

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

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL INGENIERÍA DE MINAS



**“APLICACIÓN Y EFECTOS DEL RELLENO CEMENTADO EN
CORTE Y RELLENO DESCENDENTE DE LA MINA
ANDAYCHAGUA U.E.A.YAULI DE VOLCAN COMPAÑÍA
MINERA S.A. DEL 2017”**

TESIS

PRESENTADO POR:

**JORGE ASTOQUILLCA ZAVALA
FELIPE ORTIZ LLAMCCAYA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**APURIMAC– PERÚ
2019**



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“APLICACIÓN Y EFECTOS DEL RELLENO CEMENTADO EN
CORTE Y RELLENO DESCENDENTE DE LA MINA
ANDAYCHAGUA U.E.A. YAULI DE VOLCAN COMPAÑÍA
MINERA S.A. DEL 2017”

Presentado por **JORGE ASTOQUILLCA ZAVALA Y FELIPE ORTIZ
LLAMCCAYA**, Para Optar el Título de:

INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el viernes 18 de enero del 2019 ante el jurado:

Presidente:



DR. LEONCIO T. CARNERO CARNERO

Primer miembro:



ING. DARIO D. SANCHEZ CASTILLO

Segundo miembro:



ING. WALQUER HUACANI CALSIN

Asesor:



DR. DAVID HUAMAN RODRIGO

DEDICATORIA

La presente tesis la dedicamos a Dios quien nos acompaña y nos da la fuerza para continuar día a día, a nuestros queridos padres, que con su trabajo, sacrificio, amor y apoyo incondicional logramos concluir nuestra carrera profesional, para hacernos una mejor persona, a mis hermanos por los mensajes de aliento.



INDICE

INTRODUCCION	1
RESUMEN.....	3
ABSTRACT.....	4
CAPITULO I.....	4
1. Planteamiento del problema	9
1.1 Descripción de problema.....	5
1.2 Enunciado.....	6
1.2.1 Problema general.....	6
1.2.2 Problema específico	6
1.3 Objetivos	7
1.3.1 Objetivos generales	7
1.3.2 Objetivos específicos.....	7
1.4 Justificación.....	7
1.5 Delimitación.....	8
CAPITULO II.....	15
2. Marco teórico	15
2.1 Antecedentes de la investigación	11
2.2 Antecedentes históricos.....	13
2.3 Marco referencial	15
2.3.1 Métodos de explotación corte y relleno descendente.....	15
2.3.2 Planeamiento	16
2.3.3 Desarrollo y preparación	16
2.3.4 Geología local	17
2.3.5 Geología regional	18
2.3.6 Estratigrafía	19
2.3.7 Mineralización.....	22
2.3.8 Geomecánica del macizo rocoso	26
2.3.10 Tipos de relleno.....	32
2.3.11 Composición de Relleno cementado	33
2.3.12 Diseño del Concreto.....	38
2.3.13 Criterio de rotura de fallas.....	42
CAPITULO III.....	
3. Diseño metodológico.....	46
3.1 Definición de variables.....	46
3.2 Operacionalización de variables.....	47

3.3	Hipótesis de la investigación.....	49
3.3.1	Hipótesis general.....	49
3.3.2	Hipótesis específica.....	49
3.4	Tipo y diseño de la investigación.....	49
3.5	Población y muestra.....	50
3.6	Procedimiento de la investigación.....	52
3.6.1	Preparación para el relleno cementado y concreto en condición actual.....	52
3.6.2	Preparación del relleno cementado.....	62
3.6.3	Losa de concreto.....	76
3.6.4	Calculo de resistencia compresiva de la losa de concreto.....	77
3.7	Material de Investigación.....	79
3.7.1	Pruebas de entrada proceso y salida de la investigación.....	79
3.7.2	Instrumentos de la investigación.....	109
CAPITULO IV.....		115
4.	Resultados.....	116
4.1	Descripción de los resultados.....	115
4.2	Contrastación de hipótesis.....	118
4.2.1	Prueba de hipótesis.....	118
4.3	Discusión y resultados.....	122
CAPITULO IV.....		124
5.	Conclusiones y recomendaciones.....	124
BIBLIOGRAFIA.....		127
ANEXOS.....		128

INDICE DE ILUSTRACIONES

Grafico N° 2.1: Domo de Yauli	23
Grafico N° 2.2: Columna estratigráfica	25
Grafico N° 2.3: Mineralización de la veta Andaychagua.....	26
Grafico N° 2.4: Zonamiento de Mineralización.....	28
Grafico N° 2.5: Secciones geológicas locales de la veta Andaychagua: 050NE, 425NE y 850NE.....	30
Grafico N° 2.6: Correlación del RQD con el espaciamiento, Bieniawski (1976)	32
Grafico N° 2.7: Zonificación geomecánica de las labores de la mina Andaychagua.....	34
Grafico N° 2.8: Malla de perforación y voladura de los tajos.....	35
Grafico N°2.9: Resistencia óptima del relleno obtenida por Benzaazoua (2008).....	38
Grafico N° 2.10: Criterio de rotura	48
Grafico N° 2.11: Diagrama de esfuerzos de la losa de relleno cementado	44
Grafico N° 3.1: Pintado de hastiales	57
Grafico N° 3.2: Colocado de cordeles para el alineado de patillas	58
Grafico N° 3.4: Picado de patillas.....	59
Grafico N° 3.5: Colocado de postes.....	59
Grafico N° 3.6 Enrejado poste.....	60
Grafico N° 3.7 Elaboración de patilla para el soporte de enrejado	60
Grafico N° 3.8 Colocado de patillas de acuerdo a los procedimientos	61
Grafico N° 3.9 Revestimiento con la tela arpillera	61
Grafico N° 3.10 Diseño de una barrera terminada.....	62
Grafico N° 3.11: Construcción del enmallado de fierros	63
Grafico N° 3.12 Inyectado y tendido de fierro.....	63
Grafico N° 3.13 Colocado de largueros de fierros corrugados.....	64
Grafico N° 3.14 Colocado de zetas de fierro corrugado	65
Grafico N° 3.15 colocado de “omegas”	66
Grafico N° 3.16 ubicación de los adoquines	67
Grafico N° 3.17 Vista de perfil del enmallado de fierros.....	67
Grafico N° 3.18: Vista de perfil del enmallado de fierros.....	68
Grafico N° 3.19: . Representación estereográfica de los resultados de medición de esfuerzos in-situ.....	72
Grafico N° 3.20: Definición de las secciones de análisis.....	74
Grafico N° 3.21: Esquemas de las tres secuencias de avance del minado.....	75
Grafico N° 3.22: . Vista longitudinal y transversal de la losa de relleno cementado.....	83
Grafico N° 3.23: Resistencia a la compresión de la loza	84
Grafico N° 3.24: Prensa hidráulica.....	120
Grafico N°
Grafico N° 36: Cono de Abrams
Grafico N° 37: Ensayo con el cono de Abrams
Grafico N° 38: Prensa hidráulica	114

INDICE DE TABLAS

Tabla N° 2.1: Componentes del cemento.....	11
Tabla N° 2.2: Etapas de mineralización.....	27
Tabla N°2.3: Criterio para la clasificación de la masa rocosa	31
Tabla N° 2.4: Límites de granulometría según el ASTM del agregado fino.....	35
Tabla N° 2.5: Factor de corrección.	43
Tabla N° 2.6: Resistencia a la compresión promedio.	44
Tabla N° 2.7: Consistencia y asentamiento.....	44
Tabla N° 2.8: Consistencia y asentamiento.....	44
Tabla N° 2.9: Contenido de agregado grueso.	45
Tabla N° 2.10: Cantidades aproximadas de agua de amasado para diferentes slump, t.....	46
Tabla N° 2.11: Relación agua/cemento vs f_c	46
Tabla N° 3.1: Diseño ajustado por la operación (Diseño 1).....	57
Tabla N° 3.2: Resultados de ensayos de corte directo en discontinuidades.....	97
Tabla N° 3.3: Dominios estructurales de la mina andaychagua.....	69
Tabla N° 3.4: propiedades de resistencia	70
Tabla N° 3.5: Resultados de mediciones de esfuerzos in-situ.....	71
Tabla N° 3.6: Diseños de mezclas típicos	80
Tabla N° 3.7: Diseño ajustado por la operación.....	82
Tabla N° 3.8: Resistencia a la compresión de testigos cilíndricos de concreto	104
Tabla N° 3.9: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling	111
Tabla N° 3.20: Resumen del modelo	118

INDICE DE GRAFICOS

Grafico N° 3.1: Prueba de normalidad para la resistencia a la compresión al 1 día	105
Grafico N° 3.2: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling	105
Grafico N° 3.3: Prueba de normalidad para la réplica de resistencia a la compresión al 1 día.....	106
Grafico N° 3.4: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling	106
Grafico N° 3.5: Prueba de normalidad para la resistencia a la compresión a los 7 días	107
Grafico N° 3.6: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling	107
Grafico N° 3.7: Prueba de normalidad para la réplica de resistencia a la compresión a los 7 días.....	108
Grafico N° 3.8: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling	108
Grafico N° 3.9: Prueba de normalidad para la resistencia a la compresión a los 28 días	109
Grafico N° 3.10: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling	109
Grafico N° 3.11: Prueba de normalidad para la réplica de resistencia a la compresión a los 28 días..	110
Grafico N° 3.12: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling	110
Grafico N° 3.13: Diagrama de Pareto para el diseño factorial completo	113
Grafico N° 3.14: Normalidad de residuales	114
Grafico N° 3.15: Grafica de dispersión de residuales	114
Grafico N° 3.16: Grafica de aleatoriedad de residuales	114
Grafico N° 3.17: Prueba t para las resistencias de 1 día	115
Grafico N° 3.18: Prueba t para resistencias a los 7 días.....	117
Grafico N° 3.19: Prueba t para las resistencias a los 28 días	121

**“APLICACIÓN Y EFECTOS DEL RELLENO CEMENTADO EN CORTE Y RELLENO
DESCENDENTE DE LA MINA ANDAYCHAGUA-U.E. A YAULI DE VOLCAN COMPAÑÍA
MINERA S.A.DEL 2017”**

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons.



INTRODUCCION

El Perú es un país minero desde tiempos ancestrales, donde casi todos los metales conocidos por el hombre han sido alguna vez explotados. Actualmente, el sector minero se mantiene como una de las principales actividades económicas, además de ser la mayor generadora de divisas. Situación que se vio favorecida por las políticas de promoción en minería a partir de la década de 1990 que hicieron ingresar al país grandes flujos de capitales. Lo que a su vez produjo un crecimiento sin precedentes en la producción minera y como tal se ha producido grandes inversiones.

La unidad Andaychagua propiedad de Volcán Compañía Minera S.A.A., es una mina polimetálica, con leyes promedio de 3.83% Zn, 0,65% Pb, 0.16% Cu y 4.02% oz Ag/t, que se explota por el método de corte y relleno descendente, “under cut and fill”, con losas de relleno cementado que alcanza una resistencia a la compresión de 47.62 MPa a los 28 días y un refuerzo de acero en la parte inferior de la losa (Dpto. de geología de Andaychagua).

La importancia de este estudio tiene como propósito determinar cuáles son los efectos del relleno cementado, que actualmente se está aplicando en la U.E.A Andaychagua de Volcán Compañía Minera S.A.A, en la productividad de la mina así como la seguridad de los colaboradores, ya que tiene como principal función actuar de sostenimiento entres las cajas encajonantes de los tajeos; para ello, se evalúa ciertas características físicas de la mezcla del relleno y que nos permitirán trabajar con mayor seguridad, con el fin de aumentar nuestra producción y reduciendo costos operativos.

Por un lado, realizar la evaluación del comportamiento de las losas de concreto armado, considerando que estas estructuras en algunos casos han tenido fallas, que han puesto en riesgo la estabilidad del proceso de minado; por otro lado, dar las recomendaciones del caso a fin de reformular el diseño estructural, optimizando y brindando seguridad al referido proceso de minado.

Es fundamental que en toda empresa los procesos estén definidos correctamente. Las herramientas que permiten que los procesos de la empresa puedan ser integrados satisfactoriamente son las tecnologías de información, de esta manera nos enfocaremos en la manipulación de los datos (IBM SPSS Modeler).

En todas las empresas se toman decisiones a diario, y quienes lo hacen es con el objetivo de minimizar este riesgo que pueden afectar la seguridad y la producción, ya que se requiere del relleno constante de las labores explotadas donde se extrajo el mineral, para seguir profundizando y teniendo cuidado en la estabilidad por la seguridad de personal, del equipo, del proceso y del medio ambiente.

Asimismo, este estudio busca despertar el interés de los jóvenes profesionales mineros en realizar investigación en el campo de la geomecánica con el objetivo de optimizar los costos y para ello deberán

evaluar diferentes alternativas, donde aplicando sus conocimientos podrán presentar proyectos que sean económicamente aceptados, manteniendo siempre los factores de seguridad óptimos

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se realiza en la mina subterránea Andaychagua de la Compañía Volcán S.A.A, para comprender cuales son los efectos que influyen en la aplicación del relleno cementado en el proceso de minado. El método de explotación utilizado en esta mina es el de corte y relleno descendente.

Debemos considerar sobre las características estructurales y desarrollo de minado: el ancho de los tajos varía entre 1.8 a 12 m., la altura de corte de cada tajeo es de 4,5 m. y el espesor de la losa del relleno cementado es de 3,5 m., la longitud de paneles de vaciamiento de la losa varían entre 12 a 15 m.; además, el ciclo de operaciones el ciclo del minado en la mina, comienza con la ventilación regado, desatado, limpieza, sostenimiento, perforación, voladura; una vez concluida la explotación de un nivel (tajo), se realiza el relleno cementado en retirada que podría demandar hasta 3 meses el tiempo para una longitud de minado de hasta 200 m. (departamento de geomecánica Andaychagua).

Mediante el diseño propuesto, se piloteo en los niveles 1200 y 1250 de la veta, tomando los datos generados por la planta Altron Andaychagua. Siendo la variable dependiente el método de explotación corte y relleno descendente mientras que la variable independiente es el relleno cementado porque está sujeta a cambios y modificación en la composición de la mezcla.

El tipo de investigación desarrollada en el presente trabajo de investigación es no experimental cuantitativa, ya que se caracteriza por que no se varia deliberadamente las variables independiente o de forma intencional para obtener efecto sobre otras variables. La importancia de este tipo de investigación es que se realiza una observación del fenómeno tal como se da en su contexto natural, para analizarlos.

Asimismo se pretende hacer una aportación en la explotación de la veta de Andaychagua, para mejorar la resistencia de la losa de concreto del relleno cementado y de esta forma se evitara el colapso de las losas de concreto por el exceso de sobre presión de las cajas encajonantes y el sobre peso debido a la caída de las losas superiores.

la resistencia de las losas a los “1 día” se encuentran por encima de nuestro objetivo, que es 160 kg/cm², además con la aplicación del relleno cementado, influyen en la eficacia del método de explotación corte y relleno descendente, elevando nuestra producción de 1711 TM/día a 2011.45 TM/día, con la mejora de su alta mecanización y la velocidad de minado.

Los resultados obtenidos de las pruebas se analizaron mediante el programa estadístico Meet Minitab[®]16, donde se consideró el análisis de la prueba de normalidad, análisis ANOVA y el diagrama de Pareto; se concluye que las resistencias obtenidas en las pruebas de laboratorio superan significativamente en un 95 % los 160 Kg/cm² a los 1 día de instalación lo cual permite una explotación segura en el método de explotación corte y relleno descendente en la mina Andaychagua.

PALABRAS CLAVES. Relleno, Cementado, Explotación, Losas

ABSTRACT

The present research work was carried out in the Andaychagua underground mine of Compañía Volcán S.A. A paraíso that the effects that influence the application of the cemented filling in the mining process. The method of exploitation used in this mine is cutting and filling down.

The width of the pits varies between 1.8 to 12 m., The height of cut of each tajeo is of 4.5 m. and the thickness of the walls of the cemented filling is 3.5 m., the length of the panels for emptying the light between 12 and 15 m. The cycle of operations the cycle of tomorrow in the mine, begins with ventilation, watering, unleashing, cleaning, sustaining, drilling, blasting. Once the exploitation of a level (pit) was completed, the cemented filling was carried out in removal, which could require up to 3 months for a length of up to 200 m. (Department of Geomechanics Andaychagua).

Through the proposed design, piloting was carried out at the 1200 and 1250 levels of the vein, by observing and obtaining data from the Altron Andaychagua plant. The dependent variable is the cut and fill method of descendant, while the independent variable is the cemented filling because it is subject to changes and changes in the composition of the mixture.

The type of research developed in this research work is non-experimental quantitative, since it is characterized by not deliberately varying the independent variables or intentionally to obtain the effect on other variables. The importance of this type of research is that an observation of the phenomenon as it occurs in its natural context, to analyze them.

It is also intended to make a contribution in the exploitation of the vein of Andaychagua, to improve the strength of the concrete slab of the cemented filling and thus avoid the collapse of the concrete slabs due to the excess of overpressure of the boxes encajonantes and the overweight due to the fall of the upper slabs.

The results obtained from the tests were guided by the statistical program Meet Minetab © 16, where the analysis of the normality test, ANOVA analysis and the Pareto diagram were made; It is concluded that the resistance in the laboratory tests exceeds by 95% the 160 Kg / cm² at 1 day of installation, which allows a safe exploitation in the method of cutting and filling down in the Andaychagua mine.

KEYWORDS.Filling,Cemented,Exploitation,Slabs

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA

1. Descripción de problema

La mina Andaychagua geológicamente está situada en el domo de Yauli, que es una estructura conformada por unidades litológicas de naturaleza metamórfica, sedimentaria y volcánica que datan del paleozoico al mesozoico, estas unidades conforman una serie de anticlinales y sinclinales de ejes paralelos. El depósito mineral de Andaychagua se localiza en el llamado "Anticlinal de Chumpe" cuyo eje tiene una dirección de N45°O.

Las litologías que se identifican en el yacimiento son representadas por las filitas y esquistos del grupo Excelsior, las capas rojas del grupo Mitu, los volcánicos Santa Rosa y las calizas del grupo Pucará, las calizas y areniscas del Grupo Gollayrisquizga, el grupo Machay.

Del punto de vista geomecánica la litología que alberga las vetas, está caracterizada por rocas de naturaleza filítica conformada mayormente por filitas gris oscuras que presentan alteraciones de silicificación moderada y argilización baja a moderada y también presencia de cuerpos intrusivos de tipo diorita cuarzo-mozonita altamente cloritizada; el contacto entre la filita y la diorita está a 5m de la veta lo que significaría que el cuerpo intrusivo no es de gran extensión.

Además la presencia de numerosas fallas la explotación del recurso no permite realizar métodos clásico (corte y relleno ascendente), ya que la respuesta mecánica no es de Buena calidad. la caja techo y caja piso litológicamente está conformada mayormente por filitas gris oscuras que son muy inestables y difícil de controlar.

Se ha optado un método de explotación de corte y relleno descendente que consiste en romper el mineral en diferentes pisos y en sentido descendente. Después que un corte o piso ha sido completamente extraído, se procede a rellenar antes de empezar el nuevo corte en el piso inmediato inferior. Este relleno es el que va ayudar en el sostenimiento del techo del nuevo corte que se abre. El minado del mineral continúa piso por piso en sentido descendente.

En la investigación se aborda el relleno cementado pero siguiendo corte y relleno descendente que brinde estabilidad al manejo en el minado de la mina Andaychagua

El plan de minado que actualmente tiene contemplado VOLCAN para la mina Andaychagua es de corte y relleno descendente, para la explotación en las vetas inclinadas, que requiere de un minado selectivo, permitiendo la flexibilidad de la operación y el mineral de baja ley es dejado en el tajo. La explotación es lenta, pero se abastece regularmente con una cantidad de mineral a la planta para una operación continua. A pesar que la calidad mecánica de la roca es pobre.

1.2. Enunciado

1.2.2 Problema general

¿En qué medida la aplicación del relleno cementado influye en la resistencia mecánica del macizo mineralizado en el metodo de explotacion corte y relleno descendente en la mina Andaychagua U E A Yauli de la compañía minera Volcán S.A.A?

1.2.2 Problema especifico

- 1 ¿De qué manera la baja resistencia mecánica del macizo rocoso influye en la aplicación del relleno cementado en el metodo de explotacion de corte y relleno descendente de la mina Andaychagua.?
- 2 ¿De qué manera la calidad de relleno cementado influye en incrementar la estabilidad del tajo en el metodo de corte y relleno descendente de la mina andaychagua.?
- 3 ¿Cómo influye el diseño de las losas estructurales con relleno cementado a fin de lograr la estabilidad geomecánica de la mina para tener una operación rentable segura y sostenible a largo plazo?
- 4 ¿Cómo influye el conocimiento de la geomecánica del macizo rocoso en las operaciones de minado de los niveles (1200-1225 y 1250) a fin de tener más frentes de produccion bajo condiciones de estabilidad seguras en la mina andaychagua?

1.3. Objetivos

1.3.1 Objetivos generales

¿Investigar en qué medida la aplicación del relleno cementado influye en la resistencia mecánica del macizo mineralizado en el método de explotación corte y relleno descendente en la mina Andaychagua U E A Yauli de la compañía minera Volcán S.A.A

1.3.2. Objetivos específicos

- 1 Evaluar de qué manera la baja resistencia mecánica del macizo rocoso influye en la aplicación del relleno cementado en el método de explotación de corte y relleno descendente de la mina Andaychagua.
- 2 Analizar de qué manera la calidad de relleno cementado influye en incrementar la estabilidad del tajo en el método de corte y relleno descendente de la mina andaychagua.
- 3 Investigar cómo influye el diseño de las losas estructurales con relleno cementado a fin de lograr la estabilidad geomecánica de la mina para tener una operación rentable segura y sostenible a largo plazo
- 4 Evaluar cómo influye el conocimiento de la geomecánica del macizo rocoso en las operaciones de minado de los niveles (1200-1225 y 1250) a fin de tener más frentes de producción bajo condiciones de estabilidad seguras en la mina andaychagua

1.4. Justificación

En la unidad de Andaychagua se ve en la necesidad de desarrollar acciones importantes para mitigar la inestabilidad del macizo rocoso conforme se va avanzando con el proceso de explotación, entre las principales medidas e indicadores se tiene la mejora de la calidad del relleno cementado de los tajeos para que satisfagan los requerimientos de resistencia necesaria para continuar con la explotación.

La estabilidad en las labores mineras subterráneas es solucionada con un adecuado sostenimiento que previa evaluación geo mecánica supere un factor de seguridad mayor a 2. Asimismo nos permitirá aumentar la producción y reducir los costos de relleno, diluyendo así los costos fijos mediante una mejora continua del proceso.

De igual modo el presente trabajo de investigación se justifica por lo siguiente:

- a) **Justificación Metodológica.-** El presente trabajo de investigación se justifica por que aportara en la optimización de la metodología del relleno hidráulico cementado.

b) Justificación Teórica.- El presente trabajo de investigación aportara en la fundamentación teórica del relleno cementado.

c) Justificación Práctica.- El presente trabajo de investigación aportara a los involucrados en la aplicación práctica del relleno cementado en la minería.

1.5. Delimitación Existen una serie de limitaciones entre ellas podemos citar: geográficas, temporal, social, conceptual, referencias bibliográficas, entre otras.

1.5.1. Delimitación geográfica:

La mina Andaychagua propiedad de la Compañía Minera Volcán S.A., se encuentra ubicada en el caserío Andaychagua, anexo san José de Andaychagua, distrito de Huay-huay, Provincia de Yauli, departamento de Junín, a una altitud de 4,600 msnm

1.5.2. Delimitación temporal

Actividad que demanda un tiempo determinado de investigación, el proceso de recopilación de las informaciones y datos se realizó en la mina andaychagua propiedad de Volcán campaña minera en el año 2017.

1.5.3. Delimitación social

La investigación realizada favorecerá a los estudiantes y otros, yaqué servirá como referencia bibliográfica para otros trabajos relacionados con el relleno cementado y el metodo de explotacion corte y relleno descendente.

1.5.4. Delimitación conceptual

Para la elaboración del relleno cementado se utilizan agregados provenientes del desmonte de mina (tras un proceso previo de chancado primario) y en su carencia o déficit utilizar agregados de préstamo.

La planta de relleno cuenta con una chancadora de quijada grimer de una capacidad de 30 tn/hora que es en donde se trata al desmonte de mina, para que posteriormente pase a una zaranda vibratoria, que es donde se separa la piedra de $\frac{3}{4}$ ” denominada piedra 67 y la piedra de $\frac{1}{2}$ ” denominada piedra 89 o confitillo, seguidamente son transportados mediante fajas y almacenados en los silos de 204 m3 y 127 m3 respectivamente, las piedras superiores a $\frac{3}{4}$ ” pasan a la chancadora cónica telesmith para luego recircular hacia la zaranda vibratoria hasta cumplir con los tamaños de fragmentación requerida. Cabe indicar que durante el proceso de zarandeo se riega con agua para el control de la polución, el cual a su vez lava parcialmente los finos del agregado.

Arena “Ricaldi” o confitillo, es un agregado con tamaño máximo de fragmentación de $\frac{1}{2}$ ” el cual es proveniente de la cantera “Pachachaca” que está ubicado en la comunidad de Pachachaca, distrito la Oroya, Provincia Yauli.

La piedra “Ricaldi” es un agregado de $\frac{3}{4}$ ” sub-redondeada proveniente de la Cantera “Ricaldi” ubicada a las orillas del Rio Mantaro en el centro poblado menor de Huari, distrito la Oroya, Provincia Yauli.

Los agregados de canteras de préstamo son transportados a obra mediante volquetes y almacenados a pie de la planta de relleno en depósitos sin techar, que en la temporada de lluvias quedan expuestos e incrementado su humedad.

❖ **Corte y relleno descendente**

Es el método de corte y relleno descendente en que el mineral es arrancado por cortes horizontales (con frente completo) empezando por la parte superior de un tajo y avanzando desde el fondo hacia afuera.

Este método es empleado en vetas inclinadas y que requiera un minado selectivo permitiendo la flexibilidad de la operación, donde el mineral roto que tenga un bajo valor sea dejado en el tajo, entre otras consideraciones. La explotación es lenta, abastece regular cantidad de mineral pero no permite la acumulación o almacenamiento.

Este método, se realiza en roca de calidad pobre. En este método de explotación el minado se realiza de arriba hacia debajo de los diferentes horizontes o pisos del mineral. Consiste en romper el mineral en diferentes pisos y en sentido descendente. Después que un corte o piso a sido completamente extraído, se procede a rellenar antes de empezar el nuevo corte en el piso inmediato inferior. Este relleno es el que va ayudar en el sostenimiento del techo del nuevo frente que se abre. El minado del mineral continúa piso por piso hasta terminar el bloque

Es un método costoso y favorable para el tipo de yacimiento que presenta la Mina Andaychagua.

❖ **Características geomecánicas del macizo rocoso**

A fin de tener mayores frentes de producción, volcan está contemplando en su plan de minado actual implementar una nueva secuencia de minado manteniendo en esencia el método “corte y relleno descendente con losas de concreto” (UHC&F – Underhand Cut and Fill). Dentro de los requerimientos de este proceso es necesario verificar la factibilidad de esta nueva secuencia minado entre los Niveles 1200 y 1250, y también las condiciones de estabilidad de la galería sill en mineral del Nivel 1225.

De acuerdo a lo señalado en el párrafo anterior el objetivo del modelamiento numérico a realizar es evaluar la factibilidad de tener múltiples fuentes de producción utilizando el método de minado UHC&F en la explotación de Mina Andaychagua. Esto a su vez significa evaluar las secuencias de avance del minado propuestas por volcan y evaluar también el sostenimiento de la galería sill del Nivel 1225 en donde actualmente se vienen registrando problemas de inestabilidad. Para estas evaluaciones se ha utilizado el modelamiento numérico de elementos finitos bidimensional con el software considerando un comportamiento lineal elástico y elasto-plástico para el macizo rocoso.

❖ **Armado de las losas**

Las losas son de 3.50m de altura y se deja un espaciamiento de 1.0 m con respecto a la losa inmediatamente superior, el largo de las losas es de 200m y los anchos pueden ser variables entre losa y losa que van de 3.50m hasta 15.00 m. Las longitudes de vaciado varían entre 12 a 15 m, que son delimitados por un encofrado o tabique. En algunos sectores de la losa a lo largo del tajeo se realiza el encofrado de una chimenea discontinua con la finalidad de obtener una zona hueca en la losa para poder evaluar las posibles deformaciones y mejorar la ventilación dentro del tajeo, en donde hasta la fecha se ha observado roturas en la madera del encofrado interior pero sin deformaciones del relleno cementado.

Durante la inspección se identificó que en la zona superior de la losa, se acumula agua en sectores deprimidos que están predominantemente ubicados hacia las cajas, esta agua es abastecida por los afloramientos de agua subterránea en sectores localizados. Este efecto de empozamiento del agua en zonas deprimidas, hace que el agua se disperse hacia lo largo de todo el tajeo. En las figuras 20 y 21 se puede apreciar de manera esquemática la ubicación de las zonas predominantes de empozamiento y las filtraciones que genera estos empozamiento en los tajeos de explotación actual.

Se ha identificado también, que las filtraciones ocurridas en las cajas, deterioran el shotcrete y alteran a las rocas filitas que sufren un efecto de microfracturamiento e hinchamiento de los bloques de roca.

1.6. Limitaciones

Como toda investigación que se realiza se tubo muchas limitaciones como bibliográficos, debido a que el metodo de explotacion corte y relleno descendente nose emplea en muchas minas en el Perú hubo limitación de bibliografías .También se tuvo otras limitaciones como económicas de laboratorios la distancia pero todos fueron superados y provistos por los interesados.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de la investigación

El presente trabajo de investigación tiene las siguientes investigaciones relaciones al tema: Según **Vivar (2013)**, en su artículo:”**Diseño de las losas de relleno para el Método de Explotación de Corte y Relleno Descendente**”, explica que el relleno cementado es producto de la mezcla de una serie de materiales, principalmente provenientes del agregado de desmonte de mina, relave grueso (mayor a malla 200), cemento, aditivo súper plastificante, aditivo inhibidor de agua y agua, que son mezclados en una planta automatizada con una capacidad de producción de 400 m³/día.

Así mismo, existen diferentes tipos de cemento, es un material aglomerante que tiene las propiedades de adherencia y cohesión necesarias para unir el material de relleno entre sí, formando una masa solida formada por cuatro componentes principales ver tabla N° 1

Tabla N° 1: Componentes del cemento

Compuesto	Formula	Abreviatura
Silicato tricálcico	3CaOSi	C ₃ S
Silicato dicálcico	2CaOSi	C ₂ S
Aluminato tricálcico	3CaOAl ₂	C ₃ A
Aluminato Ferrato-Tatracalcico	ACaOAl ₂ O ₃ Fe ₂ O ₃	C ₂ AF

Fuente: Norma Técnica Peruana del Cemento NTP 334.090-2013

Las conclusiones a la que arriba dicho artículo son:

Se ha descubierto la importancia de utilizar algunos aditivos específicos en el mejoramiento de la durabilidad del relleno, por ejemplo cuando se coloca relleno con agua corriendo.

Suspender la hidratación del relleno por un periodo de hasta 72 horas antes de su colación operacionalmente es de utilidad porque reduce el desperdicio ya taponamiento de tuberías que es muy costoso.

Vivar (2016), En su publicación “**optimización de la resistencia de losas de relleno cementado en Andaychagua, Volcán Compañía Minera S.A.A.**”, Menciona que la construcción de la losa de relleno cementado en la aplicación del método de corte y relleno descendente, es una etapa crucial dentro del ciclo del minado y representa uno de los mayores costos en la operación de extracción por tonelada de mineral. En este contexto existe la necesidad de establecer metodologías claras para el diseño de losas basadas en técnicas empíricas y analíticas. Esta metodología también puede ser aplicada en el diseño de losas para la recuperación de pilares. Debido al alto costo del relleno cementado, de acuerdo a las condiciones operativas de la mina Andaychagua y sobre la base de la metodología del diseño de losas, se propone la optimización de la resistencia del relleno cementado, considerando la reducción del ancho de minado en los sectores de mayor potencia y realizando una reducción del módulo de rigidez de la losa para que guarde equivalencia con la rigidez de las rocas encajonantes, que son de baja calidad mecánica.

Dentro de sus consideraciones para la implementación del tajo piloto son:

Si se quiere obtener mayores valores de producción, se podría implementar la explotación de taladros largos con techo de relleno cementado, que también tiene efectos de reducción en el costo de minado y cemento, manteniendo un alto grado de producción.

Severino (2013), en su publicación “**Relleno cementado en la U.P. Andaychagua**”. El método de explotación empleado en la mina Andaychagua, corte y relleno descendente, aunado a las características de las cajas piso y techo, en las cuales se encuentra encajonada la veta Andaychagua obliga a la utilización del relleno cementado, como elemento de sostenimiento, que emplea determinados parámetros y estándares. El concreto que se utiliza como relleno en la mina Andaychagua es muy particular, pues aparte de tener características de concreto común este debe ser “bombeable”, para lo cual se agregó relave con el objeto de ganar pastosidad, siendo precisamente este componente el que hace que este concreto se diferencie en gran medida de otros.

Córdova (2010), en su informe “**Evaluación y reformulación del diseño estructural de losas**” menciona que la resistencia del concreto es una variable que depende mayormente de la carga de empuje, por lo que es necesario conocer estas cargas mediante mediciones “in-situ” para poder graduar la resistencia del concreto. El reforzamiento con fierro ya sea por flexión o corte será la misma para rangos determinados de resistencia del concreto, sus principales conclusiones del investigador son:

La armadura de flexión en las losas, debe obedecer al cálculo que arroje el programa Excel sobre el análisis y diseño de losas.

La resistencia del concreto es una variable que depende mayormente de la carga de empuje por lo que es necesario conocer estas cargas mediante mediciones “in-situ” para poder graduar la resistencia. El reforzamiento con fierro ya sea por flexión o corte será la misma para rangos determinados de resistencia del concreto.

2.1.1. Antecedentes históricos

El inicio de la Historia de Volcán se remonta al año 1943, en las alturas del abra de Ticlio, donde se iniciaron las primeras labores mineras que a la fecha, después de más de medio siglo de aporte para la minería, siguen en franco crecimiento operativo. La mina Ticlio estuvo conformada por un grupo de 30 concesiones mineras que fueron otorgadas por el Estado Peruano para que las trabaje su titular Volcán Mines Co. En 1944 Volcán inició la producción de la mina Ticlio y el mineral fue vendido a la concentradora Mahr Túnel, en ese entonces de Cerro de Pasco Copper Corporation.

1997: Volcán Compañía Minera S.A. adquirió en subasta pública la Empresa Minera Mahr Túnel S.A., propietaria de las minas San Cristóbal y Andaychagua, por la suma de US\$ 127'777,777 de pago en efectivo más un compromiso de inversión de US\$ 60 millones, que se cumplió al tercer año.

1998: se llevó adelante un proceso de fusión entre ambas compañías, creándose Volcán Compañía Minera S.A.A. Previo y para facilitar la subasta, se ejecutó con Centromin un canje de concesiones mineras en el área de San Cristóbal, Andaychagua y Carahuacra.

1999: Volcán Compañía Minera S.A.A. adquirió en subasta pública Cerro de Pasco, esto es la Empresa Minera Paragsha S.A.C. por US\$ 62 millones de pago en efectivo más una inversión ejecutada de US\$ 70 millones del compromiso de privatización.

2000: adquiere la Empresa Administradora Chungar S.A.C. y Empresa Explotadora de Vinchos Ltda. S.A.C. que comprenden las minas Animón y Vinchos, respectivamente. Ambas por un precio de US\$ 20 millones en efectivo más 16 millones de acciones Clase B de Volcán.

2004: se inician las operaciones en la mina de plata Vinchos, llegando a producir hasta el 31 de diciembre de 2009 más de 6 millones de onzas finas de plata. Ese mismo año asumió la presidencia Roberto Letts Colmenares.

2006: adquiere la mina Zoraida, de Minera Santa Clara y Llacsacocha S.A. En el año 2007 adquiere el 100% de Compañía Minera El Pilar, propietaria de la mina El Pilar contigua a la mina y tajo de Cerro de Pasco. En ese mismo año, inicia exploraciones en el proyecto de cobre Rondoní de Compañía Minera Vichaycocha

Mina Andaychagua-Unidad Yauli de Volcán Compañía Minera S.A.A. tiene programado una producción de 2906 TM/día para el año 2017, con leyes promedio de 0.16%cu, 065% Pb, 3.83% de Zn y 4.02 Oz de Ag. Dicha producción será tratada enteramente en la plata Andaychagua.

La producción proveniente generalmente de la zona de vetas. (Veta Andaychagua, Esther, prosperidad –E, prosperidad-I). La explotación de la mina se realiza a través del método “Sub Level Stopping” (taladros largos) “Over Cut and Fill” (corte relleno ascendente Para la elaboración del presente plan de producción se tomó como base el inventario de reservas de junio del 2016, con precio de Zinc 2300\$/t; Plomo 2100 UUS\$/t; Plata 18UUS\$/Oz, para lo cual estamos considerando reservas y recursos, según las necesidades de producción. En avances se consideró 15114 metros en desarrollo, explotación y preparación, para el año 2017.

Durante el 2008 se notó que el incremento de aporte en el último semestre fue en base a la preparación de nuevos pisos de explotación. Los avances en exploración y desarrollo fueron de 2,130 m y en preparación se tuvo un avance de 10,424 m. En el 2008 se realizó 4,484 m de perforación diamantina, para confirmar la continuación en profundidad de la veta Andaychagua, y cerca de la superficie las vetas Esther y Puca Urco. Se realizó 917 m de chimeneas, con los cuales se completó el circuito de Extracción Principal, desde el nivel 1000 hasta el nivel 500 (superficie). También se terminó el proyecto de ventilación principal, instalándose dos ventiladores extractores de 300,000 cfm, lográndose la cobertura al 100% teniéndose anteriormente solo cobertura de 76%. Se instaló un ventilador de 110,000 cfm mejorando la ventilación de labores que se minan por chimenea12 y el extremo Este del nivel 800.

Volcán compañía minera S.A.A es un empresa dedicada al beneficio de minerales de zinc, plata cobre y plomo. Es la primera productora de Zn del Perú y cuarta a nivel mundial, en su unidad Yauli cuenta con cuatro minas estos son: Ticlio, San Cristóbal, Carahuacra y Andaychagua. La mina San Cristóbal es principal productora de Zn, Pb, Ag, y Cu, a la fecha se ha extraído unos cincuenta millones de toneladas de mineral con un contenido aproximado de 60,000 toneladas de Cu, 350,000 toneladas de Pb, 3`000,000 toneladas de Zn, 4,500 toneladas de Cu, se estima que posee una cantidad similar de reserva para ser explotada.

