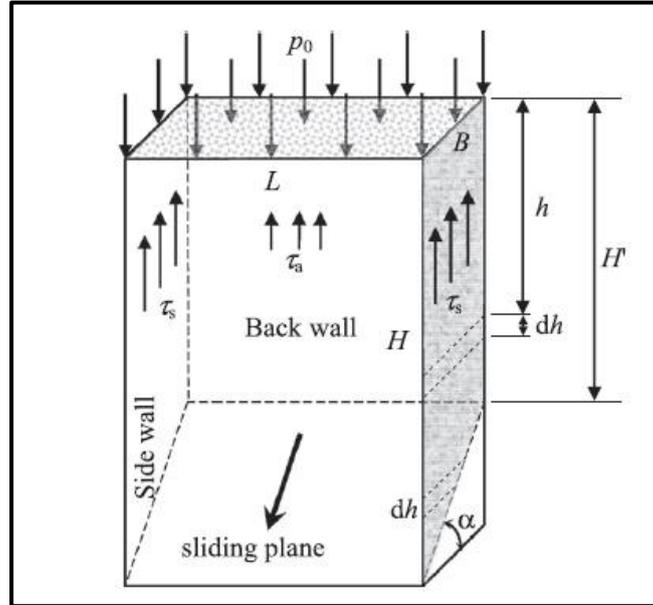


Figura 38. Tajeo relleno con carga superficial en la parte superior del relleno (16)

En la figura c_a y c_s son las cohesiones a lo largo de la interfaz relleno - pared posterior y las interfaces relleno - pared lateral, respectivamente. Puede ser expresado de la siguiente manera:

$$c_a = r_a c, \quad c_s = r_s c$$

Donde r_a y r_s son las ratios de adherencia respectivas.

δ es el ángulo de fricción a lo largo del interfaz relleno – pared lateral ($\delta \leq \phi$) y σ_h es el esfuerzo normal horizontal a las paredes laterales a una profundidad h . Usando soluciones de arqueo en dos dimensiones, el esfuerzo horizontal normal a las paredes laterales σ_h , puede ser evaluado como sigue (16) (17):

$$\sigma_h = \frac{\gamma L}{2 \tan \delta} \left[1 - \exp\left(\frac{-2Kh \tan \delta}{L}\right) \right] + Kp_0 \exp\left(\frac{-2Kh \tan \delta}{L}\right)$$

Donde K es un coeficiente de empujes de tierra. Para la mayoría de los casos de tajos rellenos, K toma un valor cercano al del coeficiente de presión de tierras de Rankine, como sigue:

$$K = K_a = \tan^2\left(45^\circ - \frac{\phi}{2}\right)$$

Las fuerzas cortantes debido a la resistencia al corte a lo largo de la pared lateral, S_s , pueden ser estimadas como sigue:

$$S_s = \int_0^{H'} \tau_s B dh + \int_{H'}^H \tau_s \frac{H-h}{\tan \alpha} dh = B \left(r_s c + \frac{\gamma L}{2} \right) \left(H - \frac{B \tan \alpha}{2} \right) - \frac{BL}{2} \left(\frac{\gamma L}{2K \tan \delta} - p_0 \right) + \frac{L^2}{4K \tan \delta \tan \alpha} \left(\frac{\gamma L}{2K \tan \delta} - p_0 \right) \left[\exp\left(\frac{-2K \tan \delta}{L} H' \right) - \exp\left(\frac{-2K \tan \delta}{L} H \right) \right]$$

Donde $H' = H - B \tan \alpha$

La fuerza cortante debido a la resistencia al corte a lo largo del interfaz relleno – pared posterior es dada como:

$$S_a = \tau_a L H' = r_a c L H'$$

Considerando el equilibrio de la cuña en las direcciones perpendicular paralela al plano de deslizamiento, el FS es obtenido y expresado como:

$$FS = \frac{\tan \phi}{\tan \alpha} + \frac{2}{\sin 2\alpha} \left(\frac{p'}{c} - r_a \frac{H'}{B} - 2r_s \frac{H^*}{L} \right)^{-1}$$

Además, la cohesión puede ser expresada como:

$$c = p' \left[\frac{2}{(FS - \tan \phi / \tan \alpha) \sin 2\alpha} + r_a \frac{H'}{B} + 2r_s \frac{H^*}{L} \right]^{-1}$$

El parámetro p' es dado por:

$$p' = \frac{L}{2K \tan \delta} \left\{ \gamma - \frac{1}{B \tan \alpha} \left(\frac{\gamma L}{2K \tan \delta} - p_0 \right) \times \left[\exp\left(-\frac{2K \tan \delta}{L} H' \right) - \exp\left(-\frac{2K \tan \delta}{L} H \right) \right] \right\}$$

Con todo esto, puede ser calculado el valor de la resistencia a la compresión no confinada necesaria para el relleno con la siguiente expresión:

$$UCS = 2c \tan\left(45^\circ + \frac{\phi}{2}\right)$$

Si $\delta \rightarrow 0$, la ecuación de P' se reduce a:

$$p' = p_0 + \frac{\gamma(H + H')}{2} = p_0 + \gamma H^*$$

Además de eso, si $r_a=0$, la solución generalizada se reduce a la solución de Mitchell modificado.

Si $\delta \rightarrow 0$, $r_a=0$ y $P_0=0$, se reduce a la solución original de Mitchell et al. (1982), (18) por otro lado, cuando $r_s = 1$, $H \gg B$ y el FS = 1, las ecuaciones se reducen al caso original de Mitchell.

En algunos casos, puede producirse una grieta de tensión cerca a la parte superior del bloque de relleno expuesto. Li y Aubertin (2012) propusieron un método basado en la estimación de la altura de la grieta de tensión H_t , basada en las ecuaciones de empuje de Rankine. (15) Esta altura puede ser estimada con la siguiente ecuación:

$$H_t = \frac{2c}{\gamma \tan(45^\circ - \phi/2)}$$

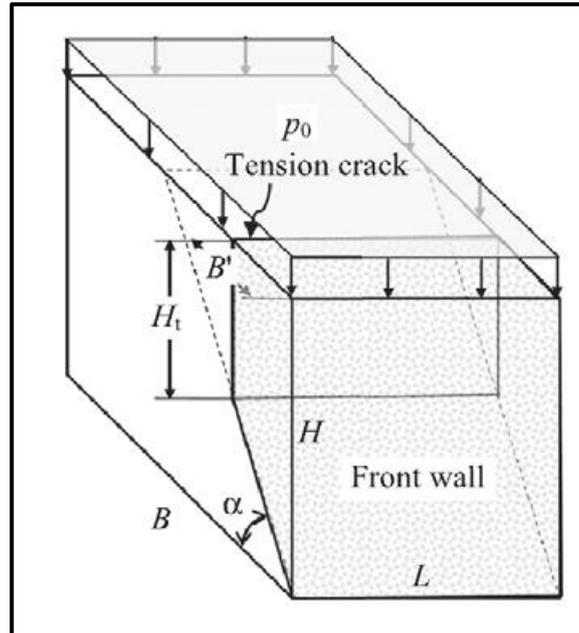


Figura 39. Bloque de relleno considerando grietas de tensión (15)

Como se aprecia en la Figura 39, la aparición de la grieta de tensión ocurre a cierta distancia de la cara expuesta del bloque de relleno. Esta profundidad de la cuña B' se calcula como sigue:

$$B' = (H - H_t) / \tan \alpha$$

A partir de estas nuevas ecuaciones, el FS queda definido como:

$$FS = \frac{\tan \phi}{\tan \alpha} + \frac{2}{\sin 2\alpha} \left(\frac{p'''}{c} - 2r_s \frac{2H - B' \tan \alpha}{L} \right)^{-1}$$

Donde la cohesión requerida para el relleno queda expresada como:

$$c = p''' \left[\frac{2}{(FS - \tan \phi / \tan \alpha) \sin 2\alpha} + r_s \frac{2H - B' \tan \alpha}{L} \right]^{-1}$$

El parámetro p''' es dado por:

$$p''' = \frac{L}{2K \tan \delta} \left\{ \gamma - \frac{1}{B' \tan \alpha} \left(\frac{\gamma L}{2K \tan \delta} - p_0 \right) \times \left[\exp \left(-\frac{2K \tan \delta}{L} H_t \right) - \exp \left(-\frac{2K \tan \delta}{L} H \right) \right] \right\}$$

2.3.7.3. Criterios de Diseño para el Caso en Estudio

Para el presente caso de estudio, a partir del método generalizado de Li (2014) y del caso de solución con grietas de tensión (Li y Aubertin 2012), se ha tenido en consideración los siguientes puntos (19) (15):

- En la pared posterior, la cohesión en la pared posterior se asume la mitad de la cohesión del relleno. En otras palabras, el factor de relación de cohesiones en el interfaz relleno – pared posterior r_a es igual a 0.5. De igual manera en las paredes laterales, se asume que la cohesión del interfaz relleno – pared lateral es aproximadamente la mitad de la cohesión del relleno, esto es, el factor de relación de ambas cohesiones r_s es igual a 0.5.
- Para el cálculo de la carga en la parte superior del bloque de relleno P_0 , se ha considerado el efecto de arqueado del relleno, que es la reducción del esfuerzo vertical debido a la transferencia de peso a las paredes laterales, fenómeno estudiado por Terzaghi (1959) en suelos y rocas débiles. (20)

Debido a este fenómeno, el esfuerzo vertical, que a la vez representa la carga sobre el relleno, puede ser calculado de la siguiente manera:

$$\sigma'_v = p_0 = \frac{(B \cdot \gamma_b - 4c')}{4K_0 \tan \phi} \left(1 - e^{-\frac{4K_0 \tan \phi}{B} z} \right)$$

Donde Z representa la altura de masa de relleno sobre el bloque a analizar y K_0 es el coeficiente de empuje que relaciona el esfuerzo horizontal con el vertical. En este caso, se calculará con la fórmula de Jaky (1944):

$$K_0 = \frac{\sigma'_h}{\sigma'_v} = 1 - \sin \phi$$

2.3.7.4. Estimación de la Resistencia de Relleno para Diferentes Escenarios

Para la estimación de la resistencia de relleno requerida para garantizar la estabilidad del relleno durante la explotación de tajeos secundarios, se ha realizado una sensibilidad para diferentes factores de seguridad, con las siguientes consideraciones.

- Altura de los tajeos = 30 m
- Longitud de pared expuesta o longitud e tajeos secundario = 25 m
- Los criterios de UCS Mitchell, UCS Li (z=0) y UCS Tensión Crack (z=0), son equivalentes y considera la altura del relleno de 30 m, sin ninguna carga externa.
- Los criterios de UCS Li (z=30) y UCS Tensión Crack (z=30), son equivalentes y considera la altura del relleno de 60 m o dos tajeos primarios
- Los criterios de UCS Li (z=60) y UCS Tensión Crack (z=60), son equivalentes y considera la altura del relleno de 90 m o tres tajeos primarios

En las figuras siguientes se muestra, de manera esquemática, la geometría del relleno simulada y en los cuadros siguiente los valores de resistencia del relleno para los diferentes criterios de cálculo.

Tabla 17.

Resistencia del relleno cementado requerido para una pared expuesta de 25 m de longitud y 30 m de altura

FS	Un tajeos primario = 30 m			Dos tajeos primarios = 60 m		Tres tajeos primarios = 90 m	
	UCS Mitchell	UCS Li, z=0	UCS Tension Crack, z=0	UCS Li, z=30m	UCS Tension Crack, z=30m	UCS Li, z=60m	UCS Tension Crack, z=60m
1.00	375	320	336	424	469	458	512
1.05	394	343	366	454	510	490	557
1.10	413	364	394	482	550	520	601
1.15	431	384	421	508	588	549	642
1.20	450	402	448	533	626	575	683
1.25	469	420	474	556	662	600	722
1.30	488	437	499	578	696	624	760
1.35	506	452	523	599	730	646	797
1.40	525	467	546	619	763	668	833
1.45	544	481	569	637	794	688	867
1.50	563	494	591	655	825	707	901

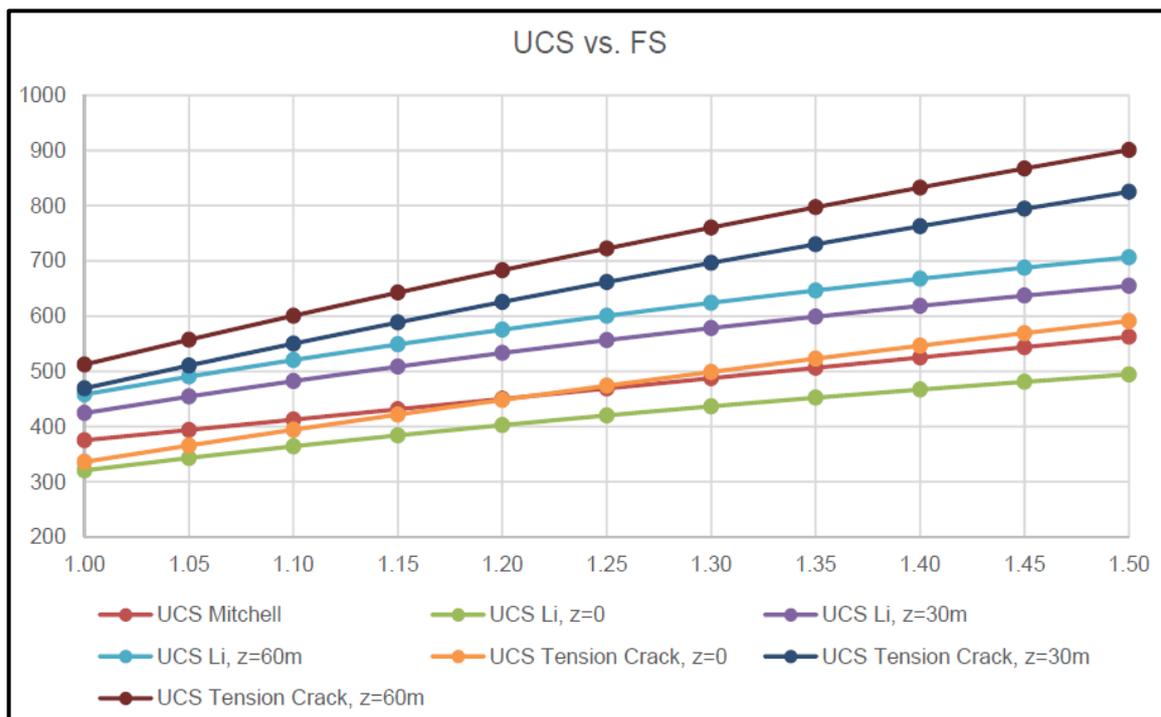


Figura 40. Resistencia del relleno cementado requerido para una pared expuesta de 25 m de longitud y 30 m de altura

Considerando que la resistencia del relleno *in situ* tiene una sensibilidad por diferentes factores operativos, dosificación de mezcla, variación de la granulometría del relave y otros, se recomienda considerar un factor de seguridad de 1.2. Para este escenario (25 m de longitud y 30 m de altura), la resistencia del relleno requerida para un tajo primario con relleno es 402 a 450 kPa, para dos tajeos primarios con relleno será de 533 a 626 kPa y para tres tajeos primarios con relleno será de 575 a 683 kPa.

2.3.8. Consideraciones Económicas

Las consideraciones económicas de la unidad minera Cerro Lindo, considera un *Budget* programado de 7,440,000 toneladas durante el periodo 2020, con una producción de 21,000 tpd y considerando 354 días operacionales efectivos.

El *cash cost* programado para el periodo 2020 es de 31.20 US \$/t, considera las áreas de mina, planta, mantenimiento, geología, medio ambiente, seguridad, infraestructura, gerencia, etc.

Los costos unitarios anuales más representativos son 8.17 US \$/t para el área de mina producción, 7.36 US \$/t para el área mina desarrollos, 6.37 US \$/t para el área de planta, 6.09 US \$/t para el área de mantenimiento.

El presupuesto de relleno en pasta considera una inversión de 20,682,630 US \$ durante el periodo 2020, considerando 7,440,000 toneladas de relleno en pasta y un costo unitario promedio anual de 2.78 US \$/t.

La descripción de relleno en pasta considera: los materiales de tuberías, maderas, telas y otros con una inversión total de 861,280 US \$, cemento con una inversión de 14,979,266 US \$, mano de obra con un presupuesto de 464,250 US \$, mantenimiento de tuberías con 1,440,000 US \$ y construcción de muros con un presupuesto de 2,937,854 US \$.

Unidad Minera Cerro Lindo

Presupuesto 2020 - Meta 300




**Cash Cost
(US\$/Ton)**

31.20

	ITEM	ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	sep-20	oct-20	nov-20	dic-20	2020
Tratamiento Planta	TM	609,000	609,000	609,000	630,000	609,000	630,000	621,200	633,000	633,000	611,900	633,000	611,900	7,440,000
Ton Tratadas x día	TPD	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,000	21,058	21,100	21,100	21,100	21,100	21,100	21,047
Total Paradas	días	2	-	2	-	2	-	2	1	-	2	-	2	13
Días Operativos Planta	días	29	29	29	30	29	30	30	30	30	29	30	29	354
Eficiencia Planta	%	94%	104%	94%	100%	94%	100%	95%	97%	100%	94%	100%	94%	97%
Total Cerro Lindo	Naturaleza	ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	sep-20	oct-20	nov-20	dic-20	2020
Mina Producción US\$		5,043,779	5,025,173	5,033,011	5,100,201	5,033,011	5,100,201	5,075,240	5,076,449	5,105,171	5,043,486	5,101,151	5,037,964	60,774,838
Mina Desarrollos US\$		4,559,047	4,539,716	4,569,738	4,561,719	4,570,304	4,582,452	4,581,731	4,559,972	4,577,199	4,545,040	4,583,033	4,550,774	54,780,725
Planta US\$		3,883,300	3,881,694	3,893,756	4,006,767	3,893,756	4,006,767	3,958,652	4,015,183	4,014,143	3,900,601	4,014,143	3,900,601	47,369,362
Mantenimiento US\$		3,916,654	3,916,654	3,916,654	3,916,654	3,916,654	3,916,654	3,313,714	3,821,212	3,821,212	3,821,212	3,821,212	3,218,271	45,316,757
Geología US\$		510,635	515,635	520,635	515,635	584,635	526,635	456,635	428,635	458,635	468,635	461,635	429,635	5,877,619
Medio Ambiente US\$		161,808	184,758	215,308	189,608	215,008	186,308	202,308	201,158	200,908	176,808	182,308	196,258	2,312,551
Gerencia y Staff US\$		270,925	233,226	291,226	216,726	211,326	233,476	230,726	276,886	206,726	227,476	209,726	208,226	2,816,671
Servicios Técnicos US\$		192,326	188,999	188,999	188,999	190,626	192,476	189,538	188,999	192,826	190,576	188,999	190,288	2,283,653
Seguridad US\$		146,367	146,367	146,367	150,367	146,367	146,367	146,367	150,367	146,367	146,367	146,367	146,367	1,764,408
Relaciones Comunitarias US\$		31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	31,387	376,643
DHO US\$		587,954	609,454	588,954	587,954	634,454	601,954	640,454	586,454	642,343	592,954	586,454	756,454	7,415,833
Infraestructura US\$		54,553	54,553	84,553	74,553	69,553	154,553	154,553	87,553	74,553	94,553	54,553	54,553	1,012,642
Total US\$		19,358,736	19,327,617	19,480,589	19,540,572	19,497,082	19,679,231	18,981,306	19,424,256	19,471,470	19,239,096	19,380,969	18,720,779	232,101,702
Total US\$/TM		31.79	31.74	31.99	31.02	32.01	31.24	30.56	30.69	30.76	31.44	30.62	30.59	31.20

Figura 41. Cash Cost periodo enero a diciembre 2020, unidad minera Cerro Lindo

RELLENO EN PASTA

Presupuesto 2020 - Meta 300



Area	Actividad	Descripcion	ene-20	feb-20	mar-20	abr-20	may-20	jun-20	jul-20	ago-20	sep-20	oct-20	nov-20	dic-20	2020
Mina Producción	Relleno en Pasta	Tuberías, Maderas, telas y Otros	79,572	79,572	56,195	79,910	55,451	81,953	72,291	58,941	79,862	72,394	84,816	60,305	861,260
Mina Producción	Relleno en Pasta	Cemento Andino Tipol a granel	1,223,861	1,223,861	1,223,861	1,270,464	1,223,861	1,270,464	1,250,935	1,277,122	1,277,122	1,230,297	1,277,122	1,230,297	14,979,266
Mina Producción	Relleno en Pasta	Mano de Obra	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	38,687	464,250
Mina Producción	Relleno en Pasta	Mantenimiento de tuberías	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	1,440,000
Mina Producción	Relleno en Pasta	Construcción de Muros	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	244,821	2,937,854
		Presupuesto (US D)	1,706,941	1,706,941	1,683,565	1,753,883	1,682,821	1,755,926	1,726,734	1,739,571	1,760,492	1,706,199	1,765,446	1,694,111	20,682,630
		Meta Tratamiento (TON)	609,000	609,000	609,000	630,000	609,000	630,000	621,200	633,000	633,000	611,900	633,000	611,900	7,440,000
		Costo promedio meta (\$/ton)	2.80	2.80	2.76	2.78	2.76	2.79	2.78	2.75	2.78	2.79	2.79	2.77	2.78

Figura 42. Presupuesto de relleno en pasta, periodo enero a diciembre del 2020, unidad minera Cerro Lindo

2.4. Definición de Términos Básicos

Relleno de pasta. El relleno en pasta es un fluido con alta concentración de sólidos, se compone por una mezcla con cemento y relave y agua, para obtener una pasta con valores de resistencia a la compresión para el relleno de labores subterráneas.

Agua. Elemento fundamental en la preparación del concreto, permite la trabajabilidad de este, la cantidad a utilizar depende también del diseño de mezclas.

Cemento. Producto comercial que tiene propiedades hidratantes al actuar con el agua, la cantidad se especifica en el diseño de mezclas.

Consistencia. Grado de humedecimiento de la mezcla, depende de la cantidad de agua usada y se mide a través del ensayo de *Slump*.

Compresión. La resistencia a la compresión es la carga máxima para una unidad de área soportada por una muestra antes de fallar (agrietamiento, rotura), se medirá en valores expresados en kg/cm^2 .

Relave minero. Son desechos tóxicos subproductos de procesos mineros y concentración de minerales, usualmente una mezcla de tierra, minerales, agua y rocas, la cantidad de relave a utilizar depende de la dosificación del agregado fino.

Relación agua cemento (a/c). Es la relación principal que influye en la resistencia del concreto, siendo determinada en el diseño de mezclas.

Resistencia a la compresión. Es el máximo esfuerzo que puede soportar las probetas de concreto, el cual se mide en kg/cm^2 .

Tamizado. Método por donde se pasan los agregados por tamiz de un tamaño concreto para producir una mezcla homogénea con un tamaño de gránulo específico.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método y Alcances de la Investigación

3.1.1. Método de Investigación

En el presente trabajo de investigación se aplicó el método de investigación científico, este método permite al investigador reunir, procesar y fijar información relevante en una forma ordenada, sistemática y siguiendo procedimientos estructurados para abordar el problema.

3.1.2. Alcances de la Investigación

El presente trabajo de investigación se realizó aplicando en el área de relleno tanto en superficie en Planta de Pasta y en interior de mina en todos los tajos a rellenar de la unidad minera Cerro Lindo, enfatizando el diseño del dique tapón de desmonte para los tajos a rellenar con el método de *sublevel stoping*.

3.2. Diseño de la Investigación

El diseño de la investigación es descriptivo longitudinal el cual permitirá la evaluación y la descripción del comportamiento de una variable en este caso, el diseño de los diques tapones de desmonte, esta descripción implica la observación sistemática del diseño de estudio.

3.2.1. Tipo de Investigación

El presente trabajo de investigación es aplicativo, la aplicación de la investigación del diseño del dique tapón de desmonte en la unidad minera Cerro Lindo es directo e inmediato, el resultado de la investigación de diseño busca aplicar en el escenario de los tajos vacíos a rellenar una solución de los tapones de contención de relleno a utilizar.

3.2.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es descriptivo.

3.3. Población y Muestra

3.3.1. Población

Está conformado por todos los tajos vacíos extraídos por el método *sublevel stoping* en la unidad minera Cerro Lindo.

3.3.2. Muestra

Está conformada por los tajos a rellenar, seleccionados para las muestras de estudio del dique tapón de desmonte para la caracterización del material geotécnico en estudio. Se citan los siguientes tajos:

- Tj 220 Nv 1800 OB2B
- Tj 340 Nv 1875 OB2B

3.4. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

En la ejecución del trabajo de investigación se ha recurrido a la utilización de las herramientas de procesamiento de datos estadísticos, así mismo como los registros de reportes y los trabajos de recolección de muestras en campo. Estas informaciones han sido extraídas a partir de la data anual e histórica de las operaciones de relleno en pasta desde los inicios de operación, también se ha recabado del laboratorio de relleno propio para las operaciones de relleno.

3.4.1. Técnicas Utilizadas en la Recolección de Datos

En la recolección de datos se procede a realizar a través de los siguientes pasos:

- Observación experimental y no experimental: Se usa este instrumento para la observación en campo para tener como guía.
- Análisis de la data histórica de las operaciones de relleno en pasta.
- Visita en campo para recabar información *in situ* del terreno en interior de mina.
- Diagrama de flujo, para representar los pasos del proceso de relleno y la construcción del dique tapón de desmonte.

3.4.2. Instrumentos Utilizados en la Recolección de Datos

En el presente trabajo de investigación se utilizaron las siguientes herramientas de recolección de datos.

- Reportes mensuales y anuales
- Referencias bibliográficas
- Herramientas de procesamiento de datos estadísticos
- Materiales y herramientas de campo
- Herramientas tecnológicas de información
- Base data histórica de reportes

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados del Tratamiento y Análisis de la Información

4.1.1. Cálculos de Diseño del Dique Tapón durante las Tres Fases de Minado

4.1.1.1. Análisis de Estabilidad del Dique Primera Fase de Llenado

Relleno en pasta cementado (pulpa):

γ' total	2.5	ton/m ³
phi_relleno	0.0	°
C_relleno	0.0	
Ka	1.00	

Dique de desmorte (tapón):

γ desmorte (seco)	2.4	ton/m ³
h tapón	4.2	m
Desnivel relleno y cresta dique	0.5	m
altura carga	3.7	m
Altura galería	4.5	m
Long. base	13.0	m
Ancho de cresta	3.0	m
Ancho	1.0	m
Altura cresta al techo labor	0.3	m
beta1	45.0	°
beta2	36.0	°
ÁREA PISO	13.0	m ²
ÁREA PARED	33.6	m ²
ÁREA RELLENO	3.7	m ²
Phi_dique desmorte	35.0	°
C_Dique	0.0	
Ka dique desmorte -hastial	0.3	
Delta desmorte-hastial	23.3	°
W roca fallada de la pared tajeo	300	Ton
W roca fallada	30	Ton/m
W dique	81	Ton/m
E total	24	Ton/m
Phi_de tapón - piso	23.3	varia 1/2 a 2/3 phi
Tang (Phi r)	0.4	
Tang (Phi a)	0.18	
Coeficiente sísmico	0.10	
F_sísmico	3.0	Ton/m
Tangente (Phi r) sísmico	0.21	
Factor de seguridad - Dique	2.5	
Factor de seguridad sísmico - Dique	2.1	

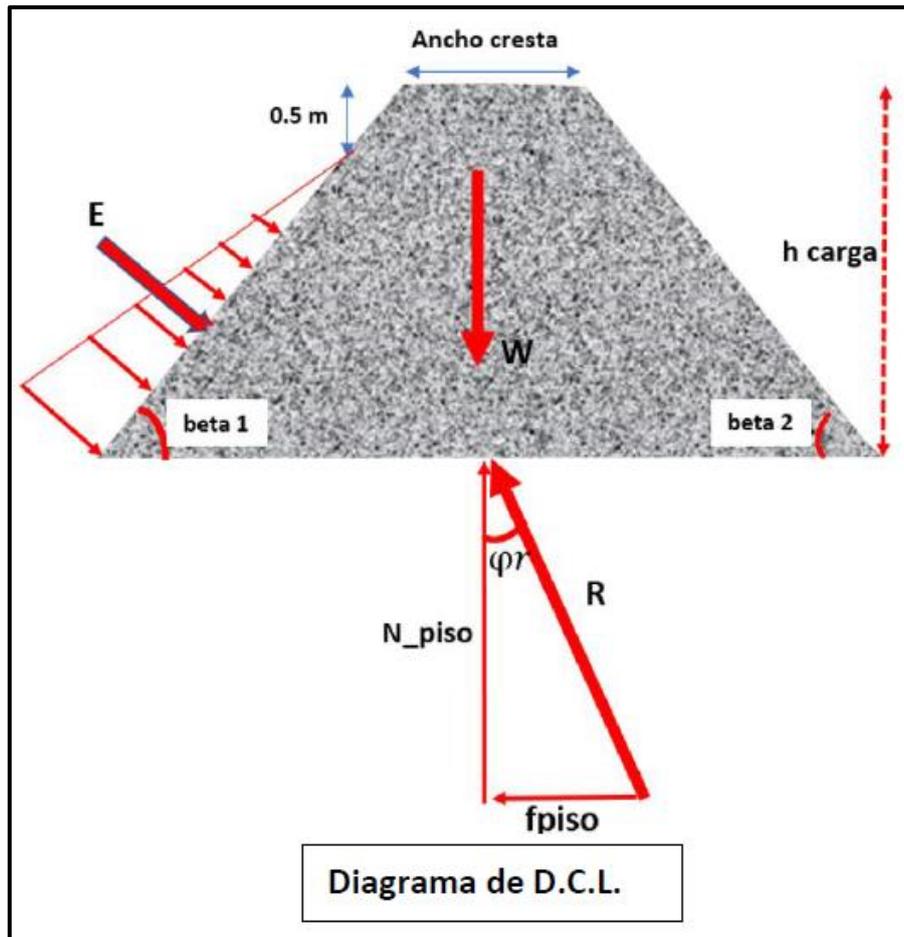


Figura 43. Diagrama de cuerpo libre del dique en primera fase de llenado

4.1.1.2. Esquema de Sistema Malla + Perno Hilti – sin Contrafuerte Subfase de Llenado

Características del perno

Longitud (m)	0.08 m
Diámetro (m)	0.025 m
Resistencia tracción (KN)	50 KN
Resistencia corte (KN)	33 KN
Resistencia a la adherencia (KN)	11 KN
Espaciamiento pernos (m)	0.4 m

Características de la malla

Malla	MALLA SOLD MESH GALV 4X4-8-2.30X11M	
Diámetro del alambre	4.2 mm	
Área sección alambre	13.85 mm ²	
Dimensiones del cuadrado	10.16 cm	
Dimensiones del paño	2.3x11 m	AnchoxLargo
Resistencia a la tracción del alambre Φ 4.1 mm	56 Kg/mm ²	Prodac
Resistencia a la tracción de un alambre Φ 4.1 mm	775 Kg	
Resistencia a la tracción de un alambre Φ 4.1 mm	7.8 KN	
Resistencia a la tracción de la malla en un área 0.8x0.8 m	76.3 KN	
Resistencia al punzonamiento 1 malla	29.4 KN/m ²	
Resistencia al punzonamiento 2 mallas	58.8 KN/m ²	
Resistencia al corte	460 N/mm ²	DSI
Resistencia al corte	46 Kg/mm ²	
Altura de punzonamiento	1 m	
Área de punzonamiento	0.8 m ²	
Fuerza resistente de punzonamiento 1 malla	29.4 KN/m	
Fuerza resistente de punzonamiento 2 mallas	58.8 KN/m	
Fuerza resistente de punzonamiento 3 mallas	88.2 KN/m	

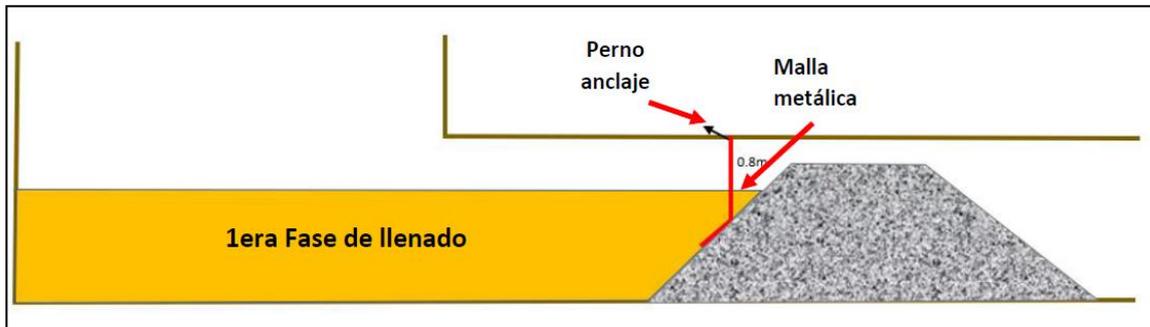


Figura 44. Esquema de sistema malla + perno hilti – sin contrafuerte subfase de llenado

Ka	1
Densidad del relleno	25 KN/m ³
Altura del relleno en pasta sobre techo de galería	0.5 m
Altura libre entre relleno y techo galería	0.7 m
Presión superior	12.5 KN/m ²
Presión inferior	30 KN/m ²
Fuerza que ejerce el relleno	14.88 KN/m
Fuerza que ejerce el relleno + efecto dinámico	36.0 KN/m
Altura de la fuerza aplicada desde la base	0.30 m
Ángulo superior	70.00 °
Ángulo inferior	80.00 °
Fuerza de tracción superior transmitida a la malla (Ts)	5.1 KN/m
Fuerza de tracción superior transmitida a la malla (Ts) + dinámico	12.4 KN/m
Fuerza de tracción superior transmitida a la malla (Ts) + dinámico + contrafuerte	5.3 KN/m
Fuerza de tracción inferior transmitida a la malla (Ti)	4.9 KN/m
Fuerza de tracción inferior transmitida a la malla (Ti) + dinámico	14.1 KN/m

Tabla 18.
Factores de seguridad estática y sísmica de malla metálica anclada

Factor de seguridad estática de malla metálica anclada	
Factor de seguridad por punzonamiento de 1 malla	2.0
Factor de seguridad por punzonamiento de 2 malla	4.0
Factor de seguridad por adherencia perno	3.9

Factor de seguridad estática de malla metálica anclada	
Factor de seguridad por punzonamiento de 1 malla	0.8
Factor de seguridad por punzonamiento de 2 malla	1.6
Factor de seguridad por punzonamiento de 3 malla	2.5
Factor de seguridad por adherencia perno	1.3

4.1.1.3. Esquema de Sistema Pircado + Contrafuerte + Malla + Perno Hilti Subfase de Llenado

Características del contrafuerte:

Altura de empuje por sub-fase	0.4 m
Ancho de cresta dique	3 m
Base del Dique	13.0 m
Altura del sub-dique (h')	0.5 m
Ángulo talud contrafuerte	70 °
Altura del contrafuerte	0.8 m
Ancho cresta contrafuerte (a)	0.7 m
Base contrafuerte (b)	1.1 m
γ desmante (seco)	2.4 ton/m ³
Peso 1 contra fuerte (W1)	1.7 ton/m
Peso 2 desmante (w2)	4.2 ton/m
Reacción Normal (N')	5.9 ton/m
Phi_dique desmante	35.0 °
f' piso	4.1 Ton/m
f' piso	41 KN/m

Tabla 19.
Factores de seguridad sísmica

Factor de seguridad sísmica considerando picardo + contrafuerte + perno hilti + malla	
Factor de seguridad por punzonamiento de 1 malla	2.0
Factor de seguridad por punzonamiento de 2 malla	2.8
Factor de seguridad por punzonamiento de 3 malla	3.6
Factor de seguridad por adherencia perno	2.9

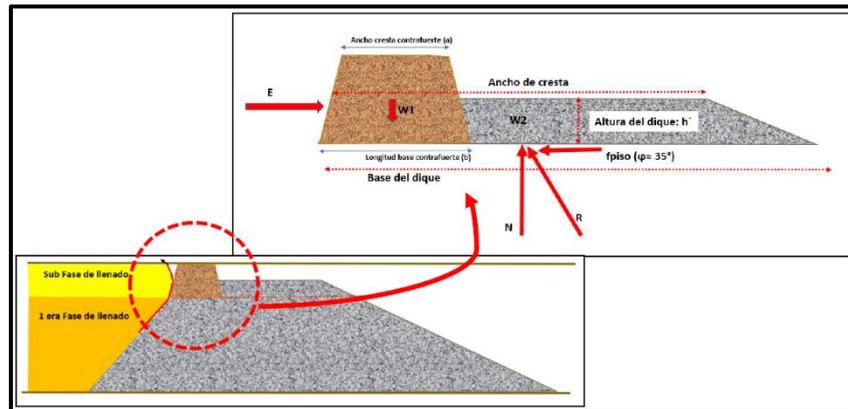


Figura 45. Diagrama de cuerpo libre del sistema pircado + contrafuerte + malla + perno hilti en la subfase de relleno

4.1.1.4. Dique en Segunda Fase de Llenado

γ' total pulpa 3% cemento	2.5 ton/m ³
γ' curado 1era fase de llenado	2.5 ton/m ³
γ' curado sub-fase	2.5 ton/m ³
ϕ (relleno curado 1 era fase)	20.0 °
Φ (relleno curado sub-fase)	10.0 °
UCS (relleno curado 1era fase)	160.0 KPa
UCS (relleno curado sub-fase)	200.0 KPa
C (relleno curado 1era fase)	80.0 KPa
C (relleno curado sub-fase)	100.0 KPa
C (relleno curado 1era fase)	8.0 ton/m ²
C (relleno curado sub-fase)	10.0 ton/m ²
K_a con c y ϕ curado 1era fase	0.5
K_a con c y ϕ curado sub-fase	0.7
Altura carga relleno adicional	10.0 m
Altura equivalente sub-fase	10.0 m
E_{fx} en la sub-fase	12.5 ton/m
E_{fx} cohesión	-11.7 ton/m
E_{fx} relleno total	0.8 ton/m
Altura de carga sub-fase	1.2 m
Altura carga equivalente adicional a 1era fase	11.2 m
E_{fx} en tapón	59.2 ton/m
E_{fx} cohesión	-41.5 ton/m
E_{fx} relleno total	17.7 ton/m
PRESIÓN F_x (relleno)	47.9 KPa/m
Factor de seguridad estático - Dique	2.4
Factor de seguridad sísmico - Dique	2.1

Resistencia
para empuje= 0

Para carga la 2^{da} fase, la UCS de la sub-fase debe ganar 275 KPa.