En esta mina de distingue tres zonas o secciones que son; zona i que abarca desde el Nv. (nivel) 390 hasta el Nv. (nivel) 780, la zona ii comprende desde Nv (nivel) 820 hasta el Nv. (nivel) 1170 y zona lidia que comprende el oeste de la mina en veta lidia que comprende desde el Nv 500 hasta Nv. 820. Los trabajos de mantenimiento de vía se realizan principalmente en zona I y II y en ocasiones en la zona lidia.

2.2. Marco referencial

Ubicación.

El distrito minero de Andaychagua está situado en la zona Central del Perú, a 181 Kilómetros hacia el SE de Lima, sobre el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales y a una altitud media de 4600 m. sobre el nivel del mar.

Localización

Anexo : San José de Andaychagua

Distrito : Huayhuay

Provincia : Yauli

Departamento : Junín

Accesibilidad: La mina andaychagua tiene 2 rutas principales para llegar vía terrestre y aérea.

Vía terrestre: Lima hasta el desvío a mina andaychagua por la carretera central que es un total de 181 kilómetros y 8 horas de viaje en promedio..

Vía aéreo: Lima a Huancayo (Jauja) promedio de 45 minutos en avión. Luego por vía terrestre jauja a la mina andaychagua promedio de 4 horas..

2.2.1 Métodos de explotación corte y relleno descendente

El método de corte y relleno descendente en que el mineral es arrancado por Cortes horizontales (con frente completo) empezando por la parte superior de un tajo y avanzando desde el fondo hacia afuera.

Este método es empleado en vetas inclinadas y que requiera un minado selectivo permitiendo la flexibilidad de la operación, donde el mineral roto que tenga un bajo valor sea dejado en el tajo, entre otras consideraciones. La explotación es lenta, abastece regular cantidad de mineral pero no permite la acumulación o almacenamiento.

Se realiza en roca de calidad pobre .En este método de explotación el minado se realiza de arriba hacia debajo de los diferentes horizontes o pisos del mineral. Consiste en romper el mineral en diferentes pisos y en sentido descendente. Después que un corte o piso ha sido completamente extraído, se procede a rellenar antes de empezar el nuevo corte en el piso inmediato inferior. Este relleno es el que va ayudar en el sostenimiento del techo del nuevo frente que se abre. El minado del mineral continúa piso por piso hasta terminar el bloque.

a) Aplicaciones del método

- Se en cuerpo mineralizados de gran potencia, cuando el sistema de limpieza y acarreo son mecanizados.

- Se puede trabajar en cuerpo irregulares.
- Se trabaja en las zonas de material poco consistentes.
- Generalmente se aplica en extracción de reservas considerables.
- Presenta mejor seguridad y condiciones para el personal.

b) Ventajas

- La recuperación del mineral es alta, llega al 100%.
- Poco consume de explosivo por la suavidad del mineral.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se puede trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- La perforación es más fácil, ya que el personal se encuentra en una posición segura.
- El personal no está amenazado por desprendimiento de bloques de mineral.
- Es un método costoso y favorable para el tipo de yacimiento que presenta la Mina Andaychagua.

c) Desventajas

- Se necesita bastante tiempo para los trabajos de preparación (4 a 5 meses).
- Es costoso por el gran consumo de cemento, madera y la labor diaria.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- No se aprovecha la gravedad para el arranque.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.

❖ Planeamiento

El plan de minado es perforación, voladura, desate manual o mecánico, ventilación, limpieza, sostenimiento (con cemento lanzado más pernos “Split set/hydrabolt”) y relleno cementado. Según el tipo de variante utilizada. Las secciones utilizadas serán de acuerdo al ancho de veta y longitudes del tajo. Los tajos promedios que se maneja es de 160 metros de longitud con dos alas de 80 metros cada una.

❖ Desarrollo y preparación

El desarrollo es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito con el fin de preparar la extracción y el transporte del mismo. Los desarrollos pueden ser: desarrollo productivo o desarrollo improductivo. La unidad minera comienza el desarrollo con una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal, una rampa que debe ser paralela a la veta, chimeneas y caminos (para accesos, echaderos, servicios y ventilación)

❖ Galería de Base y By Pass

Se realizarán By Pass principales desde el cual se elaborarán accesos a la veta cada 40 metros, para luego correr en el primer corte una galería sobre veta, en los siguientes cortes inferiores se continuará con el método.

❖ **Rampa de producción**

Se construye una rampa que corre paralelo a la veta, desde la cual se accede hacia la veta para seguir tajeando en los sucesivos cortes. Se construyen rampas que intercomunican el nivel superior (de servicio), con los horizontes de trabajo, que se encuentran debajo de este nivel; de este modo las rampas sirven únicamente para que los equipos salgan a mantenimiento y reparaciones mayores y se ubican fuera del cuerpo mineralizado en terreno duro

❖ **Chimeneas de ventilación**

Se construye 02 chimeneas de ventilación en los extremos de los By Pass, para generar el circuito de ventilación.

❖ **Relleno**

Se construye 02 chimeneas de servicios en los extremos de los By Pass, para el relleno cementado. La preparación del relleno cementado se realiza en la planta acondicionada para tal objetivo el cual consta de una chancadora de Quijada Grimer 30 tn/hora y una zaranda vibratoria Gravier 30 tn/hora donde se produce el agregado de procedencia de desmonte de mina, los mismos que son almacenados en sus respectivos depósitos, luego los agregados son alimentados a una tolva stacker de 4 m³, desde donde son transportados hacia la tolva de cuatro compartimientos de 4 m³ c/u ubicado en la parte superior de la balanza donde los agregados son colocados según su naturaleza y/o el tamaño de fragmentación de las partículas para su respectivo pesado y dosificación el cual es controlado desde la sala de mando, seguidamente los agregados pasan al mezclador conjuntamente con el agua con aditivos y el cemento, que fueron pesados previamente con balanzas ubicadas en sus respectivos depósitos y que también son operados y controlados desde la sala de mando. Finalmente el relleno cementado pasa al agitador Remix desde donde se inicia el bombeo hacia interior mina.

2.2.2 Geología local

La mina Andaychagua geológicamente está situada en el domo de Yauli, que es una estructura conformada por unidades litológicas de naturaleza metamórfica, sedimentaria y volcánica que datan del paleozoico al mesozoico, estas unidades conforman una serie de anticlinales y sinclinales de ejes paralelos. El depósito mineral de Andaychagua se localiza en el llamado "Anticlinal de Chumpe" cuyo eje tiene una dirección de N45°O.

Las litologías que se identifican en el yacimiento son representadas por las filitas y esquistos del grupo Excélsior, las capas rojas del grupo Mitu, los volcánicos santa Rosa y las calizas del grupo Pucará, las calizas y areniscas del grupo Gollayrisquizga, el grupo Machay.

Está constituido por diferentes tipos de rocas de origen sedimentario como son lutitas, pizarras, esquistos, volcánicos verdes, tufos, calizas y filitas; el grupo Excélsior data del silúrico a devónico, él representa a las rocas más antiguas que afloran en este sitio, las cuales conforman el núcleo del Anticlinal de Chumpe. La potencia total de este grupo es desconocida; sin embargo, J.V.Harrison (1943) determinó una potencia de 1,800 m. para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma.

De acuerdo a la información recopilada en los extremos de la veta Andaychagua se encuentran filitas fuertemente replegadas con lentes de cuarzo, los cuales son interpretados como el resultado del metamorfismo regional. Las filitas se presentan finamente estratificadas, mientras que los lentes de cuarzo presentan mayor espesor generalmente en los núcleos de pequeños anticlinales. (5)

Filitas del grupo Excélsior (Silúrico-Devónico); estas rocas se presentan mayoritariamente en la zona de estudio, se trata de rocas carbonosas de color negro. La foliación tiene una dirección general de N33°E, con un buzamiento de 80° hacia el NW y SE. En ciertos lugares están plegadas localmente poniendo en diferentes orientaciones la foliación. Cerca de la veta Andaychagua las filitas se encuentran alteradas por argilización lo que le da un color verde plomizo claro; se ha observado presencia de micas como la sericita en estas rocas alteradas. La alteración argílica disminuye la fisibilidad de la filita y disminuye su resistencia sobre todo en presencia de agua; así mismo las filitas también pueden presentar de manera local una alteración de silicificación por lo que aumentaría sus características mecánicas. La filita se presenta generalmente en las cajas del mineral.

2.2.3. Geología regional

El distrito minero de Andaychagua está localizado en la parte sur-este de una amplia estructura regional de naturaleza dómica (Ilustración N° 1), que abarca casi íntegramente los distritos de Morococha, san Cristóbal y Andaychagua, esta estructura inicialmente fue, denominada "complejo Domal de Yauli" (J.V. Harrison, 1,943) y en el presente trabajo se le denomina "domo de Yauli".

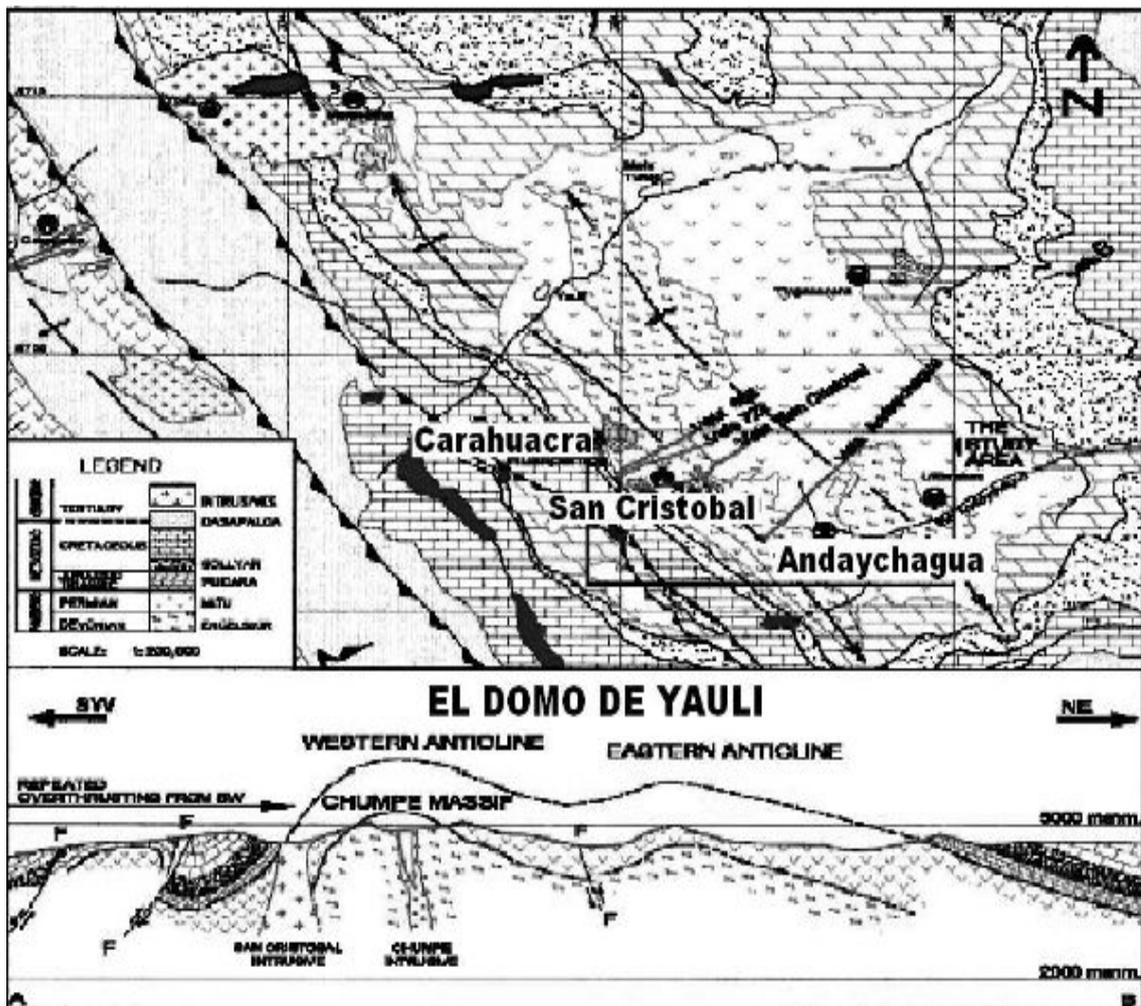


Fig. N° 2.1: Domo de Yauli

Fuente: Área de geología mina Andaychagua

2.2.4. Estratigrafía

En el área de Andaychagua se conocen las siguientes unidades litológicas.

❖ Silúrico – devónico

Las rocas más antiguas que afloran en el área son las del grupo Excelsior y conforman el núcleo del Anticlinal de Chumpe. La potencia total de este grupo es desconocida; sin embargo, J.V.Harrison (1,943) determinó una potencia de 1,800 m. para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma. Este Grupo está constituido por lutitas, pizarras, esquistos, volcánicos verdes, tufos, calizas y filitas.

En los extremos de la veta Andaychagua se encuentran filitas fuertemente replegadas con lentes de cuarzo, los cuales son interpretados como el resultado del metamorfismo regional. Las filitas se presentan finamente estratificadas, mientras que los lentes de cuarzo presentan mayor espesor generalmente en los núcleos de pequeños anticlinales.

❖ Pérmico

Las rocas del grupo Mitu, yacen discordantemente sobre las filitas Excélsior. Este grupo parece tener dos fases: una sedimentaria de ambiente continental y otra volcánica denominada "Volcánicos Catalina". Constituyen la parte superior del grupo Mitu. En la mina Andaychagua, están constituidos por derrames y brechas andesítica; en la mina Toldorrumi, por aglomerados, derrames, brechas y tufos de composición dacítica.

En la Mina Andaychagua, entre la veta Andaychagua y ramal Sur, se encuentra una brecha andesítica con valores altos de plata, distribuidos muy irregularmente dentro de ella. <En la Mina Toldorrumi, los aglomerados supra yacen a las dacitas, brechas volcánicas y tufos. En las cercanías a las vetas Catalina y Polonia los volcánicos se hallan meta somatizados e intercalados. La edad del grupo Mitu, fue considerada como del Carbonífero Superior (Mc Laughin 1,940) y posteriormente asignado al Pérmico

❖ **Jurásico**

Sobre los Volcánicos Catalina, en discordancia erosional, se emplaza una interestratificación de calizas y tufos, (Tajo Toldorrumi) que parecen pertenecer a la formación Condorsinga del grupo Pucará; toda esta secuencia tiene un rumbo promedio de N 45° W y buzamiento de 50° al SW. Las calizas varían de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino; hay zonas donde están fuertemente brechadas y alteradas hidrotermalmente (silicificación y recristalización). Existen tufos de muy poca potencia, de color gris claro a gris verdoso, intercalados con las calizas.

❖ **Cretácico inferior grupo Goyllarisquispa**

Sobre las calizas Condorsinga, yacen en aparente conformidad, las areniscas Goyllarisquiza. Este grupo consiste de areniscas de color amarillento, localmente con apariencia cuarcita.

El Grupo Goyllarisquiza, ha sido atribuido al Cretácico Inferior Valanginiano-Aptiano (Mc Laughin, 1,924).

❖ **Cretácico superior grupo Machay**

Sobre yaciendo concordantemente a las rocas del Grupo Goyllarisquiza se encuentran las calizas del Grupo Machay, no definiéndose cual o cuales de las formaciones de este grupo son las que afloran en el área; sin embargo, por su litología, calizas, calizas dolomíticas, margas y lutitas gris oscuras, se podría considerar tentativamente que se trata de las formaciones Chulec y Pariatambo. La potencia de este grupo varía entre 250 m. y 300 m.

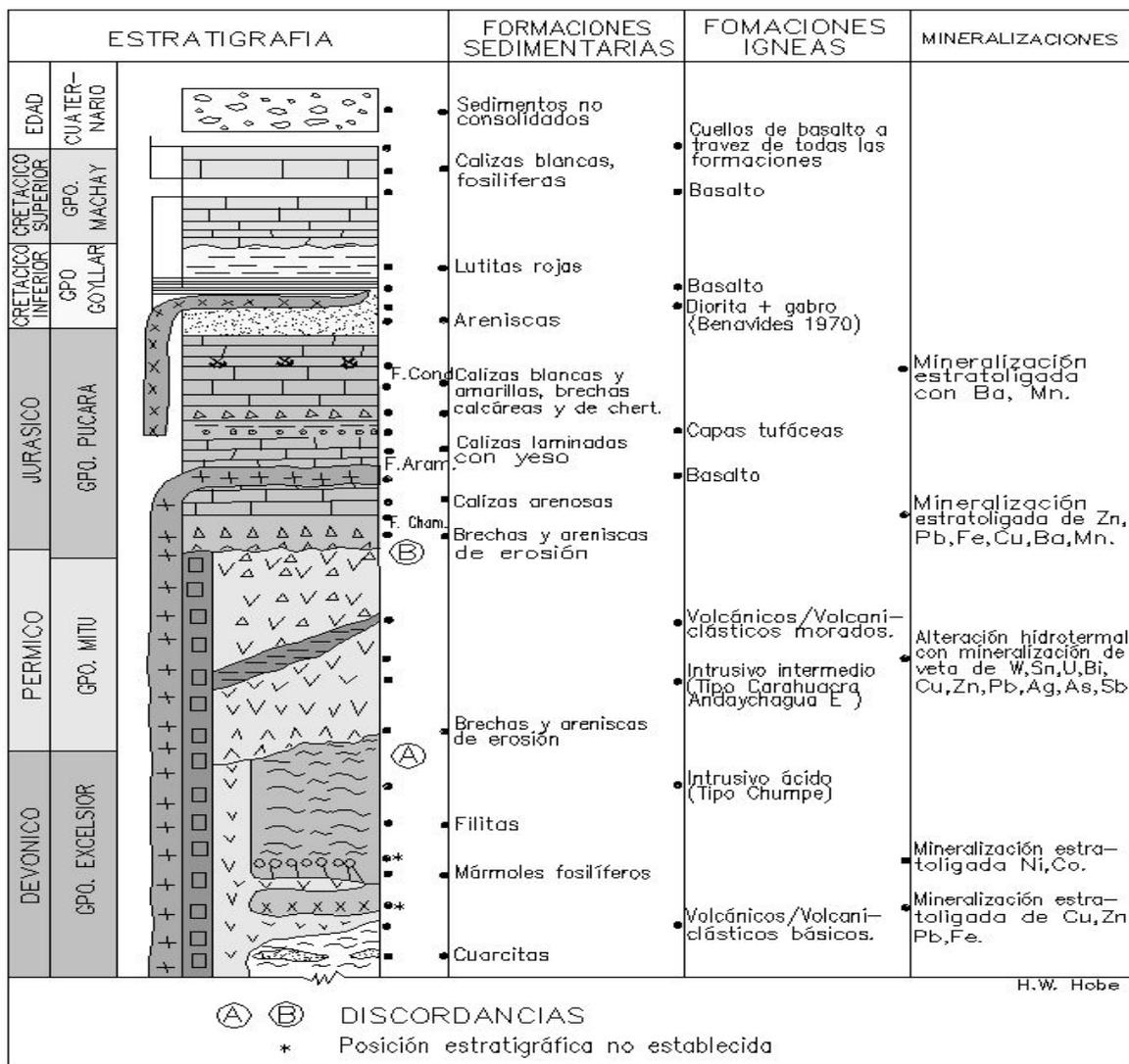


Figura N° 2.2: Columna estratigráfica de la mina Andaychagua

Fuente: área de geología mina Andaychagua

❖ **Intrusivos**

En el distrito minero de Andaychagua, ocurren dos tipos de Intrusivos: ácidos y básicos los intrusivos ácidos están representados por el intrusivo de Chumpe que forma el pico más alto de Andaychagua y se ubican a lo largo de la zona axial del anticlinal que lleva también el nombre de Chumpe. Existe una serie de diques irregulares, casi paralelos, con buzamientos verticales que parecen ser apófisis del intrusivo Chumpe, uno de ellos está emplazado en el área de Toldorrumi entre las rocas de los Volcánicos Catalina y del grupo Pucará (extremo de la veta Polonia); este intrusivo está constituido por cuarzo diorita.

Entre las calizas del grupo Pucará (área de Toldorrumi), está emplazado un sil constituido por una dacita porfirítica. Los Intrusivos básicos afloran en el área de Andaychagua, dentro de los volcánicos Catalina; se trata de una intrusión de gabro de forma elipsoidal, cuya dimensión es 250m. x 70m. la cual ha sido desplazada por la falla Andaychagua.

❖ Plegamientos

El domo de Yauli está conformado por una serie de anticlinales y sinclinales, de los cuales, los anticlinales de Chumpe y de Yauli son los más importantes; sus ejes tienen un rumbo que varían entre N 35° y 40°O. El anticlinal de Chumpe es considerado como el extremo SO del Domo de Yauli, donde la mayor acción del plegamiento ha tenido lugar; en estas zonas las pizarras del grupo Excelsior han sido levantadas en su mayor extensión. El anticlinal de Chumpe, en su dimensión mayor, de NO a SE, tiene aproximadamente 16 Kms. mientras que en su dimensión menor presenta 4 Kms aproximadamente. El flanco occidental tiene un buzamiento de 55° al SO, mientras que el flanco oriental buza 30° al NE. El núcleo de este anticlinal está formado por rocas del Grupo Excelsior; el flanco occidental está compuesto por calizas Pucará y areniscas Goyllarisquiza; en el flanco oriental se extienden las rocas del Grupo Mitu por varios kilómetros

2.2.5. Mineralización

La mineralización de la veta Andaychagua está relacionada por la mineralización polimetálica Terciaria y al evento tectónico Post – Cretácico ver figura 2.3. La producción actual promedio es de 84,500 tms/mes, con leyes promedio de 0.10%Cu 0.081% Pb 4.01%Zn 5.65 OzAg.



Figura 2.3. Mineralización de la veta Andaychagua

Fuente: área de geología mina Andaychagua

Estudio al microscopio realizados por P. Gagliuffi, han determinado tres etapas de mineralización, cuyo rango es de mayor a menor temperatura:

Tabla N° 2.2: Etapas de mineralización

Primera etapa	Segunda etapa	Tercera etapa
Cuarzo	Luzonita	Marcasita
Pirita	Tenatita	Siderita
Arsenopirita	Freibergita	Dolomita
Pirrotita	Boulangerita	Estibina
Esfalerita I	Polibasita	Argentita
Calcopirita I	Esfalerita II	Plata nativa
	Calcopirita II	Baritina
	Galena	Minerales
	Pirargirita	

Fuente: Área de geología mina Andaychagua

Estas etapas de mineralización nos indican que la fractura estuvo en constante movimiento, de este modo, permitió el ascenso de las soluciones y la deposición de los minerales mencionados. Presenta textura de relleno: crustificación y brechamiento. En la textura de crustificación las leyes altas se hallan en una asociación pirita – arsenopirita – rodocrosita – plomo – zinc – plata. En la textura brechada, la asociación es cuarzo – pirita – arsenopirita – galena – esfalerita. Hay casos en que las leyes altas de Plata se encuentran en las bandas de panizos con una asociación difícil de precisar microscópicamente, pero las leyes de plomo y zinc son bajas.

❖ **distribución de Cobre, Plomo, Zinc y Plata**

Observaciones de campo, de leyes de bloques y de perforaciones diamantinas, nos llevan a las siguientes conclusiones:

- La esfalerita se vuelve más marmatítica en la parte suroeste de la veta; también, hay incremento de cobre y zinc cerca de los contactos andesitas – filitas y el gabro.
- Las concentraciones altas de zinc se encuentran cerca a los contactos andesitas – filitas, andesitas – gabro y en la unión de la veta Prosperidad con la veta Andaychagua. Estas concentraciones altas de zinc van acompañadas de arsenopirita en cantidad significativa.
- Hacia el Noreste del Río Andaychagua, la veta presenta un decrecimiento de los valores del cobre, zinc, plomo.

De acuerdo a la distribución de minerales, las soluciones han sido sub horizontales con una orientación Suroeste – Noreste; consecuencia de esto, es la presencia de minerales de baja temperatura como baritina y estibina en el extremo Noreste del afloramiento y minerales de la primera etapa de

mineralización en el contacto andesitas – filitas al Suroeste. La mineralización está asociada con los halos de alteración hidrotermal. Las andesitas presentan silicificación cerca de la veta; luego sericitización, caolinización y cloritización. En el gabro, argilización cerca de la veta; después, cloritización. En las filitas algo de silicificación cerca de la veta; le sigue argilización y cloritización.

Producida la depositación de los volcánicos (andesitas y brechas andesíticas), inyección del gabro y la formación del marco estructural, se inicia la alteración hipógena de cajas; inyección posterior de soluciones y cristalización para genética de minerales. Posteriormente se tuvo una alteración supergena de cajas y de minerales, dando lugar a minerales secundarios.

Los cambios de rumbos y buzamientos en la veta Andaychagua, controlan la mineralización presentando mejores valores cuando las cajas no son rectas. En la horizontal y en la vertical, los anchos de la veta varían de acuerdo al cambio de rumbo y buzamiento que presentan. En las cajas y dentro de la veta se observa una brecha volcánica de color gris oscuro de composición heterogénea (agregados de dacita y micro clastos de filitas); la presencia de esta brecha hace que la veta se encuentre pobremente mineralizada. No es persistente en sentido horizontal ni vertical.

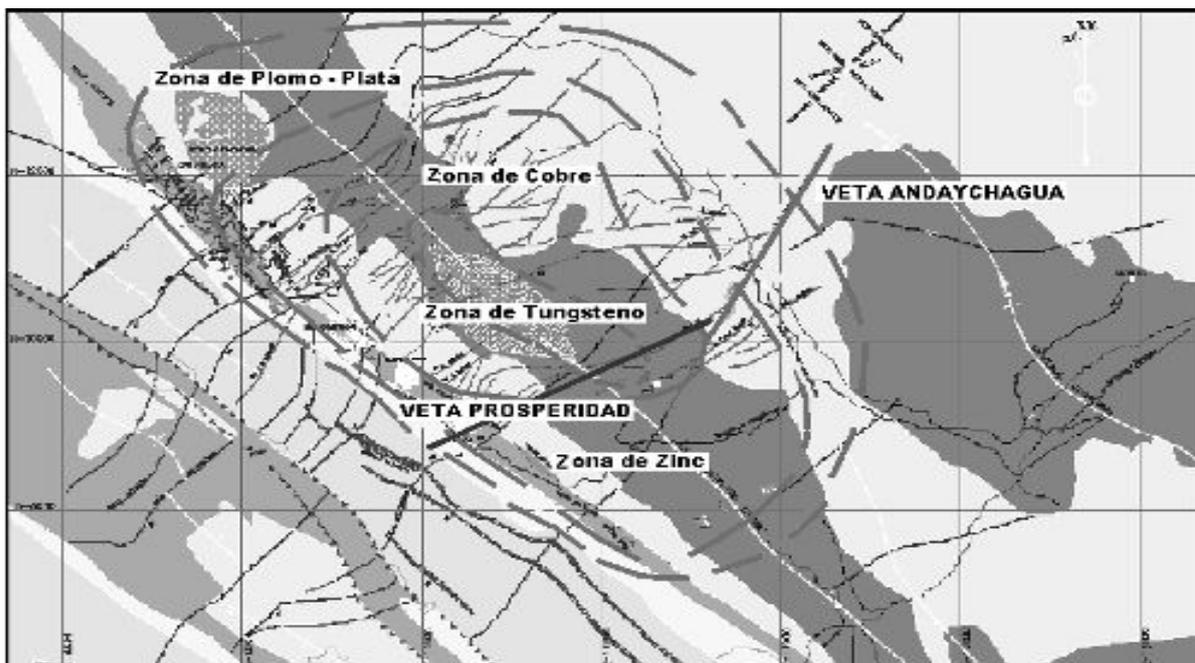


Figura 2.4. Zonamiento de Mineralización

Fuente: Área de geología mina Andaychagua

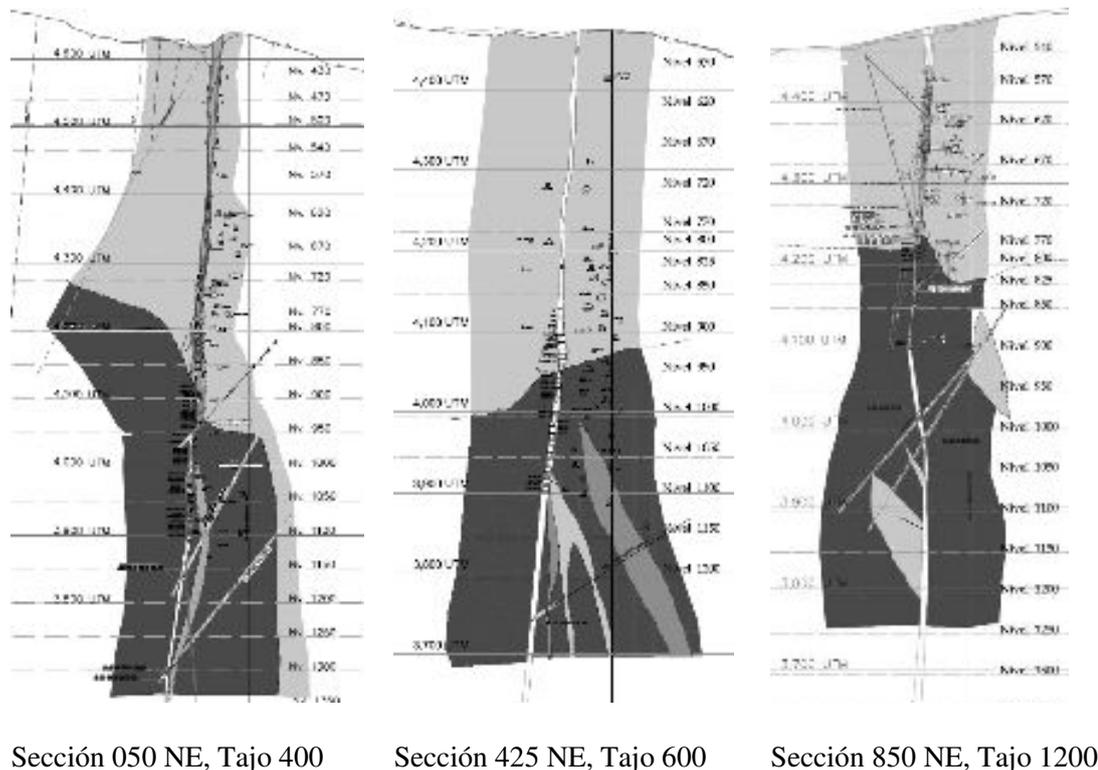
❖ Sistemas de vetas Andaychagua

El sistema de vetas Andaychagua se encuentra al SE del intrusivo de Chumpe y en el flanco Este del anticlinal del mismo nombre. Está Conformada por las vetas principal Andaychagua, ramal norte, Puca Urco, Prosperidad E/W, Esther, Milagros, Ramal Andaychagua 470E, Split Prosperidad E, Rubí Marty, Marty II, Rosie, Martha, Sarita, Blanca, San Nicolás. Todas están emplazadas en los V

volcánicos catalina y solo las más persistentes, como la veta Principal y Prosperidad se extienden hasta las filitas en el extremo SW. La veta de mayor importancia es la denominada Andaychagua actualmente en explotación. La veta Andaychagua es la segunda estructura en orden de extensión conocida en el área. La longitud de la fractura es casi de 5 km., de los cuales cerca de 3 km. han sido mineralizados; la estructura tiene un rumbo promedio de N 30° E y un buzamiento de 72°-90° NO, a veces con buzamientos al SE. Cuando la estructura llega al contacto con las filitas, se bifurca en varios ramales que todavía no han sido bien reconocidos.

El movimiento principal a lo largo de la fractura ha sido horizontal en sentido dextral, teniendo un desplazamiento total de 200 metros. Este movimiento horizontal probablemente tuvo una componente vertical de pequeña magnitud en sentido inverso. un movimiento rotacional mediante el cual la caja techo se ha movido en sentido de las agujas del reloj comparado con la caja piso, se deduce por el desplazamiento del contacto entre los volcánicos y filitas.

La potencia de la veta Andaychagua varía de 1.8 a 7.5 metros en sus extremos, llegando hasta 18.0 metros en su unión con la veta Prosperidad. Los cambios de rumbos y buzamientos en la veta Andaychagua, controlan la mineralización presentando mejores valores cuando las cajas no son rectas en la horizontal y en la vertical, los anchos de la veta varían de acuerdo al cambio de rumbo y buzamiento que presentan. En las cajas y dentro de la veta se observa una brecha volcánica de color gris oscuro de composición heterogénea (agregados de dacita y micro clastos de filitas); la presencia de esta brecha hace que la veta se encuentre pobremente mineralizada.



	GABRO (Intrusivo)		LABORES
	GPD. MITUJ (Volcánico)		TAJED RELLENADO
	GPD. EXCELSIOR (I' Baso)		VETA
	GPD. EXCELSIOR (Volcánico)		BRECHA

Figura N° 2.5. : Secciones geológicas locales de la veta Andaychagua: 050NE, 425NE y 850NE

Fuente: Área de geología de mina andaychagua

2.2.6. Geomecánica del macizo rocoso

❖ Geomecánica

Actualmente la geomecánica juega un papel muy importante, particularmente constituye la base científica de la ingeniería de minas, ya que posee sus propias peculiaridades. La aplicabilidad de la geomecánica beneficia el aspecto de la seguridad minera, ya que la aplicación de esta ciencia, garantiza el análisis para el control de estabilidad de las labores mineras subterráneas y superficiales.

❖ Clasificaciones geo mecánicas

BIENIAWSKI (1973): Clasificación geomecánica o valoración del macizo rocoso RMR “Rock Mass Rating” refinado sucesivamente en varias oportunidades, última versión 1989. Aplicable a la estimación del sostenimiento, al tiempo de auto sostenimiento y los parámetros de resistencia del macizo rocoso.

Para clasificar geo mecánicamente a la macizo rocoso se utilizó el criterio de Clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocos – 1989). Los valores de Resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados

- a) RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA.- Está determinada por ensayos de Compresión simple (Rc) o en su defecto por los ensayos de cargas puntuales (Is); datos que se obtiene en el laboratorio de mecánica de rocas.
- b) RQD DEL TESTIGO (ROCK QUALITY DESIGNATION).- Tal como fue definido por su autor (Deere, 1964) es el % de testigos de perforación diamantina recuperados en piezas intactas de 100 mm o más con respecto a la longitud total de la perforación.
- c) ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES.- Aquí, discontinuidades es un término que abarca diaclasas, fallas geológicas, planos de estratificación y otras superficies de debilidad.
- d) CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES.- Este parámetro toma en cuenta la abertura de las discontinuidades, su continuidad, rugosidad de su superficie, grado de alteración de sus paredes y la presencia de material de relleno.
- e) CONDICIONES HIDROGEOLOGICAS.- Este parámetro considera la influencia del agua subterránea en la estabilidad de las excavaciones; la clasificación se hace a la cantidad de flujo de agua que entra en la excavación o alternativamente usando la relación entre la presión hidrostática y la tensión principal mayor, siempre que sean conocidas.

Tabla N°2.3: Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	>60	Buena
IIIA	51-60	Regular A
IIIB	41-50	Regular B
IVA	31-20	Mala A
IVB	21-30	Mala B
V	<21	Muy mala

Fuente: Área de Geomecánica mina Andaychagua

❖ RQD (Rock Quality Design)

El índice de designación de la calidad de la roca RQD provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de los testigos de la perforación diamantina. Asimismo, en las estaciones geomecánicas realizadas en las labores subterráneas se estimó considerando el grado de fracturación, que a partir del espaciamiento medio entre discontinuidades se puede correlacionar un estimado del RQD.

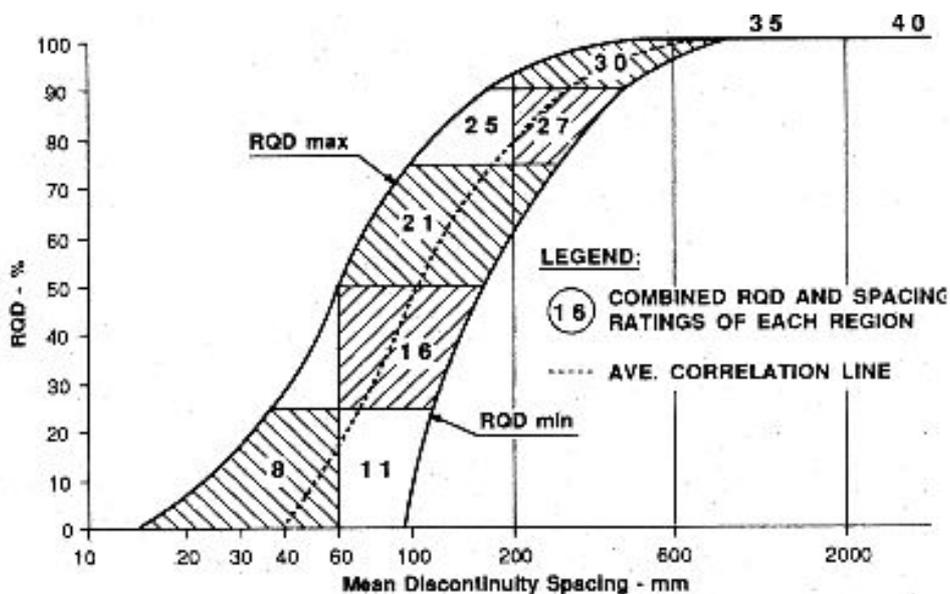


Figura N° 2.6. Correlación del RQD con el espaciado, Bieniawski (1976)

Fuente: Clasificación geomecánica Bieniawski (1976)

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

❖ Obtenido Del Registro De Testigo

La Designación de la Calidad de Roca (Rock Quality Designation - RQD) es un índice cuantitativo que se obtiene del testigo de perforación diamantina. Considera sólo las piezas de testigos de roca dura y sana de 100 mm o mayor longitud. Las de menor longitud son ignoradas. El RQD se calcula de la siguiente manera:

$$RQD = 100 \times \frac{\text{Longitud del segmento de 100mm o mas}}{\text{Longitud del testigo}}$$

Se deben utilizar testigos de por lo menos 50 mm de diámetro. Si se utilizan testigos de menores o mayores diámetros, la longitud nominal de 100 mm deberá modificarse para que corresponda a dos veces el diámetro del testigo. Es importante distinguir entre las fracturas mecánicas o naturales encontradas en el testigo. Una fractura mecánica causada por la manipulación no debe afectar adversamente el índice de RQD. Los tramos del testigo con fracturas mecánicas deberán aproximarse a una unidad sólida con el fin de llegar a un valor RQD que refleje la calidad del macizo rocoso in situ.

❖ Criterio de Hoek & Brown (GSI)

La resistencia del macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de roca intacta y de la libertad de estos bloques para deslizarse o girar bajo distintas condiciones de esfuerzos. Los trozos de roca angulosos, con caras definidas por superficies lisas y abruptas, producen un macizo

rocoso mucho más competente que uno que contenga bloques completamente rodeados por material intemperizado o alterado.