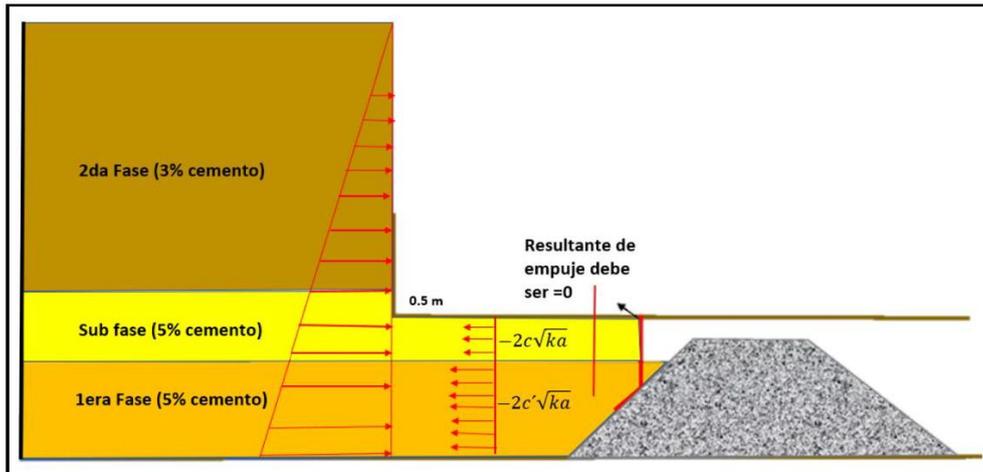


Figura 46. Esquema de relleno con dique tapón en segunda fase

4.1.1.5. Dique en Tercera Fase de Llenado

γ' total pulpa 3% cemento	2.5 ton/m ³
γ' curado 1era fase de llenado	2.5 ton/m ³
γ' curado sub-fase	2.5 ton/m ³
γ' curado 2da fase de llenado	2.5 ton/m ³
φ (relleno curado 1 era fase)	25.0 °
Phi (relleno curado sub-fase)	20.0 °
UCS (relleno curado 1era fase)	300.0 KPa
UCS (relleno curado sub-fase)	450.0 KPa
C (relleno curado 1era fase)	150.0 KPa
C (relleno curado sub-fase)	225.0 KPa
C (relleno curado 1era fase)	15.0 ton/m ²
C (relleno curado sub-fase)	22.5 ton/m ²
φ (relleno curado 2 da fase)	10.0 °
Ka con c y φ curado 1era fase	0.4
Ka con c y φ curado sub-fase	0.5
Ka con c y φ curado 2da fase	0.7
Altura carga relleno adicional	15.0 m
Altura equivalente relleno adicional	15.0 m
Altura equivalente relleno 2da fase	10.0 m
altura equivalente sub-fase	1.2 m
Efx en la sub-fase	22.2 ton/m
Efx cohesión sub-fase	-22.1 ton/m
Efx relleno total en sub-fase	0.1 ton/m
Factor de seguridad en el tapón	
Efx en tapón	91.4 ton/m
Efx cohesión	-70.7 ton/m
Efx relleno total	20.7 ton/m
PRESION Fx (relleno)	55.9 KPa/m
Factor de seguridad estático - Dique	2.0
Factor de seguridad sísmico - Dique	1.8

Resistencia
para empuje= 0

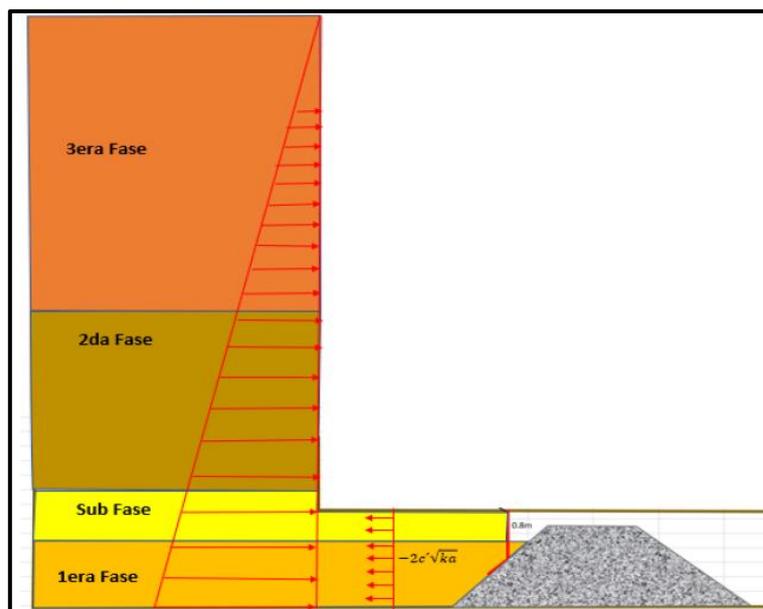


Figura 47. Esquema de relleno con dique tapón en tercera fase

4.1.2. Resultados de Investigaciones de Campo y Laboratorio

4.1.2.1. Periodos de Fraguado del Relleno Evaluado

El período de relleno, según los reportes de operaciones en la unidad minera Cerro Lindo, van desde 1 a 3 semanas. La antigüedad del relleno ha sido determinada a partir del último día de relleno del respectivo tajeo hasta la fecha en la que se realizaron los ensayos de campo (23/2/2019), ensayos tales como SPT, CPT, densidad *in situ*, humedad, de igual manera, se calculó la antigüedad del relleno de las muestras ensayadas en el laboratorio de Geotecnia "Centro Peruano Japonés de Investigaciones Sísmicas y Mitigación de Desastres" CISMID (22/3/2019).

Tabla 20.
Periodo de fraguado de las muestras ensayadas

Nivel de base	Nivel superior	Tajo	Fecha de relleno		Antigüedad	
			Inicio	Final	Ensayos <i>in situ</i> (días)	Ensayos en laboratorio (días)
1680	1710	Tj 950	30/12/19	08/1/20	46	74
1680	1710	Tj 014	24/11/19	1/12/19	84	112
1740	1770	Tj 018	14/10/19	31/10/19	115	143
1710	1740	Tj 016	18/09/19	4/10/19	142	170
1910	1940	Tj 760	19/04/19	29/4/19	300	328
1740	1770	Tj 008	14/10/19	31/10/19	115	143

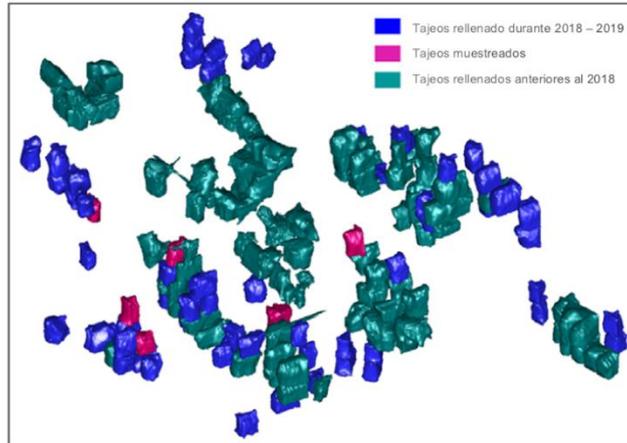


Figura 48. Ubicación de los tajeos donde se realizaron las pruebas in situ

4.1.2.2. Investigaciones Geotécnicas de Campo

4.1.2.2.1. Muestreo de Relleno por el Método de Tallado en Ventanas

La metodología para obtener los bloques de relleno fue construir una calicata desde la parte superior del tajeo rellenado y obtener muestras inalteradas a 2 y 4 metros de profundidad, tallándolas in situ, estas muestras, en forma de un cubo, con dimensiones promedio de 22 cm de lado, posteriormente fueron parafinadas para que las muestras mantengan las condiciones *in situ* y evitar la pérdida de humedad durante el transporte.

De la misma manera se han abierto los tapones de las ventanas inferiores al tajeo, para extraer muestras inalteradas.

En la figura siguiente se muestra de manera esquemática la ubicación de los puntos de muestreo en cada uno de los tajeos evaluados.

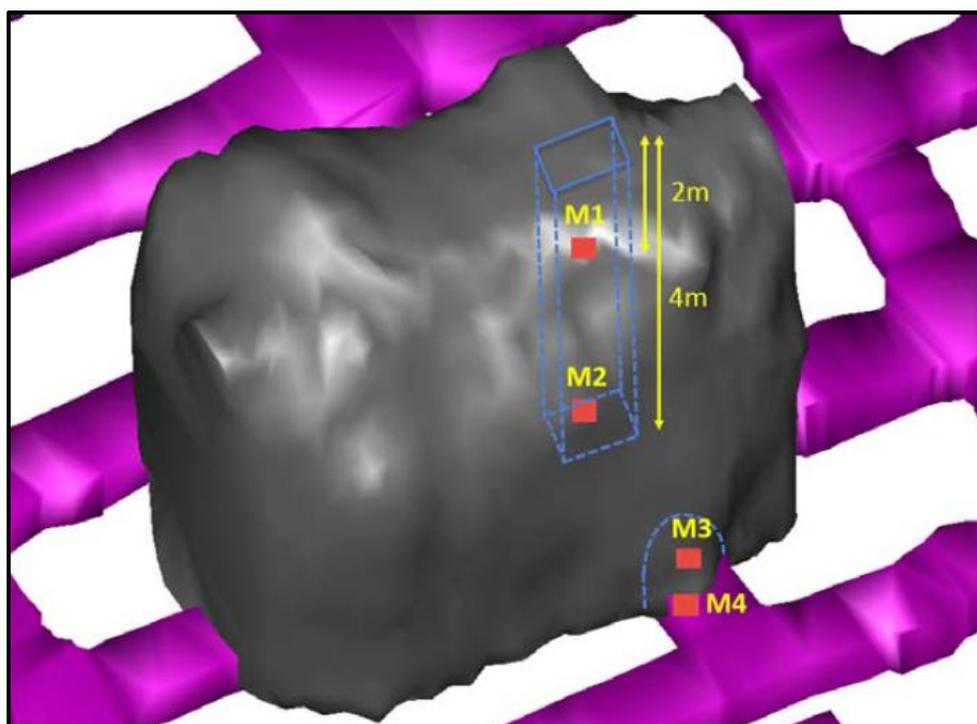


Figura 49. Ubicación de muestras inalteradas extraídas de los tajos rellenados

Todas las muestras fueron embaladas, rotuladas y aisladas con parafina, posteriormente transportadas cada una en cajas de madera en viruta, desde la unidad minera Cerro Lindo al laboratorio de Geotecnia CISMID de la Facultad de Ingeniería Civil de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI).

Tabla 21.
Relación de muestras extraídas de trabajos de campo

N.º	Muestra	Tajo	Nivel	Cuerpo	Prof. (m)	Lugar	Observación
1	M-3	008	1740	OB5	27	Ventana	Cerca al techo de la ventana
2	M-4	008	1740	OB5	28.5	Ventana	Cerca al techo de la ventana
3	M-1	014	1710	OB5B	2	Calicata	
4	M-2	014	1710	OB5B	4	Calicata	
5	M-3	014	1710	OB5	27	Ventana	Cerca al piso de la ventana
6	M-4	014	1710	OB5	28.5	Ventana	No extraído
7	M-1	016	1740	OB5B	2	Calicata	
8	M-2	016	1740	OB5B	4	Calicata	
9	M-3	016	1740	OB5	27	Ventana	Cerca al piso de la ventana
10	M-4	016	1740	OB5	28.5	Ventana	Cerca al piso de la ventana

11	M-1	018	1770	OB5	2	Calicata	Blando
12	M-2	018	1770	OB5	4	Calicata	No extraído
13	M-3	018	1770	OB5	27	Ventana	Cerca al piso de la ventana
14	M-4	018	1770	OB5	28.5	Calicata	Cerca al piso de la ventana
15	M-1	760	1940	OB6	2	Calicata	
16	M-2	760	1940	OB7	4	Calicata	
17	M-3	760	1940	OB6	27	Ventana	Cerca al techo de la ventana
18	M-4	760	1940	OB6	28.5	Ventana	Cerca al techo de la ventana
19	M-1	950	1710	OB2	2	Calicata	
20	M-2	950	1710	OB2	4	Calicata	
21	M-3	950	1710	OB2	27	Ventana	Cerca al techo de la ventana
22	M-4	950	1710	OB2	28.5	Ventana	Cerca al techo de la ventana

Las muestras obtenidas tanto en las ventanas como en las calicatas son de relleno en pasta con un contenido aproximado de cemento de 3%, cabe mencionar que si la muestra extraída del Tajo 008, del OB5, nivel 1740, no contiene cemento en el diseño de su mezcla.

4.1.2.2.2. Excavación de Calicatas con Medición de Densidad *in situ* y Humedad

El programa de investigación geotécnica comprendió la ejecución de cinco calicatas, denominadas C-01 a C-05, las cuales se efectuaron en el nivel superior de los tajeos rellenos, una por tajeo. Todas las calicatas alcanzaron una profundidad de 4.0 m. En la Tabla 22 se indican las características de dichas calicatas.

Tabla 22.
Características de las calicatas efectuadas

Calicata	Ubicación	Profundidad alcanzada (m)
C-01	Tj 950	4.0
C-02	Tj 016N	4.0
C-03	Tj 014N	4.0
C-04	Tj 018	4.0
C-05	Tj 760	4.0

En cada una de ellas se efectuaron pruebas de densidad *in situ* mediante el método del cono de arena (ASTM D-1556), a 2.00, 3.00 y 4.00 m de profundidad. En la Tabla 23 se muestra el resumen de los valores de densidad obtenidos mediante estos ensayos.

Tabla 23.
Resumen de los ensayos de densidad *in situ* efectuados

Calicata	Muestra	Profundidad (m)	Contenido de humedad (%)	Densidad seca global (gr/cm ³)
C-01	D-1	2.00	19.32	2.18
	D-2	3.00	23.24	2.01
	D-3	4.00	21.16	1.93
C-02	D-1	2.00	19.13	2.00
	D-2	3.00	22.09	1.95
	D-3	4.00	21.58	1.93
C-03	D-1	2.00	18.96	2.20
	D-2	3.00	18.81	1.94
	D-3	4.00	21.95	1.92
C-04	D-1	2.00	51.62	2.07
	D-2	4.00	23.24	1.88
C-05	D-1	2.00	19.31	2.09
	D-2	3.00	19.74	2.17
	D-3	4.00	21.48	2.08

Asimismo, en cada una de las calicatas se registró cuidadosamente el perfil estratigráfico y se clasificaron visualmente los materiales encontrados de acuerdo a los procedimientos del Sistema Unificado de Clasificación de Suelos (SUCS - norma ASTM D-2488), extrayéndose muestras representativas de los materiales típicos, las cuales, debidamente protegidas e identificadas, fueron remitidas al laboratorio de suelos para su análisis.

4.1.2.2.3. Ensayos de Penetración SPT y Cono de Peck

La investigación geotécnica comprendió la ejecución de cinco ensayos de penetración estándar (SPT), una por cada tajeo evaluado, a cada 2.00 metros de profundidad. También, se efectuaron cinco auscultaciones dinámicas mediante el

Cono de Peck, estos sondeos se realizaron comenzando en las profundidades de fin de los ensayos SPT y se extendieron hasta profundidades comprendidas entre 17.20 y 27.10 m con respecto a la superficie natural del terreno. Cabe señalar que además de estos cinco sondeos de Cono de Peck, se efectuó uno en el tajo 016 – Norte, desde la superficie hasta los 22 m de profundidad, esto a fin de utilizar los valores obtenidos para establecer una correlación con el ensayo SPT.

En la tabla siguiente se indican las coordenadas de ubicación y las profundidades alcanzadas por cada uno de los sondeos ejecutados.

Tabla 24.
Características de los ensayos SPT y Cono de Peck efectuados

Ubicación	SPT		Cono de Peck	
	Prof. Inicio (m)	Prof. Fin (m)	Prof. inicio (m)	Prof. fin (m)
Tj 950	0.00	15.60	15.60	25.35
Tj 016N	0.00	22.60	22.60	27.10
Tj 014N	0.00	24.60	24.60	26.55
Tj 018	0.00	24.60	24.60	25.50
Tj 760	0.00	16.60	16.60	17.20

4.1.2.2.4. Correlación del Cono de Peck y SPT

Los resultados de los ensayos de Cono de Peck servirán para estimar, a partir de correlaciones con el ensayo SPT, parámetros de resistencia del suelo, por ello resulta necesario mencionar en qué consiste este ensayo y cuál es su correlación con el ensayo SPT. El cono de Peck es un método dinámico de auscultación que consiste en hincar en el terreno una barra de 2 pulgadas de diámetro, provista en su parte inferior de una punta cónica de 2.5 pulgadas de diámetro y un ángulo de 60° en el vértice.

La hincia se efectúa en forma continua, empleando un martillo de 140 libras de peso y 30 pulgadas de caída, registrándose el número de golpes requeridos por

cada 15 cm de penetración; los resultados se presentan en un registro continuo de número de golpes por cada 30 cm de penetración.

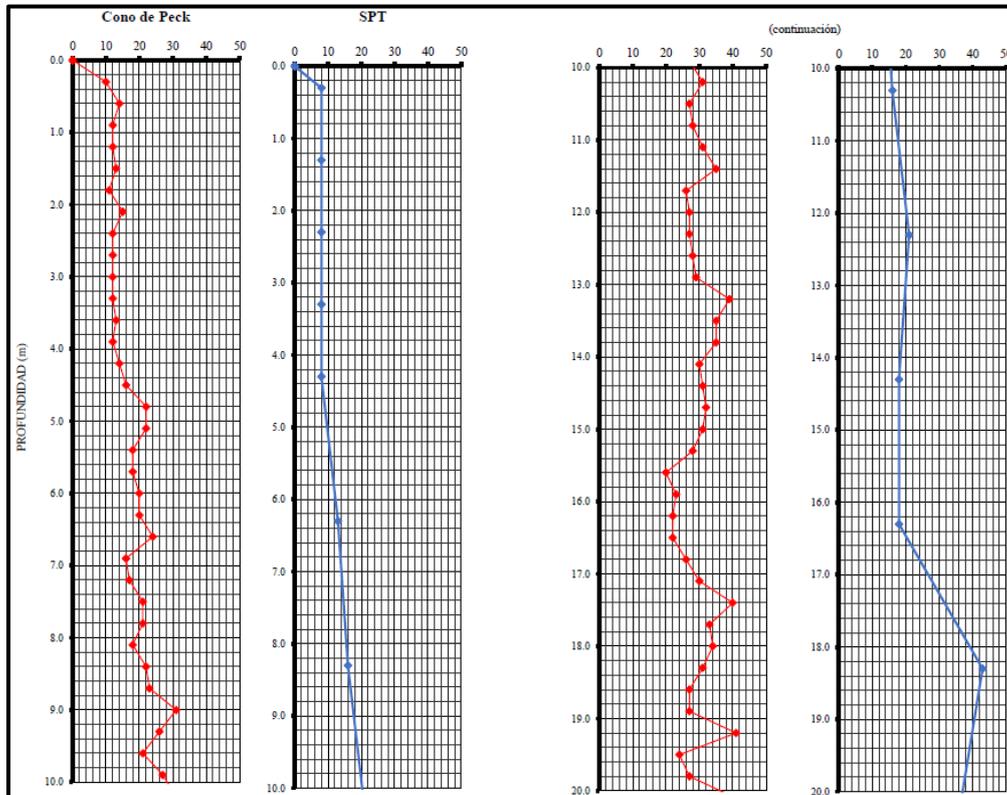


Figura 50. Comparación de resultados de SPT y Cono de Peck, se contabiliza número de penetración

Este cono ha sido calibrado mediante correlación estadística con el ensayo de penetración estándar (SPT), comparando los resultados obtenidos por ambos procedimientos exploratorios en sondeos muy cercanos realizados en el tajo 016, para un rango de profundidades similares.

La calibración obtenida es la siguiente:

$$N = 0.8C_n$$

Donde:

- N = número de golpes por 30 cm de penetración en el ensayo de penetración estándar (ASTMD - 1586).
- Cn = número de golpes por 30 cm de penetración mediante auscultación con el Cono de Peck.

De esta manera, es posible utilizar los valores obtenidos con el Cono de Peck para calcular su equivalente en SPT. Dicho todo esto, será necesario obtener una correlación a fin de obtener el ángulo de fricción a partir de los valores de N de SPT.

4.1.2.2.5. Correlación de Ángulo de fricción vs. “N” de SPT

A lo largo del tiempo, diversos autores han presentado estudios de correlación para la obtención del ángulo de fricción a partir del valor de número de golpes N del ensayo SPT, ya sea con el dato original obtenido en campo o con el valor corregido por factores varios.

En el caso de la evaluación realizada en este proyecto, se han utilizado las siguientes correlaciones:

Para valores de N corregido (N₁)

- Peck, Hanson y Thornburn (22)

Según Kulhawy y Mayne, la correlación gráfica propuesta por Peck, Hanson y Thornburn (22) puede expresarse mediante la siguiente expresión:

$$\phi = 54 - 27.6034(e^{-0.014N_1})$$

- Muromachi (23)

En 1974, Muromachi propuso una correlación para estimar el ángulo de fricción en suelos granulares a partir de los valores obtenidos en el ensayo de SPT de la siguiente manera:

$$\phi = 20 + 3.5(N_1)^{0.5}$$

- Hatanaka y Uchida (24)

Obtenida a partir una serie de ensayos triaxiales drenados sobre muestras inalteradas de arena, a fin de determinar el ángulo de fricción ϕ . Las muestras inalteradas eran recuperadas congelando el suelo, y el ángulo de fricción obtenido

era comparado con las ecuaciones empíricas propuestas por muchos investigadores utilizando el SPT.

A partir de estos cálculos, propusieron la siguiente correlación para el cálculo del ángulo de fricción:

$$\phi = (20 N_1)^{0.5} + 20$$

Para valores de N sin corregir

- Dunham (25)

En 1954, Dunham planteó una de las primeras formulaciones para establecer una correlación entre el ángulo de fricción interna y el número de golpes del ensayo de SPT en suelos arenosos uniformes. La expresión que define esta correlación se expresa de la siguiente manera:

$$\phi = (12 N)^{0.5} + 20$$

- Ohsaki (26)

Una de las fórmulas más comúnmente usadas en Japón para la estimación del ángulo de fricción interna es la de Ohsaki, planteada a partir de información de suelos arenosos. Esta fórmula se detalla a continuación:

$$\phi = 15 + (20 N)^{0.5}$$

- Wolff (27)

Basado en la correlación gráfica presentada por Peck, Hanson y Thornburn en 1974, Wolff estableció una ecuación aproximada, la cual se expresa de la siguiente manera:

$$\phi = 27.1 + 0.3N - 0.00054 N^2$$

A partir de estas correlaciones, se obtuvieron valores de los ángulos de fricción para cada uno de los ensayos de SPT realizados. Los resultados se muestran en el Anexo C.

4.1.2.2.6. Correlación del Valor de Cohesión (c) vs. “N” de SPT

Al igual que para el caso del ángulo de fricción interna, existen ecuaciones en la bibliografía que correlacionan el valor de SPT con la cohesión.

En el caso de la evaluación realizada en este proyecto, se han utilizado las siguientes correlaciones:

- Shioi y Fukui (1982)

Basados en las especificaciones de puentes viales de Japón, Shioi y Fukui plantearon la siguiente correlación entre **C** y **N** para suelos cohesivos:

$$c = 5.841N \text{ (en kPa)}$$

- Sowers (21)

Para arcillas de baja plasticidad y limos arcillosos, Sowers propuso la siguiente correlación (21):

$$c = 3.639N \text{ (en kPa)}$$

- Terzaghi y Peck (20)

Una correlación promedio para todas las arcillas fue desarrollada por Terzaghi y Peck, quienes propusieron la siguiente ecuación:

$$c = 6.320N \text{ (en kPa)}$$

A partir de estas correlaciones, se obtuvieron valores de cohesión para cada uno de los ensayos de SPT realizados.

4.1.2.2.7. Correlación entre la Resistencia a la Compresión no Drenada (q_u) del Relleno vs. “N” de SPT

Finalmente, una de las propiedades que se puede estimar a partir de los resultados de N de SPT es la de la resistencia a la compresión no drenada de un suelo cohesivo (q_u) desde la resistencia al corte no drenado de un suelo cohesivo (S_u), teniendo en cuenta la siguiente relación:

$$S_u = 0.5 q_u$$

Para este último parámetro, fueron empleadas las siguientes correlaciones:

Para valores de N corregido (N1)

- Sivrikaya y Togrol (28)

Para estimar el valor de la resistencia al corte no drenado, Sivrikaya y Trogol plantearon ecuaciones a partir de la plasticidad del suelo a evaluar. Para el caso de suelos de baja plasticidad, la correlación es la siguiente:

$$S_u = 4.93 N_{60} \text{ (en kPa)}$$

- Décourt (29)

Para arcillas en general, Décourt propone la siguiente ecuación de correlación:

$$S_u = 15 N_{60} \text{ (en kPa)}$$

- Hettiarachchi y Brown (30)

Una correlación generalizada para suelos finos fue planteada por Hettiarachchi y Brown, quienes propusieron la siguiente ecuación para estimar la resistencia al corte, no drenada:

$$S_u = 4.1 N_{60} \text{ (en kPa)}$$

Para valores de N sin corregir

- Sanglerat (31)

Para arcillas limosas, Sanglerat propone la siguiente ecuación de correlación:

$$S_u = 10 N \text{ (en kPa)}$$

- Terzaghi y Peck (20)

Una correlación general para los suelos de grano fino fue desarrollada por Terzaghi y Peck, quienes propusieron la siguiente ecuación:

$$S_u = 6.25 N \text{ (en kPa)}$$

- Sowers (21)

Para suelos de baja plasticidad, Se propuso la siguiente correlación (21):

$$S_u = 3.75 N \text{ (en kPa)}$$

A partir de estas correlaciones, se obtuvieron valores de resistencia a la compresión no drenada para cada uno de los ensayos de SPT realizados. Se debe tener en cuenta que las correlaciones están dadas para los valores de resistencia al corte no drenado (S_u). Para calcular la resistencia a la compresión (q_u), los valores obtenidos de S_u han sido duplicados, tal como indica la ecuación que relaciona ambos parámetros mostrada al inicio de esta sección.

4.1.2.2.8. Análisis de Resultados de Ensayos de Campo

En los siguientes párrafos se analizan los ensayos de laboratorio para observar la correlación que pueda existir entre los tajeos rellenados, que se vienen investigando.

Análisis del ángulo de fricción vs. antigüedad del relleno

Tras la estimación de los ángulos de fricción para cada uno de los autores, se ha identificado que existe una variabilidad de +/- 5 grados y obteniendo valores similares entre sí. En este contexto, se ha estimado un valor promedio de ángulo de fricción que represente al sondeo realizado en cada uno de los tajeos.

A continuación, se muestra la variabilidad del ángulo de fricción para diferentes profundidades de cada uno de los sondeos en los 5 tajos ensayados:

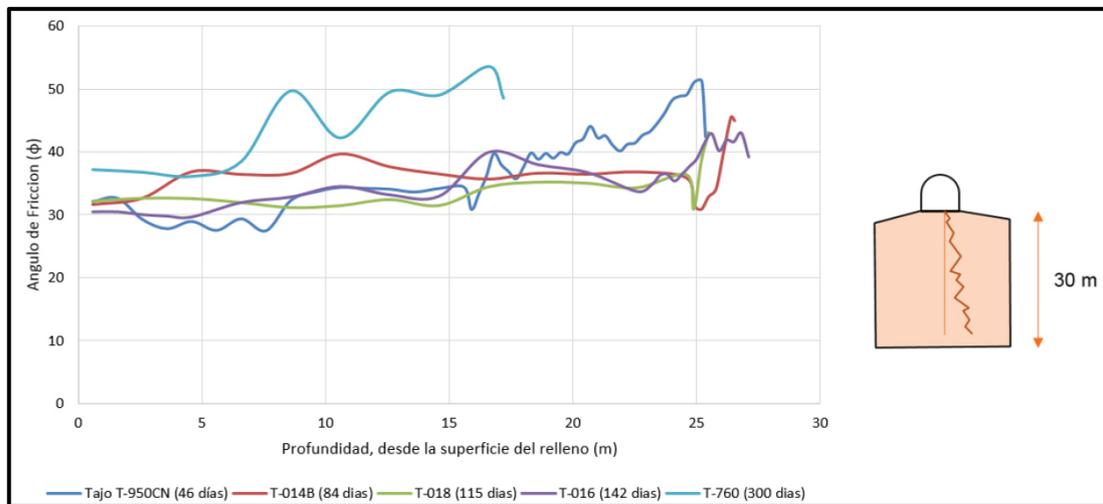


Figura 51. Correlación del ángulo de fricción in situ vs. profundidad, para diferentes profundidades.

Los resultados indican que hay una leve y aparente disminución de resistencia del relleno entre los 46 y 142 días de fraguado. Asimismo, la resistencia a la fricción se muestra errática y con un ligero incremento a lo largo de la profundidad.

El tajo T-760, que tiene 300 días de fraguado, presenta un valor de resistencia elevado entre 5 a 15 grados con respecto a los otros ensayos realizados en los demás tajeos. Los mismos que son anómalos y podrían ser por el efecto de mayor contenido de cemento o reacción química.

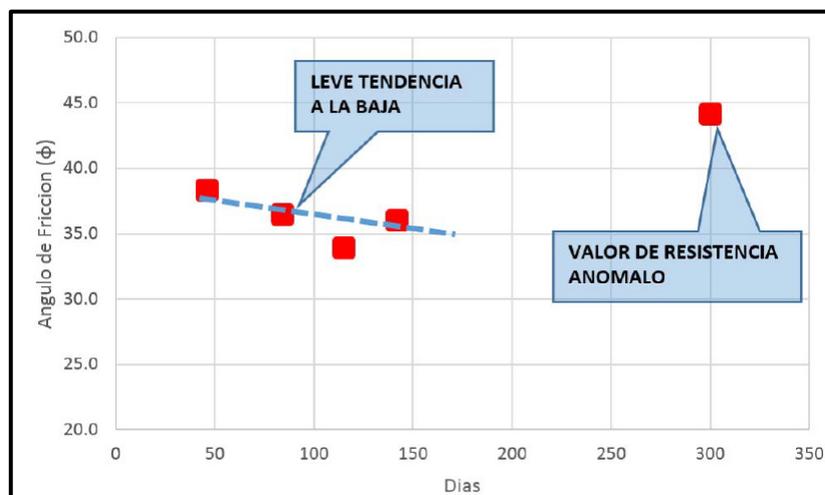


Figura 52. Valores promedio de ángulo de fricción in situ medido mediante ensayos SPT

Análisis de la cohesión vs. antigüedad del relleno

Tras la estimación de la cohesión para cada uno de los autores, se ha identificado que existe una variabilidad de +/- 50 kPa y obteniendo valores similares entre sí. En este contexto, se ha estimado un valor promedio de cohesión que represente al sondeo realizado en cada uno de los tajeos.

A continuación, se muestra la variabilidad de la cohesión para diferentes profundidades de cada uno de los sondeos en los 5 tajeos ensayados:

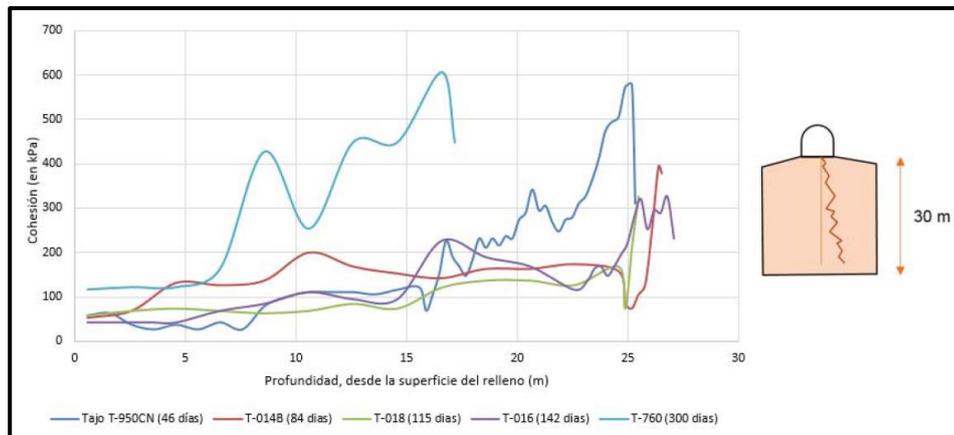


Figura 53. Correlación de la cohesión vs. profundidad, para diferentes periodos de fraguado

Los resultados indican que hay una leve y aparente disminución de la cohesión entre los 46 y 142 días de fraguado.

El tajo T-760, que tiene 300 días de fraguado, presenta un valor de cohesión elevado, de unos 150 kPa más con respecto a los otros ensayos realizados en los demás tajeos, valor anómalo y que podría ser por el efecto de mayor contenido de cemento o reacción química.



Figura 54. Análisis de la cohesión medida mediante ensayos SPT

Análisis de la resistencia de la compresión no drenada vs. antigüedad del terreno

Tras la estimación de la resistencia a la compresión no drenada para cada uno de los autores, se ha identificado que existe una variabilidad de +/- 150 kPa y valores similares entre sí. En este contexto, se ha estimado un valor promedio de resistencia al corte que represente al sondeo realizado en cada uno de los tajos.

A continuación, se muestra la variabilidad de la cohesión para diferentes profundidades de cada uno de los sondeos en los 5 tajos ensayados:

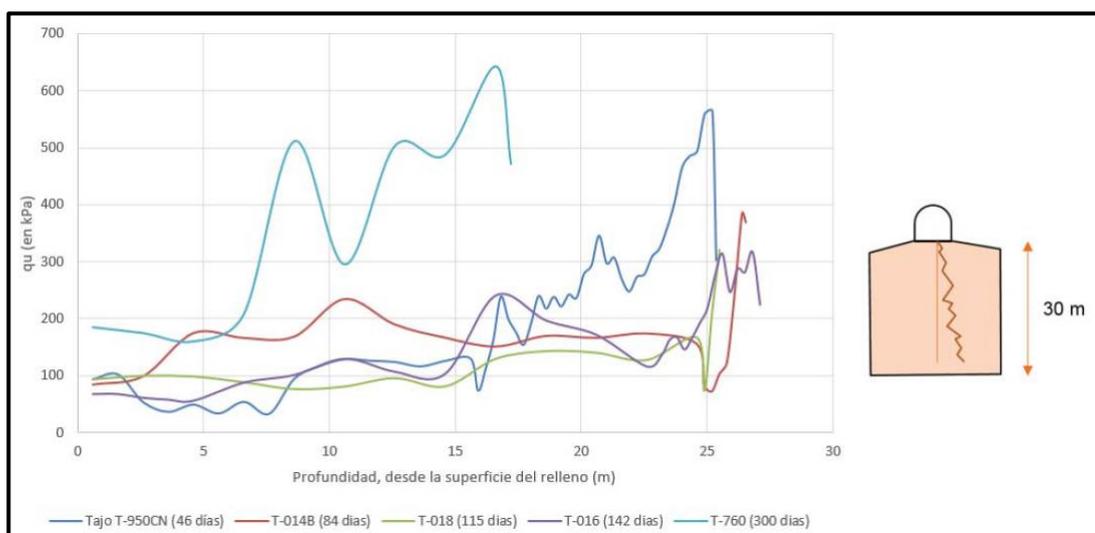


Figura 55. Correlación de la resistencia a la compresión no drenada vs profundidad

Los resultados indican que hay una leve y aparente disminución de la cohesión entre los 46 y 142 días de fraguado. El tajo T-760, que tiene 300 días de fraguado, presenta un valor de resistencia elevado, de unos 300 kPa más con respecto a los otros ensayos realizados en los demás tajeos, valor anómalo y que podría ser por el efecto de mayor contenido de cemento o reacción química.