El índice Geológico de resistencia (GSI) propuesto por Hoek (1994), Hoek, Kaiser y Bawden (1995), ha sido modificado para incorporar rocas masivas y foliadas por Hoek (1998). Este índice proporciona un sistema para estimar la resistencia que presenta un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas. Este sistema de clasificación se muestra en la tabla Geomecánica que tiene la mina Andaychagua. Para determinar este índice, se analizan dos parámetros geológico - geomecánica los cuales corresponden a la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, la intersección de estas dos propiedades en la cuadrícula de la tabla geomecánica, entrega el rango de GSI

La determinación del G.S.I., es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno).

La clasificación según su estructura varía de:

- Levemente fracturado (LF)
- Fracturada (F)
- Muy fracturada (MF)
- Intensamente fracturada (IF)
- Triturada (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- Muy buena (MB)
- Buena (B)
- Regular (R)
- Pobre (P)
- Muy pobre (MP)

Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de Ábacos de GSI. obtener a continuación, una evaluación que se relaciona con estas características geológicas y que corresponde al promedio entre los límites de las líneas de Ábaco que cruzan el cuadro relacionado a esa descripción, por ejemplo a una descripción MF/MP, el valor del Índice GSI.

❖ **Zonificación geomecánica de la masa rocosa**

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. A consecuencia de ello, es

práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánica o dominios estructurales.

Para la zonificación geomecánica de la masa rocosa se deben considerar los aspectos litológicos, geo estructurales y calidad del macizo rocoso. Desde que los aspectos geo estructurales son similares en todos los tipos de rocas presentes en el área de estudio, se toma aquí en consideración la litología y calidad de la masa rocosa para establecer los dominios estructurales.

Para el caso de la zona en estudio, la litología presente es básicamente la filita, el mineral y la roca metavolcánica. La zonificación geomecánica, considerando los aspectos litológicos y de calidad de la masa rocosa prácticamente ha sido definida para cada litología y sus características geomecánica son similares a la misma litología ubicada en los niveles superiores.

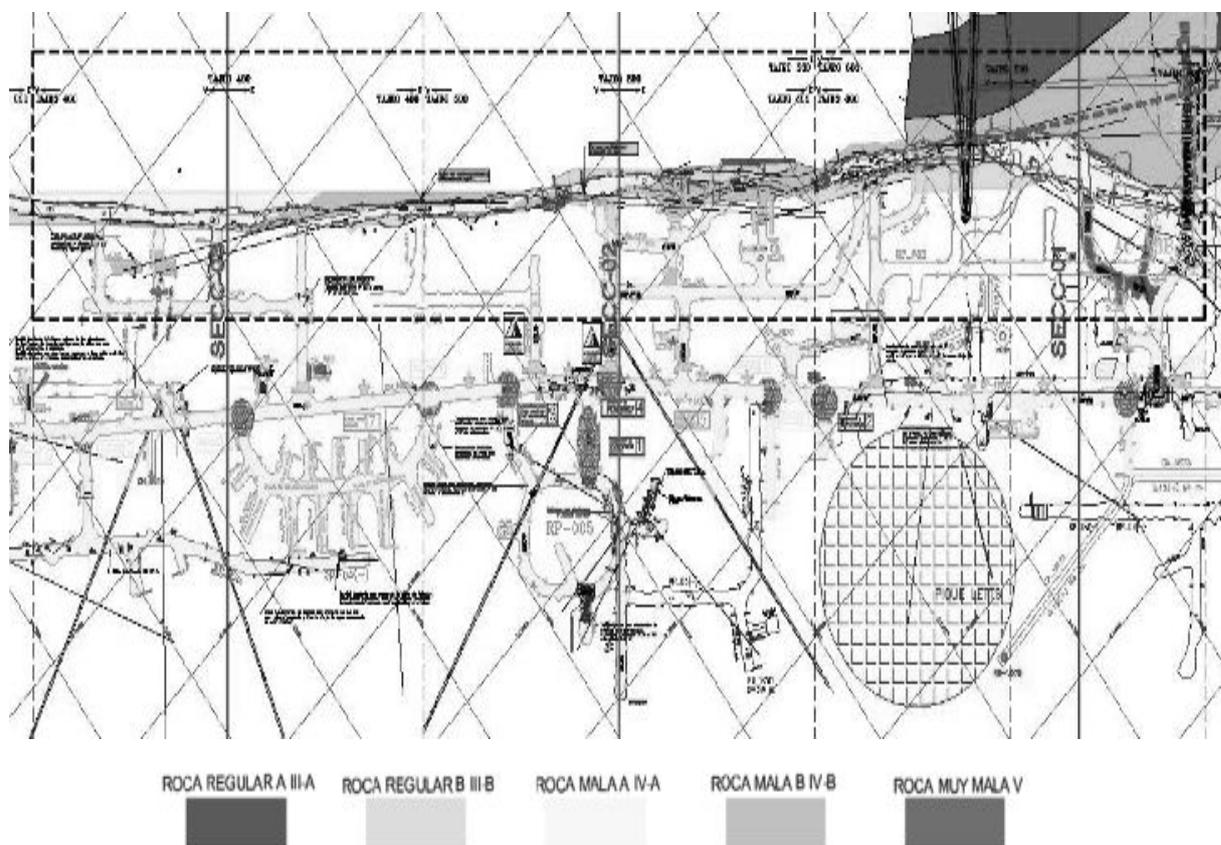


Figura 2.7. Zonificación geomecánica de las labores de la mina Andaychagua

Fuente: Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica Minería y Obras Civiles

2.3. Marco conceptual

2.3.1. Ciclo de minado

❖ Perforación

La perforación se realiza con jumbo electrohidráulico modelo Boomer 281 de un solo brazo, el cual puede realizar corte Horizontal como frente. (2)

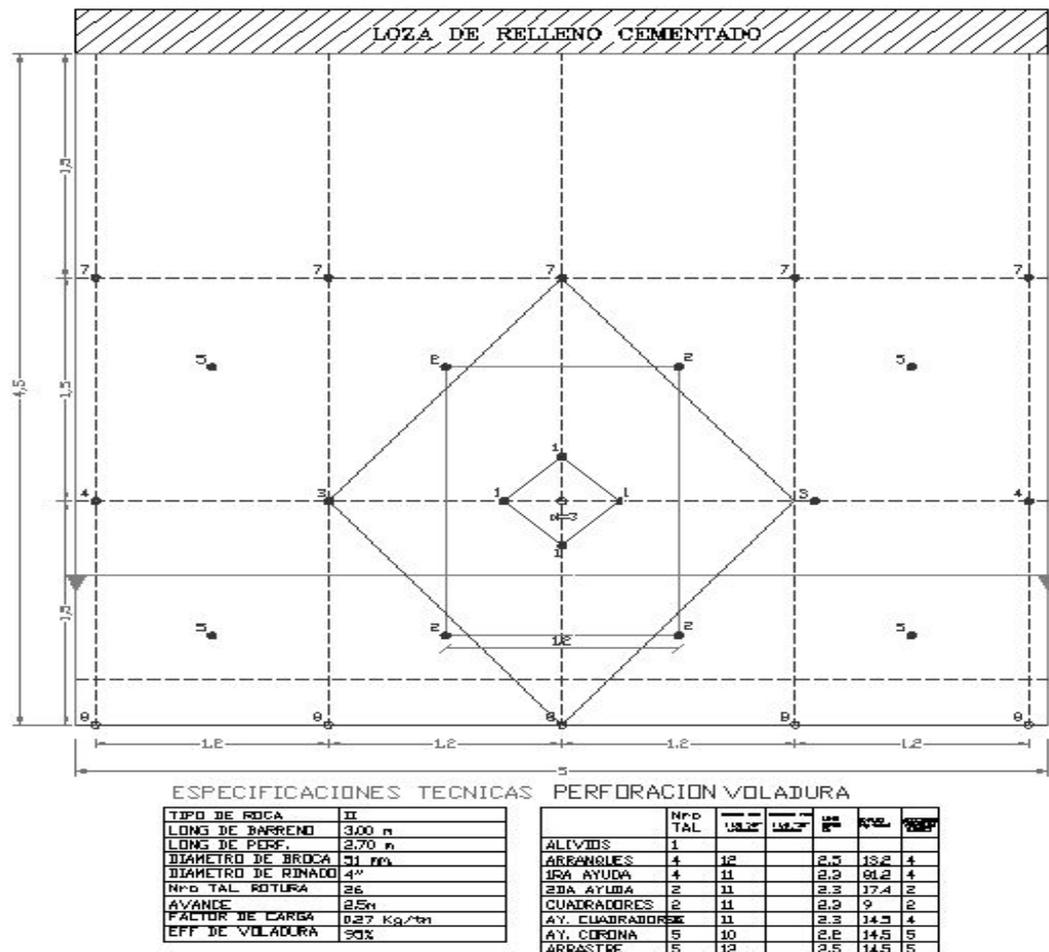


Figura 2.8. Malla de perforación y voladura de los tajos

Fuente: área de perforación y voladura mina Andaychagua

- ❖ **Voladura** Los explosivos constituyen una herramienta básica para la explotación minera y para obras de ingeniería civil. Los procesos de reacción según su carácter físico químico y el tiempo en que se realizan se catalogan como, en la voladura se realiza utilizando emulsiones en sus diferentes variedades.

❖ Desate de rocas

Después de la voladura y una vez disipados los gases, se regará la carga mineralizada para realizar un desate manual o mecanizado como prevención de posibles caídas de roca de los hastiales. Luego se realizará la limpieza del mineral, así como se va avanzando se realiza el desate manual si fuera necesario.

Para cuando este todo limpio o cuando se requiera dentro del proceso de limpieza se requerirá del Scaler para un desate más exhaustivo.

❖ Limpieza

La limpieza se realiza generalmente con scoops de 6 yd³, los cuales deben recorrer como máximo en promedio 150 metros.

❖ Sostenimiento

El sostenimiento se realizará una vez que se termine el proceso de limpieza. De acuerdo a la recomendación propuesta por Geomecánica, se sostiene con shotcrete de 2" de espesor y luego pernos hydrabolt sistemáticos 1.5 m por 1.5 m.

2.3.2. Tipos de relleno

En la industria minera, se utilizan distintos tipos de relleno de acuerdo al tipo de sólido (estéril de mina, gravas, relaves), del contenido de agua, y del contenido de aditivos que se agregan para generar el relleno. Se pueden clasificar en:

- Relleno seco
- Relleno hidráulico
- Relleno hidráulico cementado
- Relleno en pasta
- Rellenos compuestos

a) Relleno seco

El relleno seco o "Dry fill", también conocido como "Rock fill", corresponde a un relleno que no contiene agua, y los materiales son variados, entre los que destacan: el lastre que produce la actividad minera, grava natural de río, ripios producto del proceso de lixiviación, y escoria producto de procesos piro metalúrgicos. Es bastante económico, ya que no requiere ningún aditivo. Su uso es simple, solo se deposita en las cavidades en donde se necesita, generalmente mediante camiones. Su objetivo es soportar las paredes de los caserones (no permite extraer caserón adyacente), además de reducir la cantidad de estéril en superficie. Este tipo de relleno se observa en casos de banqueo y relleno.

b) Relleno hidráulico

Se denomina relleno hidráulico o "Hydraulic fill" a los rellenos que son transportado como un lodo de alta densidad, a través de perforaciones o tuberías hacia labores subterráneas. El relleno hidráulico es preparado con los relaves espesados y deslamados, en donde el tamaño máximo de partícula es 1 [mm] y el contenido de las partículas finas menores a 10 [µm] no debe ser mayor a un 10% de la masa total del relave. Este relleno requiere un porcentaje de sólidos en peso máximo igual a 70%. Al igual

que el relleno seco, es relativamente económico, sin embargo, es necesario tener cuidado al momento de depositarlo, ya que pueden existir problemas de seguridad por su alto contenido de agua, esto con respecto a la permeabilidad, drenaje, licuefacción, etc.

c) **Relleno hidráulico cementado**

El relleno hidráulico cementado o “cemented hydraulic fill” es una variante del relleno anterior, al cual se le agrega cemento portland. Esto permite mejoras en la resistencia a la compresión del relleno, lo cual es importante cuando la cavidad rellena se utiliza como pilar o base de un nivel de explotación. La ventaja con respecto a los costos que tenía el método anterior se pierde al usar cemento.

d) **Relleno en pasta**

El relleno en pasta o “paste fill” corresponde a una unión entre relaves y mezclas de cemento con otros agregados, a los cuales se les añade agua para lograr una consistencia similar al lodo. Debe existir una cantidad suficiente de finos (< 20 [μm]) en los relaves para que tenga un comportamiento de pasta. Sus propiedades son las mismas que un relleno hidráulico cementado, pero en este caso se debe considerar la reología de pastas, es decir, se incorpora para el análisis de su transporte el comportamiento propio de las pastas.

e) **Rellenos compuestos**

Los rellenos compuestos o “Composite fills” hacen referencia a la combinación de los distintos tipos de rellenos mencionados previamente, en donde lo que se busca es aprovechar las ventajas que cada uno posee, ya sean económicas, de transporte o resistencia. Los compuestos más utilizados son tres: una combinación entre relleno hidráulico y seco, otra con relleno hidráulico cementado con relleno seco, y por último, relleno en pasta con relleno seco. En estos tres casos los rellenos que contienen agua se emplean para sellar los niveles de transporte o perforación, y el relleno seco se aprovecha para completar la cavidad.

2.3.3. **Composición de Relleno cementado**

En la industria minera, los distintos métodos de extracción utilizan todas las variedades de relleno mencionados previamente, en especial los que usan cemento. Con respecto a la composición de estos, se observa que los rellenos hidráulicos cementados contienen principalmente cemento portland, fly ash (puzolana), agua y estéril chancado y deslamado (algunas minas agregan relaves). Estos rellenos tienen resistencias que van desde 1 [MPa], hasta 5 [MPa] a nivel industrial y 17 [MPa] a nivel experimental, todo esto dependiendo principalmente de la cantidad de cemento y fly ash que se agregue. Existen minas que poseen algunas variaciones en sus fórmulas, como incorporar cal y algunos aditivos para mejorar la porosidad y resistencia del relleno cementado. En la Ilustración N° 9 se muestra un gráfico obtenido por Benzaazoua (2008), en el que se compara la resistencia a la compresión simple de una mezcla de relaves cementados generado bajo distintas condiciones de contenidos de cemento, porcentaje de fino del relave,

y densidades de la pulpa de relaves. En el gráfico también se observa que la resistencia óptima se logra para una razón agua cemento de 8,7, con porcentaje de finos de 55% y una densidad del relave de 3,45 [g/cm³] (relave rico en Fe), obteniéndose una resistencia a la compresión simple a los 28 días de 1 [MPa].

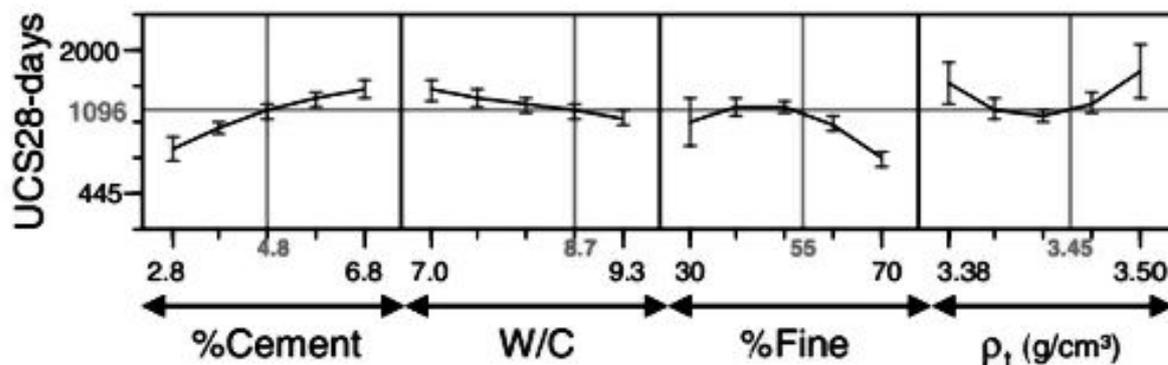


Figura 2.9. Resistencia óptima del relleno obtenida por Benzaazoua (2008)

Fuente: Dpto. de geomecánica de la compañía Volcán S.A.A

Un ejemplo de mezcla para conseguir un relleno hidráulico cementado, es el obtenido de la mina de oro Leeville, ubicada en Estados Unidos. La preparación no utiliza relave, sino roca estéril chancada y deslamada (se retiran los finos menores a 20 [μm]), además de cemento portland y “fly ash”, logrando una resistencia de 5 [MPa]. La relación se observa a continuación, los porcentajes corresponde a peso.

- 3,8 % Cemento Portland
- 2,5 % Fly ash
- 83,0 % Roca estéril chancada y deslamada
- 10,8 % Agua Industrial
- ❖ **El cemento**

Atendiendo a la naturaleza de sus componentes los cementos pueden clasificarse en varios tipos diferentes y son:

Tipo I:

Es tipo de cemento es de uso general es apropiado para todo los usos cuando no son requeridos las propiedades especiales de otros tipo de cemento. El cemento portland Tipo I viene en bolsas de 42,5 Kg, y a granel. El cemento Sol Portland Tipo 1 tiene un comportamiento es ampliamente conocido por el sector de Construcción Civil. Ofrece un endurecimiento controlado y es versátil para muchos usos. Se logran altas resistencias a temprana edad. Además, a partir de este cemento se logran otros tipos de cemento

Tipo II:

Es usado donde no requiere una excesiva protección contra ataques de sulfuros, es decir donde los ataques por sulfuros no son muy severos, usualmente genera menos calor de hidratación que el cemento Tipo I o cemento normal. Se recomienda para estructuras de edificios, estructuras industriales, perforaciones, y todas aquellas obras que requieren soportar la acción moderada y/o aguas subterráneas con exposición entre 150 y 1500 ppm de sulfatos solubles en agua.

Tipo III:

Es de resistencias iniciales altas, produce un alto calor de hidratación, para protección contra ataques de sulfuros, el fraguado es lento que el Tipo I. Tiene alta resistencia inicial, como cuando se necesita que la estructura de concreto reciba la carga lo antes posible o cuando es necesario desencofrar a los pocos días de vaciado.

Tipo IV:

Este tipo de cemento se usa donde el calor de hidratación debe ser reducido al mínimo, desarrolla resistencias a más largo plazo que el tipo I. Se requiere bajo calor de hidratación en que no deben producirse dilataciones durante el fraguado.

Tipo V:

Generalmente es usado solamente en concretos que van a ser expuestos a una severa acción de sulfatos adquiera resistencia más lenta que el Tipo I. Usado donde se requiere una elevada resistencia a la acción concentrada de los sulfatos. La mayoría de los cementos se comercializa en bolsa de 42,5 kg y el resto en granel de acuerdo a los requerimientos de usuario. También la comercializa del cemento es en bolsones con capacidad de 1,5 TM a las que se llaman también big bag.

❖ **Concreto**

El concreto es una mezcla homogénea de pasta y materiales inertes que tiene la propiedad de endurecer con el tiempo adquiriendo su resistencia a compresión máxima a los de 28 días. La pasta es una combinación de cemento y agua, en determinadas propiedades, en la que se produce una reacción química que libera calor en el proceso de mezclado e incorpora aire naturalmente (en una proporción del 1% al 2%). Esta pasta constituye el material ligante.

- a) **Agua.-** Si bien es imprescindible la presencia del agua para producir la reacción química del cemento, su exceso durante el proceso de fragüe es perjudicial para la resistencia final del hormigón. Cuando menos agua se incorpora a la mezcla, más resistencia y más impermeabilidad se obtendrá y por lo tanto el hormigón será de más durabilidad.
- b) **Cementos.-** Al descubrirse la cal hidráulica, que con su contenido de sílice se combinan con el óxido de calcio reaccionando con el agua, se inició el proceso que llevó a la aparición del hormigón, mediante una dosificación de minerales de origen calcáreo (65%) y arcilloso (35%)

finamente pulverizados y cocidos a alta temperatura (1500 °C), obteniéndose así un material granular poroso, el “Clinker”, compuesto de silicato bicálcico, silicato tricálcico, aluminato tricálcico y ferro aluminato tetracálcico que, mezclados con un 4% de yeso dihidratado, da origen al cemento “Portland”.

- c) **Agregados.-** Los agregados pueden ser de origen natural, como son las rocas, tanto en el estado en que se encuentran (canto rodado) como procesadas por trituración (piedra partida), o artificiales como las arcillas expandidas o las escorias de altos hornos. Por su forma, los agregados pueden ser esféricos o poliédricos, debiendo desecharse aquellos de forma alargada, por su menor resistencia. Por su textura, son mejores aquellos de superficies rugosas por brindar mejor adherencia. En cambio, los de superficies lisas mejoran la trabajabilidad del hormigón. Por su tamaño, los agregados pueden clasificarse en gruesos y finos. Son gruesos aquellos cuyos tamaños están comprendidos entre 4,8 mm y 150 mm y finos los comprendidos entre 0,75 mm y 4,8 mm. Deben clasificarse por zarandeo y tener una granulometría adecuada. Esta se determina midiendo los porcentuales de partículas que pasan por cada tamiz, de una serie prefijada, según normas ASTM ver tabla N° 4.

Tabla N°2.4: Límites de granulometría según el ASTM del agregado fino.

Malla	Porcentaje que pasa (Acumulado)
3/8" (9.5mm)	100%
N°4 (4.75mm)	95 a 100%
N°8 (2.36mm)	80 a 100%
N°16 (1.18mm)	50 a 85%
N°30 (600µm)	25 a 60%
N°40 (425µm)	15 a 35%
N°50 (300µm)	10 a 15%
N°60 (250µm)	5 a 10%
N°100 (300µm)	2 a 5%
N°200 (75µm)	1 a 2%

Fuente: Norma ASTM C 136.

❖ **Mescla fresca**

Al tomar contacto con el agua y durante su proceso de mezclado, su estado es líquido; luego del tiempo necesario para obtener una buena mezcla (90 segundos), toma una consistencia cremosa. Es importante la trabajabilidad del hormigón fresco, su transporte hasta los lugares de moldeo sin producir segregación y llenar los moldes sin que queden huecos ni vacíos, llenando

totalmente las armaduras. La trabajabilidad está relacionado con la consistencia de la mezcla fresca y ésta es medida por su asentamiento a través del cono de Abrams, dependiendo del tipo de elemento estructural a llenar.

- a) **Fraguado.-** A las dos o tres horas comienza el período de fraguado durante el cual comienza la reacción química del agua con el cemento que inicia el periodo de endurecimiento. Este proceso debe comenzar lo más tardíamente posible de fraguado del hormigón, durante el cual comienza la reacción química del agua con el cemento que inicia el periodo de endurecimiento. Para permitir el total llenado de los moldes con mezcla en estado fresco y debe terminar lo antes posible a fin de poder desencofrar las estructuras cuando éstas han alcanzado su punto de resistencia.

- b) **Endurecimiento.-** La mezcla endurecida debe cumplir con una cierta resistencia a determinado tiempo y al menor costo posible, brindando la suficiente durabilidad a lo largo del tiempo mediante su impermeabilidad, evitando así la acción destructora de los agentes externos. El proceso de endurecimiento se sigue produciendo en presencia de humedad, de manera que la resistencia a compresión aumenta con el transcurso del tiempo, aunque no con la misma velocidad que durante los primeros veintiocho días. La elaboración de concreto pasa por varias etapas y estados, que se deben tener en cuenta para generar buenas propiedades dentro de este, por ello se deben realizar de forma cuidadosa, teniendo en cuenta las cantidades de material utilizado según la dosificación, además la mezcla de concreto no deben contaminarse con tierra, por eso hay que prepararlas en una superficie limpia, esto se hace para evitar que el concreto se contamine y no adquiera la resistencia adecuada según la dosificación utilizada, inmediatamente después de la mezcla del concreto este se coloca en moldes cilíndricos, donde se deja el concreto por 24 horas.

- c) **Propiedades Del Concreto Fresco (ASTM C 172).-** El estado de mezcla fresca del hormigón dura entre una a tres horas, tiempo que permite su traslado al lugar de colocación, el llenado de los moldes y su compactación. La trabajabilidad se verifica con ensayos, a través de su consistencia. El ensayo utilizado es con el cono de Abrams, un molde troncocónico de 20 cm de diámetro de base y 10 cm de diámetro superior, con una altura de 30 cm. Este molde se llena con mezcla en tres capas sucesivas compactas con 25 golpes cada una. Al desmoldar, la mezcla descende y se mide su asentamiento. El asentamiento deseado varía con el tipo de estructura y la forma de compactación, según sea varillado manual o mecánico por medio de vibradores, entre 2 cm y 18 cm.

- d) **Propiedades del concreto endurecido (astm c 31).-** Como la hidratación de la pasta cementicia no es instantánea, el comportamiento del hormigón va variando a lo largo del tiempo,

incrementando su resistencia, cambiando volumétricamente bajo la acción de la temperatura, la humedad y las cargas de larga duración (Abanto, 2013).

- e) **Resistencia mecánica.-** Es la capacidad de resistir cargas de compresión que se miden en ensayos hechos con probetas cilíndricas, generalmente de diámetro de 15 cm y 30 cm de alto. Estas probetas deben curarse por lo menos 24 horas en sus moldes hasta 7,14 o 28 días desmoldadas. (Abanto, 2013).
- f) **Durabilidad.-** La durabilidad está directamente relacionada con la existencia de canales capilares formados por exudación. Los líquidos con los que puede entrar en contacto pueden contener sustancias químicas en solución que resten cohesión a la pasta (aguas ácidas o carbónicas) o que formen compuestos expansivos (sulfatos) o que aumenten de volumen por congelación.

2.3.4. Diseño del Concreto

De igual manera Vizconde H (2014), en su estudio “Diseño de mezcla según el Método de ACI”, plantea que el proporciona miento de mezcla de concreto llamado diseño de mezcla es un proceso que consiste de pasos dependientes entre sí:

Para el proporciona miento

Podemos resumir la secuencia de diseño de mezclas de la siguiente manera:

- Elección de la resistencia promedio (f'_{cr}).
- Elección del asentamiento (slump).
- Selección del tamaño máximo del agregado grueso.
- Estimación de agua de mezclado y contenido de aire.
- Selección de la relación agua/cemento (a/c).
- Cálculo del contenido de cemento.
- Estimación del agregado grueso y agregado fino.
- Ajuste por humedad y absorción.
- Cálculo de proporciones en peso.
- Cálculo de proporciones en volumen.

Elección de la resistencia promedio (f'_{cr})

a) Cálculo de la desviación estándar

Si se posee un registro de resultados de ensayos de obras anteriores deberá calcularse la desviación estándar. El registro deberá:

- Representar materiales, procedimientos de control de calidad y condiciones similares a aquellos que se espera en la obra que se va iniciar.
- Representa a concretos preparados para alcanzar una resistencia de diseño f'_c que está dentro del rango ± 70 kg/cm² de la especificada para el trabajo a iniciar.

Si se posee un registro de 3 ensayos consecutivos la desviación estándar se calculara aplicando la siguiente fórmula:

$$s = \sqrt{\frac{\sum(X_i - X)^2}{(n-1)}}$$

Donde:

s = Desviación estándar, en kg/cm².

X_i = Resistencia de la probeta de concreto, en kg/cm².

X = Resistencia promedio de n probetas, en kg/cm².

N = Número de ensayos consecutivos de resistencia.

- Si solo se posee un registro de 15 a 29 ensayos consecutivos se calculara la desviación estándar “s” correspondiente a dichos ensayos y se multiplicará por el factor de corrección indicado en la siguiente tabla para obtener el nuevo valor de “s”:

Los registros de ensayos que se hace referencia en este método deberán cumplir con un registro de ensayos consecutivos que comprenda un periodo de no menos 45 días calendario.

Tabla N°2.3: Factor de corrección.

Muestras	Factor de corrección
Menor de 15	Usar tabla N°
15	1,16
20	1,08
25	1,03
30	1,00

Fuente: Norma Técnicas Peruana del Cemento NTP 334.090 2013

b) Cálculo de la resistencia promedio requerida

Una vez que la desviación estándar ha sido calculada, la resistencia a compresión promedio requerido (f_{cr}) se obtiene con el mayor valor de las ecuaciones:

$$f_{cr} = f'c + 1,34 s$$

$$f_{cr} = f'c + 2,33 s - 35$$

Dónde:

s = Desviación estándar, en kg/cm².

Si se desconoce el valor de la desviación estándar, se utilizará la siguiente tabla para la determinación de la resistencia promedio requerida:

Tabla N°2.4: Resistencia a la compresión promedio.

f'_c	f'_{cr}
Menos de 210	$F_c + 70$
210 a 350	$F_c + 84$
Sobre 350	$F_c + 98$

Fuente: Norma Técnicas Peruana del Cemento NTP 334.090 2013.

c) **Elección del asentamiento (slump)**

Si las especificaciones técnicas de la obra requieren que el concreto tenga una determinada consistencia, el asentamiento puede ser elegido de la siguiente tabla:

Tabla N°2.4: Consistencia y asentamiento

Consistencia	Asentamiento
Seca	0" a 2"
Plástica	3" a 4"
Fluida	$\geq 5"$

Fuente: Norma Técnicas Peruana del Cemento NTP 334.090 2013.

Si las especificaciones de la obra no indican la consistencia ni el asentamiento requeridos para la mezcla a ser diseñada utilizaremos la siguiente tabla:

Tabla N°2.8: Consistencia y asentamiento recomendados para varios tipos de construcción.

Tipos de estructuras	Slump	
	Máximo	Mínimo
Zapatas y muros de cimentación reforzados	3"	1"
Cimentaciones simples y calzaduras	3"	1"
Vigas y muros armados	4"	1"
Columnas	4"	2"
Losas y pavimentos	3"	1"
Concreto ciclópeo	2"	1"
Notas:		
1) El slump puede incrementarse cuando se usan aditivos, siempre que no se modifique la relación agua/cemento ni exista segregación ni exudación.		
2) El slump puede incrementarse en 1" si no se usa vibrador en la compactación.		

Fuente: Norma Técnicas Peruana del Cemento NTP 334.090 2013

d) Selección del tamaño máximo de agregado

Las normas de diseño estructural recomiendan que el tamaño máximo nominal del agregado grueso sea el mayor que sea económicamente posible, pero no debe ser mayor de:

- $1/5$ de la menor dimensión entre las caras de encofrados; o
- $1/3$ del peralte de la losa; o
- $3/4$ del espacio libre mínimo entre barras individuales de refuerzo.

O podemos recurrir a la siguiente tabla de contenido de agregado grueso, para eso se tendrá en cuenta el tamaño máximo del agregado grueso y el volumen de agregado grueso, seco y compactado por unidad de volumen del concreto.

Tabla N° 2.4: Contenido de agregado grueso.

Tamaño máximo del agregado grueso	Volumen de agregado grueso, seco y compactado por unidad de volumen del concreto para diversos módulos de fineza del fino			
	2,40	2,60	2,80	3,00
3/8"	0,50	0,48	0,46	0,44
1/2"	0,59	0,57	0,55	0,53
3/4"	0,66	0,64	0,62	0,60
1"	0,71	0,69	0,67	0,65
1 1/2"	0,76	0,74	0,72	0,70
2"	0,78	0,76	0,74	0,72
3"	0,81	0,79	0,77	0,75
6"	0,87	0,85	0,83	0,81

Fuente: Norma Técnicas Peruana del Cemento NTP 334.090 2013

e) Estimación de agua de premezclado y contenido de aire

La siguiente tabla nos proporciona una primera estimación de agua de premezclado para concretos hechos con diferentes tamaños máximos de agregado con o sin aire incorporado.

Tabla N° 2.5: Cantidades aproximadas de agua de amasado para diferentes slump, tamaño máximo de agregados y contenido de aire.

Slump o asentamiento	TAMAÑO MÁXIMO DE AGREGADO							
	3/8"	1/2"	3/4"	1"	1 1/2"	2"	3"	4"
Concreto sin aire incorporado								
1" a 2"	207	199	190	179	166	154	130	113
3" a 4"	228	216	205	193	181	169	145	124
6" a 7"	243	228	216	202	190	178	160	-
% de aire atrapado	3	2,5	2	1,5	1	0,5	0,3	0,2
Concreto con aire incorporado								
1" a 2"	181	175	168	160	150	142	122	107
3" a 4"	202	193	184	175	165	157	133	119
6" a 7"	216	205	197	184	174	166	154	-
% de aire incorporado en función del grado de exposición								
Normal	4,5	4	3,5	3	2,5	2	1,5	1
Moderada	8	5,5	5	4,5	4,5	4	3,5	3
Extrema	7,5	7	6	6	5,5	5	4,5	4

Fuente: Norma Técnicas Peruana del Cemento NTP 334.090 2013

f) Relación agua/cemento

Se debe tener en cuenta si existen problemas de intemperismo, ataques por sulfatos u otro tipo de acciones que pueden dañar al concreto y se selecciona la relación agua-cemento por resistencia, según la siguiente tabla:

Tabla N° 4: Relación agua/cemento vs f'c

f'c a 28 días (Kg/cm ²)	Relación agua/cemento en peso	
450	0,38	-
400	0,42	-
350	0,47	0,39
300	0,54	0,45
250	0,62	0,53
200	0,70	0,61
150	0,80	0,71

Fuente: Norma Técnicas Peruana del Cemento NTP 334.090 2013

2.3.5. Criterio de rotura de fallas

El criterio de evaluación por equilibrio límite propuesto por Mitchell (1991) es una de las metodologías más simplificadas para evaluar la estabilidad de las losas para diferentes tipos de rotura como es el caso de rotura por cavamiento o desplome, flexión, deslizamiento por la interface y rotacional.

a) Fallas por flexión

Esta falla se produce cuando los esfuerzos laterales o empuje lateral en las paredes de la losa son reducidos (menores a 20 Mpa.) y la losa no cuenta con un reforzamiento adecuado debido a la flexión, así mismo se incrementa el riesgo de falla cuando se generan o cuando existen deformaciones en las cajas en la parte inferior de la losa y cuando se carga la losa con sobre losas, por lo que se debe considerar en el diseño todos estos estados de carga y considerar el reforzamiento adecuado para cada tipo de losa.

b) Falla por compresión

Respecto a este tipo de falla, se debe tener en cuenta que las losas han sido diseñadas con una resistencia a la compresión específica, comparado con los esfuerzos debido al empuje lateral, por lo que la falla por este tipo de esfuerzo sería por tracción diagonal o esfuerzo cortante, cuando la resistencia a la compresión sea inferior a los esfuerzos de compresión actuantes, por lo que debe considerar para este estado de cargas la utilización de elementos tipo Dywidag bolt o cables de acero que tomen dichos esfuerzo.

c) Falla por deslizamiento

Este tipo de falla se da cuando el peso de la losa queda suspendido sobre la armadura que se instala desde la losas hacia las paredes. En el caso que esta armadura no llega a roca firme, puede desprenderse y ambos lados fallan, con lo cual la losa, por gravedad, finaliza cayendo a piso.

Esto se puede solucionar realizando una excavación en los extremos de la losa a fin de generar un elemento estructural tipo arco, también se debe de mejorar el sostenimiento lateral de la excavación (enfierado).

d) Falla por rotación de la losa

Este tipo de falla se da cuando se presenta inestabilidad en las paredes laterales de la losa y por lo tanto la losa tiende a rotar. Este tipo de falla se puede también evitar utilizando el corte adicional en la excavación en los extremos de la losa y mejorando el sostenimiento lateral de la excavación.

e) Falla por fuerza cortante en la losa

En el caso que el esfuerzo de flexión sea el predominante, este tipo de falla es muy improbable debido al gran espesor de la losa, por lo que el concreto aporta gran capacidad de resistencia a las fuerzas de corte actuantes en la losa, sin embargo si la luz o span de la losa se incrementa, se adiciona una sobrecarga o se reduce la resistencia a la compresión del concreto, se requiere un refuerzo adicional

debido a este tipo de esfuerzo, cuyo cantidad y espaciamiento se obtiene de un programa

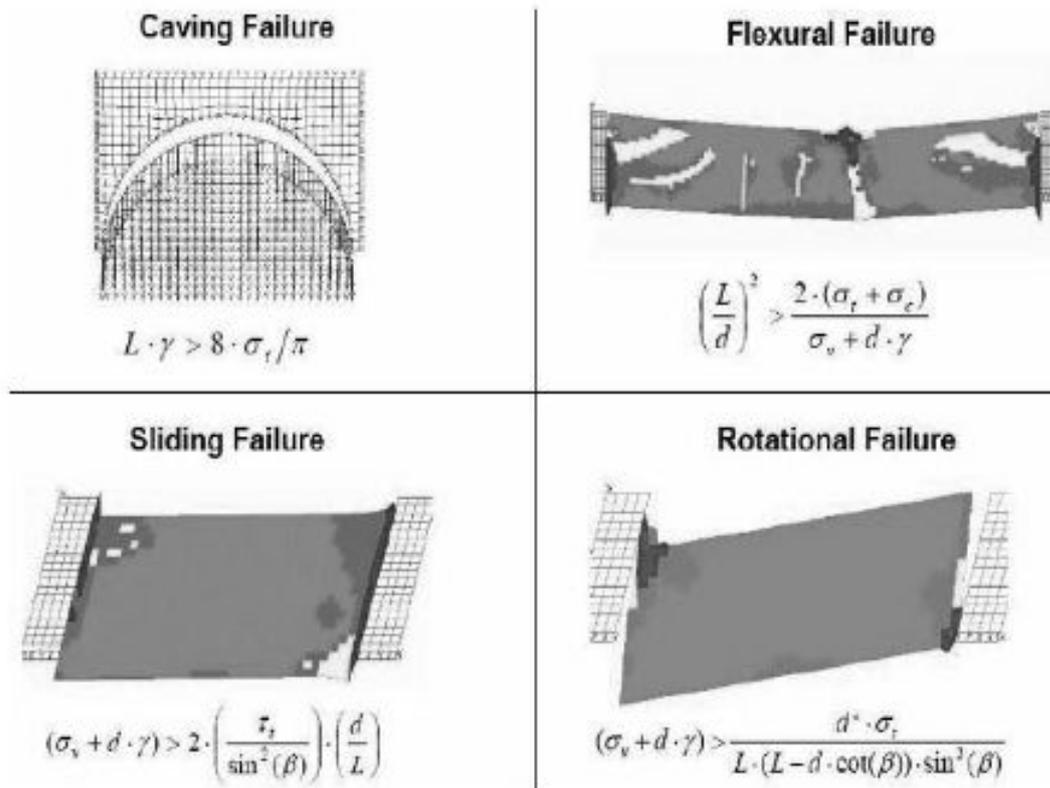


Figura 2.10: Criterio de rotura

Fuente: MITCHEL, R.J.,1991

Dónde:

L = Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t = Resistencia a la tracción del concreto

σ_c = Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

γ = Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

σ_v = Carga vertical sobre la losa (para el caso de Andaychagua no existe carga vertical sobre la losa)

τ_s = Esfuerzo cortante sobre la interface de relleno cementado y roca

d = Espesor de la losa (3.5 m.)

β = Buzamiento de la veta (90°)

El diagrama de esfuerzos de las losas con los diferentes parámetros descritos anteriormente serian.

Ilustración N° 1: Diagrama de esfuerzos de la losa de relleno cementado



Figura 2.11: Diagrama de esfuerzos de la losa de relleno cementado

Fuente: MITCHELL, R.J., 1991. Sill Mat Evaluation Using

En vista que el buzamiento de la veta Andachagua es $> 85^\circ$, no es aplicable el tipo de falla rotacional. Asimismo, se ha estimado que en la interface de roca – cemento, la roca filita es la que tiene la menor resistencia, tanto por la debilidad estructural (fracturas paralelas a la veta) como por su resistencia baja, Según las estimaciones.

CAPITULO III DISEÑO METODOLÓGICO

3.1 DEFINICIÓN DE VARIABLES

a) Variable dependiente (X)

Método de explotación.- Consiste en romper el mineral en diferentes pisos y en sentido descendente. Después que un corte o piso haya sido completamente extraído, se procede a rellenar antes de empezar el nuevo corte en el piso inmediato inferior. Este relleno es el que va ayudar en el sostenimiento del techo del nuevo frontón que se abre. El minado del mineral continúa piso por piso hasta terminar el bloque.

b) Variable independiente (Y)

Relleno cementado.- Conceptualmente se define como un elemento cuya aplicación y dosificación cumple una función estructural restableciendo la estabilidad del macizo rocoso, permitiendo la continuidad del minado a niveles inferiores y la recuperación total y segura de pilares de mineral existente en la mina. Su empleo es para reducir los costos de explotación permitiendo la mecanización de labores.

3.2. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Variable	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
Variable dependiente Métdo de explotación	Se define como el método de selección del proceso extractivo del mineral, el cual nos permite recoger u obtener datos que nos ayudara a determinar la estabilidad del sostenimiento utilizado en el área de estudio.	<ul style="list-style-type: none"> • Recuperación • Reducción de costos • Rendimiento 	<ul style="list-style-type: none"> • Luego del excavado y relleno permite una mayor recuperación del mineral de las reservas de un depósito mineral. • Reduce los ciclos de minado (reducción de costos) y acerca la producción del mineral de la veta a la mayor recuperación de sus reservas. • Mejora el rendimiento de los recursos de las operaciones de extracción minera, ahorrando asimismo el costo de las operaciones.
Variable independiente Relleno cementado	Se define como parte del proceso de explotación minera utilizado para determinados métodos de minado subterráneo, este tipo de relleno está fabricado a partir de material estéril recuperado de la propia mina o material de cantera mezclados con agua y cemento. Su calidad puede variar de acuerdo a la resistencia que se necesite, en caso que el material estéril no permita una buena estabilización con el cemento, es	<ul style="list-style-type: none"> • Estabilidad • Diseño estructural • Confiabilidad • Procesos 	<ul style="list-style-type: none"> • Permite generar una estabilidad en el macizo rocoso para continuar la explotación de los minerales en áreas adyacentes. • Su diseño debe responder a determinadas condiciones de resistencia y velocidad de consolidación. • Método que permite una confiabilidad del sostenimiento durante las labores mineras dando seguridad al personal y equipo, y al cierre progresivo de la mina.

necesario adicionar aditivos para mejorar la calidad del relleno.

- Grado de automatización de procesos productivos.



3.3. Hipótesis de la investigación

3.3.1. Hipótesis general

Con la aplicación del relleno cementado cómo influirá en la resistencia mecánica del macizo mineralizado en el metodo de explotacion corte y relleno descendente en la mina Andaychagua U E A Yauli de la compañía minera Volcán S.A. Del 2017.?

3.3.2. Hipótesis específica

- ❖ Evaluando la baja resistencia mecánica del macizo rocoso y su influencia en la aplicación del relleno cementado en el metodo de explotacion de corte y relleno descendente de la mina Andaychagua.
- ❖ Analizando de qué manera la calidad de relleno cementado influye en incrementar la estabilidad del tajo en el metodo de corte y relleno descendente de la mina andaychagua.
- ❖ Con la determinación de la influencia en el diseño de las losas estructurales con relleno cementado a fin de lograr la estabilidad geomecánica de la mina para tener una operación rentable segura y sostenible a largo plazo.
- ❖ Con el estudio geomecánica del macizo rocoso en las operaciones de minado de los niveles (1200-1225 y 1250) a fin de tener más frentes de produccion bajo condiciones de estabilidad seguras en la mina andaychagua

3.4. Tipo y diseño de la investigación

3.4.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación es NO EXPERIMENTAL - CUANTITATIVA, ya que se realiza sin manipular deliberadamente variables. Lo que hacemos en este trabajo es observar fenómenos tal como se dan en su contexto natural, para analizarlos.

Los valores obtenidos para el análisis de información son de características cuantitativas y objetivas, los cuales son tratados bajo marco teóricos.

3.4.2. Diseño de investigación

El diseño de investigación es TRANSACCIONAL – DESCRIPTIVO, dado que los datos se recolectan en un tiempo único y tienen como objetivo indagar la incidencia de las modalidades o niveles de una o más variables en una población.

Los datos tomados son de acuerdo a las dimensiones: Estabilidad, recuperación, diseño estructural, reducción de costos, confiabilidad y rendimiento para la variable: RELLENO CEMENTADO.

3.4.3. Método de investigación

método general

Es el método de la investigación que se empleó como base estructural del método científico, que nos orientará como deberíamos realizar una investigación del tipo: INDUCTIVO – DEDUCTIVO, además de ser ANALÍTICO – SINTÉTICO por la forma de analizar los hechos o fenómenos y relacionarlos con las bases teóricas del marco conceptual, asumiendo categorías cognitivas de síntesis.

método específico

Se utilizó el: MÉTODO CUANTITATIVO, en razón que los datos obtenidos, se tratan de datos descriptivos y susceptibles de interpretación, por ser datos categoriales y que se sometieron a un análisis estadístico, es decir determinar los efectos en la aplicación del relleno cementado en el método de explotación corte y relleno ascendente Nv. 1,200 – 1,250 mts. Unidad Minera Andaychagua – Junín. Periodo 2017 – 2018. Asimismo mediante la observación se intentará captar aquellos aspectos que son más relevantes al fenómeno o hecho a investigar, recopilando los datos que se estimen pertinentes.

3.5. Población y muestra

- A) **Población.-** La presente investigación se realizara en la mina Andaychagua, que tiene una población de dos niveles, el método de explotación es corte y relleno descendente, relleno cementado, ciclo de mina.

La ubicación espacio - temporal es la siguiente:

Anexo	: Andaychagua
Distrito	: Yauli
Provincia	: Yauli
Región	: Junín

Asimismo los datos que se recolectaran estarán comprendidos en el año 2017 – 2018.

B) Muestra

El tamaño de la muestra son las siguientes cotas o niveles de explotación nv.1200 y 1250. Se tomara el material de toma de ensayos de compresión, resistencia del macizo rocoso y también de la loza.

B.1) Técnicas de muestreo

Los trabajos comprenderá la ejecución de la investigación en el campo, pruebas de laboratorio y trabajos de gabinete.

- Revisión de la información existente y establecimiento de los criterios de diseño
- Análisis de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, simulando secuencia de avance del minado.
- Verificación de las características y condiciones geológico-geomecánica de los tajeos de explotación, tanto en la caja techo como en la caja piso.
- Alternativas de optimización considerando al menos tres opciones, donde se evaluará técnicamente su viabilidad operativa.
- Evaluación del Concreto y/o Relleno Cementado, con la finalidad determinar la calidad de las losas y sus limitaciones como estructura de concreto en la condición actual.

En laboratorio se realizara los siguientes trabajos:

- Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas para determinar la resistencia de la roca intacta de las cajas, shotcrete y relleno cementado, con ensayos destructivos y agregados.
- Esfuerzos in situ y resultados de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.
- Evaluación del Concreto y/o Relleno Cementado, con la finalidad determinar la calidad de las losas y sus limitaciones como estructura de concreto en la condición actual.

En gabinete se llevara a cabo lo siguiente:

- Revisión de la literatura especializada e información
- Planos litológicos y estructurales en plantas y secciones, mostrando los contornos de la mineralización.
- Elaboración de planes de trabajo, referentes a los detalles prácticos de la ejecución de estudio.
- Procesamiento y análisis de la información registrada en el campo.

3.6. PROCEDIMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

3.6.1. Preparación para el relleno cementado y concreto en condición actual

Se realizó una inspección del proceso de preparación, transporte y vaciado del relleno cementado.

Las labores de preparación de un tajeo previas al relleno se pueden agrupar en: perforación de cáncamos, elaboración de la barrera y la construcción del enmallado de fierros.

Marcado y perforación de hastiales.- Culminada la explotación del tajeo, tanto en la caja piso como en la caja techo se deberán marcar con pintura unos puntos que indicaran que en ese punto se debe perforar un taladro.

Teniendo en cuenta las especificaciones técnicas:

- Si: el ancho del tajeo es $<6 \rightarrow 1$ malla
- Si: el ancho del tajeo es $>6 \rightarrow 2$ mallas
- La distancia de taladros de la malla es de 1.2 m
- La distancia del Nv. Piso y la 1° Malla = 0.15m
- La distancia de la 1° Malla y la 2° Malla = 0.15m

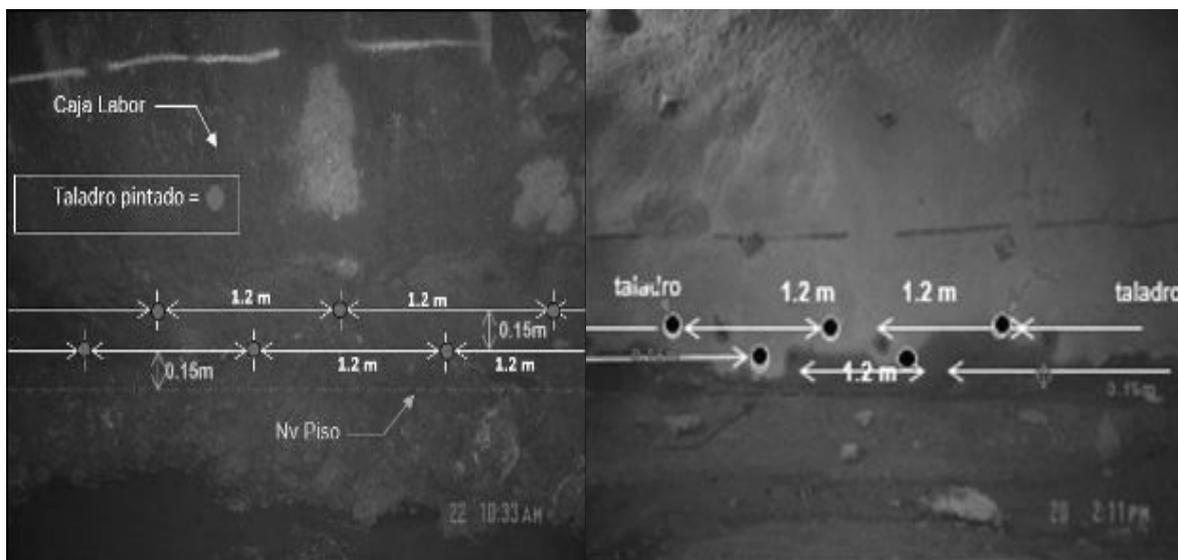


Figura N° 3.1: Pintado de hastiales y perforación

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

Elaboración de la barrera.- Las barreras son estructuras compuestas básicamente de madera que sirven para dividir el tajeo en paños y efectuar el relleno del mismo. El paño tiene una altura aproximada de 3,5 m. y su ancho es el de la sección de tajeo. Esta estructura es la encargada de retener el concreto mientras se está efectuando el relleno del paño.

- El primer paso a realizar es construir las “patillas” que son unos hoyos donde se posicionan las longarinas.

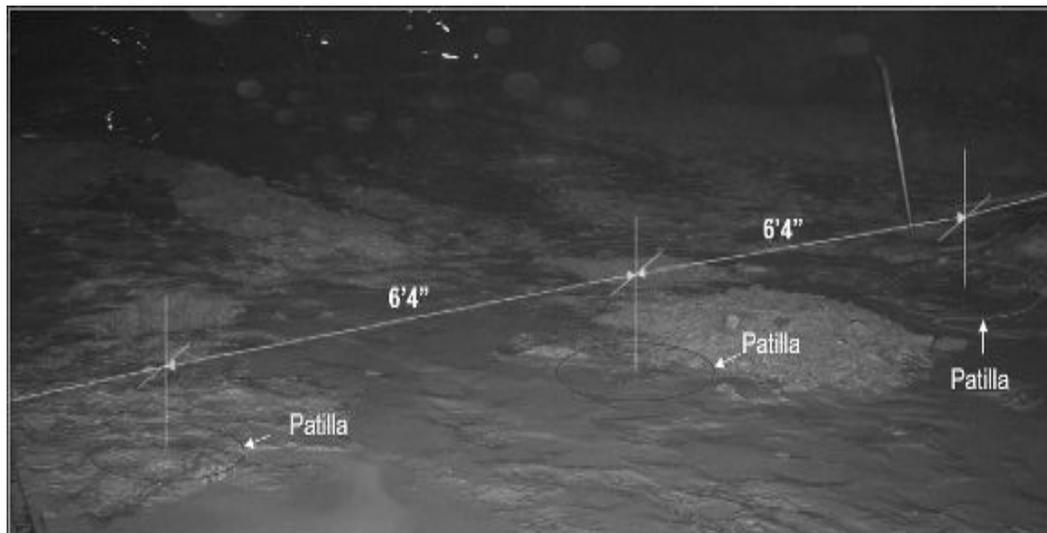


Figura N° 3.2: Colocado de cordeles para el alineado de patillas

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A



Figura N° 3.3: Picado de patillas

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- Sucesivamente se procede al parado de postes cumpliendo con las siguientes características: los postes deben formar 90° con la superficie del piso ya que la perpendicularidad de los postes permite que la barrera sea resistente al esfuerzo del relleno

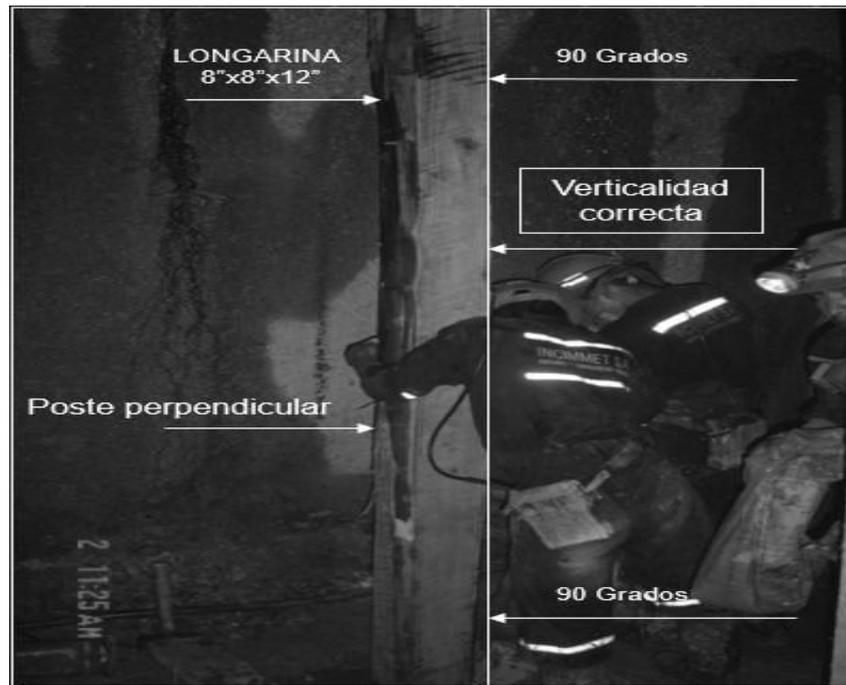


Figura N° 3.4: Colocado de postes

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- La distancia 6'4", de centro a centro es para tener una distancia de 7' de extremo a extremo de los postes, el cual serán el espacio donde será colocados las tablas de 7'.



Figura N° 3.5: parado de postes

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- Se procede con el enrejado una vez que se haya concluido con el cementado de las patillas, para lo cual se tiene en cuenta las siguientes consideraciones: la distancia estándar de separación de las tablas y el traslape ver figura 3.6.



Figura N° 3.6 Enrejado e poste a poste

Fuente: Elaboración propia

- De igual modo se elaboran las patillas para el ángulo, sirve de soporte al enrejado.



Figura N° 3.7: Elaboración de patilla para el soporte de enrejado

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- Luego se procede con el colocado de plantillas de 7' (chapas), estas sirven para evitar que el ángulo se desplace hacia arriba producto de la presión del relleno. La inclinación del redondo

debe ser de 45°, dicha inclinación hace que los ángulos trabajen eficientemente. Luego es cementado las patillas se mezclan el cemento con material detrítico fino que se encuentran en las labores.

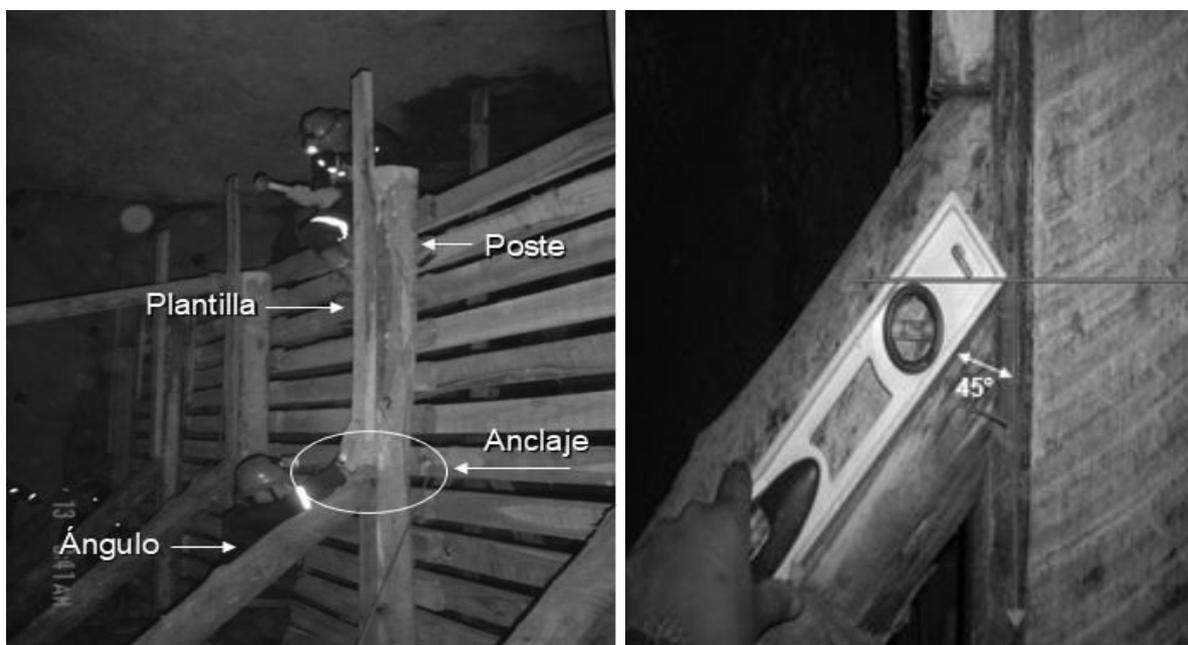


Figura N° 3.8: colocado de patillas de acuerdo a los procedimientos.

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- Finalmente se realiza un revestimiento con la tela arpillera para acumular el relleno dentro de los límites de la barrera. Finalmente se realiza orden y limpieza.
- El cable evita que la barrera se levante por la presión que ejerce la loza, si tiene forma cónica permite que todos los topes trabajen equitativamente.

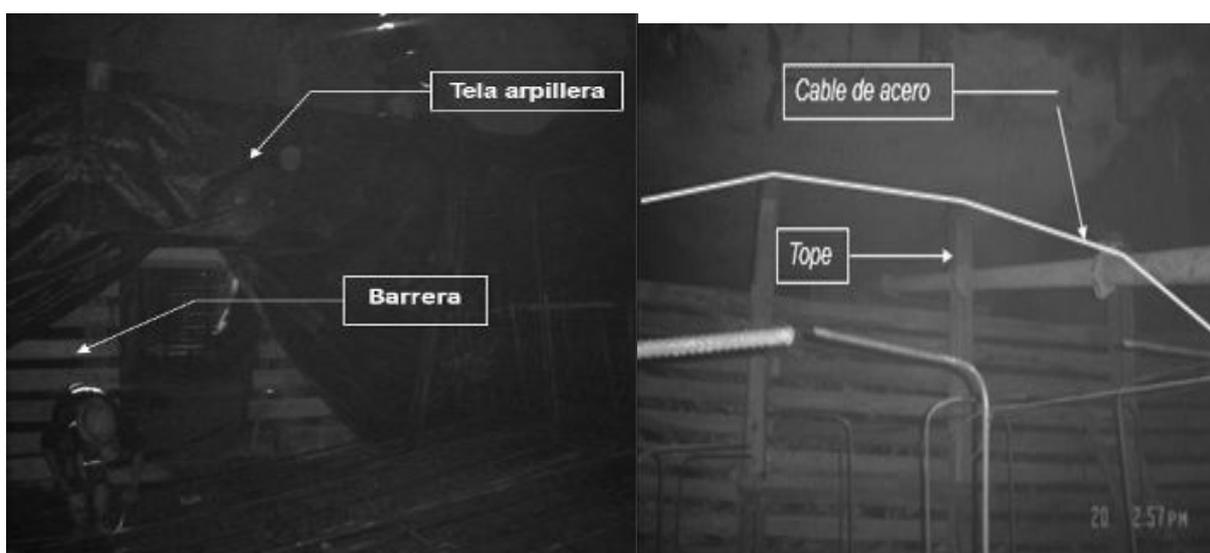


Figura N° 3.9 revestimiento con la tela arpillera.

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

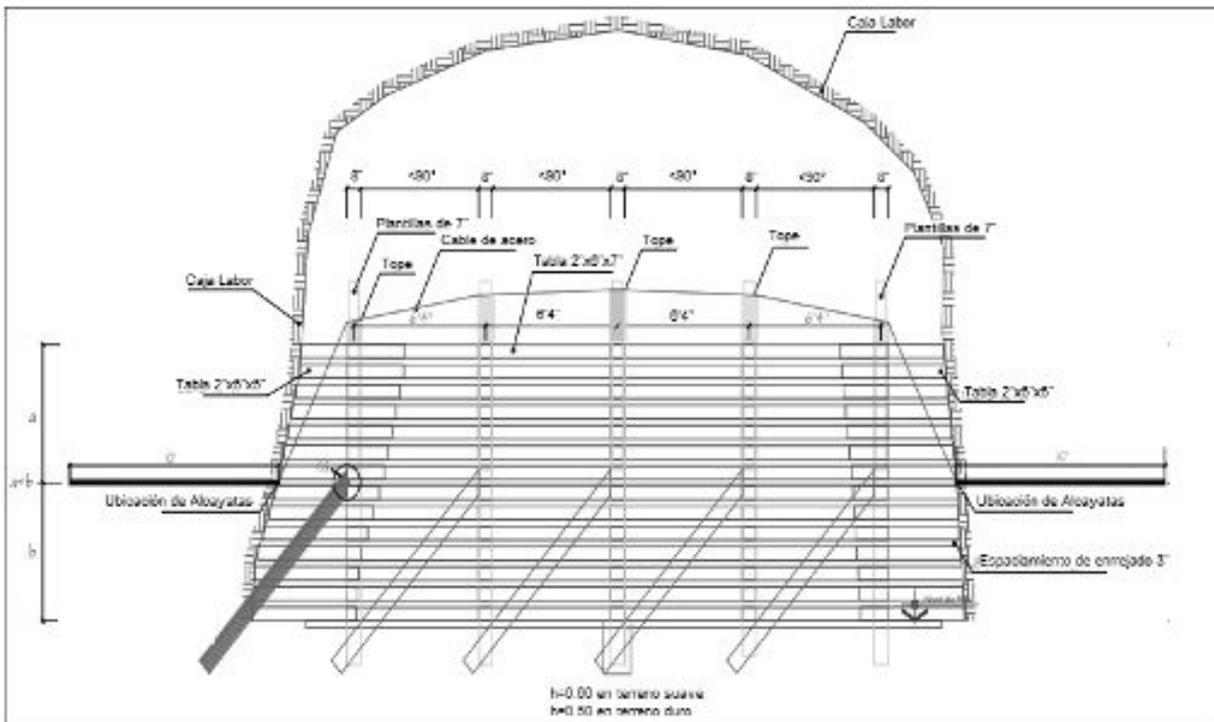
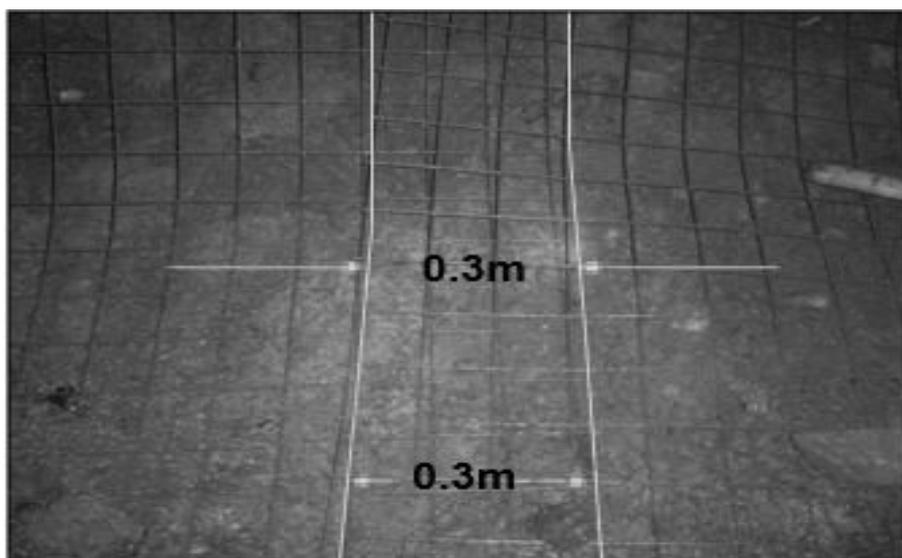


Figura N°3.10: Diseño de una barrera terminada

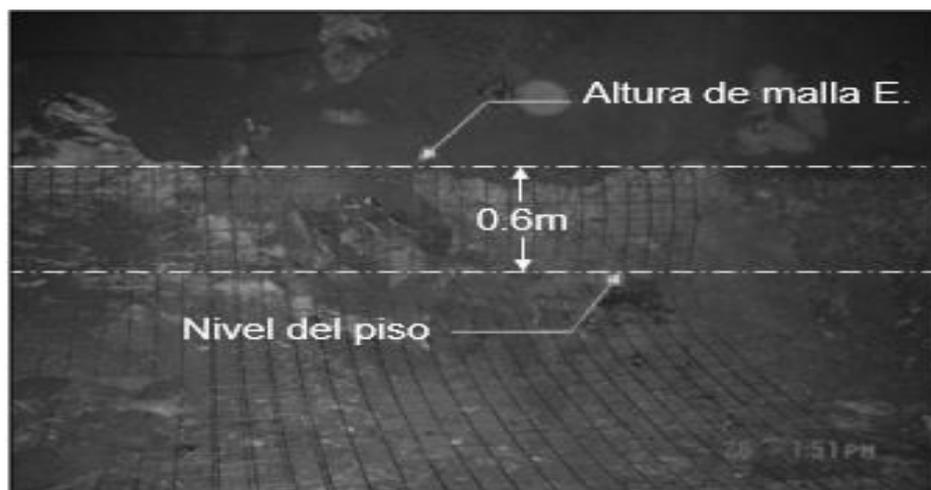
Fuente: Elaboración propia.

Construcción del enmallado de fierros

- Se inicia con el tendido de la malla electro soldada, su objetivo es proporcionar resistencia a la tracción en la superficie de la losa y también evitar caídas de lajas de concreto en lugares con presencia de agua



El traslape de entre malla y malla es de 0.3m



Altura de malla en las cajas es de 0.6m.

Figura N° 3.11: construcción del enmallado de fierros

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

Asimismo se procede a realizar el tendido e inyectado de fierro a las cajas, su función de estos pernos inyectados es anclar la losa a las cajas dándole una mayor resistencia al corte en el contacto de la losa con las cajas.

Tendida la malla electro soldada, el siguiente procedimiento es el inyectado de fierro inyectado de 1" de diámetro en los taladros perforados con 1.2m de separación cuya profundidad es de 3m ó 10. La separación de fierro inyectado a fierro inyectado es de 1.2m, y la distancia del nivel

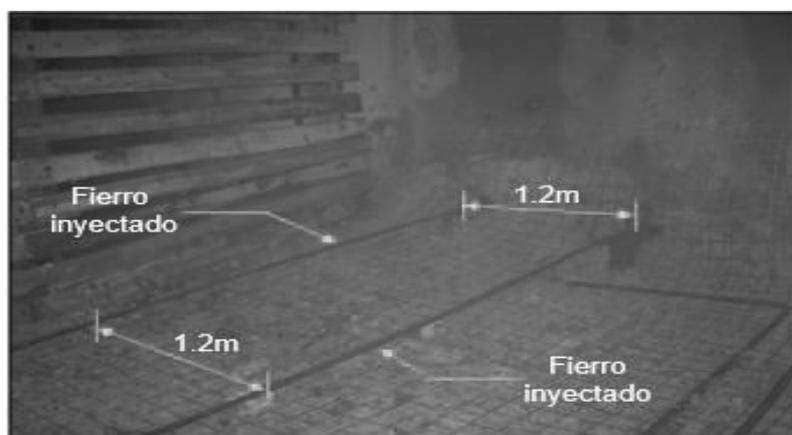


Figura N° 3.12: inyectado y tendido de fierro

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- Colocado de largueros, Son varillas de fierro corrugado de $\frac{3}{4}$ " de diámetro que se colocan a lo largo de paño, en forma perpendicular a los pernos inyectados y las eles, separados entre sí una distancia de 60 cm.

Los largueros son fierros corrugados de $\frac{3}{4}$ ", que van colocados perpendicularmente y sobre las eles y los fierros inyectados de cada malla

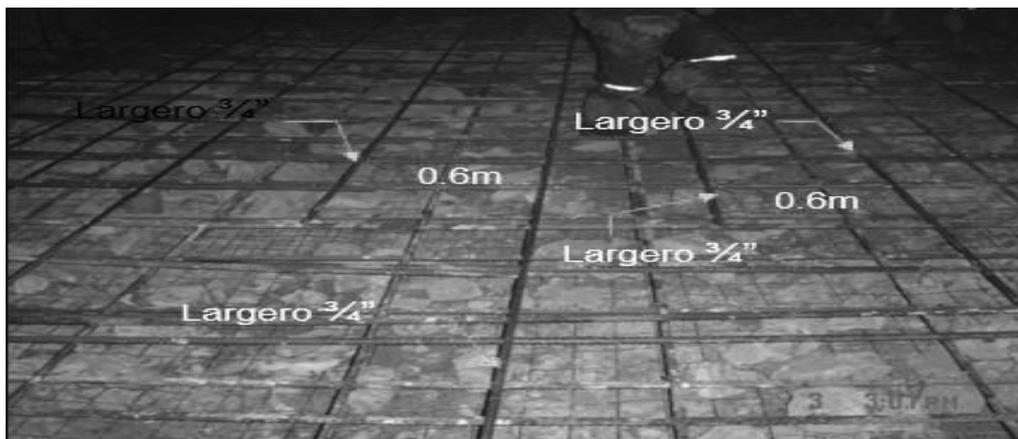


Figura N° 3.13: colocado de largeros de fierros corrugados.

Fuente: Elaboración propia

- Zetas, son varillas de fierro corrugado de $\frac{3}{4}$ " de diámetro de 3 m. de longitud, doblado en forma de "zeta" a 50 y 75 cm. de sus extremos. La función de las zetas es la de mantener a la losa en un solo cuerpo, en caso que se formen las "juntas frías".
- Las Zetas van colocadas distanciadas 1.2m de modo que en un área de 1.2m vayan 4 Zetas.
- Las Zetas son colocadas en direcciones opuestas tanto en las filas como en las columnas de modo que formen una "U" las Zetas que son opuestas

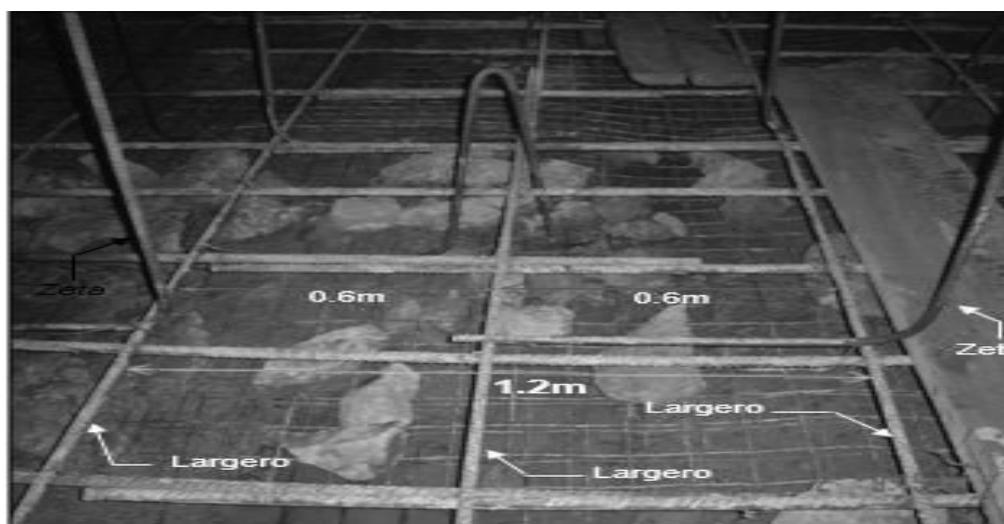
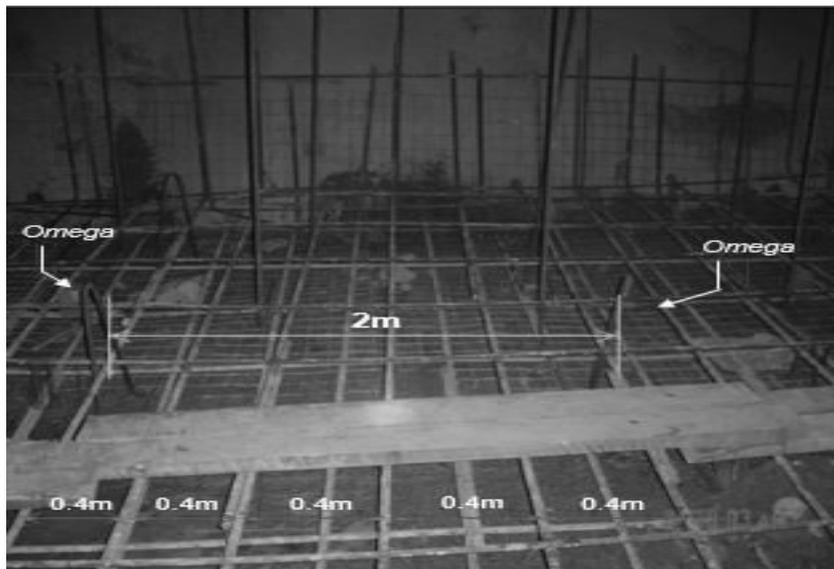


Figura N° 3.14: Colocado de zetas de fierro corrugado

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- Omegas son varillas de fierro corrugado de $\frac{3}{4}$ " de diámetro y 1.5 m de longitud, dobladas en formad de "Ω". Su función es sujeción de la malla con el nivel de enfierrado en caso de potencias de vetas mayores a 6 m.



Las Omegas van distanciadas cada 2 m. de modo que la separación entre estos elementos son separados cada 5 cocadas con distancias de 0.4m c/u

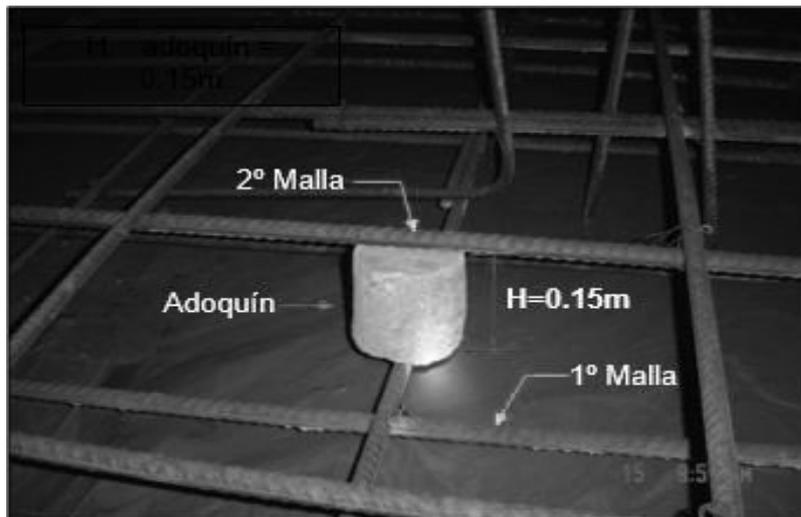


Las omegas van colocadas en medio de las líneas donde se encuentran las Zetas.

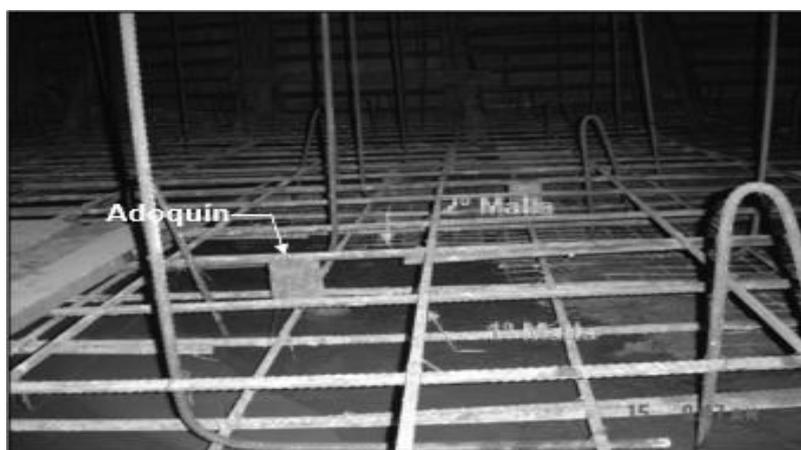
Figura N°3.15: colocado de “omegas”

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

- Espaciadores (adoquines), son cilindros de concreto, cuya función es la de mantener el estándar de separación de 15 cm. Entre la malla electrosoldada y el enfierrado.