Figura 56. Análisis de la resistencia a la compresión no drenada medida mediante ensayos SPT

Los resultados de los parámetros de resistencia *in situ* del relleno cementado correlacionado a partir de los ensayos SPT, indican que el ángulo de fricción, resistencia a la cohesión y resistencia a la compresión simple; hay un leve incremento con respecto a la altura del tajeo y la resistencia vs. el tiempo de fraguado que no muestra una homogeneidad. Asimismo, a partir de los 46 a 142 días de fraguado, la resistencia del relleno muestra un leve descenso.

Análisis de la densidad medida *in situ* vs. antigüedad del relleno

En la figura siguiente se puede apreciar que la variación de la densidad en el tiempo es nula y la humedad tiene un ligero descenso en el tiempo. Asimismo, se puede resaltar que los valores de humedad *in situ* encontrados en los tajeos son bajos.

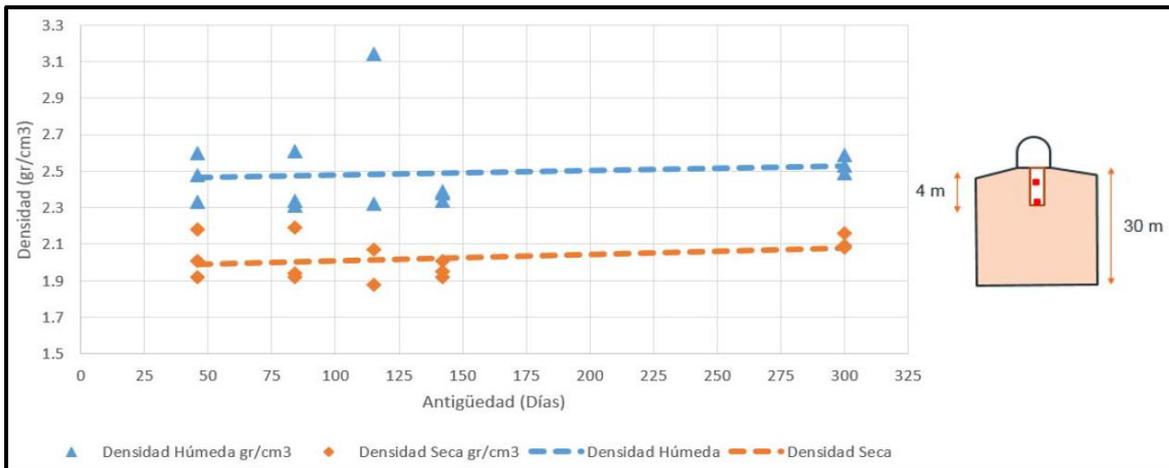


Figura 57. Análisis de la variabilidad de la densidad del relleno con relación al tiempo de fraguado

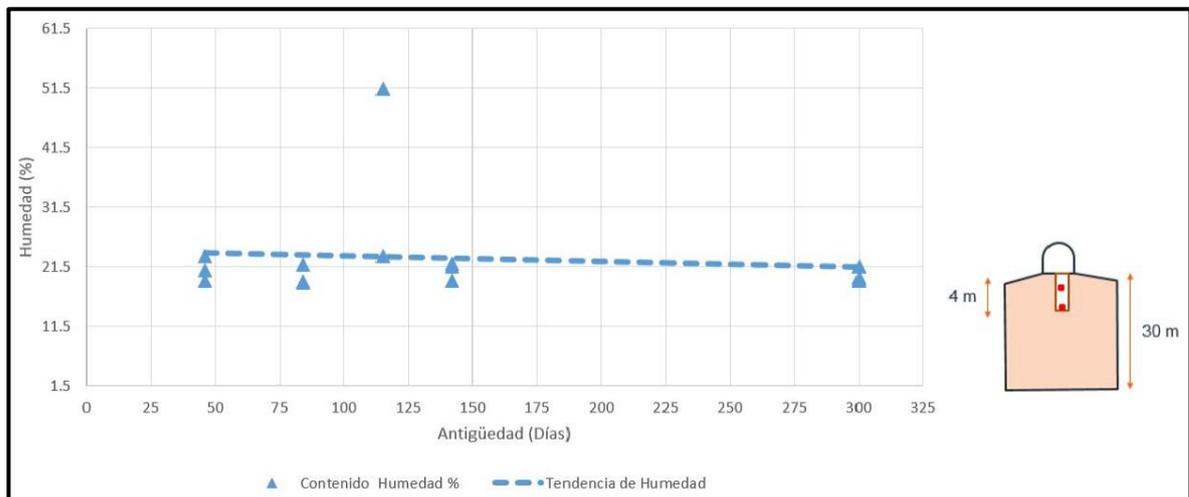


Figura 58. Análisis de la variabilidad de la humedad del relleno con relación al tiempo de fraguado

4.1.2.3. Ensayos de Laboratorio

4.1.2.3.1. Propiedades Físicas

En el laboratorio se verificó la clasificación visual de todas las muestras obtenidas y a fin de obtener las propiedades físicas del relleno, se ejecutaron con ellas los siguientes ensayos:

- Análisis Granulométrico por Tamizado (ASTM D-422)
- Límites de Atterberg (ASTM D-4318)
- Contenido de Humedad (ASTM D-2216)
- Peso Específico de Sólidos (ASTM D-854)

Luego de realizados los ensayos de laboratorio, se procedió a comparar sus resultados con las características estimadas en el campo, efectuándose las compatibilizaciones correspondientes en los casos en que fue necesario.

4.1.2.3.2. Ensayo de Compresión no Confinada

Como parte de los ensayos realizados para la evaluación de la resistencia del relleno, se realizaron ensayos de compresión simple o compresión no confinada (ASTM D-2166) en muestras inalteradas de relleno. Para la ejecución de este ensayo, se tallaron muestras cilíndricas de 5 cm de diámetro y 10 cm de altura a partir de las muestras inalteradas obtenidas de los trabajos de investigación en campo. Estos cilindros fueron ensayados aplicando deformaciones a una velocidad controlada de 0.7 mm/min (0.7% de deformación/min).

El ensayo se realiza hasta que el valor de esfuerzo aplicado empieza a disminuir ante el aumento de deformación o hasta alcanzar un 15% de deformación en la muestra cilíndrica. En este punto se obtiene el valor de resistencia a la compresión no confinada que es el valor del esfuerzo generado a partir de esa deformación máxima.

Además de ello, la Tabla 25 muestra un resumen con los resultados de la resistencia a la compresión no confinada que fue obtenida en estos ensayos para cada uno de los especímenes.

Tabla 25.

Resumen de las resistencias a la compresión no confinada obtenidas en los ensayos de compresión simple

N.º	Tajo	Muestra	Espécimen	q _u (kg/cm ²)	q _u (kPa)
1	008	M-4 Ventana	01	0.86	84.4
2			02	1.44	141.3
3	014	M-2 Calicata	01	3.26	319.9
4			02	3.26	319.9
5		M-4 Ventana	01	1.63	159.9
6			02	2.02	198.2
7	016	M-2 Calicata	01	2.40	235.5
8			02	2.64	259.0
9		M-3 Ventana	01	3.31	324.8
10			02	3.60	353.2
11	018	M-1 Calicata	01	1.49	146.2
12			02	1.20	117.7
13		M-3 Ventana	01	3.26	319.9
14			02	3.55	348.3
15	760	M-1 Calicata	01	3.41	334.6
16			02	3.84	386.6
17		M-3 Ventana	01	2.83	277.7
18			02	4.03	395.4
19	950	M-2 Calicata	01	1.15	112.8
20			02	1.30	127.6
21		M-3 Ventana	01	1.78	174.7
22			02	1.63	159.9

4.1.2.3.3. Ensayo Triaxial no CONSOLIDADO – no Drenado (uu)

Se llevaron a cabo 8 ensayos triaxiales no consolidados - no drenados (UU) (ASTM D-2850). En este tipo de ensayo, el espécimen inalterado de suelo es colocado en una celda de presión triaxial, en la que es sometida a una presión de confinamiento inicial σ_3 y posteriormente a un incremento en la carga axial que produce un esfuerzo desviador $\Delta\sigma = \sigma_1 - \sigma_3$ y por ende una deformación en la muestra. En un ensayo del tipo UU no se permite el drenaje ni durante la aplicación de la presión de confinamiento ni durante la aplicación del esfuerzo desviador, razón por la cual no existe disipación de la presión de poros durante el ensayo.

A partir de estos ensayos, es posible obtener curvas de esfuerzo-deformación que permitan determinar los valores de los parámetros de resistencia del relleno.

En este estudio, se realizaron ensayos triaxiales no consolidados - no drenados (UU) en 8 muestras inalteradas de relleno, a presiones de confinamiento iniciales σ_3 de 2, 4 y 8 kg/cm² en cada una de ellas. En la Tabla 26 se presenta un resumen de estos.

Tabla 26.
Resumen de las resistencias a la compresión no confinada obtenidas en los ensayos de compresión Triaxial

N.º	Tajo	Muestra	σ_3 (kg/cm ²)	$\Delta\sigma=\sigma_1-\sigma_3$ (kg/cm ²)
1	008	M-3	2	4.46
2			4	5.95
3			8	6.86
4	014	M-1	2	5.86
5			4	6.53
6			8	7.60
7	016	M-1	2	4.80
8			4	7.20
9			8	10.66
10		M-4	2	7.17
11			4	7.58
12			8	8.30
13	18	M-1	2	8.06
14			4	14.78
15			8	23.66
16	760	M-2	2	10.42
17			4	13.49
18			8	22.42
19		M-4	2	1.93
20			4	3.84
21			8	7.73
22	950	M-1	2	6.00
23			4	6.82
24			8	8.59

4.1.2.3.4. Ensayo de Corte Directo

Un ensayo rápido y común que permite obtener propiedades de resistencia de un suelo es el ensayo de corte directo (ASTM D-3080). Este ensayo consiste en aplicar esfuerzos normales σ_n y de corte τ en un determinado espécimen y, a partir

de la relación entre estos dos valores, obtener los parámetros de resistencia del material.

Para este proyecto, se realizaron ensayos de corte directo en dos muestras inalteradas de relleno, con valores de esfuerzo normal de 1, 2 y 4 kg/cm² en cada una de ellas. Los resultados obtenidos por el CISMID en la evaluación de los ensayos se muestran en el Anexo B. En la Tabla 27 se presenta un resumen de estos.

Tabla 27.
Resumen de resultados del ensayo de corte directo

N.º	Tajo	Muestra	σ_n (kg/cm ²)	τ_{max} (kg/cm ²)
1	008	M-4	1	0.935
2			2	1.521
3			4	2.472
4	014	M-4	1	1.002
5			2	1.686
6			4	2.479

4.1.2.3.5. Ensayo de Permeabilidad

Este método de ensayo cubre las mediciones de laboratorio de la conductividad hidráulica (también referida como coeficiente de permeabilidad) de materiales porosos saturados en agua con un permeámetro de pared flexible. Este método de ensayo puede utilizarse con muestras inalteradas o remoldeadas (compactadas), que tienen una conductividad hidráulica menor o igual que 1x10⁻⁵ m/s (1x10⁻³ cm/s).

El resumen del cálculo de la constante de la conductividad hidráulica se presenta en el siguiente resumen de la Tabla 28.

Tabla 28.
Resumen de resultados del ensayo de corte directo

Tajo	Muestra	K (T20 °C) (cm/seg)
014	M-2	0.0000200
016	M-2	0.0000157
016	M-4	0.0000121
950	M-4	0.0000126

4.1.2.3.6. Análisis de Resultados de Ensayos de Laboratorio Análisis de la cohesión y fricción en función al tiempo

Los ensayos triaxiales y de corte directo de laboratorio de geotecnia, entregaron valores de cohesión con una tendencia leve al descenso y a la vez bastante errática. Los valores de ángulo de fricción, también se muestran erráticos y muestran un leve ascenso con el incremento del tiempo de fraguado.

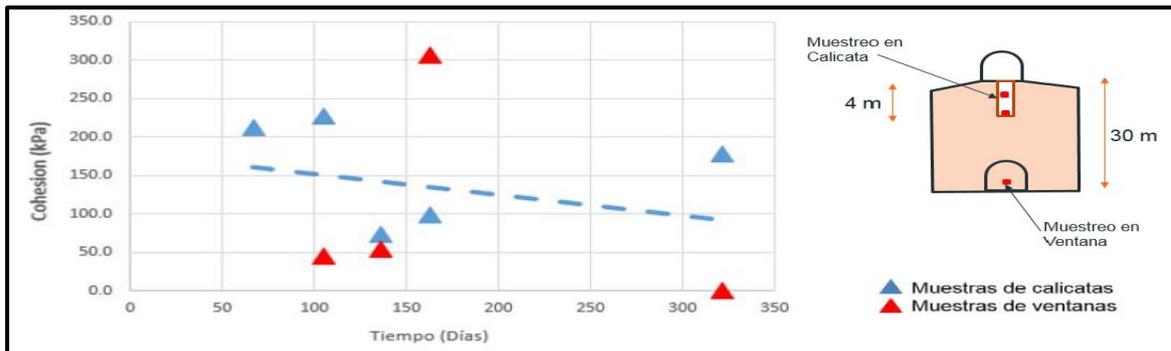


Figura 59. Análisis de la variabilidad de la cohesión con respecto al tiempo

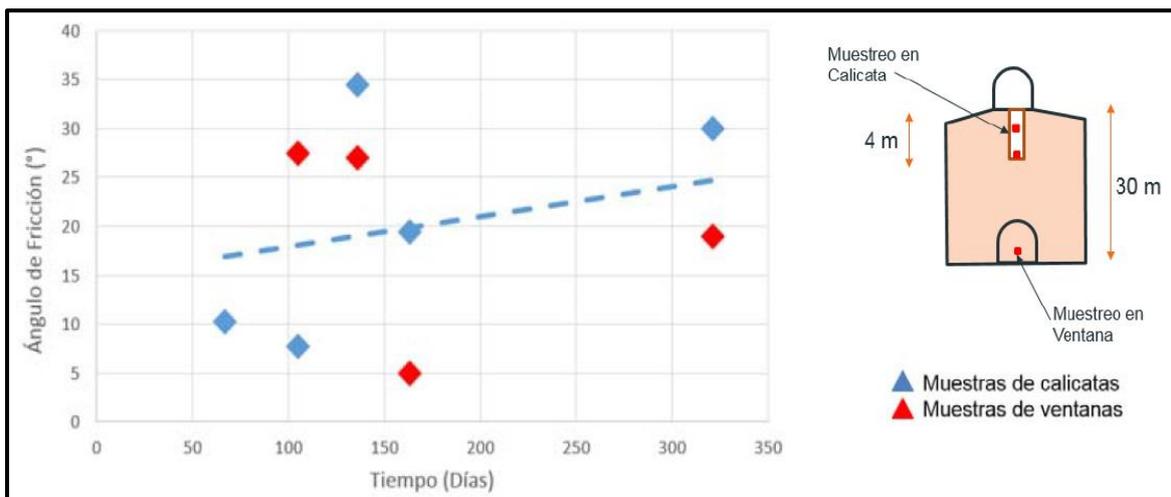


Figura 60. Análisis de la variabilidad del ángulo de fricción con respecto al tiempo

Considerando todos los parámetros de ensayos triaxiales, para un análisis global de la resistencia, se determinó un ángulo de fricción promedio de $22^\circ (+/- 8^\circ)$ y resistencia a la cohesión promedio de 103 kPa (+/- 50), lo mismos que podrían ser representativos para tiempos de fraguado mayores a 60 días.