El adoquín va ubicado entre el piso de la labor y la 1ª malla, de modo que mantiene la separación de 0.15m entre el nivel del piso y la 1ª malla.



El adoquín también permite mantener el espacio de 0.15m entre la 1ª y la 2ª Malla.

Figura N° 3.16: ubicación de los adoquines

Fuente: Área de planeamiento de la compañía Volcán S.A.A

Finalmente el enmallado que de la siguiente manera:

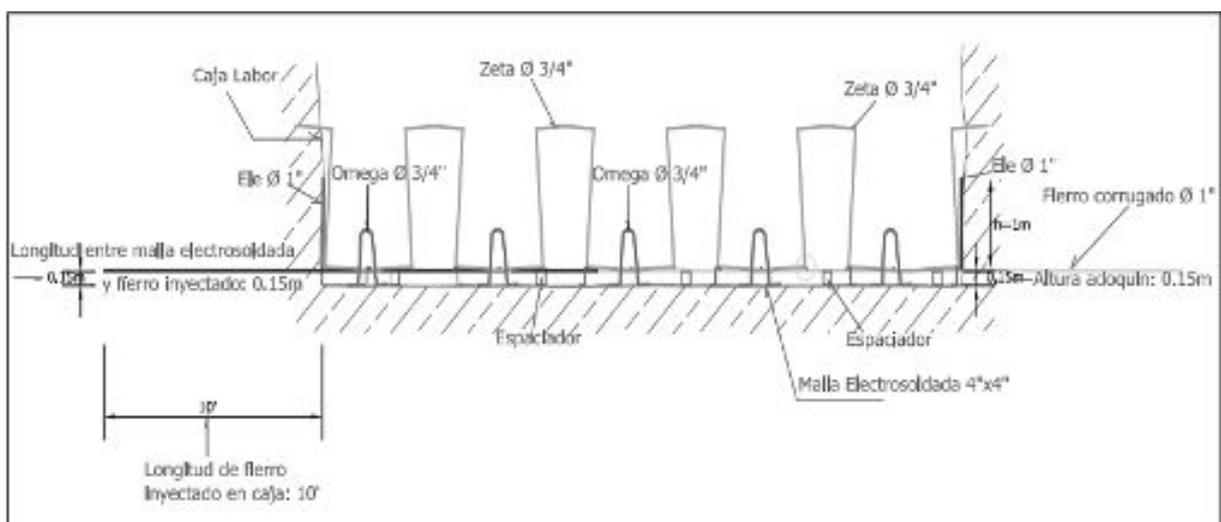


Figura N°3.17: Vista de perfil del enmallado de fierros.

Fuente: Elaboración Propia

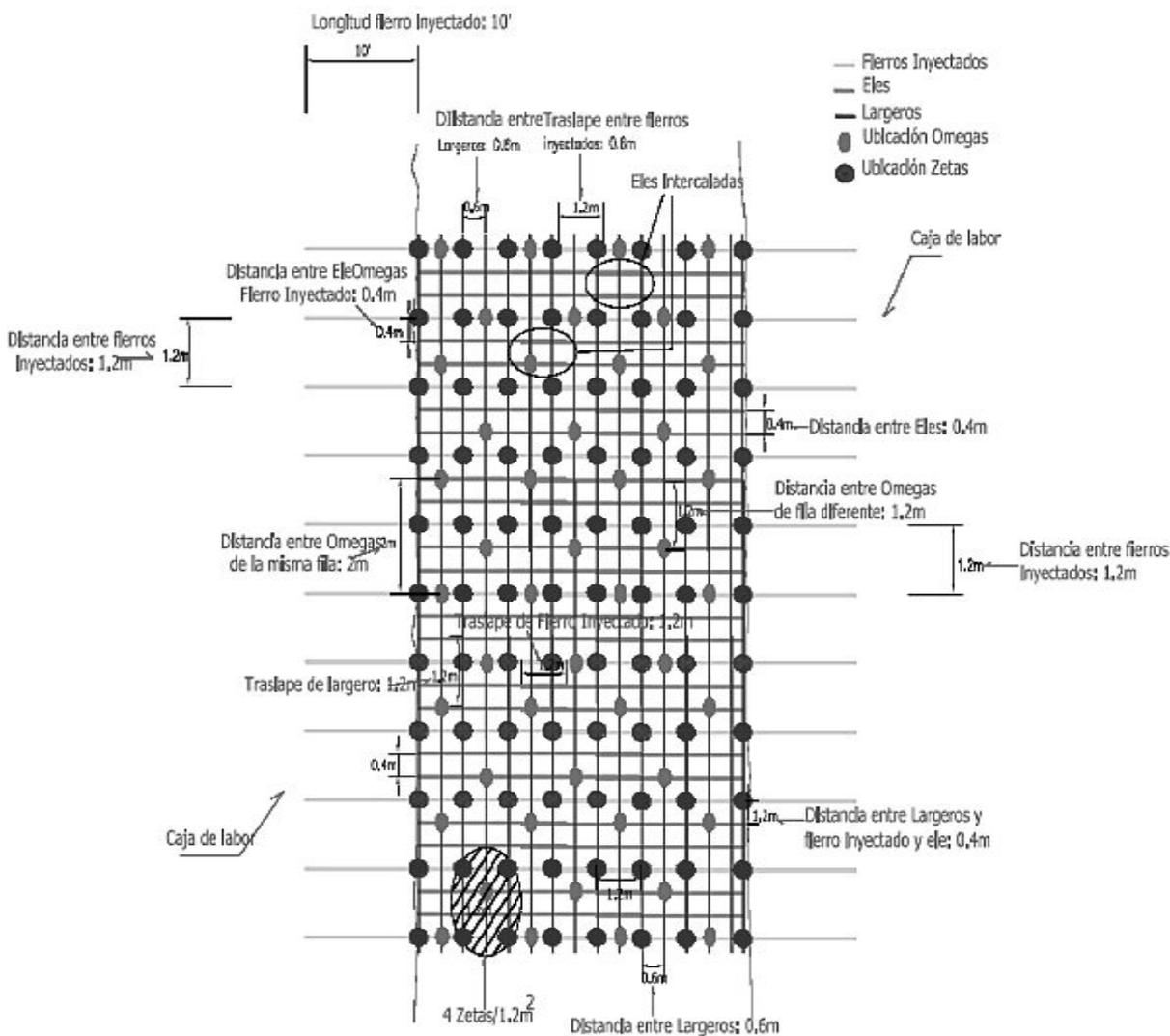


Figura N°3.18: Vista en plata del enmallado de fierros.

Fuente: Publicación revista minería (septiembre 2015)

3.6.2. Resistencia del macizo mineralizado

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown. En este caso se han considerado asumir los valores más representativos de calidad de la masa rocosa, resistencia compresiva uniaxial y la constante “mi” de la roca intacta

Cuadro N°3.2: Resultados de ensayos de corte directo en discontinuidades

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Cohesión (kPa)	Angulo de fricción
DDH-12-U-AN-001	258.87-259.00	Filitas negras con vetillas de cuarzo	1 0 2	2 5. 5
AN-31-950-10	123.07-123.20	Filita con alteración argílica moderada	9 2	2 4. 8
DDH-U-AN-13-002	148.24-148.52	Brecha	7 5	3 4. 2

Fuente SVS ingenieros 2014

Figura N°3.3: Dominios estructurales de la mina andaychagua

Sección	Litología	Dominio Estructural	RMR Promedio	Calidad
SECC-01	Metavolcánico CT	DE-IVB	25	Mala B
	Metavolcánico CT inmed.	DE-IVA	35	Mala A
	Mineral	DE-IIIB	45	Regular B
	Metavolcánico CP inmed.	DE-IIIA	55	Regular A
	Metavolcánico CP	DE-IVB	25	Mala B
SECC-02	Metavolcánico CT	DE-IVA	35	Mala A
	Metavolcánico CT inmed.	DE-IIIB	45	Regular B
	Mineral	DE-IVB	25	Mala B
	Filita CP inmed.	DE-IIIA	55	Regular A
	Filita CP	DE-IVA	35	Mala A
	Filita CP	DE-IVB	25	Mala B
	Filita CP	DE-IIIB	45	Regular B
SECC-03	Filita CT	DE-IVA	35	Mala A
	Filita CT inmed.	DE-IVB	25	Mala B
	Mineral	DE-IVB	25	Mala B
	Filita CP inmed.	DE-IIIA	55	Regular A
	Filita CP	DE-IVA	35	Mala A
	Filita CP	DE-IIIB	45	Regular B

Fuente: Area de Geomecanica de la mina andaychagua

Hay que precisar que la calidad de la masa rocosa está principalmente diferenciada según los dominios estructurales definidos, en ese sentido a partir del Figura 3.3 las calidades definidas en las tres secciones son similares cuando se tratan del mismo dominio. En el siguiente cuadro se resume las propiedades de resistencia de la masa rocosa para cada calidad de roca en las distintas litologías

Litología	GS I*	σ_c M Pa	γ (KN/ m ³)	"m _i "	m m _r	s m r	E_{mr} MP a	c M Pa	ϕ M Pa	ν
Metavolcánico	55	50	28.0	20	2.6 83	0.00 31	47 03	2.3 93	36. 88	0. 2 4
Metavolcánico	45	40	28.0	20	1.7 17	0.00 09	19 72	1.8 36	31. 44	0. 2 6
Metavolcánico	35	30	28.0	20	1.0 99	0.00 02	78 1	1.3 47	25. 70	0. 2 8
Metavolcánico	25	20	28.0	20	0.7 03	0.00 01	31 0	0.9 00	19. 68	0. 3 0
Mineral	45	30	35.0	15	1.2 87	0.00 09	16 64	1.4 88	26. 93	0. 2 7
Mineral	25	15	35.0	10	0.3 51	0.00 01	26 2	0.5 94	13. 78	0. 3 0
Filita	55	30	27.0	10	1.3 41	0.00 31	35 27	1.6 89	26. 27	0. 2 5
Filita	45	25	27.0	10	0.8 58	0.00 09	15 41	1.2 84	21. 73	0. 2 7
Filita	35	17	27.0	10	0.5 49	0.00 02	55 3	0.8 79	16. 44	0. 2 9
Filita	25	10	27.0	10	0.3 51	0.00 01	19 4	0.5 38	11. 44	0. 3 1

Nota: (*) $GSI = RMR_{89} - 5$

En todos los casos para la estimación de estos valores se ha asumido un factor de perturbación de 0.4 por efecto de daño de la voladura, lo que indica un grado intermedio de afectación por este aspecto. Para el caso de la roca metavolcánica y el mineral de calidad regular B, la profundidad considerada es de 750 m, para el resto de litologías, la profundidad es de 850 m (la profundidad aumenta hacia el SW

Para los modelamientos numéricos a realizarse, también se requiere conocer las propiedades de la losa de relleno cementado (concreto armado), para ello se deben considerar la utilización de los siguientes criterios y parámetros:

Resistencia compresiva no confinada del concreto = f'_c

Módulo de elasticidad = $15,000 (f'c)^{0.5}$ en kg/cm² Resistencia no confinada del concreto = 16 MPa
Resistencia a la tensión = $0.1 f'c$

Cohesión = $0.24 f'c$

Angulo de fricción = 35° a 40° .

❖ Condiciones de agua subterránea

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta. Uno de los problemas principales de Mina Andaychagua es la presencia del agua, que conjuntamente con la roca de calidad mala del mineral y las cajas, complican las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado. Se puede observar en el trabajo día a día la presencia importante de agua subterránea, en los tres niveles inferiores se observan condiciones húmedas, goteo y goteo intenso con ligero flujo.

Hacia el lado SW de la veta Andaychagua se observa condiciones húmedas, en la parte central se observa condiciones de goteo y hacia el extremo NE se observa goteo intenso a ligero flujo. Se puede inferir que el agua viaja a través de la falla Andaychagua de NE a SW por las observaciones de campo.

❖ Esfuerzos in-situ

La veta Andaychagua cruza transversalmente a la quebrada del mismo nombre, por esta razón, si consideramos la sección longitudinal, la parte central de la veta está ubicada alineada con el fondo de la quebrada (río Andaychagua) y los lados NE y SW están alineados con las laderas de la quebrada. La profundidad promedio de las áreas de minado ubicadas en la parte central de la veta es de alrededor de 850 hasta el Nv. 1250. Debido a esta profundidad se anticipa que los esfuerzos serán de magnitudes moderadas a altas y que. La influencia de estos en las excavaciones futuras, será un factor determinante a considerar para la estabilidad de las mismas

De los tres sitios de medición, los valores obtenidos no muestran correlación por lo que no se puede afirmar alguna tendencia de magnitudes de esfuerzos. En el siguiente cuadro se muestra los resultados obtenidos de cada sitio

Cuadro N° 3.5: Resultados de mediciones de esfuerzos in-situ

Sitio	Ensayo	σ_1	Azimut	Inclinac.	σ_2	Azimut	Inclinac.	σ_3	Azimut	Inclinac.
1	1 y 2	10.02	109.30	43.50	8.56	346	29.80	4.30	235.50	31.80
2	1 y 2	35.12	56.70	26.00	16.51	288	51.70	13.51	160.40	25.90
3	1 y 2	30.93	177.80	13.80	29.50	276	31.90	22.36	67.50	54.50

Fuente: Área de geomecánica mina Andaychagua

Los valores obtenidos pueden dar una aproximación de los valores de esfuerzos a dichas profundidades y tipos de roca. Si bien los resultados en los tres sitios no muestran una tendencia del sentido y magnitud de esfuerzos, puede tenerse como referencia para interpolar algunos valores posibles de esfuerzos en otras profundidades.

En la Figura 3.19 se muestra la representación estereográfica de los esfuerzos obtenidos en los distintos niveles de medición. Para un mejor análisis en este tema. En base a los ensayos 1 y 2 del sitio 2, y 2 del sitio 3, se establece el siguiente modelo de esfuerzos que será utilizado en el modelamiento numérico a realizarse:

$$\sigma_v = 0.027 * z \quad k_{ns} = 0.96 \quad k_{ew} = 1.37$$

Dónde: σ_v : es el esfuerzo vertical en [MPa],

Z : es la profundidad en [m]

k_{ns} y k_{ew} : son las relaciones entre esfuerzo horizontal y vertical para las direcciones norte-sur y este-oeste, respectivamente.

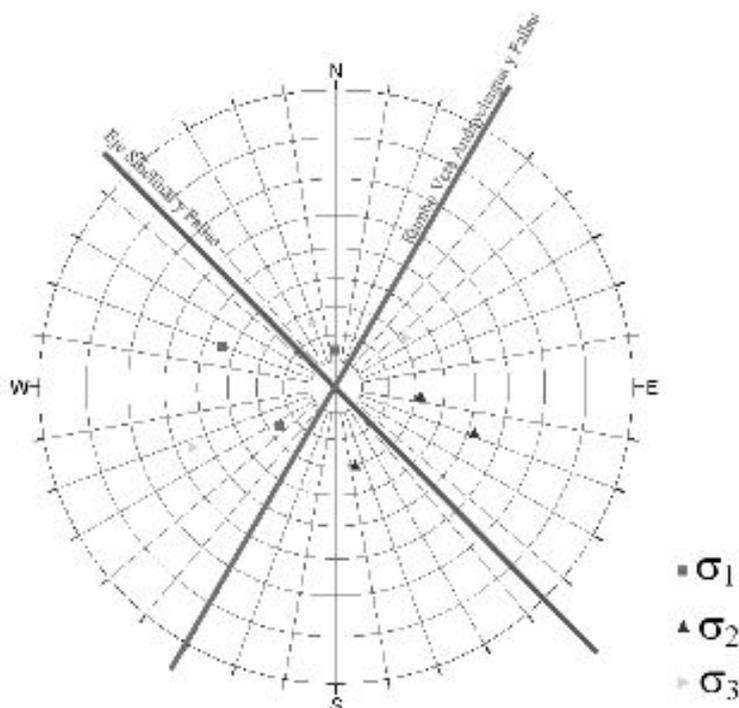


Figura N° 3.19: Representación estereográfica de los resultados de medición de esfuerzos in-situ.

Fuente: área de geomecánica de Andaychagua

3.6.3. Análisis de las condiciones geomecánicas del macizo mineralizado

Análisis de diseño para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, integrando toda la información desarrollada en el modelo y considerando la geometría de las excavaciones.

Los análisis de estabilidad involucraron la investigación de los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos.

Modelamiento numérico

Como se señaló en los objetivos de esta tesis a fin de tener mayores frentes de producción, volcán está contemplando en su plan de minado actual implementar una nueva secuencia de minado manteniendo en esencia el método corte y relleno descendente con losas de concreto (UHC&F – Underhand Cut and Fill). Dentro de los requerimientos de este proceso es necesario verificar la factibilidad de esta nueva secuencia minado entre los Niveles 1200 y 1250, y también las condiciones de estabilidad de otras labores cercanas que se podrían ejecutar como galerías accesos.

De acuerdo a lo señalado en el párrafo anterior el objetivo del modelamiento numérico a realizar es evaluar la factibilidad de tener múltiples fuentes de producción utilizando el método de minado corte y relleno descendente en la explotación de Mina Andaychagua. Esto a su vez significa evaluar las secuencias de avance del minado propuestas por volcán y evaluar también el sostenimiento de otras labores como galería del Nivel 1225 en donde actualmente se vienen registrando problemas de inestabilidad. Para estas evaluaciones se ha utilizado el modelamiento numérico de elementos finitos bidimensional con el software Phase2 de Rocscience Inc. (2010) considerando un comportamiento lineal elástico y elasto-plástico para el macizo rocoso.

En la Figura 3.20 se presenta una planta con la infraestructura de la mina en el Nivel 1200 las secciones definidas para el análisis cada 200 m aproximadamente. Se incluye en la figura los dominios geológico-estructurales presentes en cada sección de análisis.

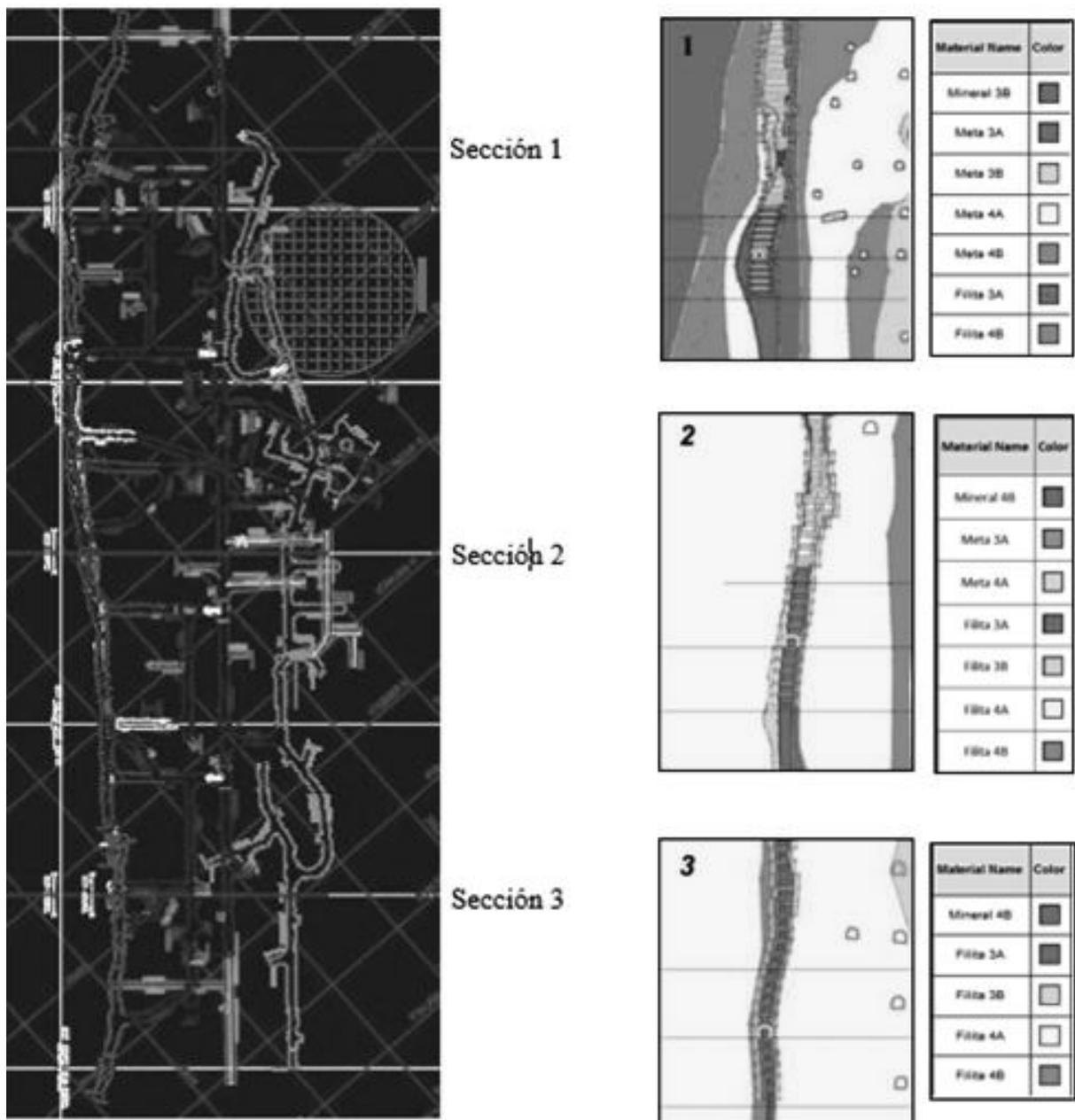


Figura 3.20: Definición de las secciones de análisis.

Fuente: DCR ingenieros

Respecto a las secuencias de avance de minado, para cada sección de análisis se han evaluado las tres alternativas de secuencia de avance del minado mostradas en la Figura 3.18. Respecto al sostenimiento de la galería Nivel 1225, se ha considerado los siguientes aspectos:

- ❖ Excavación de 4.5 m de ancho x 4.5 m de altura.

- ❖ Capa de shotcrete de 2" de espesor, reforzado con fibras de acero. Se deja fraguar por 4 horas.
- ❖ Se instalan pernos de roca tipo hydrabolts de 7' de longitud espaciados cada 1.2 m, con malla metálica electrosoldada de alambre N°10 y cocadas de 4"x4".

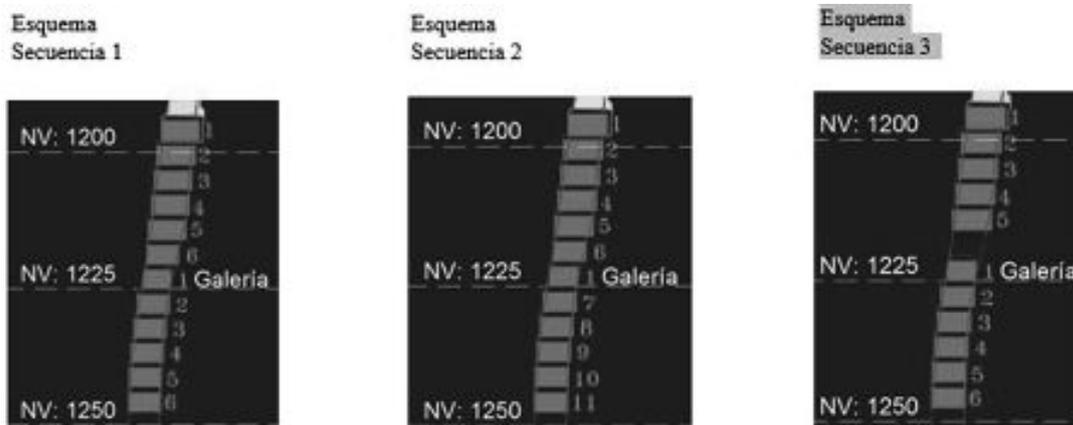


Figura 3.21: Esquemas de las tres secuencias de avance del minado propuestas por volcan.

Fuente: DCR ingenieros

Se han utilizado las siguientes propiedades para el modelamiento del sostenimiento

Shotcrete

- ❖ Módulo de deformación: 22 [GPa].
- ❖ Razón de Poisson: 0.2.
- ❖ Resistencia a la compresión: 30 [MPa].
- ❖ Resistencia a la tracción: 3 [MPa].
- ❖ Densidad: 2,300 kg/cm³.

Pernos hydrabolt

- ❖ Diámetro del perno: 29 mm. Expandido: 42 mm.
- ❖ Longitud: 7 [ft].
- ❖ Resistencia a la tracción: 410 [MPa].
- ❖ Resistencia al corte: 30 [kN].

Resultados del modelamiento numérico

Sección 1:

Se debe tener en cuenta que en esta sección la potencia de la veta alcanza hasta aproximadamente 24 m. Según la información proporcionada por el personal del Departamento de Geomecánica de Mina Andaychagua, el mineral tiene calidad de masa rocosa Regular B (IIIB), mientras que la caja techo tiene

calidad Mala A (IVA) y la caja piso Regular A (IIIA). De las 3 secciones de análisis esta Sección 1 tiene las condiciones geomecánicas más favorables. Se señala que en el modelamiento numérico realizado la simulación del minado se ha hecho dentro de la masa rocosa mineralizada de calidad Regular B considerando tajeos de 12 m de ancho que es lo que en la práctica soportan las losas de concreto de Andaychagua. En este caso las paredes del tajeo también estarán en roca Regular B (IIIB). Para tajeos de mayor ancho (hasta 24 m de la potencia del mineral) es recomendable que VOLCAN realice una evaluación geomecánica para establecer el método de minado adecuado, lo cual escapa al alcance del presente trabajo

Respecto a las secuencias de avance en la Sección 1 se señala lo siguiente:

- ❖ En la Secuencia 1 de minado, la perturbación que se genera por el avance de la explotación es mayor entre los Niveles 1200 y 1225. Al estar involucrada la masa rocosa de calidad Regular B (IIIB) las condiciones de estabilidad no son muy críticas.
- ❖ En la Secuencia 2 de minado, la perturbación que se genera por el avance del minado es inferior respecto a la Secuencia 1. Se observa que en esta Secuencia 2 de minado geomecánicamente la preparación del sill del Nivel 1225 es innecesaria debido a que el minado seguirá descendiendo secuencialmente desde el Nivel 1200 hasta el 1250 como siempre se ha hecho en Andaychagua. En general bajo esta secuencia de minado y para la calidad de la roca Regular B (IIIB) los desplazamientos que ocurren están en el rango de decímetros.
- ❖ En la Secuencia 3 de minado, las perturbaciones que se generan por el avance del minado son similares al caso de la Secuencia 1, sin embargo, el dejar el pilar puente encima del Nivel 1225 hace que globalmente haya una ligera menor perturbación.

Sección 2:

En esta sección, las potencias de la veta varían de 5 a 6 m, que es lo que más da en Andaychagua. Según la información proporcionada por el personal de la mina, el mineral es de calidad Mala B (IVB), la caja techo inmediata es de calidad Regular B (IIIB) y la caja piso es Regular A (IIIA). En este caso condiciones geomecánicas del mineral son más desfavorables respecto a la Sección 1, pero en el caso de las cajas es más favorable. Según la experiencia adquirida en el minado de Veta Andaychagua las cajas son de inferior calidad, por lo que los resultados de los análisis realizados podrían ser optimistas. Respecto a las secuencias de avance en la Sección 2 se señala lo siguiente:

- ❖ En la Secuencia 1 de minado, las perturbaciones que se generan por el avance del minado son cada vez mayores respecto a la etapa anterior, habiendo influencia recíproca entre el minado superior (encima del sill) y el minado inferior (debajo del sill) por la explotación simultánea. Al final del minado la zona más afectada es la ubicada entre los Niveles 1200 y 1225.

- ❖ En la Secuencia 2 de minado, según los resultados de los análisis realizados, esta secuencia de minado es la que presenta menores desplazamientos por tener menos áreas perturbadas, dada la mejor calidad de la masa rocosa de las cajas y la menor potencia de la veta. Esta perturbación es menor respecto a la Secuencia 1.
- ❖ En la Secuencia 3 de minado, las perturbaciones que se generan en la zona de minado son similares al caso de la Secuencia 1, pero el hecho de dejar el puente de mineral in-situ encima del sill del Nivel 1225 aporta ligeramente a la estabilidad global.

Sección 3:

En esta sección, las potencias de la veta son iguales o menores de 3.5 m. Según la información proporcionada por el personal de la mina, tanto el mineral como la caja techo tienen calidad Mala B (IVB) y la caja piso tiene calidad Regular A (IIIA) significando en este caso condiciones geomecánicas más desfavorables respecto a las Secciones 1 y 2.

Respecto a las secuencias de avance en la Sección 2 se señala lo siguiente:

En la Secuencia 1 de minado, se observa que a medida que va descendiendo el minado se genera más perturbación respecto a la etapa anterior, produciéndose influencia recíproca entre el minado superior (encima del sill) e inferior (debajo del sill) por la mala calidad de la roca mineral y de caja techo y por la explotación simultánea. La zona de mayor perturbación es la caja techo, en donde los desplazamientos están en el rango de decímetros a un poco más de un metro.

En la Secuencia 2 de minado, las perturbaciones que ocurren en esta Sección 2 son menores respecto a la Secuencia 1, puesto que presenta menores desplazamientos respecto a las otras dos secuencias para esta misma sección.

En la Secuencia 3 de minado, las perturbaciones que se generan por el avance del minado son similares al caso de la Secuencia 1. El hecho de dejar el puente de mineral in-situ aporta a la estabilidad global, pero queda un ambiente perturbado y deformado por la explotación simultánea encima y debajo del sill del Nivel 1225.

El análisis de estos resultados tiene las siguientes implicancias. En la Sección 1, la secuencia más favorable para la estabilidad geomecánica corresponde a la Secuencia 3, debido a que se produce los menores desplazamientos acumulados en la mayor parte de la caja techo. En este caso hay que tener en consideración de que esta sección representa las condiciones geomecánicas más favorables respecto a las otras dos secciones. Se debe tomar en cuenta las restricciones dadas en cuanto al ancho de los tajeos. En las secciones 2 y 3, la secuencia más favorable para la estabilidad geomecánica corresponde a la Secuencia 2, debido a que produce los menores desplazamientos acumulados en la mayor parte de la caja techo.

3.6.4. Materiales para el proceso de preparación de relleno cementado.

❖ Agregados Provenientes del Desmante de Mina

Para la elaboración del relleno cementado se utilizan agregados provenientes del desmante de mina (tras un proceso previo de chancado primario) y en su carencia o déficit utilizar agregados de préstamo.

La planta de relleno cuenta con una chancadora de “quijada grimer” de una capacidad de 30 tn/hora que es en donde se trata al desmante de mina, para que posteriormente pase a una zaranda vibratoria, que es donde se separa la piedra de $\frac{3}{4}$ ” denominada piedra 67 y la piedra de $\frac{1}{2}$ ” denominada piedra 89 o confitillo, seguidamente son transportados mediante fajas y almacenados en los silos de 204 m³ y 127 m³ respectivamente, las piedras superiores a $\frac{3}{4}$ ” pasan a la chancadora cónica telesmith para luego recircular hacia la zaranda vibratoria hasta cumplir con los tamaños de fragmentación requerida. Cabe indicar que durante el proceso de zarandeo se riega con agua para el control de la polución, el cual a su vez lava parcialmente los finos del agregado.

Arena “Ricaldi” o confitillo, es un agregado con tamaño máximo de fragmentación de $\frac{1}{2}$ ” el cual es proveniente de la cantera “Pachachaca” que está ubicado en la comunidad de Pachachaca, distrito la Oroya, Provincia Yauli. La piedra “Ricaldi” es un agregado de $\frac{3}{4}$ ” sub-redondeada proveniente de la Cantera “Ricaldi” ubicada a las orillas del Rio Mantaro en el centro poblado menor de Huari, distrito la Oroya, Provincia Yauli.

Los agregados de canteras de préstamo son transportados a obra mediante volquetes y almacenados a pie de la planta de relleno en depósitos sin techar, que en la temporada de lluvias quedan expuestos e incrementado su humedad.

❖ Relave Grueso

El relave grueso corresponde a material con 80 a 95% mayor a 0.074 mm de diámetro de partícula, tras un proceso de cicloneo es separado de la porción fina, por un nido de hidrociclones ubicado en los alrededores de la planta de relleno.

El relave es transportado desde la planta de procesos metalúrgicos mediante una tubería conecta hacia la zona de hidrociclones, el relave gruesos es descargado en una plataforma y transportado mediante un cargador frontal hacia un deposito ubicado al pie de la Planta de Relleno Cementado, dicho deposito no se encuentra techado por lo que el relave queda expuesto a la lluvia, nieve y/o granizo que altera constantemente su humedad.

❖ Agua

El agua es proveniente de la canalización de una laguna relativamente alejada de las operaciones y que el día 22/10/13 a las 3:35 pm. Se midió los siguientes parámetros:

- PH=8.10
- Potencial= -89.8 mv
- Conductividad=271 uS/cm²
- Salinidad=0.1 %
- TDS=130.9 mg/l
- Temperatura=10.3 °C.

❖ Aditivos

Se están utilizando dos aditivos que son transportados de la fábrica a la Planta de Relleno.

- EUCO 537; Aditivo superplastificante que se usa 1% en peso del cemento.
- EUCO WO; Aditivo inhibidor de Agua y se usa 0.1% en peso del cemento.

❖ Diseño de Mezclas del Relleno Cementado

En la preparación del relleno cementado en la Planta Automatizada se utiliza como patrón tres diseños los cuales se analizan en el software de computadora que controla la dosificación de los materiales, cabe indicar que la Planta de Relleno tiene la opción de operar en modo manual o semi automatizada que le permite al operador variar los pesos de los agregados según la humedad del día de los agregados teniendo como base los siguientes diseños:

El diseño 1 considera la utilización de los agregados producidos en la Planta de relleno mediante el chancado y zarandeo del desmonte de mina, por lo que los agregados contemplados son la piedra 67 (3/4”) y el confitillo 89 (1/2”).

El diseño 2 considera la utilización de la piedra 67 (3/4”) producidos en planta y material de préstamo en cuanto al confitillo “Ricadi” (1/2”).

El diseño 3 considera que no se cuenta con material producido en Planta por lo que se tiene que utilizar los agregados de material de préstamo como son el confitillo “Ricadi” (1/2”) y la Piedra “Ricaldi” (3/4”). Ver cuadro N° 3.6

Cuadro N° 3.16: Diseños de mezclas típicos

Material	Diseño 1(kg)	Diseño 2(kg)	Diseño 3(kg)	SOFT	Mortero
Piedra 67	560	700			
Piedra Ricaldi			850		
Confitillo 89	620			540	
Confitillo Ricaldi		600	445		
Relave	625	570	590	1032	1643
Cemento	300	300	300	300	300
Agua	220	210	210	300	450
Euco 537	3	3	3		
Euco WO	0.3	0.3	0.3		

Fuente: Elaboración propia

3.6.5. Preparación del relleno cementado

La preparación del relleno cementado se realiza en la planta acondicionada para tal objetivo el cual consta de una chancadora de quijada Grimer 30 tn/hora y una zaranda vibratoria Gravier 30 tn/hora donde se produce el agregado de procedencia de desmonte de mina, los mismos que son almacenados en sus respectivos depósitos, luego los agregados son alimentados a una tolva stacker de 4 m³, desde donde son transportados hacia la tolva de cuatro compartimientos de 4m³ cada uno ubicado en la parte superior de la balanza donde los agregados son colocados según sus naturaleza y/o el tamaño de fragmentación de las partículas para su respectivo pesado y mezclador conjuntamente con el agua con aditivos y el cemento, que fueron pesados previamente con balanzas ubicadas en sus respectivos depósitos y que también son operados y controlados desde la sala de mando. Finalmente el relleno cementado pasa al agitador Remix desde donde se inicia el bombeo hacia interior mina.

En cuanto al transporte de los agregados a la tolva stacker, se realiza mediante fajas en el caso de la piedra 67 y la piedra 89 (producidos en planta) y en cuanto al relave y agregados de préstamo, como el Confitillo Ricaldi (1/2”) y piedra Ricaldi (3/4”), se realiza con un cargador frontal.

La sala de mando cuenta con un software donde se selecciona el diseño patrón a utilizar en función a la procedencia de los agregados a emplear, según esto se controla la dosificación de los agregados de manera automatizada; sin embargo, la planta tiene la opción de operar en modo manual donde depende de la observación del operador para seguir agregado material a la balanza, esta última opción es utilizado principalmente por el operador para controlar el peso del relave debido a que en varias oportunidades se ha presentado problemas de adherencia del relave en la tolva y no baja totalmente

a la balanza, también utiliza la opción manual cuando se requiere realizar algún otro reajuste de peso de cualquier agregado.

Cuadro N°3.17: Diseño ajustado por la operación.

MATERIALES	PESO DISEÑO ORIGINAL(Kg)	VARIACION DEL PESO POR BOMBEO (Kg)	PESO DEL DISEÑO RECALCULADO (Kg)	PESO RECALCULADO (1.25 M3) EN PLANTA DE PRODUCCION	VARIACION DEL PESO POR OPERACIÓN
PIEDRA	560	-150	410	517	+/- 4
CONFITILLO	620	+50	670	895	+/- 20
RELAVE	625	+100	725	1006	+/- 20
CEMENTO	300	0	300	375	+/- 1
AGUA	220	0	220	108	+/- 1
EUCO 537	3.0	0	3	3.75	-
EUCO WO	0.3	0	0.3	0.38	-

Fuentes: Tesis determinación de espesor del relleno cementado de la unidad minera Andaychagua de la cía. Minera Volcán

Bombeo, Transporte y Vaciado

En cuanto al transporte del relleno cementado se dispone de dos (02) bombas SCHWING BP 3500 HDR, con el cual se realiza el bombeo desde Planta hacia interior mina a una distancia promedio entre 1 a 1.5 km por una tubería de acero de Ø 5". El ascenso se inicia por la chimenea y luego presenta cruce por las labores por medio de codos y uniones, por lo que las principales restricciones durante el proceso de transporte es al atrapamiento u obstrucción del relleno en su recorrido, en el pasado se han presentado problemas de este tipo por lo cual han tenido que paralizar el bombeo hasta reparar o reemplazar el tramo de tubería que se encontraba obstruida y en algunos casos con el relleno fraguado en su interior, otra de las preocupaciones del transporte es la presión de operación de la bomba el cual se ha observado que funciona normalmente hasta 140 Bar con un máximo de 160 bar, en caso se sobrepase este valor se inician los problemas por paralización de las bombas.

Debido a lo indicado anteriormente los encargados de la Planta de Relleno Cementado han realizado ligeras variaciones a los diseños de mezclas típicos (ver acápite 4.1.5) donde han reducido el peso de agregado de piedra de ¾" en el orden de 150 kg a 250 kg, y lo han reemplazado en equivalente en peso por Relave y Confitillo (piedra de ½"), así mismo han observado que con un slump comprendido entre 7 ¾" y 8" pueden controlar la presión de operación de la bomba, el cual a su vez define el flujo de bombeo que está comprendido entre 18 a 25 m3/hora.

Así mismo, como la Planta produce por tanda 1.25 m3 de relleno cementado, el diseño original que es para 1 m3 ha sido recalculado para este nuevo volumen teniendo en consideración previamente la reducción y reemplazo de la cantidad de piedra de ¾", así como también las consideraciones de sus propiedades físicas como absorción y humedad de los agregados.

Por otro lado los análisis granulométricos, ensayos de humedad y propiedades físicas de los agregados se realizan con una frecuencia de 01 vez a la semana y colocan relleno en el orden de 400 m³/día, por lo que no se cuenta con los valores diarios de humedad, absorción y otros para la preparación del relleno cementado de cada losa.

Las lluvias también afectan a la humedad de los agregados que están almacenados en los depósitos sin techar, por esta razón durante la operación regulan la cantidad de agua en función al slump de 7 3/4" y 8". En consecuencia el diseño de mezcla original ha sufrido modificaciones primero por reducción de peso de piedra 3/4", luego el recalcu lo por el volumen de la tanda a 1.25 m³ y finalmente variación del peso durante la operación para controlar la humedad de los agregados mediante la medición del slump, con el cual se evita problemas de la presión de operación de la bomba.

A continuación se muestran los diseños recalculados utilizados en la planta para la producción del relleno cementado, considerando la utilización de los agregados producidos en la planta de relleno mediante el chancado y zarandeo del desmonte de mina, por lo que los agregados contemplados son la piedra 67 (3/4") y el confitillo 89 (1/2"), los pesos recalculados para 1.25 m³ se ingresan al software los cuales se reajustan durante la operación según la humedad de los materiales.

Consumos y Costo Unitario

La producción de relleno cementado durante el 2013, fue de 115,088 m³ y el gasto total asciende a 10'415,364 US\$, en promedio se estimó que el costo unitario total (US\$/m³) del relleno cementado asciende a 90.7.

En la siguiente tabla y figura se muestra la producción total, los gastos por las diferentes partidas, los costos unitarios estimados y el porcentaje de incidencia de cada una de las partidas.

3.6.6. Losa de concreto

Las losas son bloques tabulares de concreto armado diseñadas y construidas para brindar un techo seguro cuando se explote el piso inferior inmediato. Estas estructuras resultan del vaciado del relleno cementado (concreto) dentro de los tajeos. Las losas llevan un sistema de refuerzo de fierro el cual le da rigidez y evita que pueda agrietarse debido a los esfuerzos de flexión. El relleno cementado debe alcanzar teóricamente a los 28 días una resistencia a la compresión de 160 Kg/cm², ya que esta es la resistencia estimada hasta la actualidad para mantener una buena estabilidad de la losa.

Las losas son de 3.5 m. de altura y se deja un espaciamiento de 1.0 m. con respecto a la losa inmediatamente superior, el largo de las losas es de 200 m. y los anchos pueden ser variables entre losa y losa que van de 3.5 m. hasta 15.0 m. Las longitudes de vaciado varían entre 12 a 15 m. que son delimitados por un encofrado o tabique. En algunos sectores de la losa a lo largo del tajeo se realiza el encofrado de una chimenea discontinua con la finalidad de obtener una zona hueca en la losa para poder evaluar las posibles deformaciones y mejorar la ventilación dentro del tajeo, en donde

hasta la fecha se ha observado roturas en la madera del encofrado interior pero sin deformaciones del relleno cementado.

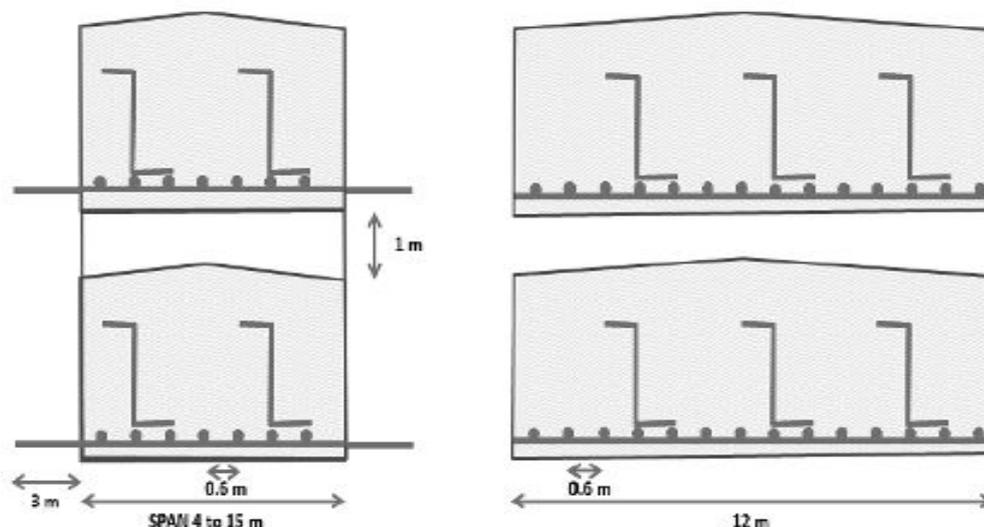


Figura N° 3.22: Vista longitudinal y transversal de la losa de relleno cementado.

Fuente: Revista Minería (septiembre 2015) (118).

Durante la inspección se identificó que en la zona superior de la losa, se acumula agua en sectores deprimidos que están predominantemente ubicados hacia las cajas, esta agua es abastecida por los afloramientos de agua subterránea en sectores localizados. Este efecto de empozamiento del agua en zonas deprimidas, hace que el agua se disperse hacia lo largo de todo el tajeo.

Se ha identificado también que las filtraciones ocurridas en las cajas, deterioran el shotcrete y alteran a las rocas filitas que sufren un efecto de microfracturamiento e hinchamiento de los bloques de roca.

- a) Exposición de varillas de anclaje por desmoronamiento de las cajas.-** Asimismo, se ha identificado que en el contacto de interface del relleno cementado de la losa y las cajas (techo y piso), se presenta una sobre excavación de la roca que deja expuesto las varillas cementadas. Este efecto de desmoronamiento, a veces puede afectar toda la caja techo o piso, dejando expuesto a los anclajes de sostenimiento y deterioro de shotcrete, el mismo que es reparado con trabajos adicionales de sostenimiento.
- b) Lajamiento de la zona inferior de la losa (tajo 400, AC 409 y Nv. 1150).-** En el tajeo 400, CA 409 y Nv. 1150, se encontró un lajamiento del sector inferior de una losa, con exposición de la malla de acero, que ha podido ser ocasionada por una junta fría o baja resistencia del concreto.

3.6.7. Cálculo de resistencia compresiva de la losa de concreto

Considerando profundidades máximas de minado de 750 m, podemos estimar el valor de la resistencia compresiva de la losa (σ_c) como sabemos, para el caso de mina Andaychagua, es de 160 Kg/cm². Para

ello consideremos un cubo de un metro de longitud de lado (volumen unitario) que sea parte de una losa de concreto, sobre este cubo están actuando dos esfuerzos principales:

- σ_v o esfuerzo vertical in situ
- σ_h o esfuerzo horizontal

Haciendo una aproximación podemos considerar el valor σ_h de como el de la resistencia a la compresión de la losa σ_c que buscamos.

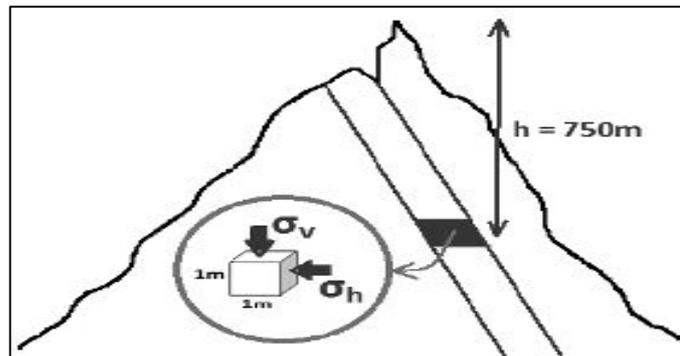


Figura N° 3.23: Resistencia a la compresión de la losa

Fuente: DCR ingeniero estudio geomecánica de la mina andaychagua.

El procedimiento es el siguiente:

Por el criterio de Carga Litostática de (Hoek & Brown, 1978) podemos estimar la fuerza vertical (F_v) que está actuando sobre el cubo de volumen unitario, como el producto del peso unitario de la roca por la profundidad.

Peso unitario de la roca: 0.027 MN/m

Profundidad de minado: 750 m

$$F_v = 0.027 \frac{\text{MN}}{\text{m}} \times 750\text{m}$$

$$F_v = 21\text{ MN}$$

Entonces el esfuerzo vertical in situ se obtendría dividiendo esta fuerza vertical entre el área de la cara del cubo.

$$\sigma_v = \frac{F_v}{A}$$

$$\sigma_v = \frac{21\text{MN}}{1\text{M}^2}$$

$$\sigma_v = 21\text{ MPa}$$

Luego el esfuerzo horizontal se calcula utilizando la constante “k” (relación esfuerzos horizontales / esfuerzos verticales), que para el caso de mina Andaychagua se ha estimado por estudios anteriores tomar un valor de $k = 0.7$.

$$\sigma_h = k\sigma_v$$

$$\sigma_h = 0.71 \times 21 \text{ MPa}$$

$$\sigma_h = 15 \text{ MPa}$$

Y este valor de σ_h sería el de la resistencia a la compresión de la losa, entonces convirtiendo a unidades de Kg/cm² se tiene:

$$\sigma_h = 15 \text{ MPa} \times \frac{310 \text{ kg/cm}^2}{30.4 \text{ MPa}}$$

$$\sigma_h = 153 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\diamond \sigma_c \approx 160 \text{ Kg/cm}^2$$

3.7. MATERIAL DE INVESTIGACIÓN

3.7.1. Pruebas de entrada proceso y salida de la investigación

❖ Análisis de estabilidad

Para su análisis se considera los siguientes datos generales:

Datos:

14% cemento	
UCS estimado 28 días: 16 MPa	
Sigma t	: 1.6 MPa
Densidad Losa	: 23.54 kN/m ³
Densidad Roca	: 27.37 kN/m ³
D	: 3.5

a) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 18M DE ANCHO

CAVING FAILURE – ACTUAL 18 M



Donde:

L : Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

$$18\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3 > 8 \cdot 1.6\text{MPa} / \pi$$

Reemplazando

$$423792 > 4076433 \text{ Pa}$$

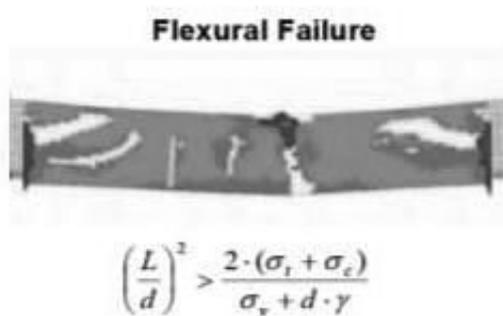
$$F.S = 9.6$$

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³) No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

σ_v : Carga vertical sobre la losa (para el caso de Andaychagua no existe carga vertical sobre la losa)

: Esfuerzo cortante sobre la interface de relleno cementado y roca.

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 18M



Donde:

L : 18

σ_t : 1.6 MPa

σ_c : 0 carga de confinamiento conservador

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left[\frac{L}{d}\right]^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Reemplazando:

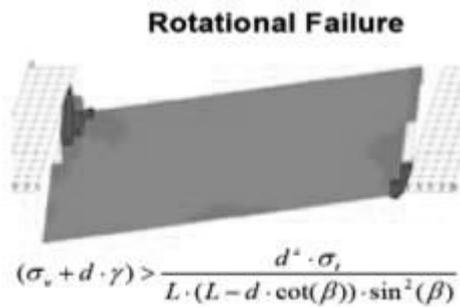
$$\frac{18^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (1.6 \text{ MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5 \text{ kN/m}^3}$$

$$26.45 > 38.83$$

$$F.S = 1.5$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 18M

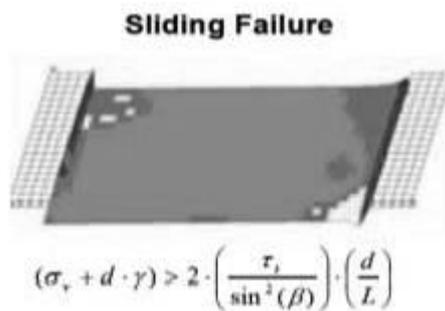


Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 18M



Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)} \right] \cdot \left[\frac{d}{L} \right]$$

$$(0 + 3.5m \cdot 23.5kN/m^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38; MPa}{\sin^2(90)} \right] \cdot \left[\frac{3.5m}{18m} \right]$$

Reemplazando:

$$0.08MPa > 0.15MPa$$

$$F.S = 1.8$$

Donde:

$$L : 18m$$

$$\sigma_t : 1.6MPa$$

$$\sigma_c : 0.5$$

$$\gamma : 23.5 kN/m^3$$

$$\sigma_v : 0$$

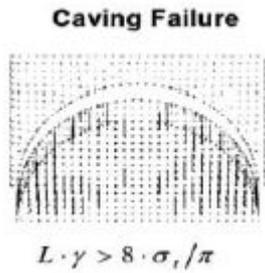
$$B : 90^\circ$$

$$\tau_t : 0.38 MPa$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

b) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 15M DE ANCHO

CAVING FAILURE – ACTUAL 15 M



Donde:

L : Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

σ_v : Carga vertical sobre la losa (para el caso de Andaychagua no existe carga vertical sobre la losa)

τ : Esfuerzo cortante sobre la interface de relleno cementado y roca

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

$$15\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3 > 8 \cdot 1.6\text{MPa} / \pi$$

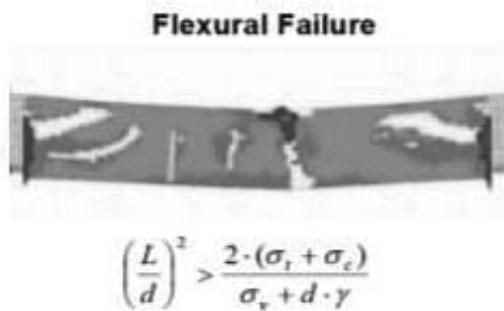
Reemplazando

$$353160\text{ Pa} > 4076433\text{ Pa}$$

$$\text{F.S} = 11.5$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 15M



Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left(\frac{L}{d}\right)^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Reemplazando:

$$\frac{15^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (1.6\text{MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5\text{kN/m}^3}$$

$$18.37 > 38.83$$

$$\text{F.S} = 2.1$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

Donde:

L : 15m

d : 3.5 m

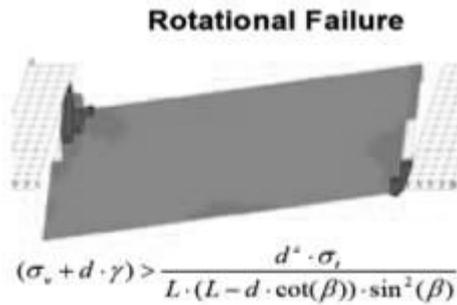
σ_t : 1.6 MPa

σ_c : 0 carga de confinamiento conservador

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 15M

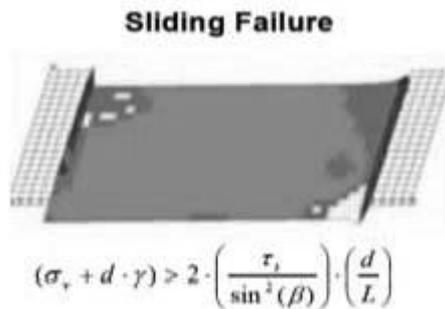


Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 18M



Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)} \right] \cdot \left[\frac{d}{L} \right]$$

$$(0 + 3.5m \cdot 23.5kN/m^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38; MPa}{\sin^2(90)} \right] \cdot \left[\frac{3.5m}{15m} \right]$$

Donde:

L : 18m

σ_t : 1.6MPa

σ_c : 0.5

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

B : 90°

τ_t : 0.38 MPa

Reemplazando:

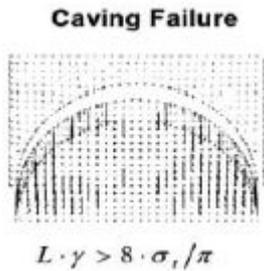
0.08MPa > 0.18MPa

F.S = 2.1

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

c) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 10M DE ANCHO

CAVING FAILURE – ACTUAL 10 M



Donde:

L : Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

σ_v : Carga vertical sobre la losa (para el caso de Andaychagua no existe carga vertical sobre la losa)

τ : Esfuerzo cortante sobre la interface de relleno cementado y roca

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

$$10\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3 > 8 \cdot 1.6\text{MPa} / \pi$$

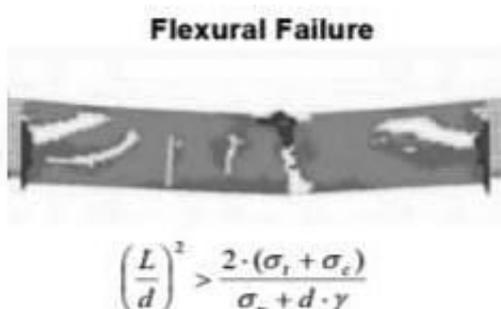
Reemplazando

$$235440 \text{ Pa} > 4076433 \text{ Pa}$$

$$\text{F.S} = 17.3$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 10M



Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left[\frac{L}{d}\right]^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Reemplazando:

$$\frac{10^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (1.6\text{MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5\text{kN/m}^3}$$

Donde:

$$L : 10\text{m}$$

$$8.16 > 38.83$$

$$\sigma_t : 1.6 \text{ MPa}$$

$$F.S = 4.8$$

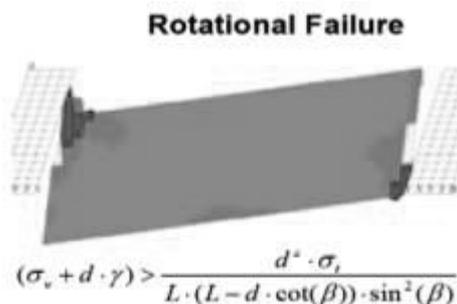
$$\sigma_c : 0 \text{ carga de confinamiento conservador}$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

$$\gamma : 23.5 \text{ kN/m}^3$$

$$\sigma_v : 0$$

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 10M

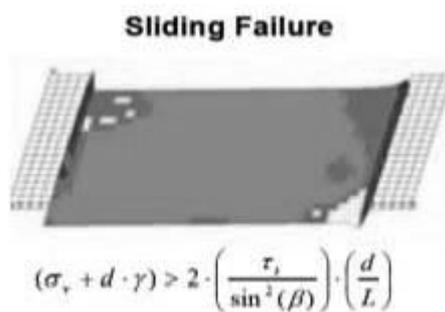


Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 10M



Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)} \right] \cdot \left[\frac{d}{L} \right]$$

$$(0 + 3.5\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38\text{ MPa}}{\sin^2(90)} \right] \cdot \left[\frac{3.5\text{m}}{10\text{m}} \right]$$

Donde:

Reemplazando:

$$L : 10\text{m}$$

$$0.08\text{MPa} > 0.27\text{MPa}$$

$$\sigma_t : 1.6\text{MPa}$$

$$F.S = 3.2$$

$$\sigma_c : 0.5$$

$$\gamma : 23.5 \text{ kN/m}^3$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

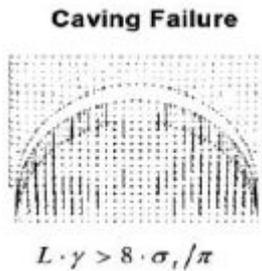
$$\sigma_v : 0$$

$$B : 90^\circ$$

$$\tau_t : 0.38 \text{ MPa}$$

d) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 6M DE ANCHO

CAVING FAILURE – ACTUAL 6 M



Donde:

L : Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

σ_v : Carga vertical sobre la losa (para el caso de Andaychagua no existe carga vertical sobre la losa)

τ : Esfuerzo cortante sobre la interface de relleno cementado y roca

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

$$6\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3 > 8 \cdot 1.6\text{MPa} / \pi$$

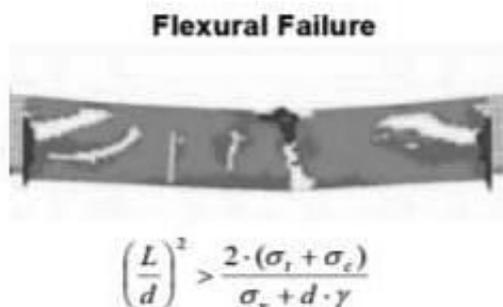
Reemplazando

$$141264 \text{ Pa} > 4076433 \text{ Pa}$$

$$\text{F.S} = 28.9$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 6M



Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left[\frac{L}{d}\right]^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Reemplazando:

$$\frac{6^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (1.6\text{MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5\text{kN/m}^3}$$

Donde:

$$2.94 > 38.83$$

L : 6m

$$\text{F.S} = 13.2$$

σ_t : 1.6 MPa

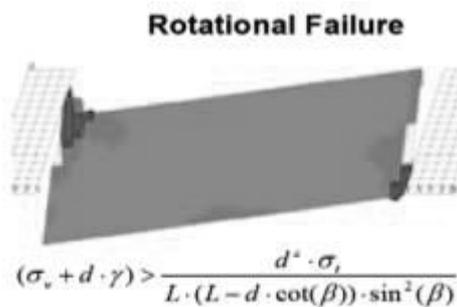
No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

σ_c : 0 carga de confinamiento conservador

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 10M

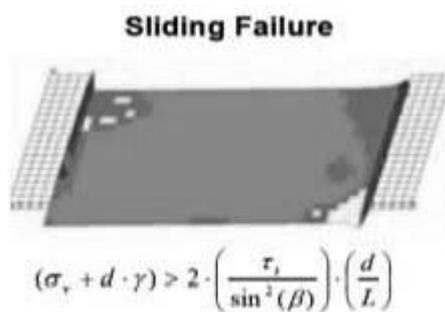


Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 10M



Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)} \right] \cdot \left[\frac{d}{L} \right]$$

$$(0 + 3.5m \cdot 23.5kN/m^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38; MPa}{\sin^2(90)} \right] \cdot \left[\frac{3.5m}{6m} \right]$$

Reemplazando:

$$0.08MPa > 0.44MPa$$

$$F.S = 5.4$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

Donde:

L : 10m

σ_t : 1.6MPa

σ_c : 0.5

γ : 23.5 kN/m³

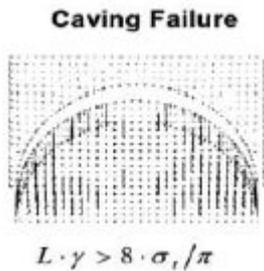
σ_v : 0

B : 90°

τ_t : 0.38 MPa

e) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 4M DE ANCHO

CAVING FAILURE – ACTUAL 4 M



Donde:

L : Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

$$4\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3 > 8 \cdot 1.6\text{MPa} / \pi$$

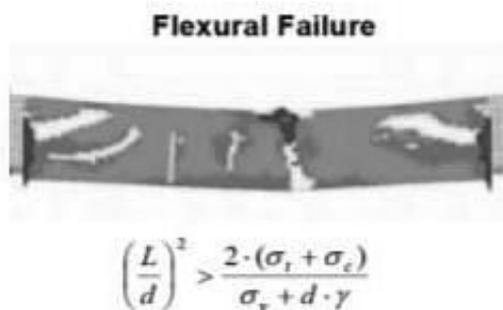
Reemplazando

$$94176 \text{ Pa} > 4076433 \text{ Pa}$$

$$F.S = 43.3$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 4M



Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left[\frac{L}{d}\right]^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Reemplazando:

$$\frac{4^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (1.6\text{MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5\text{kN/m}^3}$$

$$1.31 > 38.83$$

$$F.S = 29.7$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

Donde:

L : 4m

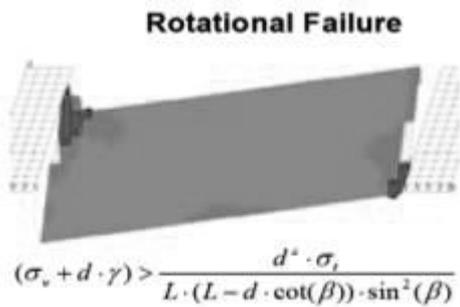
σ_t : 1.6 MPa

σ_c : 0 carga de confinamiento conservador

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 4M

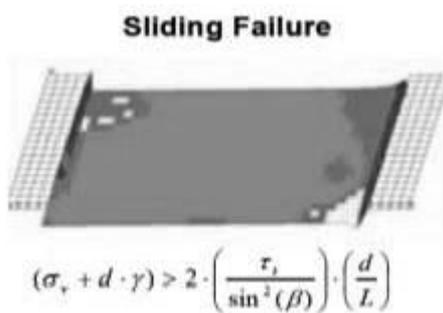


Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 4M



Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)} \right] \cdot \left[\frac{d}{L} \right]$$

$$(0 + 3.5m \cdot 23.5kN/m^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38; MPa}{\sin^2(90)} \right] \cdot \left[\frac{3.5m}{4m} \right]$$

Donde:

L : 4m

σ_t : 1.6MPa

σ_c : 0.5

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

B : 90°

τ_t : 0.38 MPa

Reemplazando:

0.08MPa > 0.66MPa

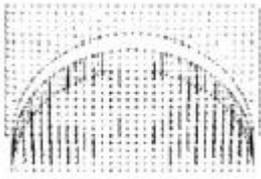
F.S = 8.1

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

f) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 6M DE ANCHO Y 8 MPA

CAVING FAILURE – ACTUAL 6 M Y 8 MPa

Caving Failure



$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

UCS estimado 28 días:
8MPa

Sigma t: 0.8 MPa

Donde:

L : Longitud de loza o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

σ_v : Carga vertical sobre la losa (para el caso de Andaychagua no existe carga vertical sobre la losa)

τ : Esfuerzo cortante sobre la interface de relleno cementado y roca

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

$$6\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3 > 8 \cdot 0.8\text{MPa} / \pi$$

Reemplazando

$$141264 \text{ Pa} > 2038217 \text{ Pa}$$

$$F.S = 14.4$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 6 M Y 8 MPa

Flexural Failure

$$\left(\frac{L}{d}\right)^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Donde:

L : 6m

σ_t : 0.8 MPa

σ_c : 0 carga de confinamiento conservador

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left[\frac{L}{d}\right]^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Reemplazando:

$$\frac{6^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (0.8 \text{MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5 \text{kN/m}^3}$$

$$2.94 > 19.42$$

$$F.S = 6.6$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 6 M Y 8 MPa**Rotational Failure**

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 6 M Y 8 MPa**Sliding Failure**

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left(\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)}\right) \cdot \left(\frac{d}{L}\right)$$

Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)}\right] \cdot \left[\frac{d}{L}\right]$$

$$(0 + 3.5 \text{m} \cdot 23.5 \text{kN/m}^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38 \text{MPa}}{\sin^2(90)}\right] \cdot \left[\frac{3.5 \text{m}}{6 \text{m}}\right]$$

Reemplazando:

$$0.08 \text{MPa} > 0.44 \text{MPa}$$

Donde:

L : 6m

$$\sigma_t : 0.8 \text{ MPa}$$

$$F.S = 5.4$$

$$\sigma_c : 0.5$$

$$\gamma : 23.5 \text{ kN/m}^3$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

$$\sigma_v : 0$$

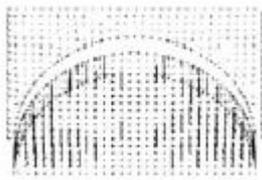
$$B : 90^\circ$$

$$\tau_t : 0.38 \text{ MPa}$$

g) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 6M DE ANCHO Y 4 MPa

CAVING FAILURE – ACTUAL 6 M Y 4 MPa

Caving Failure



$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

Donde:

L : Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

$$6\text{m} \cdot 23.5 \text{ kN/m}^3 > 8 \cdot 0.4 \text{ MPa} / \pi$$

Reemplazando

UCS estimado 28 días: 4MPa

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

$$141264 \text{ Pa} > 1019108 \text{ Pa}$$

$$F.S = 7.2$$

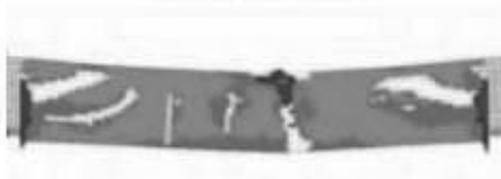
Sigma t: 0.4 MPa

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 6 M Y 4 MPa

Flexural Failure



$$\left(\frac{L}{d}\right)^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left[\frac{L}{d}\right]^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Reemplazando:

$$\frac{6^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (0.4 \text{ MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5 \text{ kN/m}^3}$$

Donde:

$$2.94 > 9.71$$

L : 6m

$$F.S = 3.3$$

$$\sigma_t : 0.4 \text{ MPa}$$

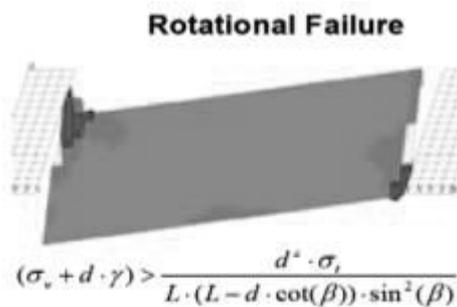
No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

$$\sigma_c : 0 \text{ carga de confinamiento conservador}$$

$$\gamma : 23.5 \text{ kN/m}^3$$

$$\sigma_v : 0$$

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 6 M Y 4 MPa

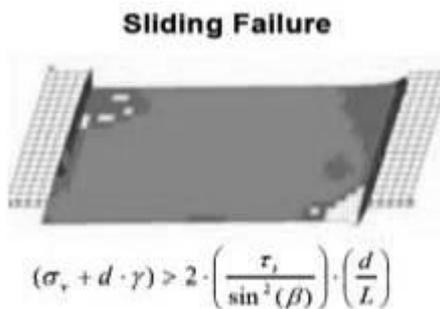


Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 6 M Y 4 MPa



Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)} \right] \cdot \left[\frac{d}{L} \right]$$

$$(0 + 3.5m \cdot 23.5 \text{ kN/m}^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38 \text{ MPa}}{\sin^2(90)} \right] \cdot \left[\frac{3.5m}{4m} \right]$$

Donde:

$$L : 6m$$

$$\sigma_t : 0.4 \text{ MPa}$$

$$\sigma_c : 0.5$$

$$\gamma : 23.5 \text{ kN/m}^3$$

$$\sigma_v : 0$$

$$B : 90^\circ$$

$$\tau_t : 0.38 \text{ MPa}$$

Reemplazando:

$$0.08 \text{ MPa} > 0.44 \text{ MPa}$$

$$F.S = 5.4$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

h) LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL DE 6M DE ANCHO Y 2 MPa

CAVING FAILURE – ACTUAL 6 M Y 2 MPa

Caving Failure



$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

UCS estimado 28 días:
2MPa

Sigma t: 0.2 MPa

Donde:

L : Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m.)

σ_t : Resistencia a la tracción del concreto

σ_c : Presión del confinamiento de las cajas (techo y piso)

γ : Densidad del concreto (2.32 tn. / m³)

σ_v : Carga vertical sobre la losa

Se tendrá caving cuando se cumpla la siguiente relación:

$$L \cdot \gamma > 8 \cdot \sigma_t / \pi$$

$$6\text{m} \cdot 23.5\text{kN/m}^3 > 8 \cdot 0.2\text{MPa} / \pi$$

Reemplazando

$$141264\text{ Pa} > 509554\text{ Pa}$$

$$F.S = 3.6$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por caving no ocurrirá

FLEXURAL FAILURE-ACTUAL 6 M Y 2 MPa

Flexural Failure



$$\left(\frac{L}{d}\right)^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

Donde:

L : 6m

σ_t : 0.2 MPa

σ_c : 0 carga de confinamiento conservador

γ : 23.5 kN/m³

σ_v : 0

Se tendrá flexural failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$\left[\frac{L}{d}\right]^2 > \frac{2 \cdot (\sigma_t + \sigma_c)}{\sigma_v + d \cdot \gamma}$$

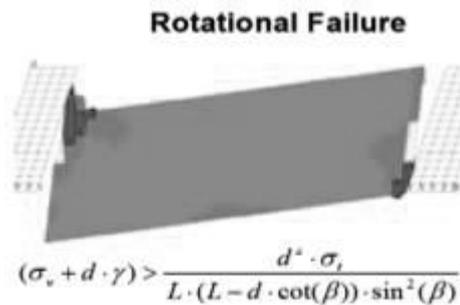
Reemplazando:

$$\frac{6^2}{3.5} > \frac{2 \cdot (0.2\text{MPa} + 0)}{0 + 3.5 \cdot 23.5\text{kN/m}^3}$$

$$2.94 > 4.85$$

$$F.S = 1.7$$

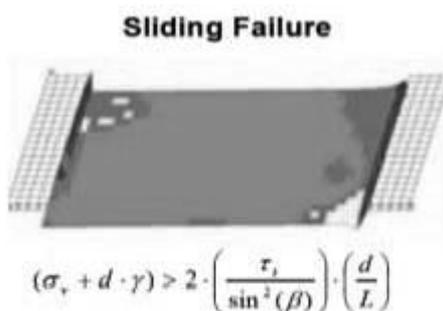
No se cumple la relación por lo tanto falla por flexión no ocurrirá.

ROTATIONAL FAILURE-ACTUAL 6 M Y 2 MPa

Se tendrá rotational failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > \frac{d \cdot \sigma_t}{L \cdot (L - d \cdot \cot(\beta)) \cdot \sin^2(\beta)}$$

NO APLICA

SLIDING FAILURE-ACTUAL 6 M Y 2 MPa

Se tendrá sliding failure cuando se cumpla la siguiente relación:

$$(\sigma_v + d \cdot \gamma) > 2 \cdot \left[\frac{\tau_t}{\sin^2(\beta)} \right] \cdot \left[\frac{d}{L} \right]$$

$$(o + 3.5m \cdot 23.5kN/m^3) > 2 \cdot \left[\frac{0.38MPa}{\sin^2(90)} \right] \cdot \left[\frac{3.5m}{6m} \right]$$

Reemplazando:

$$0.08MPa > 0.44MPa$$

$$F.S = 5.4$$

Donde:

$$L : 6m$$

$$\sigma_t : 0.2MPa$$

$$\sigma_c : 0.5$$

$$\gamma : 23.5 kN/m^3$$

No se cumple la relación por lo tanto falla por deslizamiento no ocurrirá.

$\sigma_v : 0$ $B : 90^\circ$ $\tau\tau : 0.38 \text{ MPa}$

3.7.2: ANÁLISIS DE LA RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN DE LA LOSA

Para el análisis de las resistencias de las losas en condición actual de tomaron los siguientes datos de laboratorio:

Tabla N° 4: Resistencia a la compresión de testigos cilíndricos de concreto

N° de ensayo	Fecha de muestreo	Trazabilidad				Resistencia a la compresión (Kg/cm ²)					
						f'C a 1 Días		f'C a 7 Días		f'C a 28 Días	
		Zona	Labor	N° de mixer	Nivel	R1	R2	R3	R4	R5	R6
1	17/01/2017	BAJA	RP_06(-)	PHU-19	1200	170.84	164.71	316.77	301.54	467.50	493.76
2	28/01/2017	BAJA	RP_04(-)	PHU-19	1250	182.07	175.35	321.72	320.39	489.02	494.60
3	4/02/2017	BAJA	TJ_600	T-57	1200	171.36	173.33	332.11	331.52	519.60	512.38
4	9/02/2017	BAJA	XC_548.	PHU-21	1200	191.88	194.49	353.36	348.77	548.98	547.39
5	13/03/2017	BAJA	BP_1200_E	PHU-19	1200	182.68	189.80	348.01	335.58	515.61	506.68
6	8/04/2017	BAJA	TJ_600 X AC_083	M-39	1200	176.05	176.41	314.70	321.83	422.55	429.75
7	25/05/2017	ALTA	SN_22_E	M-39	1250	150.85	159.84	299.23	315.47	463.92	451.98
8	27/06/2017	BAJA	CA_721_C	T-57	1250	194.45	203.46	343.28	343.40	476.04	467.73
9	1/07/2017	ALTA	XC_195	PHU-18	1225	173.71	162.42	323.44	339.37	497.85	459.45
10	4/07/2017	ALTA	AC_041	PHU-18	1200	217.57	208.48	339.26	353.02	530.54	495.21
11	6/07/2017	ALTA	RP_045	PHU-18	1200	202.14	200.45	343.82	345.12	465.43	478.89
12	22/07/2017	BAJA	TJ_500 X AC_145	M-39	1200	170.68	169.39	360.00	355.51	493.75	475.90
13	3/08/2017	ALTA	AC_545 X BP_540_W	M-04	1200	183.35	180.00	336.70	329.57	449.35	464.95
14	3/08/2017	ALTA	AC_545 X BP_540_W	M-04	1225	150.36	154.50	293.25	2679.73	463.44	464.70
15	3/08/2017	ALTA	AC_545 X BP_540_W	M-04	1200	217.14	215.58	347.18	341.03	499.50	492.44
16	9/08/2017	ALTA	AC_544_B	M-04	1200	190.60	191.24	316.45	310.41	467.88	460.48
17	19/08/2017	BAJA	TJ_600 X AC_135	M-39	1200	188.83	179.07	326.58	344.59	477.98	468.58

18	21/08/2017	BAJA	CA_V_125	PHU-19	1250	138.55	143.71	259.60	284.21	443.56	432.00
19	22/08/2017	ALTA	AC_9950	PHU-11	1200	168.61	169.27	313.46	299.78	477.41	487.53
20	23/08/2017	ALTA	SN_549 X AC_549	T-26	1200	162.00	165.16	312.13	317.58	487.87	452.89
21	30/08/2017	BAJA	TJ_1100 X AC_1012	T-57	1200	239.57	267.63	361.10	351.89	463.30	491.58
22	6/09/2017	BAJA	XC_548	T-58	1200	167.68	169.38	318.80	300.76	438.57	434.49
23	13/09/2017	BAJA	CA_505	PHU-19	1250	152.80	153.40	275.39	279.24	449.53	433.00
24	16/10/2017	BAJA	BP_1150 X XC_506	T-82	1250	183.48	180.67	298.94	313.45	447.67	456.24
25	15/11/2017	BAJA	AC_1012_C	T-57	1225	165.26	159.42	320.38	304.12	490.05	481.21
26	16/11/2017	BAJA	CA_B_721	PHU-18	1200	185.99	177.81	310.86	287.62	488.42	482.88
27	28/11/2017	ALTA	RP_20	PHU-18	1200	206.22	203.19	342.40	322.22	471.32	486.15
28	4/12/2017	BAJA	TJ_082	T-189	1200	153.84	146.23	265.63	260.57	471.08	473.45
29	5/12/2017	BAJA	XC_048	T-189	1200	208.19	202.50	332.91	347.40	515.78	494.00

a) **Prueba de normalidad**

Según la teoría, cuando el valor de P es mayor al nivel de significación ($P > 0.05$), los valores de la muestra siguen una distribución normal. En los siguientes gráficos se aprecia que los valores de la resistencia a la compresión efectivamente siguen dicha distribución.