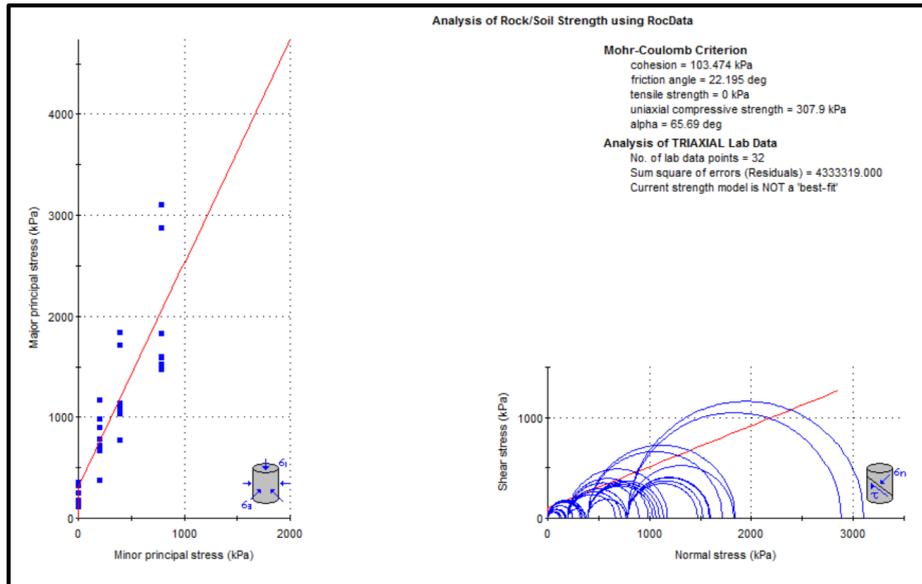


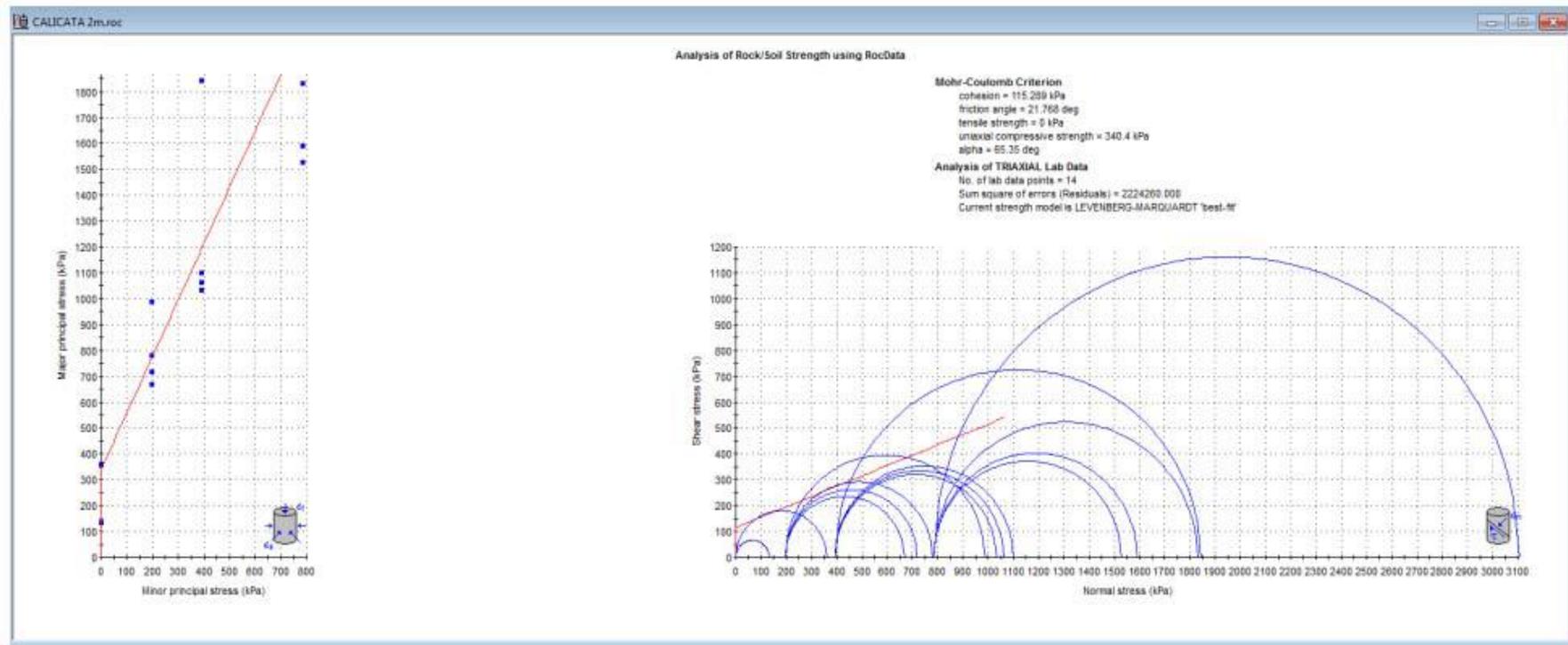
Figura 61. Estimación de la cohesión y ángulo de fricción del relleno global considerando los 5 tajeos analizados

Asimismo, al hacer una diferenciación de los ángulos de fricción y cohesión con respecto a la ubicación de la muestra se obtuvo.

Muestra a 2 m de profundidad de calicata

Angulo de fricción: 21.7°

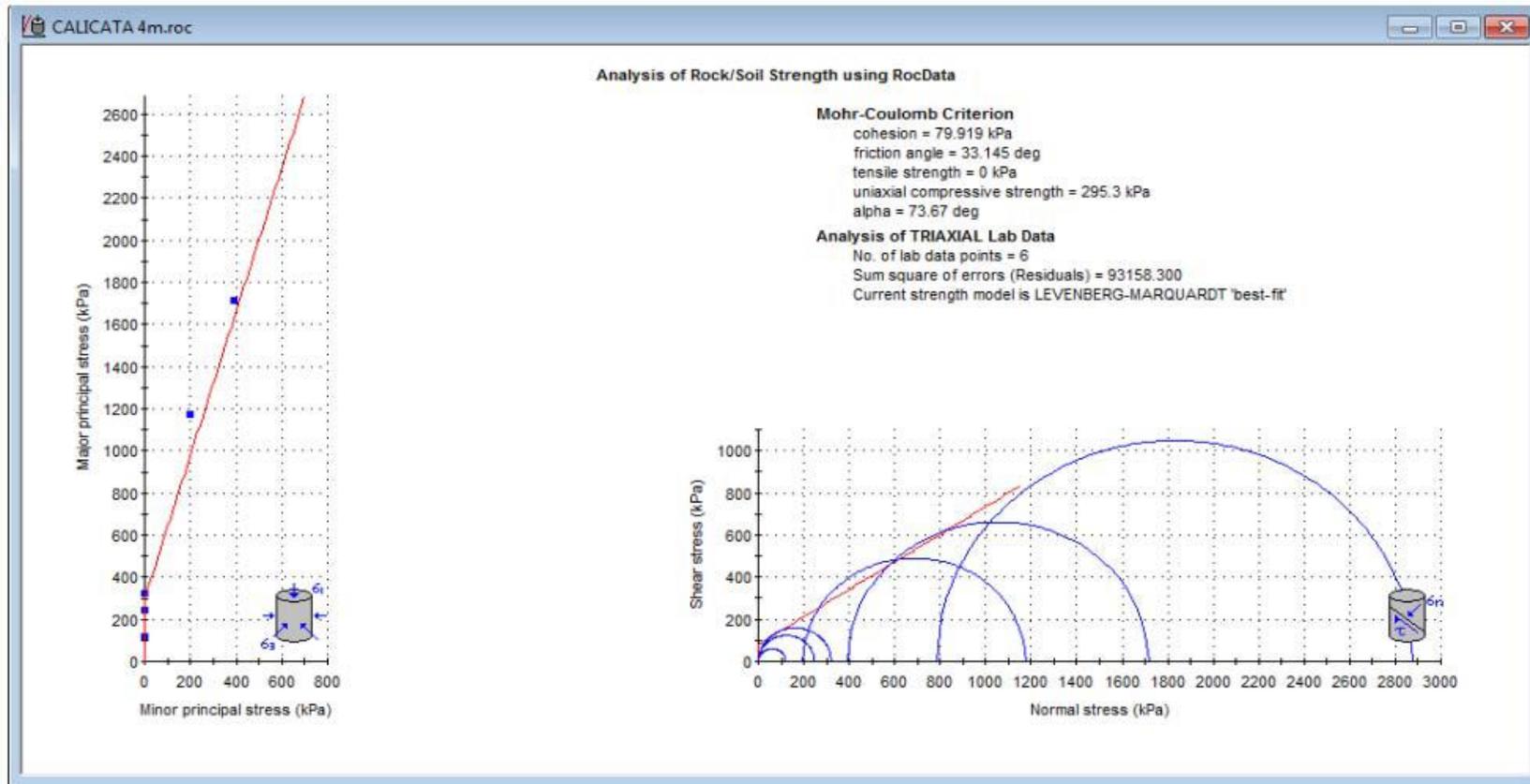
Cohesión (kPa): 115



Muestra a 4 m de profundidad de calicata

Angulo de fricción: 33.1°

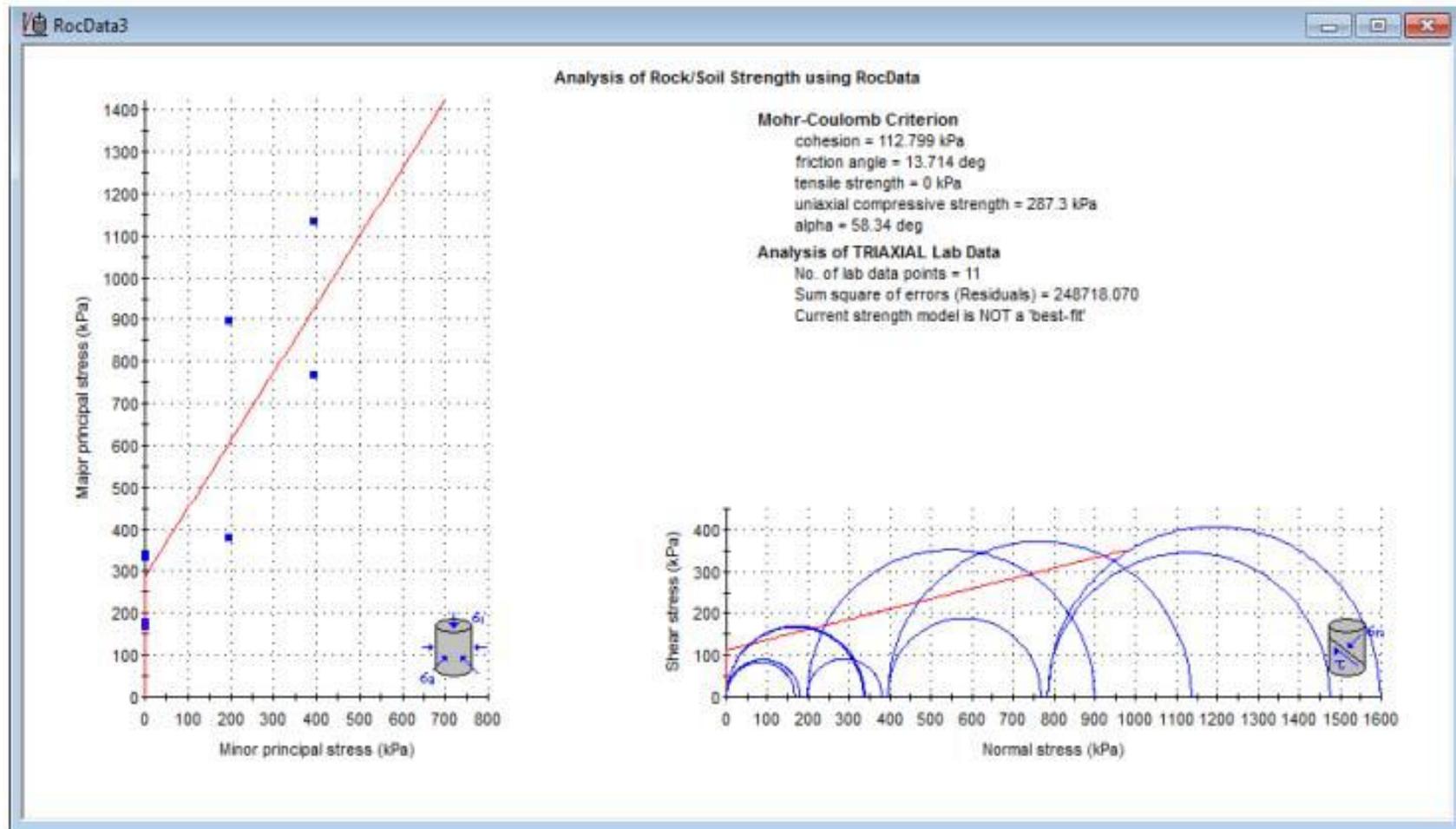
Cohesión (kPa): 80



Muestra en la ventana inferior del tajeo (29 m profundidad)

Angulo de fricción:13.7°

Cohesión (kPa):113



Tras el análisis de los ensayos triaxiales, se puede concluir que la resistencia a la cohesión promedio es de (+/- 30) 103 kPa y ángulo de fricción promedio de (+/- 10) 22°. Asimismo, se aprecia una sensibilidad de la resistencia que podría obedecer a factores químicos, operativos y dosificación de mezcla.

Comparando los resultados de ensayos triaxiales con las correlaciones obtenidas con los ensayos SPT se encontró una similitud en los valores obtenidos.

Análisis de la resistencia de la compresión unidireccional no confinada

En la figura siguiente se han ploteado los resultados de la resistencia a la compresión uniaxial no confinada de los tajeos 950-OB2, 014-OB5B, 018-OB5, 016-OB5B, 760-OB6. Se observa que los resultados son erráticos tanto de las muestras extraídas en las ventanas inferiores como en las calicatas, lo que hace deducir que hay un leve incremento de la resistencia en el tiempo y los valores de resistencia tienen un amplio rango de variabilidad.

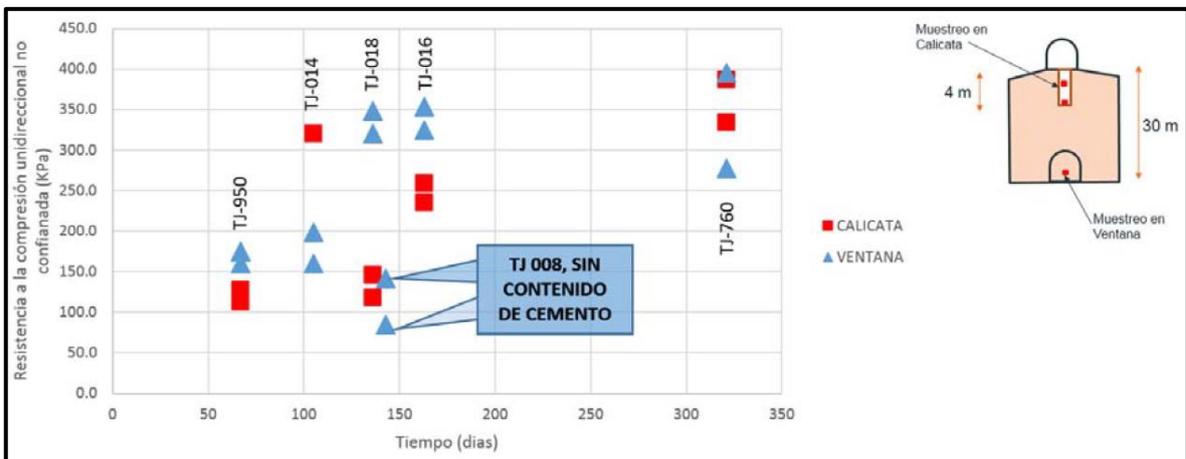


Figura 62. Análisis de la variabilidad de la resistencia a la compresión unidireccional con respecto al tiempo, estimados en la zona superior del tajeo (rojo) y la ventana (azul)

Tras el análisis de los ensayos de resistencia a la compresión simple, se estimó un promedio de 247 kPa con una variación de la sensibilidad de +/- 150 kPa.

Comparando los resultados de ensayos de compresión simple con las correlaciones obtenidas con los ensayos SPT se encontró una similitud en los valores obtenidos.

4.1.3. Evaluación de la Resistencia del Relleno Existente

4.1.3.1. Comparación de la Resistencia Obtenida en Laboratorio de Cerro Lindo vs. Laboratorio Cismid

Los tajos investigados se encuentran en la base de datos con registros de ensayos de resistencia de compresión no confinada en el laboratorio de relleno, con distintas fechas de muestreo, en donde se observa la evolución de la resistencia en función a su edad en días. De esta manera se han analizado las curvas de resistencia de los 5 tajos (TJ-950-OB2, TJ-014-OB5B, TJ-018-OB5, TJ-016-OB5B, TJ-760-OB6) y fueron comparados con los valores de resistencia obtenidos en el laboratorio de Cismid.

Tajo 950-OB2, en este tajo según el reporte de los ensayos de resistencia de la unidad minera Cerro Lindo, se han encontrado tres fechas de muestreo, con 8 muestras en cada fecha, estas fueron ensayadas nominalmente a 7; 14; 30 y 60 días de edad. Del cual se observa una tendencia creciente desde la fecha de rellenado, concluyéndose que la resistencia más favorable se muestra desde la edad de 15 a 40 días. El resultado del ensayo de compresión no confinada realizado en el laboratorio geotécnico de Cismid, muestra un valor de resistencia considerablemente inferior.

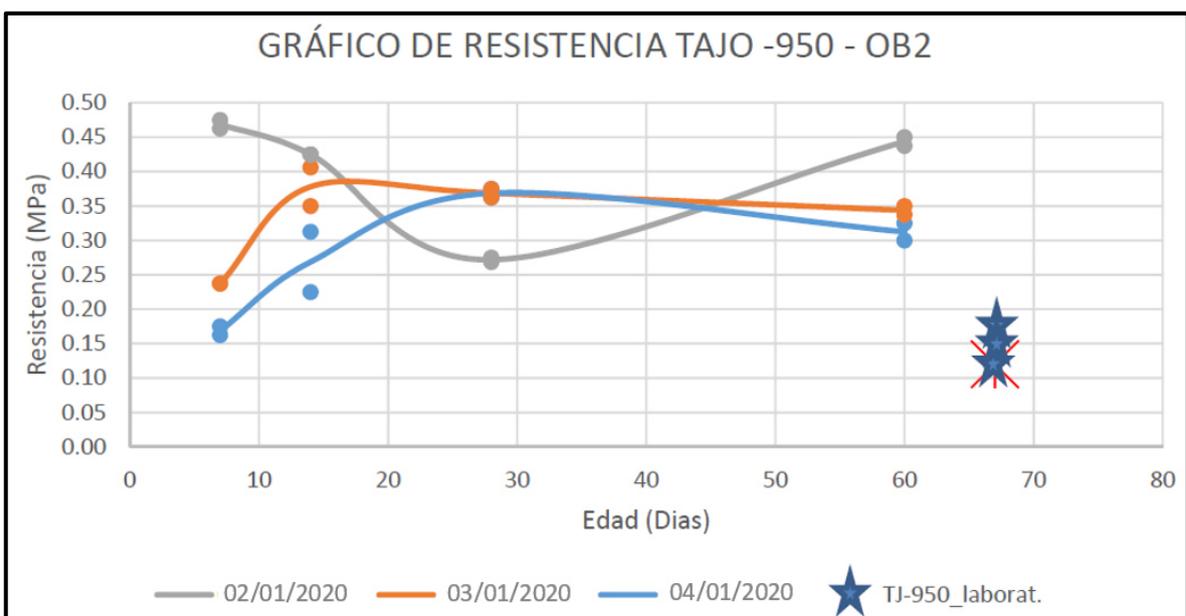


Figura 63. Variabilidad de la resistencia en el tajo 950-OB2, en tres etapas de muestreo

Tajo 016-OB5B, en este tajeo se tienen registros de 6 fechas de muestreo por parte de Cerro Lindo, con 72 muestras en total, estas fueron ensayadas nominalmente a 7; 14; 30; 60; 90; 120; 150 días de edad.