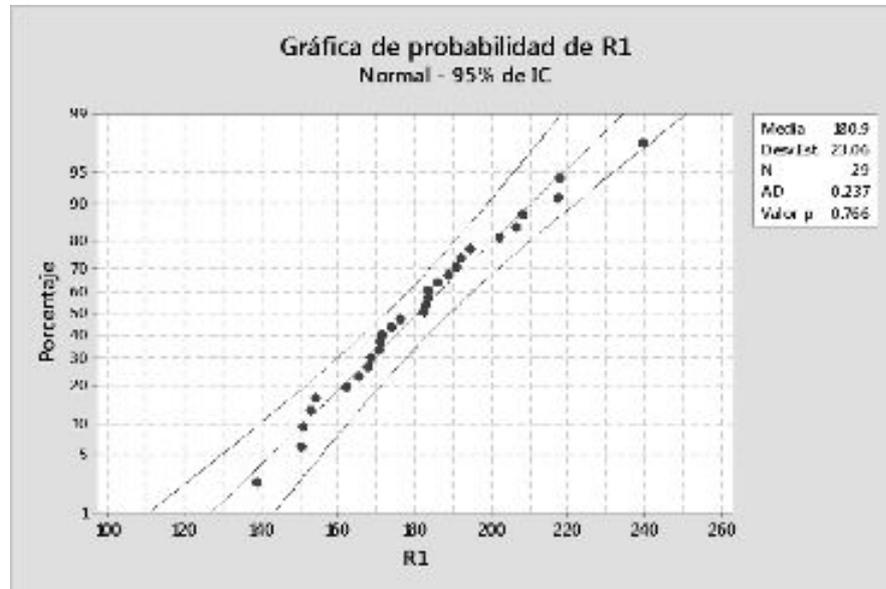


Gráfico N° 3.1: Prueba de normalidad para la resistencia a la compresión al primer día

Fuente: Elaboración propia

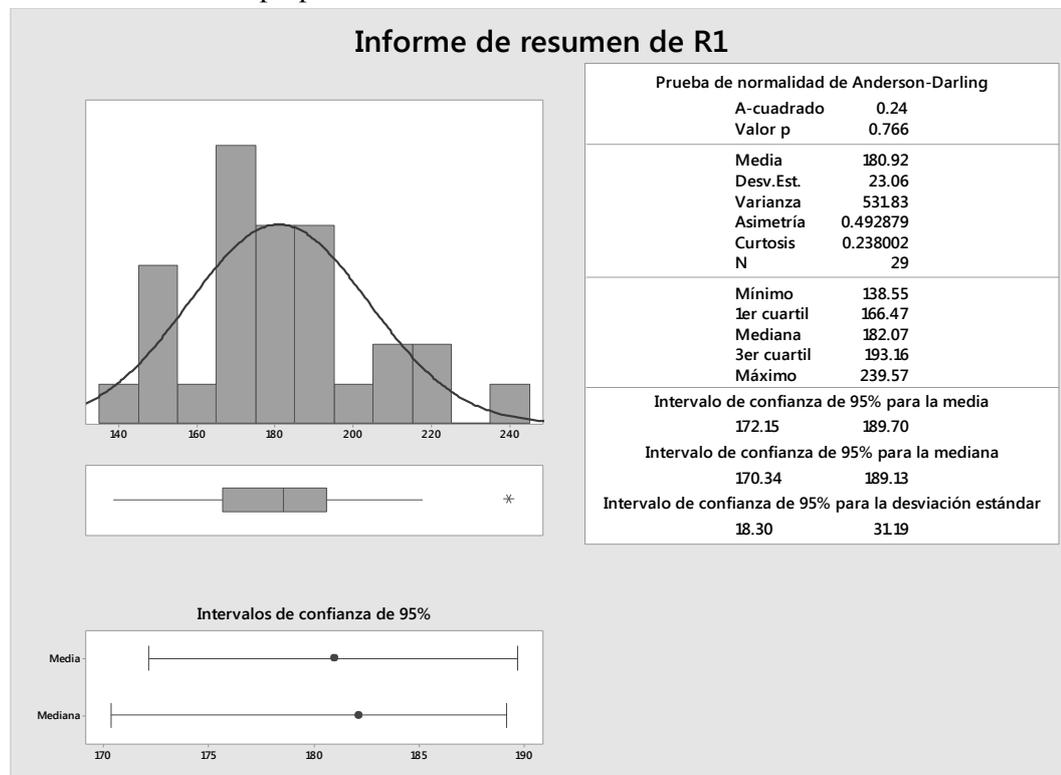


Gráfico N°3.2: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling

Fuente: Elaboración propia

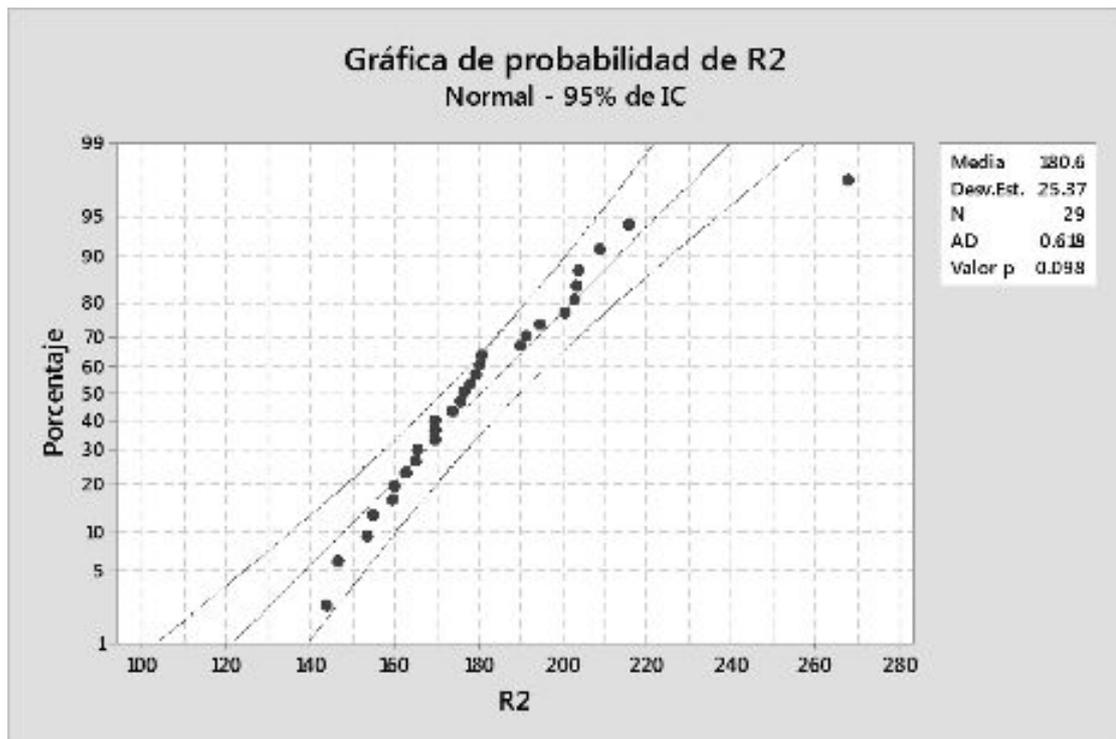


Grafico N° 3.3: Prueba de normalidad para la réplica de resistencia a la compresión al primer día

Fuente: Elaboración propia

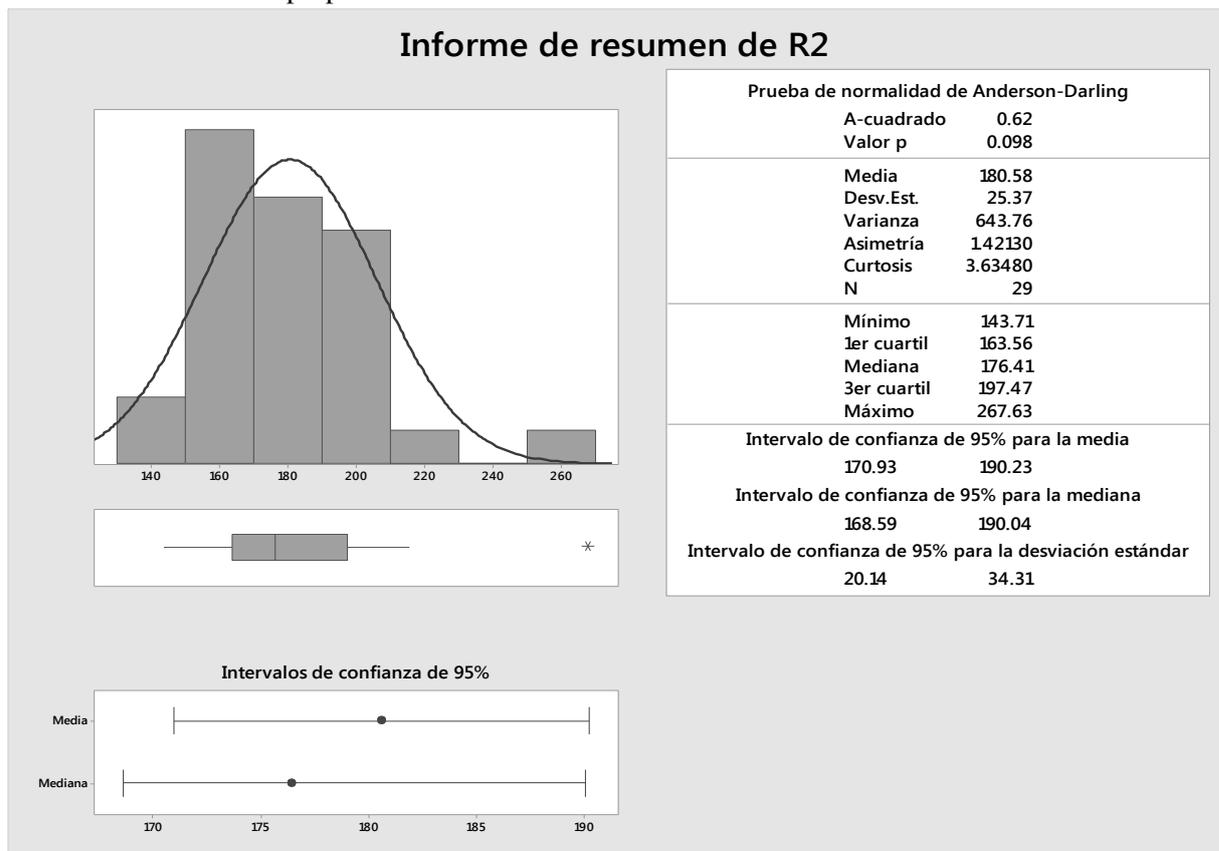


Grafico N°3.4: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling

Fuente: Elaboración propia.

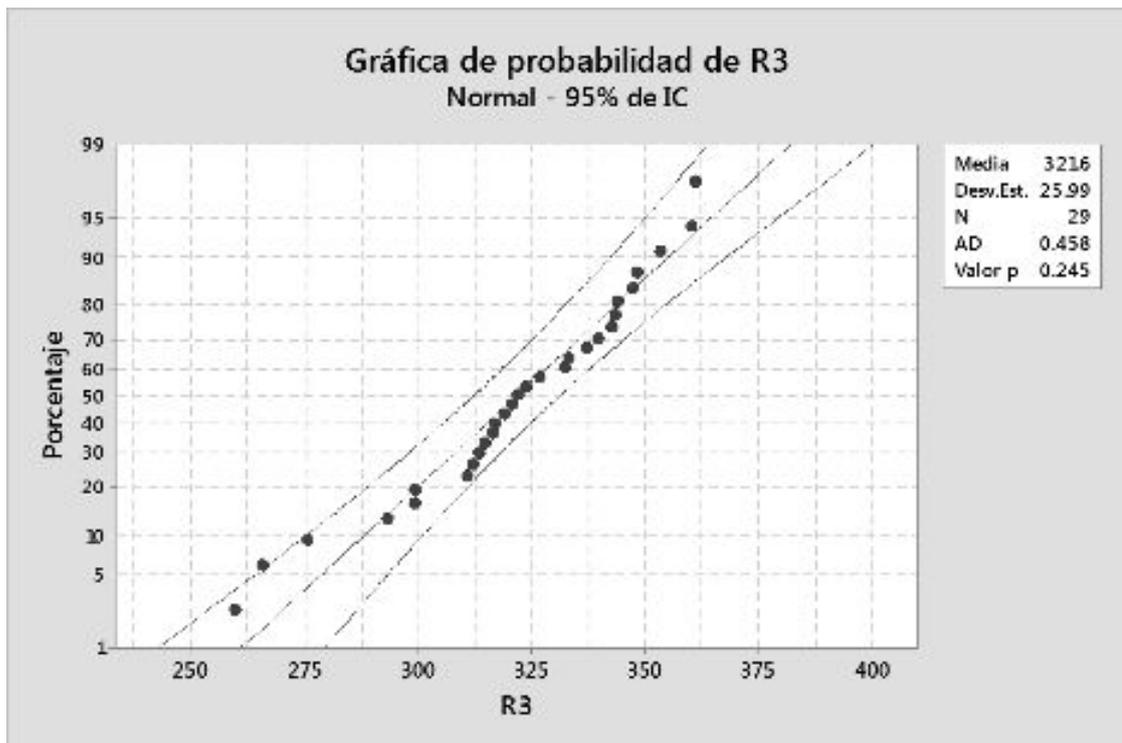


Grafico N°3. 5: Prueba de normalidad para la resistencia a la compresión a los 7 días

Fuente: Elaboración propia

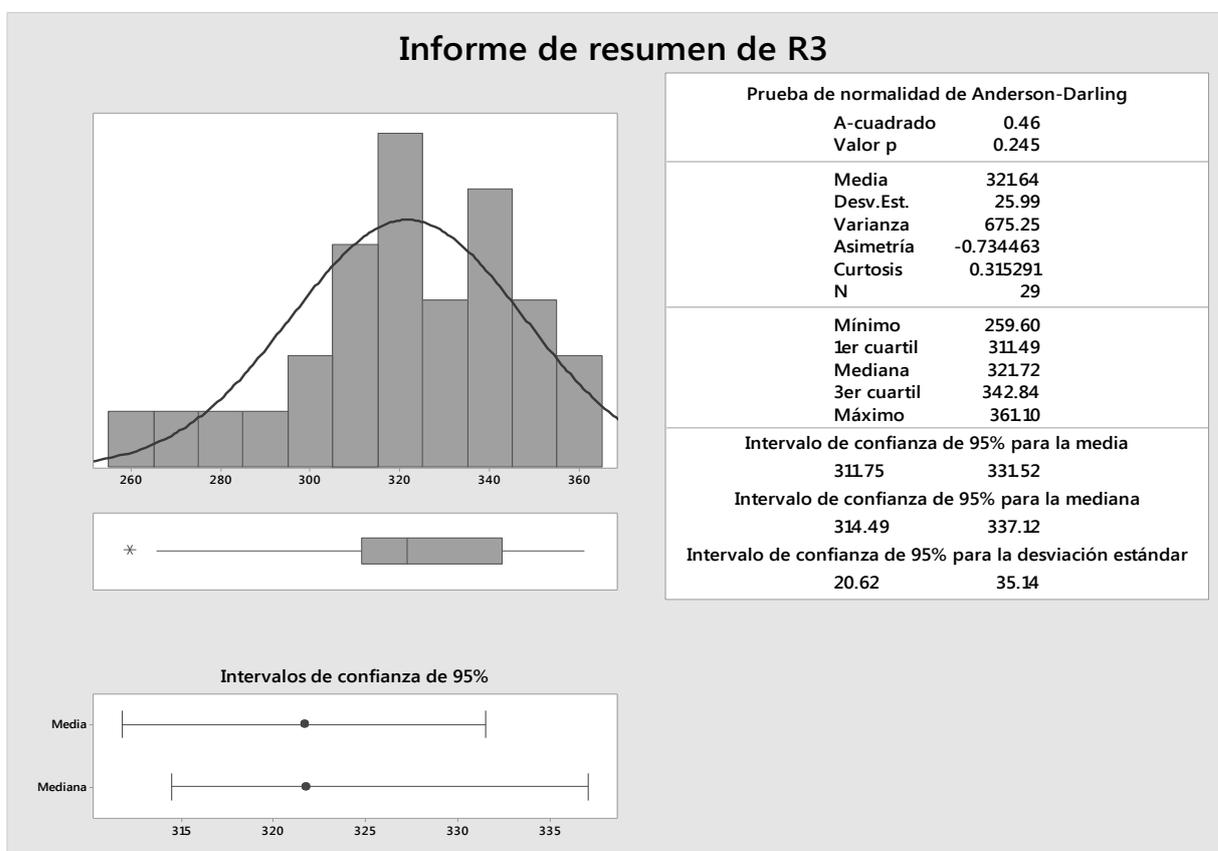


Grafico N°3.6: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling

Fuente: Elaboración propia

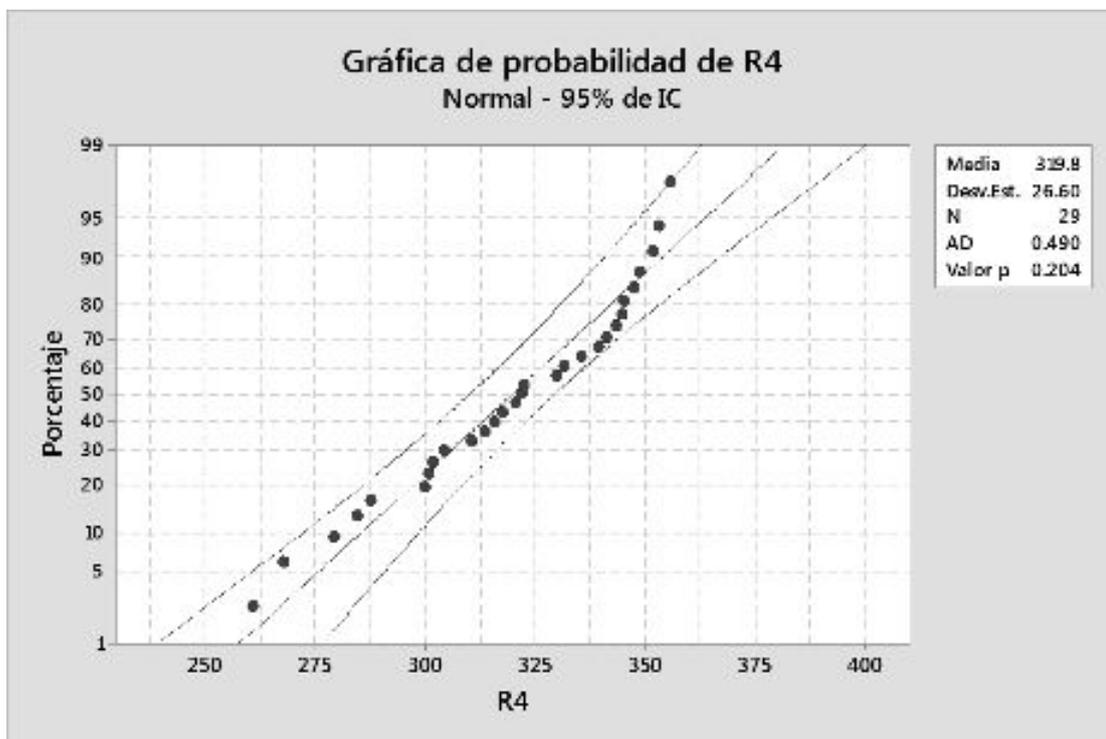


Gráfico N°3.7: Prueba de normalidad para la réplica de resistencia a la compresión a los 7 días

Fuente: Elaboración propia

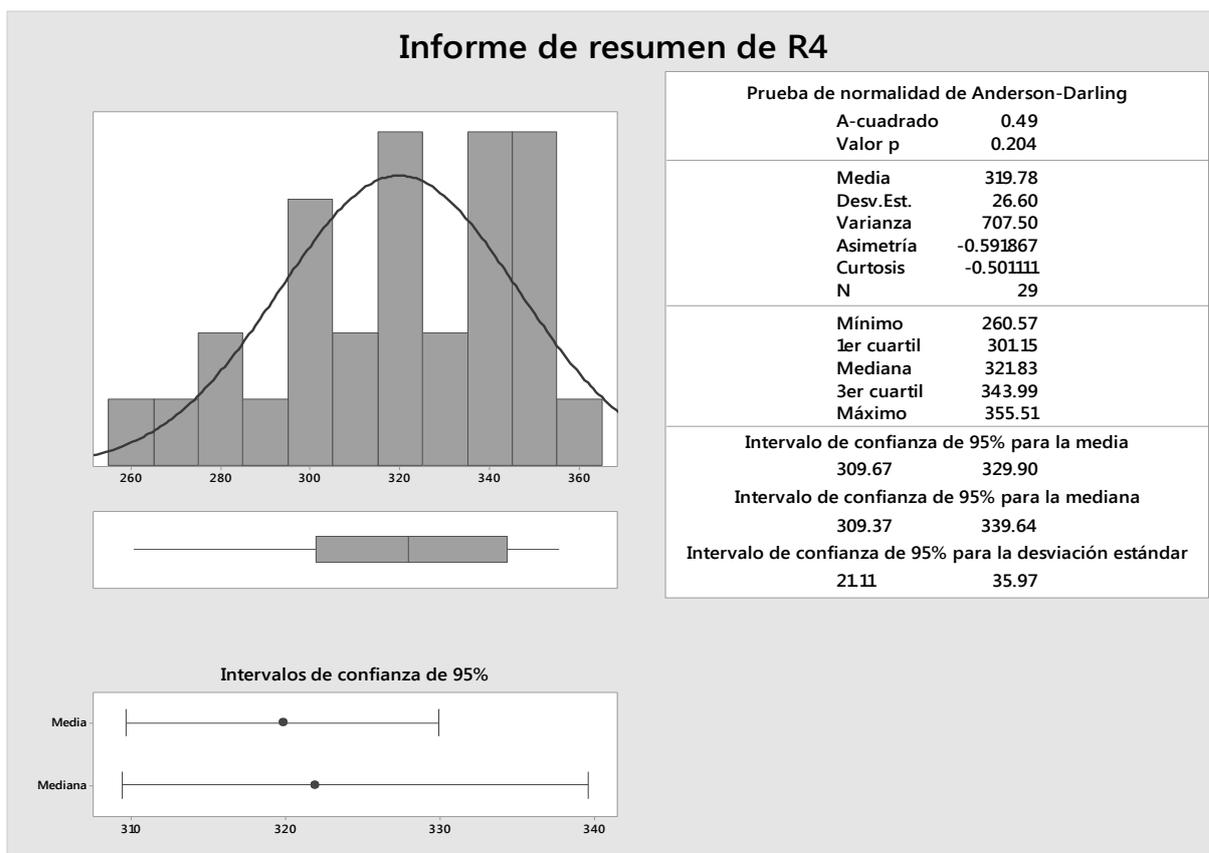


Gráfico N° 3.8: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling

Fuente: Elaboración propia

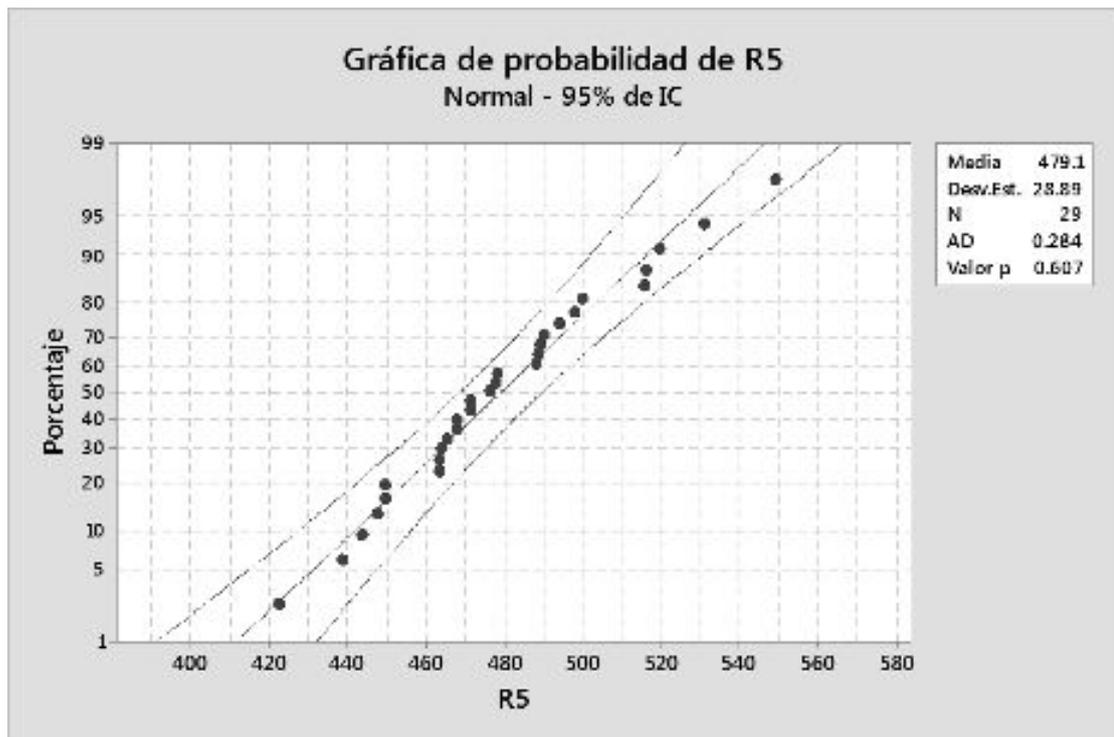


Gráfico N° 3.9: Prueba de normalidad para la resistencia a la compresión a los 28 días

Fuente: Elaboración propia

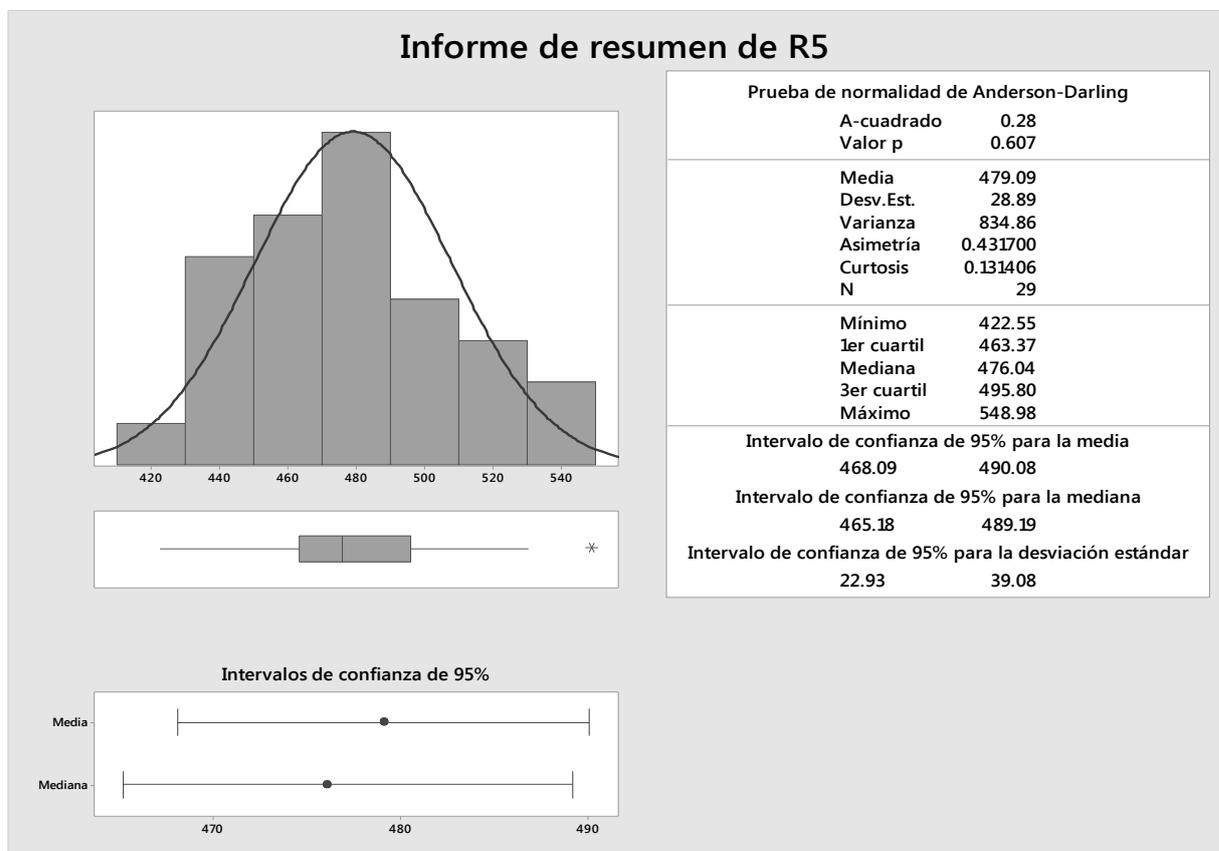


Gráfico N° 3.10: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling

Fuente: Elaboración Propia

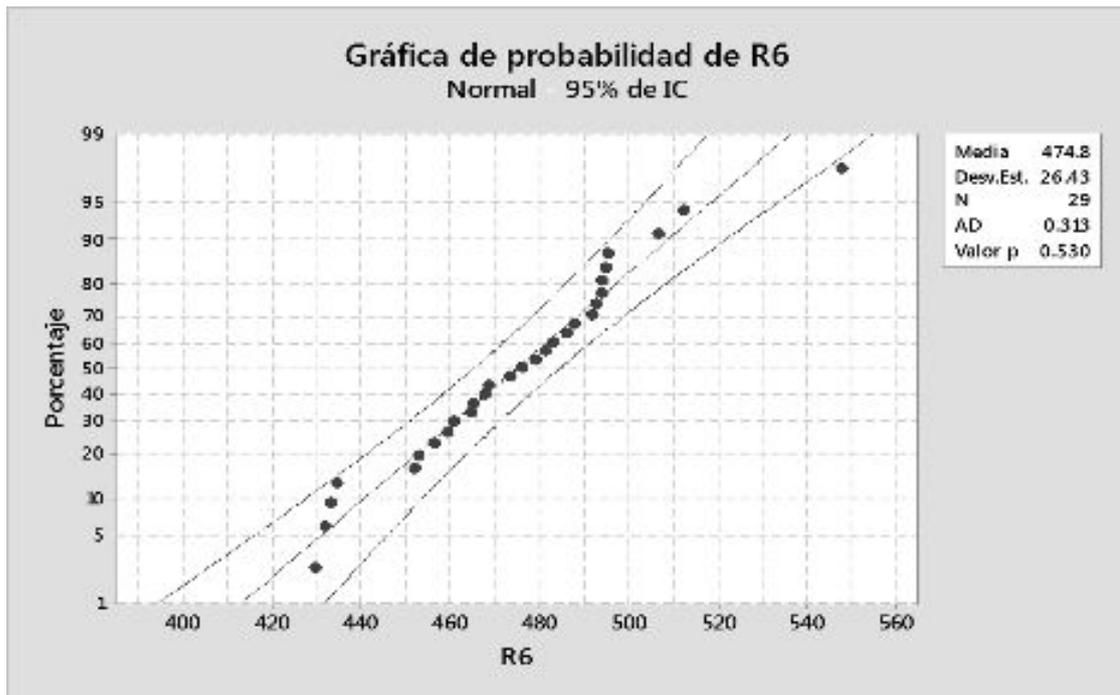


Gráfico N° 3.11: Prueba de normalidad para la réplica de resistencia a la compresión a los 28 días

Fuente: Elaboración propia

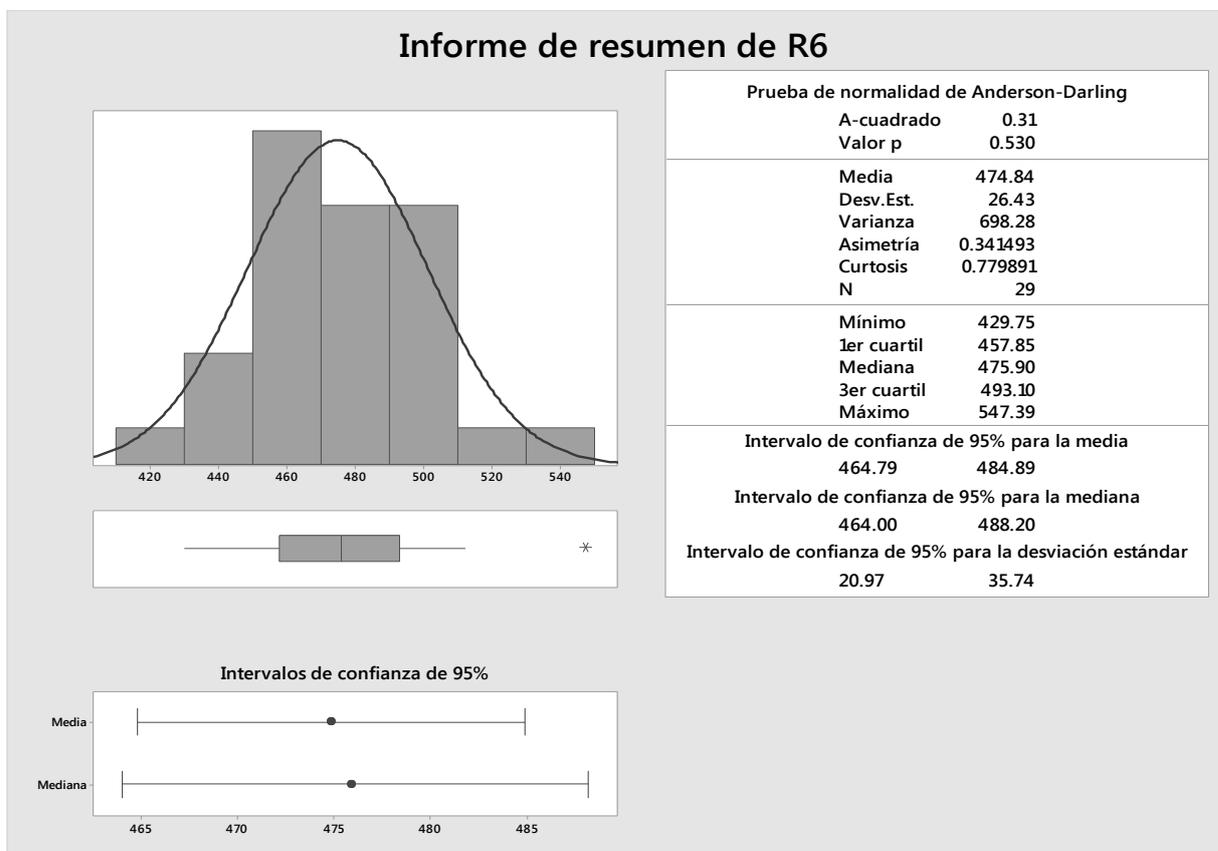


Gráfico N°3.12: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling

Fuente: Elaboración propia

b) Elección del diseño experimental

La posibilidad de los diseños de experimentos ofrece un método para investigar de forma simultánea los efectos de varias variables sobre una variable de salida (respuesta). Estos experimentos consisten en una serie de ensayos o test en los que se llevan a cambios dirigidos de las variables de entrada o factores, y en cada ensayo se recopilan datos. Para nuestro estudio tomaremos el programa estadístico “Meet Minitab[®]16”.

Aquí se puede simplificar si los anteriores puntos se identificaron de manera adecuada. En este caso se empleará un diseño de experimentos factoriales completo, con 2 factores ($k=2$), 3 niveles para cada factor y 2 réplicas para cada xperimento.

Cuadro N°3.18: Datos aleatorios para el diseño factorial

DIA	NIVEL	RESISTENCIA
DIA1	1200	170.84
DIA1	1225	150.36
DIA1	1250	183.48
DIA7	1200	316.77
DIA7	1225	293.25
DIA7	1250	298.94
DIA28	1200	467.50
DIA28	1225	463.44
DIA28	1250	447.67
DIA1	1200	194.49
DIA1	1225	162.42
DIA1	1250	153.40
DIA7	1200	348.77
DIA7	1225	339.37
DIA7	1250	279.94
DIA28	1200	547.39
DIA28	1225	459.45
DIA28	1250	433.00

Fuente: Elaboración propia

Análisis de varianza

En la tabla del análisis ANOVA, el valor p (0,000) proporciona pruebas suficientes para decir que los días son los únicos factores que influyen en la resistencia de la losa.

Cuadro N°3.19: Regresión factorial general: RESISTENCIA vs. DÍA Y NIVEL

Información del factor						
Factor	Niveles	Valores				
DIA	3	1, 2, 3				
NIVEL	3	1200, 1225, 1250				
Análisis de Varianza						
Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p	
Modelo	8	278530	34816	53.4	0	
Lineal	4	276704	69176	106.11	0	
DIA	2	271214	135607	208	0	
NIVEL	2	5490	2745	4.21	0.051	
Interacciones de términos	2 4	1826	456	0.7	0.611	
DIA*NIVEL	4	1826	456	0.7	0.611	
Error	9	5868	652			
Total	17	284397				
Resumen del modelo						
S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)			
25.5334	97.94%	96.10%	91.75%			
Coeficientes						
Término	Coef	EE del		Valor T	Valor p	FIV
		coef.				
Constante	317.25	6.02		52.71	0	
DIA						
1	-148.08	8.51		-17.4	0	1.33
2	-4.41	8.51		-0.52	0.617	1.33
NIVEL						
1200	23.71	8.51		2.79	0.021	1.33
1225	-5.87	8.51		-0.69	0.508	1.33
DIA*NIVEL						
1 1200	-10.2	12		-0.85	0.418	1.78
1 1225	-6.9	12		-0.57	0.58	1.78
2 1200	-3.8	12		-0.31	0.761	1.78
2 1225	9.3	12		0.78	0.458	1.78

Fuente: *Elaboración Propia*

c) Análisis de resultados de los experimentos

Al finalizar cada uno de los experimentos se analizó la variable porcentaje de no conformes. En la tabla 17, debido a que los valores de P correspondientes a los factores día y nivel son menores al valor de alfa (α) que es 0.05, significa que estos influyen de manera significativa en la resistencia a la compresión de la losa. Además, el coeficiente de determinación indica que el 96.10% de la variación de la resistencia es afectado por el factor día. Se llega a la misma conclusión observando el diagrama de Pareto mostrado en el gráfico 13, pues los valores más significativos son los que sobrepasan el factor Fisher o la línea de referencia del diagrama.