En la curva graficada en la siguiente figura se observa una curva sinusoidal, concluyéndose que la resistencia más favorable se obtiene desde los 15 a 40 días, además se observa que podría mejorar luego de los 3 meses. El ensayo de laboratorio geotécnico del Cismid, nos muestra el resultado de la resistencia ligeramente inferior al de la curva.

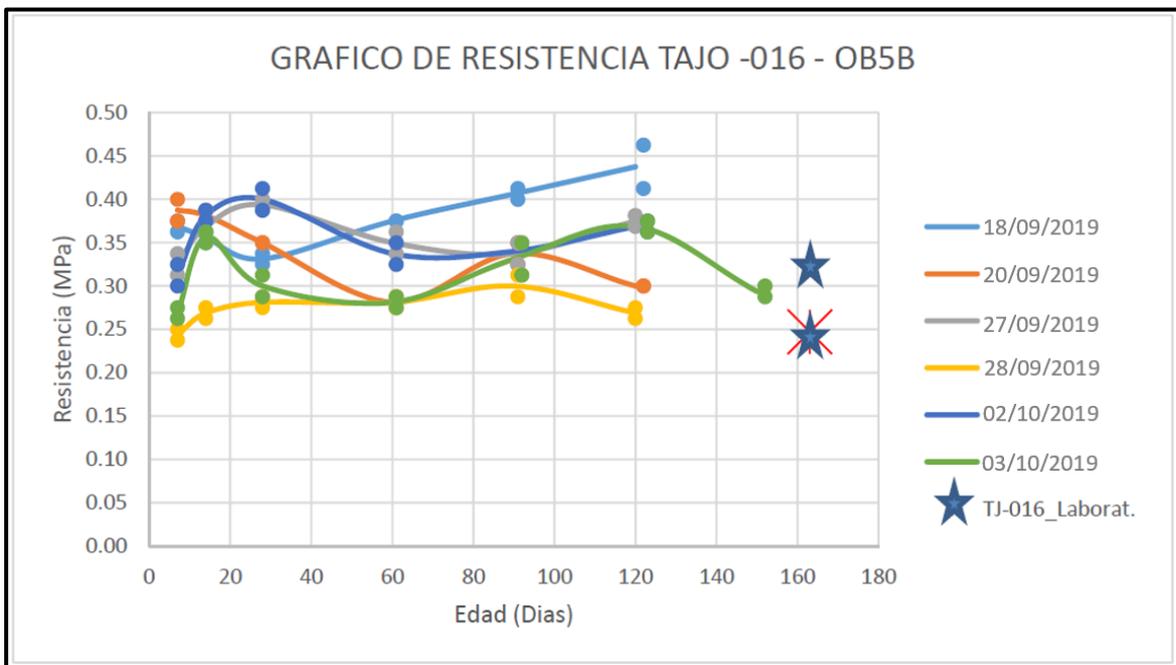


Figura 64. Variabilidad de la resistencia en el tajo 016-OB5B, en 6 etapas de muestreo

Tajo 014BN-OB5B, en este tajeo hay tres fechas de muestreo en el registro de los reportes de la unidad minera Cerro Lindo, se han encontrado tres fechas de muestreo, con 30 muestras en total, estas fueron ensayadas nominalmente a 7; 14; 30; 60 y 90 días de edad. En la curva graficada en la siguiente figura se observa una curva con una tendencia muy marcada, concluyéndose que la resistencia más favorable se obtiene desde los 15 a 30 días, luego de los 50 días, se observa que la resistencia tiende a ser constante con 300 kPa. El ensayo de laboratorio geotécnico confirma la tendencia constante a los 105 días de relleno.

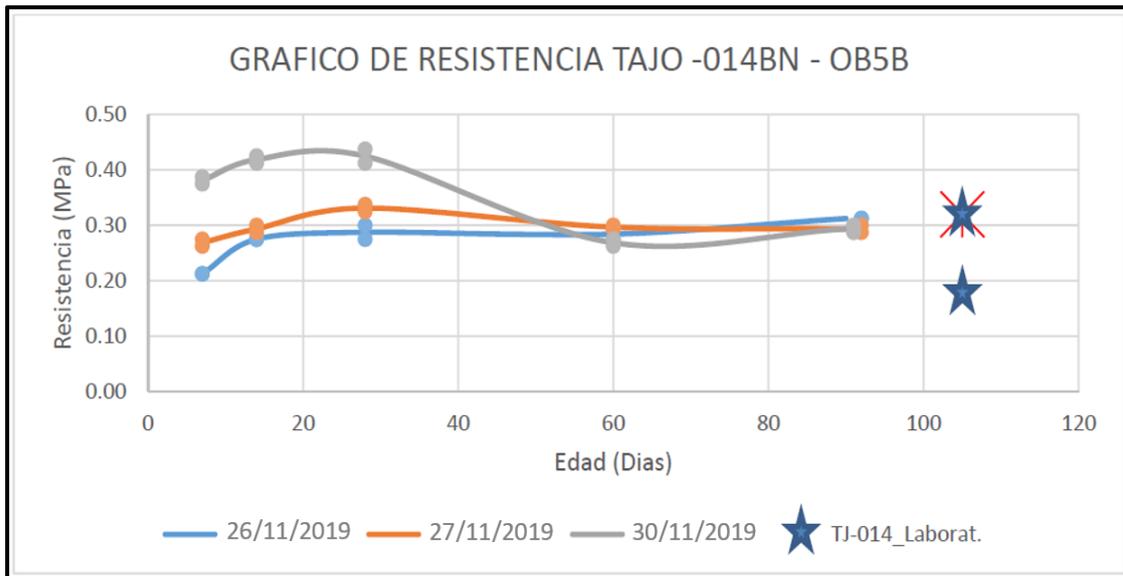


Figura 65. Variabilidad de la resistencia en el tajo 014BN-OB5B, en tres etapas de muestreo

Tajo 750-OB6, en este tajeo se encontró hasta 5 fechas de muestreo en el registro de los reportes de la unidad minera Cerro Lindo, con 30 muestras en total, estas fueron ensayadas nominalmente a 7; 14 y 28 días de edad. En la curva graficada de la siguiente figura se observa una curva ascendente, no se logró observar en las fechas posteriores por falta de datos, sin embargo, se observa el dato del ensayo de laboratorio, la que muestra la tendencia de la resistencia uniforme.

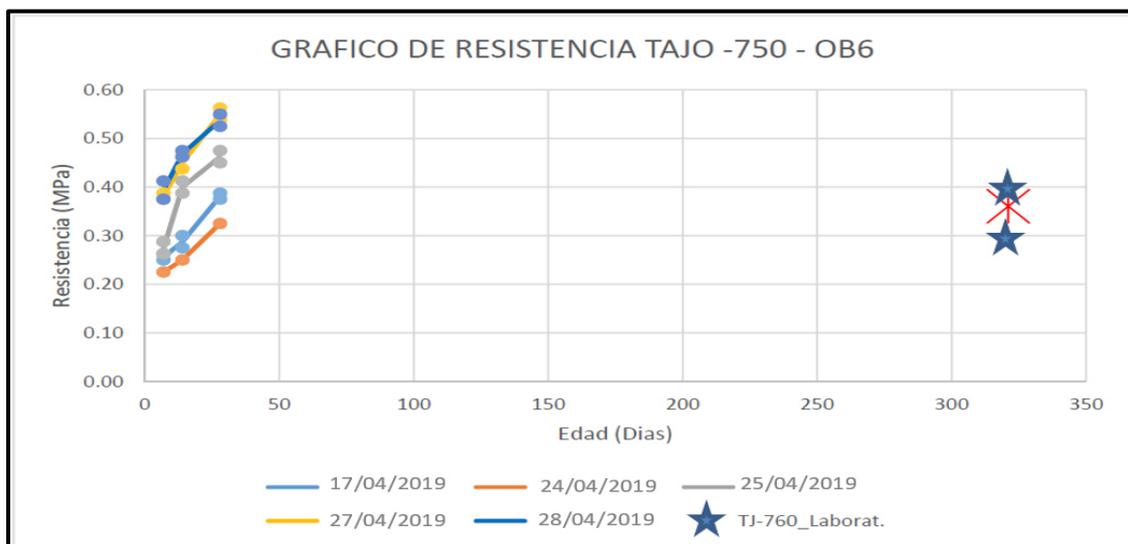


Figura 66. Variabilidad de la resistencia en el tajo 750-OB6, en 5 etapas de muestreo

Tajo 018-OB5, en este tajeo hay tres fechas de muestreo en el registro de los reportes de la unidad minera Cerro Lindo, se han encontrado tres fechas de muestreo, con 30 muestras en total, estas fueron ensayadas nominalmente a 7; 14; 28; 60; 90; 120 y 150 días de edad. El resultado de dichos ensayos muestra una curva sinusoidal con una tendencia creciente en la primera etapa (de 0 a 15 días), posterior a los 15 días muestra una caída clara de su resistencia, volviendo a recuperarse después de los 30 días, comparado con los demás tajeos, este es un caso atípico, ya que en el rango de edad donde la resistencia es más alta (alrededor de 30 días), en este caso se tiene la más baja; donde la resistencia óptima se trasladaría entre el rango de 50 a 65 días aproximadamente. Por otro lado, el resultado de laboratorio estimado en el Cismid muestra un valor de resistencia considerablemente inferior.

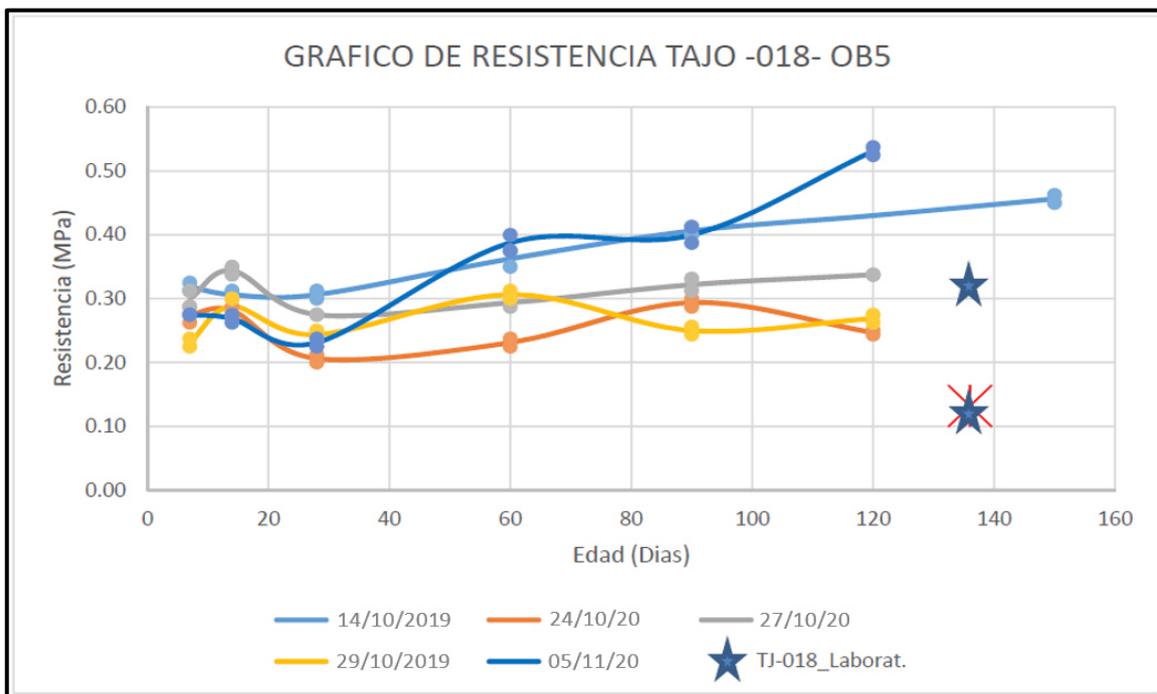


Figura 67. Variabilidad de la resistencia en el tajo 018-OB5, en 5 etapas de muestreo

4.1.3.2. Revisión de Base de Datos de Resistencia de Relleno Realizado

Tras la revisión de la resistencia del relleno a lo largo de los años 2018 y 2019, realizado con edades desde 7 hasta 120 días de fraguado, donde se estimó que la resistencia del relleno está en el orden de 200 a 400 kPa. Asimismo, se ha identificado que la evolución de la resistencia vs. el tiempo de fraguado tiene un

incremento de la resistencia en los primeros 20 a 40 días, posteriormente presenta un leve descenso de la resistencia.

También, se identificó que las pruebas realizadas a partir de mediados del 2019 hasta la fecha, ha manifestado una evolución de resistencia más uniforme.

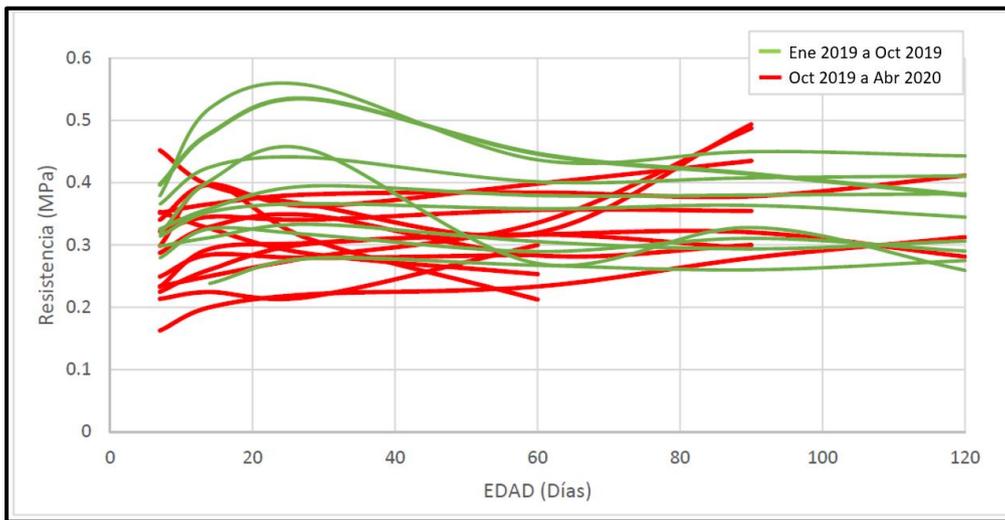


Figura 68. Evolución de la resistencia del relleno vs. el tiempo de fraguado

4.1.3.3. Revisión de Base de Datos de Granulometría del Relave Producido por Cerro Lindo

Tras la revisión de la granulometría del relave producido por la unidad minera Cerro Lindo, se ha identificado que este actualmente está en el rango de 33 a 43% por debajo de la malla N.º 200 (74 micras). Asimismo, en la historia de granulometría desde el 2013, se evidencia una amplia sensibilidad granulométrica que podría afectar a la resistencia del relleno cementado.

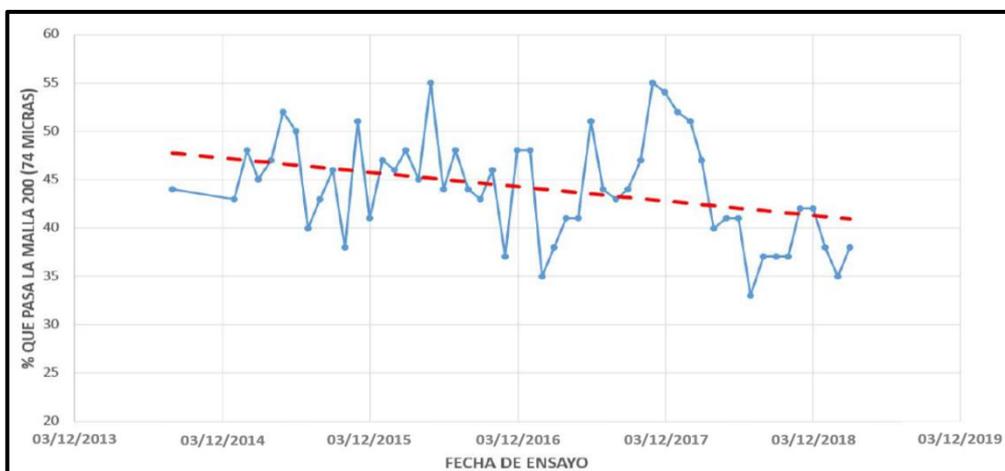


Figura 69. Evolución de la resistencia del relleno vs. el tiempo de fraguado

4.1.3.4. Back Análisis de la Estabilidad en Tajeos Fallados

Las fallas por resistencia del relleno forman superficies semi circulares o en forma de una cuchara, a las que se les ha identificado observando la topografía levantada por Optech. Tras la revisión de todos los tajeos explotados en la unidad minera Cerro Lindo, se han identificado 14 casos donde ocurrió la falla del relleno y en donde se podría simular un *back* análisis para estimar la resistencia del relleno que tuvo al momento de la falla.

Los criterios considerados para el *back* análisis de los taludes del relleno fueron los siguientes:

- Estimación de la resistencia de la cohesión, considerando un factor de seguridad de 0.99 y un ángulo de fricción de 22°.
- Estimación de la resistencia a la fricción, considerando un factor de seguridad de 0.99 y una cohesión de 103 kPa.
- Estimación del factor de seguridad, considerando un ángulo de fricción de 22° y una cohesión de 103 kPa, estimado en las pruebas *in situ*.

Para el *back* análisis se utilizó el método de equilibrio límite con el *software Slide 6.0 de Rocscience*, que considera la densidad, la geometría externa e interna de los taludes, considerando un factor de seguridad de 0.99. Asimismo, se han estimado factores de seguridad para los parámetros de resistencia obtenidos en el laboratorio del Cismid.

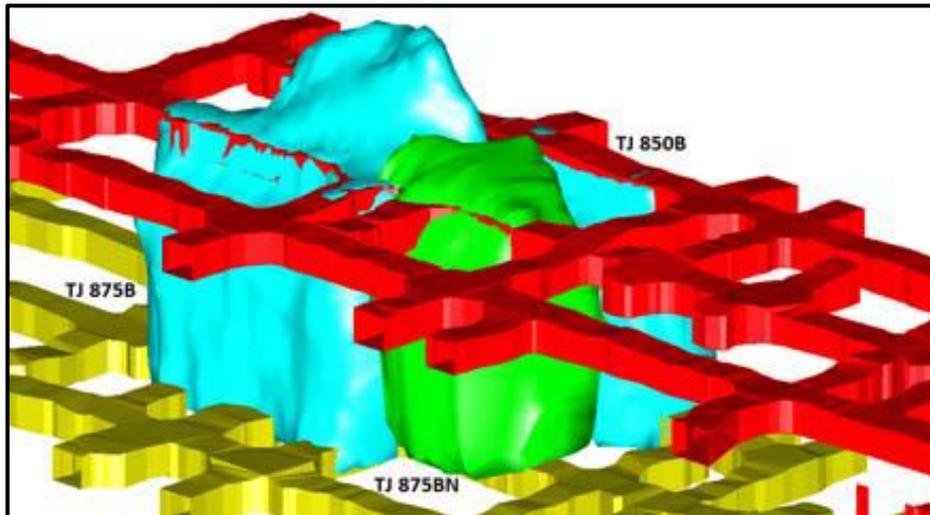


Figura 70. Esquema típico de back análisis de estabilidad en fallas ocurridas en los taludes de relleno cementado

Tabla 29. Resumen del back análisis en fallas de taludes de relleno cementado

N.º	OB	Niv. base	Niv. superior	Tajo primario	Tajo secundario	Prop. lab. C=103kPa, fi =22	FS = 0.99 C=103 kPa, fi = variable	FS=0.99 Fi=22 C = variable
1	OB1	1740	1770	T-010	T-001	0.785	37	142
2	OB5	1820	1850	T-012	T-013	0.848	36	126
3	OB5B	1680	1710	T-012B	T-013B	1.139	10	88
4	OB5	1650	1680	T-016NE	T-017	0.951	28	108
5	OB5	1650	1680	T-018NE	T-017	0.968	25	106
6	OB1	1740	1770	T-021	T-001	0.929	28	112
7	OB2	1770	1800	T-180NW	T-160NW	1.001	20	102
8	OB2	1770	1800	T-180SE	T-160SE	0.837	45	126
9	OB2	1770	1800	T-220SE	T-200SE	0.632	50	163
10	OB2	1740	1770	T-850B	T-875B	0.861	34	124
11	OB6A	1820	1850	T-861	T-851	1.098	18	92
12	OB1	1770	1800	T-901	T-921	1.222	24	83
13	OB6B	1850	1880	T-901	T-891	1.195	13	82
14	OB2	1650	1680	T-925BN	T-950BN	1.593	-	58
Promedio						0.96	28	112

Los resultados de *back* análisis de fallas ocurridas en taludes de relleno cementado dan parámetros de resistencia muy similares al estimado en los ensayos triaxiales promedio estimado en laboratorio.

4.1.4. Evaluación Económica de Construcción de Muros de Dique Tapón

Durante el periodo 2019 se invirtieron 2,728,844 US \$ y durante el periodo enero a junio del 2020 se invirtieron 911,925 US \$, para la construcción de muros de diques tapón en la unidad minera Cerro Lindo.

Se consideró un costo unitario de 8,422 US \$/t durante el periodo 2019 y de 9,401 US \$/t durante el periodo enero a junio del 2020 para la construcción de muros de dique tapón.

Tabla 30.

Resumen de costo de construcción de muros, periodo 2019 a 2020 unidad minera Cerro Lindo

CONSTRUCCION DE MUROS		
PERIODO	N° DE MUROS	Valorizado
2019	324	\$2,728,844
Febrero	29	\$231,599
Marzo	26	\$210,442
Abril	29	\$232,033
Mayo	28	\$225,276
Junio	24	\$211,387
Julio	27	\$249,592
Agosto	27	\$223,605
Setiembre	28	\$246,815
Octubre	30	\$251,087
Noviembre	25	\$210,570
Diciembre	26	\$230,436
Enero	25	\$206,002
2020	97	\$911,925
Enero	24	\$212,781
Febrero	25	\$242,729
Marzo	16	\$173,808
Mayo	7	\$62,815
Junio	25	\$219,793
Total general	421	\$3,640,769
Costo Unitario	2019	8,422
(US \$ / Ton)	2020	9,401

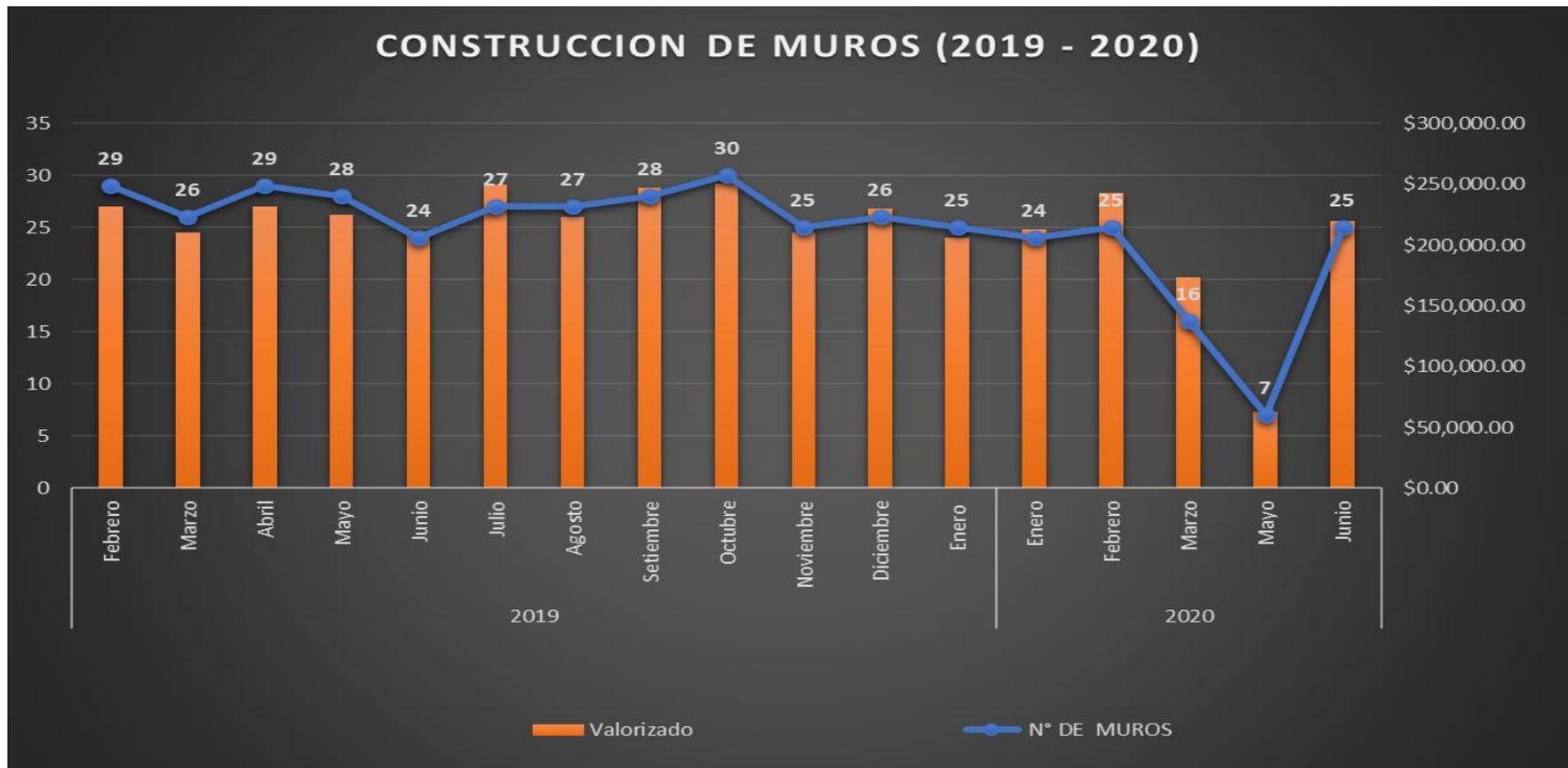


Figura 71. Resumen de costo de construcción de muros, periodo 2019 a 2020 unidad minera Cerro Lindo

CONCLUSIONES

1. De la caracterización del desmonte de mina, se ha encontrado una densidad de 2.43g/cm^3 y un ángulo de fricción que varía entre 35° a 43° para condiciones de esfuerzos normales entre 100 a 300 kPa.
2. Se ha determinado que la resistencia del relleno en pasta al 3% y 5% presentan variabilidad debido a varios factores como: % de humedad, distancia de la planta de relleno al tajo relleno, profundidad de la planta al tajeo relleno.
3. Se ha determinado que los ensayos de resistencia en probetas de cubos a edad temprana representan una resistencia superior a la resistencia a partir de probetas cilíndricas con relación (2:1), lo cual podría ser útil como comparativo entre las mismas más no para uso en evaluaciones de diseño, debido a la diferencia de esbeltez que se presenta en las probetas cilíndricas normadas.
4. Se ha determinado que las variables más importantes para la estabilidad del dique de desmonte son: peso del dique desmonte, características geotécnicas del material de desmonte, características geotécnicas de la cimentación del dique, y resistencia al corte del material de desmonte que conforma el dique.
5. Se ha determinado que existe una variabilidad en las dimensiones de los accesos donde se construirán los diques tapón. Las dimensiones más predominantes varían entre 6x4.5 m, 6x 5.5 m, 7x4.5 m y 7x 5.5 m. Asimismo, del análisis se ha determinado que los diques más robustos que presentan mayor altura presentarán mayor estabilidad.
6. Se ha determinado que los taludes de los diques de desmonte hacia el interior de los tajeos generalmente presentan ángulos entre 45° a 47° y los taludes de dique hacia afuera del relleno, ángulos entre 30° a 36° los cuales han sido considerados en el análisis de estabilidad.

7. El muro de piedra emboquillada con cemento de material de desmonte para sellar la parte superior del tapón tipo dique deberá tener una altura promedio de 1 m, ancho en la base de 1.40 m y ancho en la cresta de 0.70 m, con el cual se obtienen factores de seguridad para la condición sísmica de 2.0.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar ensayos de resistencia a edad temprana siguiendo los lineamientos de la norma ASTM C-39, AASHTO T22, las cuales indican la preparación de probetas cilíndricas con relación 2 en 1.
2. Para las dimensiones del dique, se recomienda como mínimo una longitud mínima de cresta de 3 m y que el material de desmonte a usar en la construcción del dique se encuentre predominantemente conformado por volcánico inalterado; asimismo se recomienda realizar un raspado o limpieza del material en la cimentación para eliminar la mayor cantidad de material suelto (arenas y finos) que pudieran disminuir la resistencia entre dique desmonte y cimentación.
3. Para mejorar la estabilidad durante la subfase de llenado con el sistema de malla metálica anclada, se recomienda construir un muro de pirca cementado con un contrafuerte en la cresta del dique, de tal manera que la malla metálica deba estar instalada a 30 cm de separación con el muro de pirca, ya que la malla funcionará como un elemento flexible y el muro de pirca como un elemento rígido.
4. Como alternativa, para la estabilidad durante la subfase de llenado sin muro de pirca cementado, se recomienda instalar el sistema doble de malla metálica anclado con pernos tipo *Hydrabolt* con longitudes mínimas de 7 pies espaciados a 0.4 m, más una capa de *shotcrete* con espesor de 5".
5. Se recomienda realizar el relleno de los tajeos en 4 etapas, la primera fase hasta los 3.5 a 4 m, la subfase hasta los 5.5 a 6 m, la segunda fase hasta los 15 y la tercera fase última hasta los 30 m. Los tiempos de fraguado entre etapas deberán estar ajustadas de acuerdo a la resistencia mínima requerida por cada etapa.

LISTA DE REFERENCIAS

1. **LAIN HUERTA, Carlos.** *Estudio de las distribuciones tensionales y de las resistencias de los rellenos de pasta de la mina subterránea de aguas teñidas*, tesis doctoral. Universidad Politécnica de Madrid, Madrid. 2015.
2. **VILLEGAS LANDA, Luis.** *Relleno en pasta utilizado en la mina Iscaycruz*, informe de ingeniería para titulación. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, 2006.
3. **PENGYU YANG.** Stability analyses of waste rock barricades designed to retain paste backfill, *International Journal of Geomechanics*, 2016.
4. **MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS.** *Guía para el diseño de tapones para el cierre de labores mineras*, Lima, 2007.
5. **NEXA RESOURCES.** *Unidad minera Cerro Lindo. Data de operaciones de relleno en pasta*, Chincha, 2019.
6. **BAWDEN, M.** *Introduction to mine design with cemented paste backfill*, 2011.
7. **BRUMMER, R.** *Pressures, strains and temperatures in shotcrete fill Fences*, Ontario, 1996.
8. **HUGHES P. y PAKALNIS R.** *International journal of jining, reclamation and environment, composite paste barricade performance at Goldcorp Inc. Red Lake, Canadá*, 2010. 2016.
9. **YUMLU, M.** *Barricade pressure monitoring in paste backfill*, 2008.
10. **YUMLU, M. y Guresci, M.** *Minefill paste backfill bulkhead monitoring – a case study from Inmet’s Cayeli Mine, Turkey*, 2007.
11. **LEPS, T.** Review of shearing strength of rockfill. *Journal of the soils mechanics and foundation division ASCE 96 (SM4)*, 1159-1170. 1970.
12. **FALL, M. and NASIR, O.** *Mechanical behaviour of the interface between cemented tailings backfill and retaining structures under shear loads*, *Geotechnical and Geological Engineering*, 28 (6), 779–790. 2010.
13. **THOMPSON, B., BAWDEN, W. and GRABINSKY, M.** In situ measurements of cemented paste backfill at the cayeli mine, *Canadian Geotechnical Journal*, 49 (7), 755–772. 2012.

14. **VEENSTRA, R.** *A design procedure for determining the in situ stresses of early age cemented paste backfill*, Ph.D. thesis, University of Toronto (Canada). 2013.
15. **LI, L. and AUBERTIN, M.** *A modified solution to assess the required strength of exposed backfill in mine stopes*. *Can. Geotech. J.*, 49(8),994–1002. 2012.
16. **LI, L.** Analytical solution for determining the required strength of a side-exposed mine backfill containing a plug. *Can. Geotech. J.*, 51(5), 508–519. 2014a.
17. **AUBERTIN, M., LI, L. ARNOLDI, S. BELEM, T. BUSSI`ERE, B. BENZAAZOUA, M. and SIMON, R.** Interaction between backfill and rock mass in narrow stopes, *Soil and rock America*, 1, 1157–1164. 2003.
18. **MITCHELL, RJ, OLSEN, RS & SMITH, JD.** Model studies on cemented tailings used in mine backfill, *Canadian Geotechnical Journal*, vol. 19, no. 1, pp. 14–28. 1982.
19. **LI, L.** *Generalized solution for mining backfill design*. *Int. J. Geomech.*10.1061/(ASCE)GM.1943-5622.0000329, 04014006. 2014b.
20. **TERZAGHI, K.** *Theoretical soil mechanics*, Chapman and Hali, Limited John Wiler and Sons, Inc; New York. 1943.
21. **GEORGE, F.** *Introductory Soil Mechanics & Foundations: Geotechnic Engineering*. 1979.
22. **PECK, R.B., HANSON, J.B. Y THORNBURN, S.** *Foundation Engeneering*, 2nd Edition, John Willey & Sons Ed. New York. 1974.
23. **MUROMACHI, T.** *Experimental study on application of static cone penetrometer to subsurface investigation of weak cohesive soils*. *Proceedings of the European Symposium on Penetrometer Test*, 2. 1974.
24. **HATANAKA, M., and UCHIDA, A.** *Empirical correlation between penetration resistance and internal friction angle of sandy soils*. *Soils and Foundations*, 36(4): 1–9. 1996.
25. **DUNHAM, JW.** *Pile foundations for building*. *Proc ASCE J SoilMech Found Div* 82 No. SM 1. Paper 866, pp 3–17. 1954.
26. **OHSAKI Y, and IWASAKI, R.** *On dynamic shear moduli and Poisson's ratios of soil deposits*. *Soils Found* 13:61–73. 1973.
27. **WOLFF, T. F.** Pile capacity prediction using parameter functions. *In Predicted and Observed Axial Behavior of Piles, Results of a Pile Prediction Symposium*,

sponsored by Geotechnical Engineering Division, ASCE, Evanston, Ill., June 1989, ASCE Geotechnical Special Publication No. 23, 96–106. 1989.

28. **SIVRIKAYA, O. AND TOGROL, E.** *Relations between SPT-N and q Intern.* Congress on Advances Civil engineering, Istanbul, Turkey, pp. 943-952. 2002.
29. **DECOURT L.** *Prediction of the Bearing Capacity of Piles Based Exclusively on N Values of the SPT*, 2nd European Symposium of Penetration Testing, Amsterdam. 1982.
30. Brown, T.S. (2007). "Estimating shear strength properties of soils using SPT results, Graduate Project Report, Department of Civil Engineering, Lawrence Technological University, Southfield MI.
31. Sanglerat, G. 1972. *The Penetrometer and Soil Exploration, Developments in Geotechnical Engineering.* Elsevier Scientific Publishing Company, New York, 1972.

ANEXO

Matriz de operacionalización de variables

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables e indicadores
<p>Problema general ¿Cómo influye el diseño del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>a) ¿Cuál es la influencia de la estabilidad del dique tapón en el proceso de relleno de los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?</p> <p>b) ¿Cuál es la influencia de la caracterización de los materiales geotécnicos empleados en el dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?</p> <p>c) ¿Cuál es la influencia del secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo?</p>	<p>Objetivo general Determinar en qué medida influye el diseño de dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>a) Determinar la influencia de la estabilidad del dique tapón en el proceso de relleno de los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>b) Determinar la influencia de la caracterización de los materiales geotécnicos empleados en el dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>c) Determinar la influencia del secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p>	<p>Hipótesis general El diseño del dique tapón con desmonte influye directamente en el relleno con pasta de los tajos <i>sublevel stoping</i> en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>Hipótesis específicas</p> <p>a) La estabilidad del dique tapón influye directamente en el proceso de relleno de los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>b) Las caracterizaciones de los materiales geotécnicos empleados influyen directamente en el diseño del dique tapón de desmonte para los tajos <i>sublevel stoping</i> con relleno en pasta en la unidad minera Cerro Lindo.</p> <p>c) El secuenciamiento de construcción del dique tapón de desmonte influye directamente en el relleno con pasta para los tajos <i>sublevel stoping</i> en la unidad minera Cerro Lindo.</p>	<p>Variable independiente Diseño del dique tapón con desmonte</p> <p>Indicadores</p> <ul style="list-style-type: none"> • Geometría de diseño (m) • Taponos de contención (taponos/mes) <p>Variable dependiente Relleno en pasta</p> <p>Indicadores</p> <ul style="list-style-type: none"> • Resistencia del relleno (MPa) • Porcentaje de cemento (%) • Volumen de pasta bombeado (m³/día) • Densidad de pasta (t/m³)