El diagrama de Pareto nos explica, que los factores que contribuyen con la variabilidad de la resistencia del relleno cementado. Son día y nivel. Según el gráfico el factor más influyente son los días que pasan el relleno va aumentando su resistencia hasta alcanzar el máximo valor a los 28 días. Y los niveles de la mina influyen en menor medida

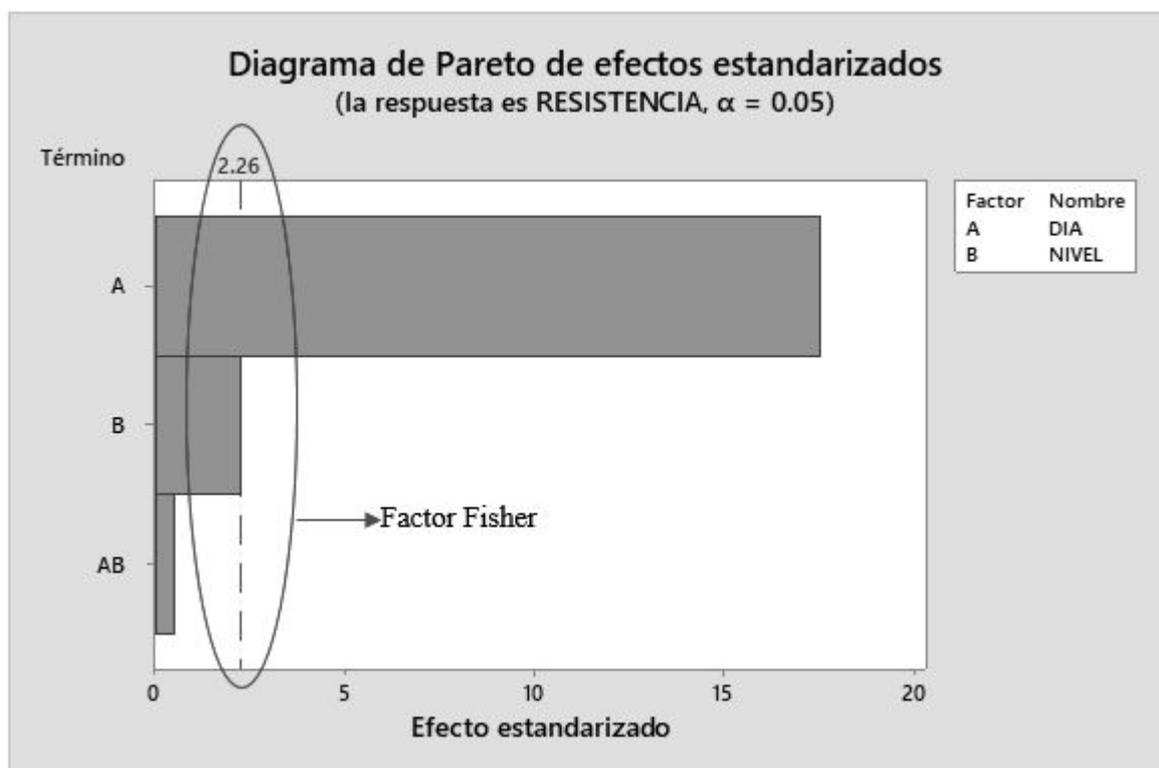


Grafico N°3.13: Diagrama de Pareto para el diseño factorial completo.

Fuente: Elaboración propia

d) Validación del análisis de varianza (ANOVA)

Para validar los resultados de la ANOVA, en las figuras 14, 15 y 16 se comprueba la normalidad de los valores residuales. En la figura 14 debido a la prueba de normalidad Anderson-Darling, se observa que los puntos se aproximan a la línea de normalidad y se requiere que P sea mayor a 0.785 para que haya evidencia de que los datos no sigan una distribución normal. En la figura 15 se muestra que los residuos tienen una dispersión irregular, esto se deba a que la losa alcanza su

máxima resistencia a los 28 días de endurecimiento, lo cual influye en la toma de datos. En la figura 16 se observa la aleatoriedad de los datos, con lo que podrían considerarse válidos los resultados de la ANOVA.

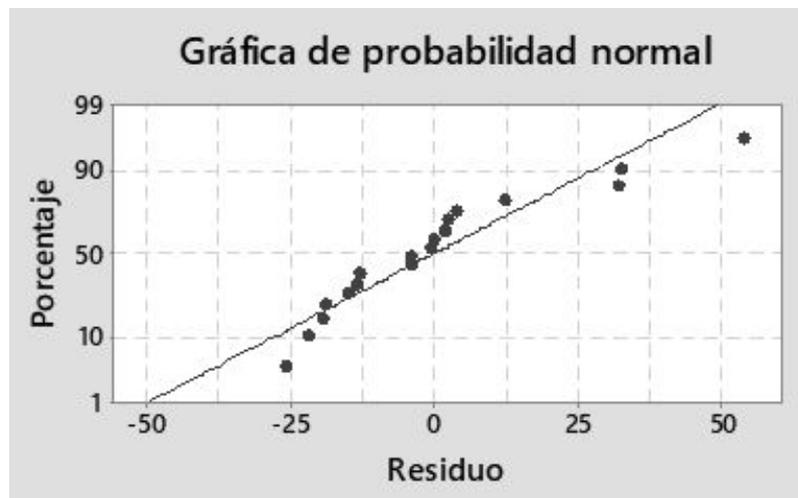


Gráfico N° 3.14: Normalidad de residuales.

Fuente: Elaboración propia.

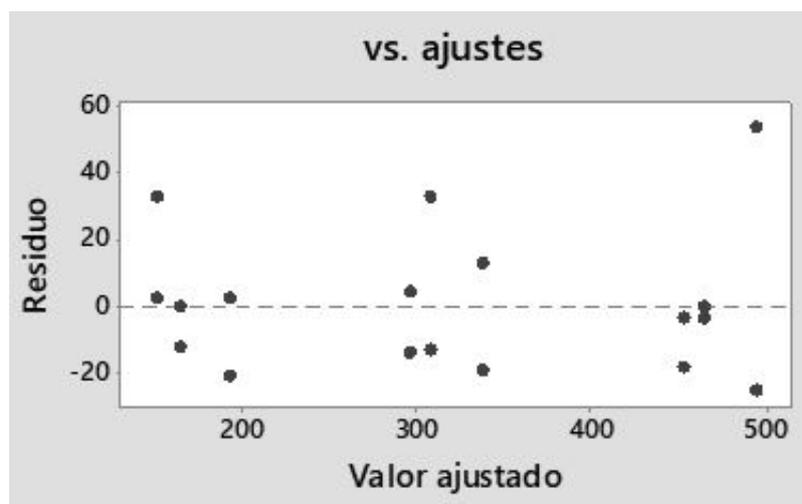


Gráfico N°3.15: Gráfica de dispersión de residuales.

Fuente: Elaboración propia

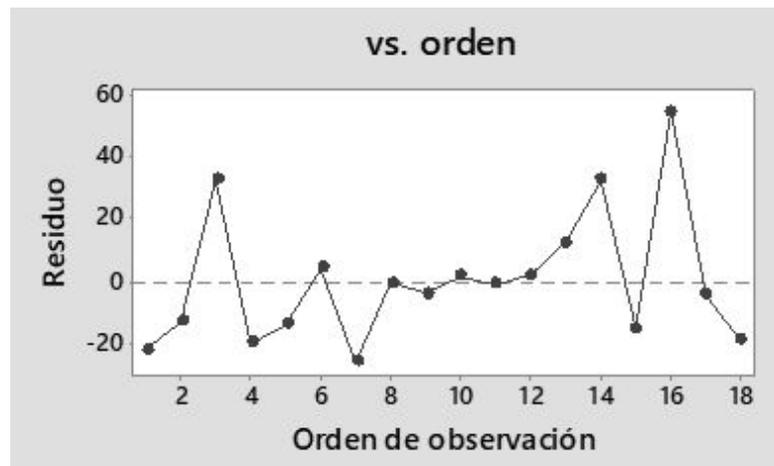


Gráfico N° 3.16: Gráfica de aleatoriedad de

Fuente: Elaboración propia

3.7.2. INSTRUMENTOS DE LA INVESTIGACIÓN(Ensayos de laboratorio)

A) Ensayos para agregados (ASTM c 136 – NTP 400.012)

Este análisis determina la distribución del tamaño de las partículas o granos que constituyen un material. Esta distribución se analiza en base a su porcentaje de su peso total.

❖ Método de ensayo:

Mediante este ensayo se determina la granulometría tanto del agregado fino, como del agregado grueso.

❖ Equipos:

- Una balanza de alta precisión de 0.1 gr.
- Recipientes para muestras de más de 1000 gr.
- Juego de tamices conformados por las mallas: N° 200, N° 100, N°60, N° 40, N° 30, N° 20 y N°10.
- Brochas.
- Cucharones.
- Palana.
- Bandejas de metal.
- Horno de secado termostáticamente controlado, capaz de mantener una temperatura de $100\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5\text{ }^{\circ}\text{C}$.

❖ Preparación de la muestra:

Se homogeniza y cuartea el agregado fino en estudio para separarlo en 05 grupos de 500 gr cada uno, con la finalidad de realizar 05 pruebas de tamizado.

Procedimiento:

Se pesan las muestras requeridas, para luego colocarla en la estufa a una temperatura de $110\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5\text{ }^{\circ}\text{C}$, por un lapso de 24 horas y con la finalidad de extraer la humedad presente en la muestra (9% de humedad presente en la muestra).

Se coloca la muestra en la malla superior del juego de tamices, dispuestos en forma decreciente, según abertura, se procede al tamizado en forma manual y se toma nota de los pesos que se obtiene.

Si el tamizado se realiza en forma mecánica, se toma cada tamiz con tapa y base, imprimiéndoles diferentes movimientos de vaivén. No se permite en ningún caso, presionar las partículas con la mano para que éstas pasen a través del tamiz.

Si en el transcurso de un minuto no pasa más de 1% en peso del tamizado se dará por concluida.

B) Módulo de finura (ASTM C 136 – NTP 400.012)

Este método de ensayo se utiliza para determinar la graduación de materiales propuestos para su uso como agregados o que están siendo utilizados como agregados. Los resultados se usan para determinar la conformidad de la distribución por tamaños de partículas con los requisitos aplicables de la especificación requerida y para proporcionar los datos necesarios para el control de la producción de varios productos de agregados y de mezclas que contengan agregados. Los datos también pueden ser útiles para desarrollar relaciones concernientes a la porosidad y al acomodo de partículas.

Especificaciones técnicas:

El módulo de finura varían entre 2.2 y 2.8 con este ensayo se obtienen concretos de buena trabajabilidad y reducida segregación.

Los módulos de finura que tienen valores entre 2.8 y 3.2 son los más indicados para producir concretos de alta resistencia. Donde un valor menor que 2,0 indica una arena fina 2,5 una arena de finura media y más de 3,0 una arena gruesa. Para nuestro tema de investigación se tiene un módulo de finura de 2.04, la que corresponde a arena fina.

Determinación de secado del agregado fino (ASTM C 136) Equipos:

- Balanza con sensibilidad de 0.1 gr y capacidad no menor de 1 kg.
- Frasco volumétrico, cuya capacidad sea 1000 cm³ calibrado hasta 0.10 cm³ a 20° C.
- Molde cónico, metálico, diámetro menor 4 cm, diámetro mayor 9 cm y altura 7.5 cm.
- Varilla de metal, con un extremo redondeado de (25+-) gr de peso.

❖ Preparación de la muestra:

Se coloca aproximadamente 1000 gr de agregado fino, obteniendo del agregado que se desea ensayar a través de un cuarteo, después se seca al horno y luego se satura. Luego de saturado se

extiende sobre una superficie plana expuesta a una corriente suave de aire tibio y remuévala con frecuencia hasta lograr un secado uniforme, se continuará esta operación hasta que los granos finos no se adhieran marcadamente entre sí. Luego se coloca el agregado fino en forma suelta en el molde cónico se golpea la superficie suavemente 25 veces con varilla de metal y se levanta el molde verticalmente. Si existe humedad libre, el cono del agregado fino mantendrá su forma. Se sigue secando, revolviendo constantemente y se prueba a intervalos frecuentes hasta que el cono se derrumbe al quitar el molde.

C) Expresión de resultados agregado fino

Peso específico de masa

$$Pe = \frac{w_o}{V - Va}$$

Donde:

Pe: peso específico de masa

V: volumen del frasco

Wo: peso en el aire de la muestra secada en estufa(gr)

Va: peso en (gr) o volumen (cm³)del agua añadida al frasco

Peso específico de masa saturada con superficie seca

$$Pesss = \frac{500}{V - Va}$$

Donde:

Pesss: peso específico del material saturado con superficie seca

V: volumen del frasco (cm³)

Wo: peso en el aire de la muestra secada en estufa (gr)

Va: peso en (gr) o volumen (cm³) del agua añadida al frasco

Peso específico aparente

$$Pea = \frac{w_o}{(V - Va) - (500 - w_o)}$$

Donde:

Pea: peso específico aparente

V: volumen del frasco (cm³)

Wo: peso en el aire de la muestra secada en estufa (gr)

Va: peso en (gr) o volumen del agua añadido al frasco

Porcentaje de absorción

$$Abs = \frac{500 - w_o}{w_o} \times 100$$

Donde:

Abs: porcentaje de absorción

V: volumen del frasco (cm³)

Wo: peso en el aire de la muestra secada en estufa (gr)

Va: peso en (gr) o volumen del agua añadida al frasco

❖ Elaboración de las probetas de concreto para pruebas de resistencia a la compresión (NORMA: ASTM C 31, NTP 339.033)

Material y equipo:

- Mezcla de concreto.
- 1 molde cilíndrico de 6 pulg. X 12 pulg.
- Varilla metálica de 5/8 pulg. X 60 cm.
- Palana pequeña.

Procedimiento:

- Se coloca el molde de concreto sobre una superficie plana.
- Se vierte una capa de concreto hasta un tercio del volumen del molde.
- Se apisona con la varilla de acero liso dando 25 golpes distribuidos uniformemente sobre toda la mezcla.
- En seguida se coloca otras dos capas con el mismo procedimiento a 1/3 del volumen y consolidado, de manera que la barra penetre en la capa inmediata inferior en aproximadamente 1".
- En la última capa se coloca material en exceso para luego enraizar con la barra de acero.

A) ASENTAMIENTO (SLUMP) – (ASTM C 143-78)

El ensayo de consistencia del concreto o “slump test”, sirve para evaluar su capacidad para adaptarse con facilidad al encofrado que lo va a contener manteniéndolo homogéneo con un mínimo de vacíos. El procedimiento se explica ampliamente en la norma ASTM C 143 – 78 “Slump of Portland Cement Concret”, la clasificación de la mezcla según consistencia se describe en la siguiente tabla.

Cuadro N°3.20: Clasificación de las mezcla de concreto por consistencia.

Consistencia	Asentamiento	Observaciones
Seca a rígida	0 – 3	Difícil de trabajar
Medianamente	3 – 8	Apropiado para las zapatas
Plásticas	8 – 12	Encofrados amplios y pavimentos
Fluida o suelta	12 – 15	Compactación por chuseado

Fuente: Elaboración propia

Equipo:

- El molde tiene forma de tronco de cono.
- El molde se construye con plancha de acero galvanizado, para facilitar la operación.
- Para compactar el concreto se utiliza una barra lisa de 16 mm de diámetro y 600 mm de longitud y punta semiesférica.

Procedimiento:

- Se coloca el cono sobre una superficie lisa (plancha metálica) horizontal no absorbente.
- Se humedece el interior del cono.
- Se coloca las manos en las asas superiores del cono y se ejerce presión y de la misma manera pisando las aletas inferiores y manteniéndolo inmóvil.
- Se vierte una capa de concreto hasta un tercio del volumen.
- Con la barra de acero de 60 cm de larga x 3/8” de diámetro se apisona aplicando dos capas con el mismo procedimiento a 1/3 del volumen y consolidando de manera que la barra en la capa inmediata inferior en aproximadamente 1”.

B) ENSAYOS PARA EL CONCRETO ENDURECIDO

B.1) RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL

El reglamento ACI 318 para el concreto indica que, a los 7 días, el resultado de un ensayo de resistencia a la compresión uniaxial es estadísticamente conforme cuando cumple las dos condiciones siguientes:

- $f_{CENSAYO} > f_{CDISEÑO} - 35 \text{ (Kg/cm}^2\text{)}$
- $f_{CPROMEDIO \text{ DE TRES ENSAYOS CONSECUTIVOS}} > f_{CDISEÑO}$

Para nuestro caso el $f_{CDISEÑO} = 160 \text{ Kg/cm}^2$

Aclarando que el valor de un ensayo se consigue al promediar los resultados de dos roturas de testigos. Además la temperatura de la probeta tiene que estar en el rango: $5^\circ < T < 32^\circ \text{C}$.

Para el cálculo de la resistencia a la compresión uniaxial de las probetas se utiliza una prensa hidráulica, pero previamente las probetas tienen que pasar por el proceso de curado.

Figura N°3.24: Prensa hidráulica.



Figura N°3.24: Prensa hidráulica.

Fuente: Informe de prácticas – 2010, UNSMM

CAPITULO V

RESULTADOS

4.1. Descripción de los resultados

A continuación se presentan los resultados de la investigación en base a la información recogida mediante las técnicas e instrumentos de diseño en datos cuantitativos de análisis descriptivo del programa estadístico Meet Minetab[®]16, las que se objetivan mediante cuadros estadísticos, gráficos de acuerdo a la hipótesis de trabajo y su relación con cada una de las variables.

Análisis N° 1.- Tras la evaluación de la estabilidad de las losas para diferentes anchos de minado se ha podido determinar que para potencias de menor dimensión (entre 4 a 6 m) los factores de seguridad son altos y para anchos de minado mayores de 10 m los factores de seguridad están más cercano al límite de estabilidad. En la tabla siguiente se muestran los factores de seguridad para condiciones actuales de relleno cementado.

Cuadro N°4.1: Factores de seguridad de las losas en condición actual

Ancho de la losa o ancho de minado	Falla por flexión	Falla por deslizamiento	Falla por desplome	Falla rotacional
18	1.5	1.8	9.6	No aplica
15	2.1	2.1	11.5	No aplica
10	4.8	3.2	17.3	No aplica
6	13.2	5.4	29.9	No aplica
4	29.7	8.1	43.3	No aplica

Fuente: Elaboración propia

Asimismo se ha evaluado los factores de sensibilidad del factor de seguridad para diferentes valores de la resistencia de las losas, considerando el ancho de minado máximo 6m, donde se ha considerado la resistencia optima de losa asciende de 2 a 8 MPa

Tabla N°4.2: Factores de seguridad de losas en condición actual

Ancho de losa o ancho de minado	Resistencia de la losa	Falla por flexión	Falla por deslizamiento de interface losa-roca	Falla por desplome	Falla rotacional
6	8	6,6	5,4	14,4	No aplica
6	4	3,3	5,4	7,2	No aplica
6	2	1,7	5,4	3,6	No aplica

Fuente: Planta de relleno cementado de la UEA DE Andaychagua

Análisis N° 2.- La prueba de normalidad se realiza con el objetivo de conocer si los datos proceden de una población normal.

Cuadro N°4.3: Resumen del valor p

DIAS	RESISTENCIA	DESV. EST	VALOR P
1	R1	23.06	0.766
	R2	25.37	0.098
7	R3	25.99	0.245
	R4	26.60	0.204
28	R5	28.89	0.607
	R6	26.43	0.530

Fuente: Elaboración propia

Como se puede observar en el cuadro 4.3 los valores p son superiores a 0.05, por lo tanto los datos si proceden de una distribución normal.

El estadístico Anderson-Darling mide qué tan bien siguen los datos de una distribución específica. Para un conjunto de datos y distribución en particular, mientras mejor se ajuste la distribución a los datos, menor será este estadístico. Utilizamos el estadístico de Anderson-Darling para determinar si los datos cumplen el supuesto de normalidad para una prueba t.

Las hipótesis para la prueba de Anderson-Darling son:

- H0: Los datos siguen una distribución especificada
- H1: Los datos no siguen una distribución especificada

Utilizamos el valor p correspondiente para probar si los datos provienen de la distribución elegida. Si el valor p es menor que el nivel de significancia elegido ($\alpha=0.05$), entonces rechazamos la hipótesis nula.

Cuadro N°4.4: Resumen de la prueba de normalidad de Anderson-Darling

DIAS	RESISTENCIA	DESV. EST	VALOR P	INTERVALO DE CONFIANZA PARA LA MEDIA
1	R1	23.06	0.766	172.15 - 189.70
	R2	25.37	0.098	170.93 - 190.23
7	R3	25.99	0.245	311.75 - 331.52
	R4	26.60	0.204	309.67 - 329.90
28	R5	28.89	0.607	468.09 - 490.08
	R6	26.43	0.53	464.79 - 488.89

Fuente: Elaboración propia

Como se puede observar en la tabla N° 20, los valores p son mayores a nuestro nivel de significancia por tanto rechazamos la hipótesis alterna; es decir, que nuestros datos siguen una distribución normal para poder realizar una prueba t. Asimismo muestra el intervalo de confianza para la media a un 95% lo que significa que nuestros datos se encuentran dentro del rango sugerido.

Análisis N° 3.- Para determinar cuáles de los factores que contribuyen más con la variabilidad utilizamos el diagrama de Pareto para comparar la magnitud relativa y la significancia estadística de los efectos principales. El programa Mineta b nos grafica los efectos colocando sus valores absolutos decrecientes. La línea de referencia en la gráfica indica cuales son los efectos significativos ($\alpha=0.05$)

El diagrama de Pareto nos explica, que los factores que contribuyen con la variabilidad de la resistencia del relleno cementado. Son día y nivel. Según el grafico el factor más influyente son los días que pasan el relleno va aumentando su resistencia hasta alcanzar el máximo valor a los 28 días. Y los niveles de la mina influyen en menor medida

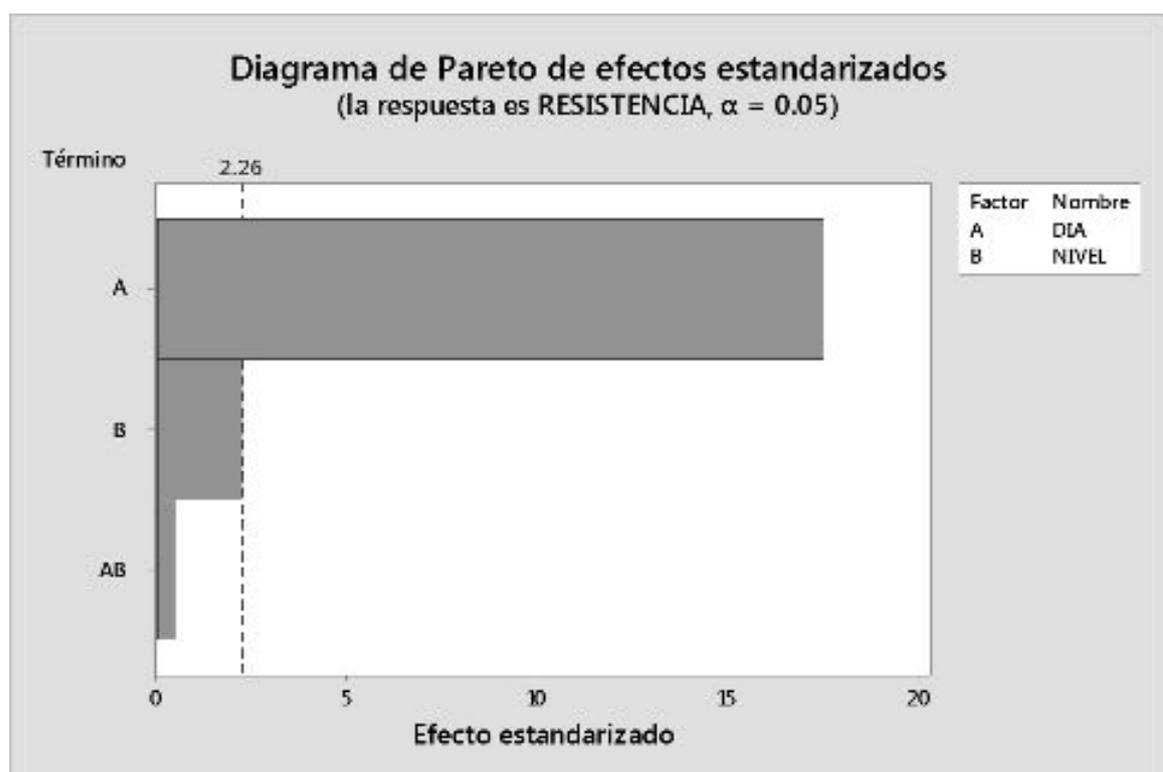


Grafico N°:4.1 Diagrama de Pareto

Fuente: elaboración propia

Como se aprecia en el gráfico, el único factor que afecta significativamente a la obtención de la resistencia a la compresión de las losas es el día ya que sobrepasa la línea de referencia o factor Fisher.

Cuadro N°4.5: Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
25.5334	97.94%	96.10%	91.75%

Fuente: Elaboración propia

4.2. Contratación de hipótesis

Con el objetivo de comprobar las hipótesis establecidas en el presente trabajo de investigación se aplica la prueba estadística utilizando el software estadístico Minitab 18.

4.2.1. Prueba de hipótesis

La prueba de hipótesis consiste en contrastar dos hipótesis estadísticas. Tal contraste involucra la toma de decisión acerca de las hipótesis. La decisión consiste en rechazar o no una hipótesis en favor de la otra.

a) Hipótesis nula estadísticas

$H_0: \mu = 160 \text{ kg/cm}^2$ (resistencia a la compresión de las losas)

Los efectos con la aplicación del relleno cementado **no** permitirán garantizar una explotación segura en el método de explotación corte y relleno descendente de la mina Andaychagua.

$H_1: \mu > 160 \text{ kg/cm}^2$ (resistencia a la compresión de las losas)

Los efectos con la aplicación del relleno cementado permitirán garantizar una explotación segura en el método de explotación corte y relleno descendente de la mina Andaychagua.

b) Nivel de significancia

Se aplicó la prueba de t de student con un nivel de significancia de $\alpha = 0.05$

c) Estadígrafo de prueba

Durante el estudio de las muestras evidenciamos que la población proviene de una distribución normal y que se desconoce la desviación poblacional. Entonces se aplica lo siguiente:

$$t = \frac{x - \mu}{s / \sqrt{n}} \rightarrow T(t, 0, 1, n - 1)$$

Dónde: $n-1$ → grados de libertad

d) Regla de decisión

La aplicación de la regla de decisión de la primera manera consiste en rechazar la Hipótesis Nula si la probabilidad de observar el estadístico de contraste es igual o menor a la probabilidad criterio ($\alpha = 0.05$).

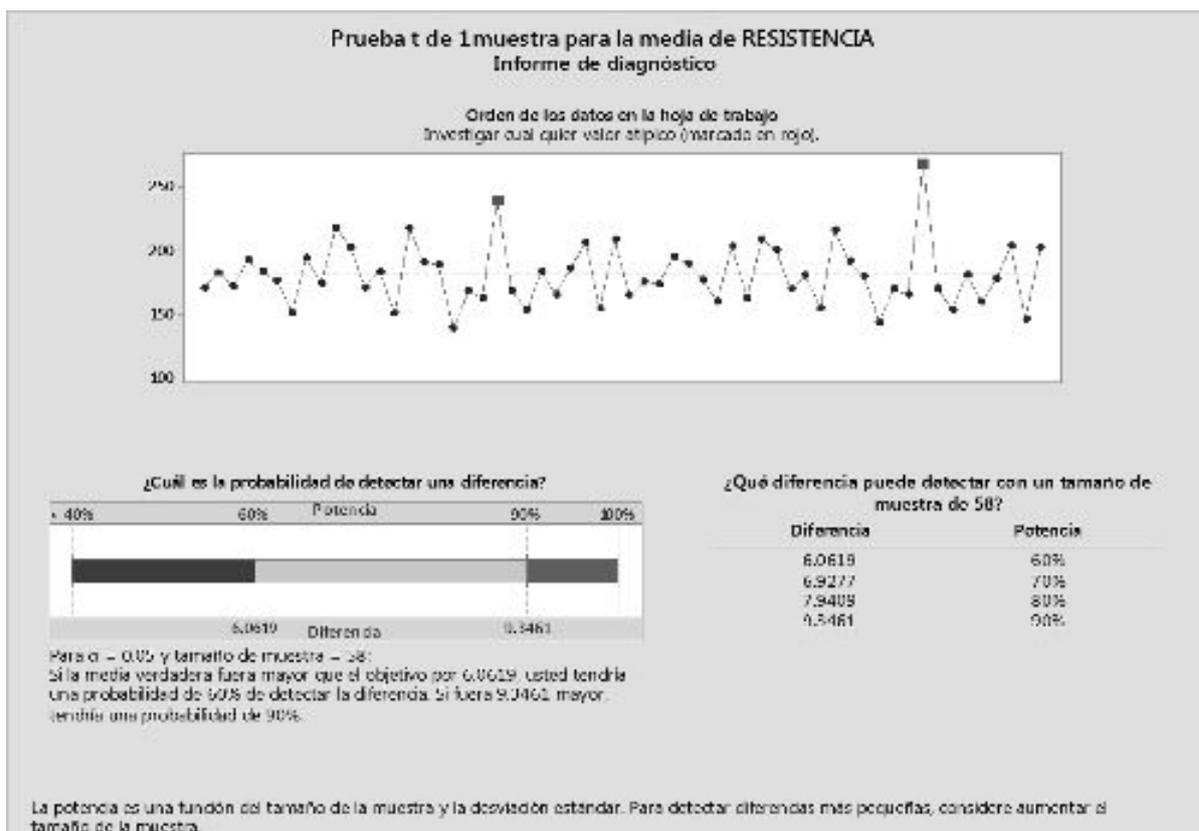
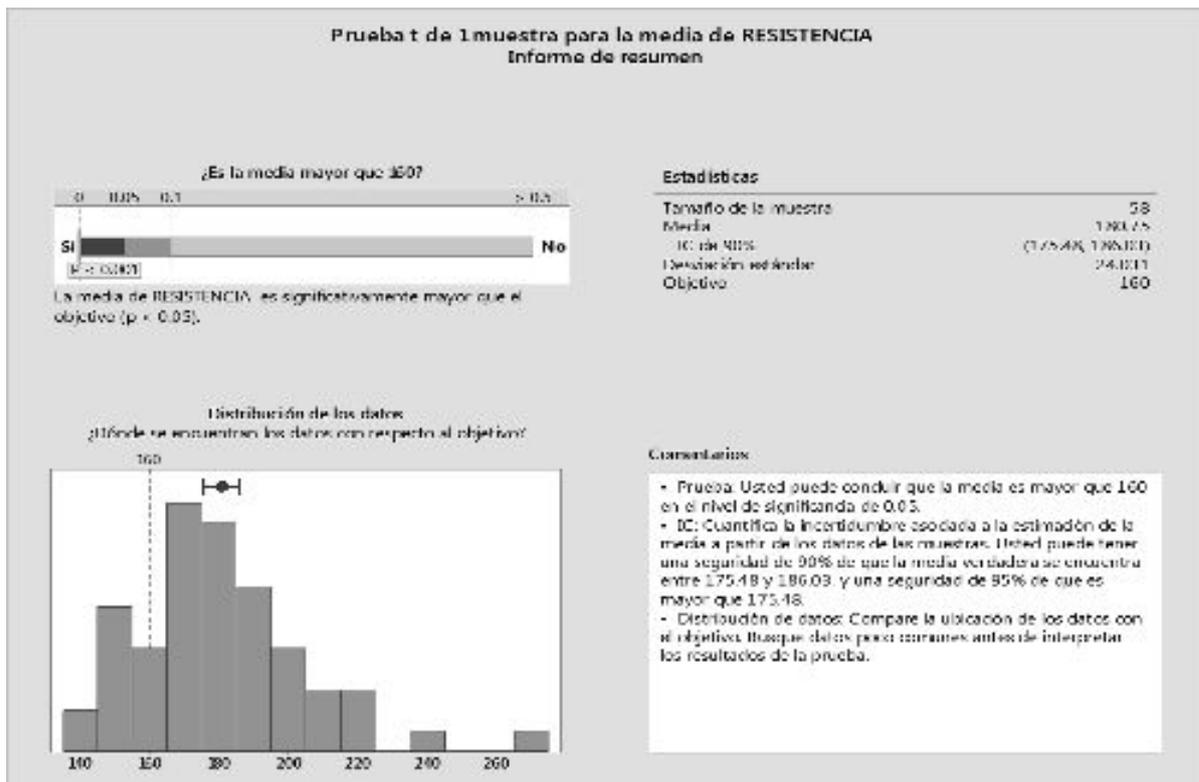


Grafico N°4.2: Prueba t para las resistencias de 1 día

Fuente: Elaboración propia

Análisis Como el valor muestral del estadígrafo de prueba, no cae en la zona de rechazo (grafico N° 18), se rechaza la hipótesis nula. Los datos proporcionados proporcionan suficiente evidencia de que la resistencia a la compresión promedio de las losas sea mayor a los 160 kg/cm² al 1 día.

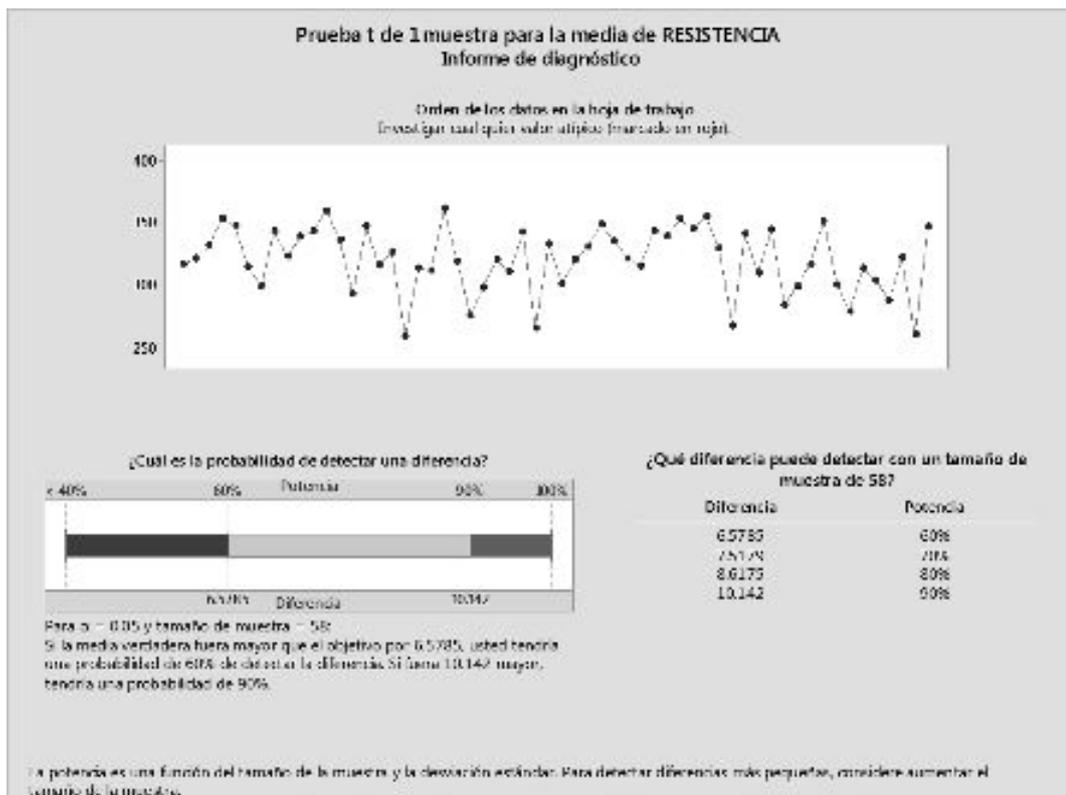
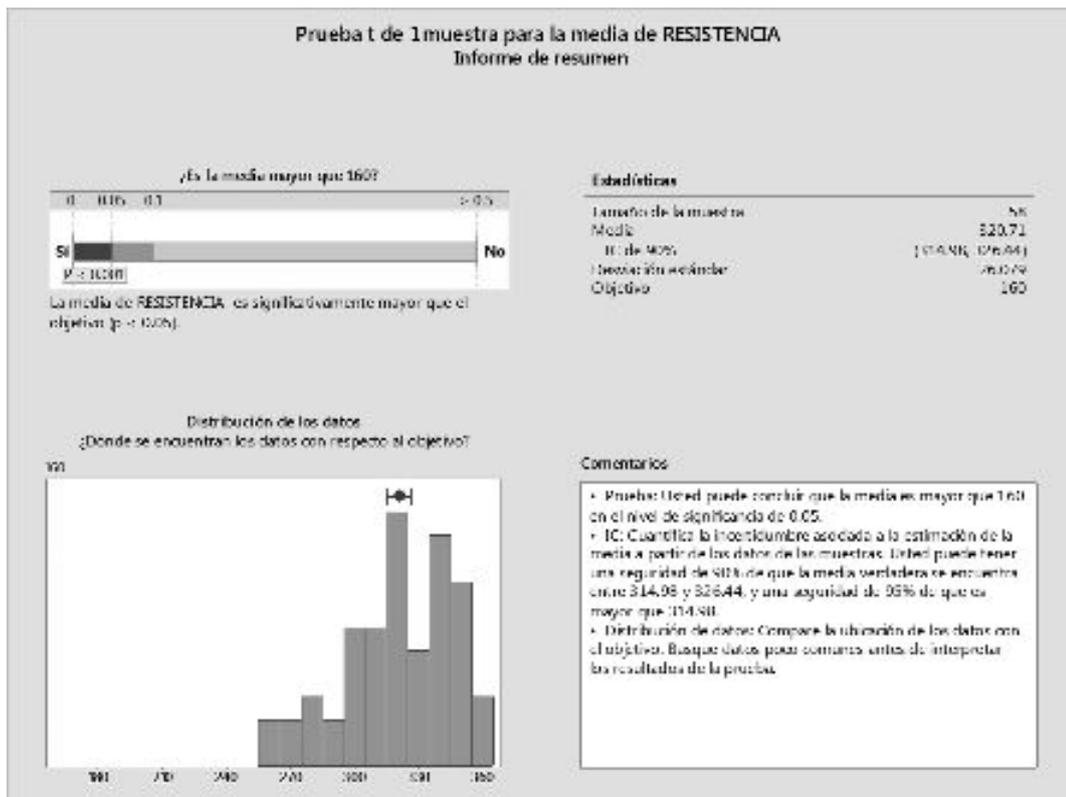


Grafico N°4.3: Prueba t para resistencias a los 7 días

Fuente: Elaboración propia

Análisis

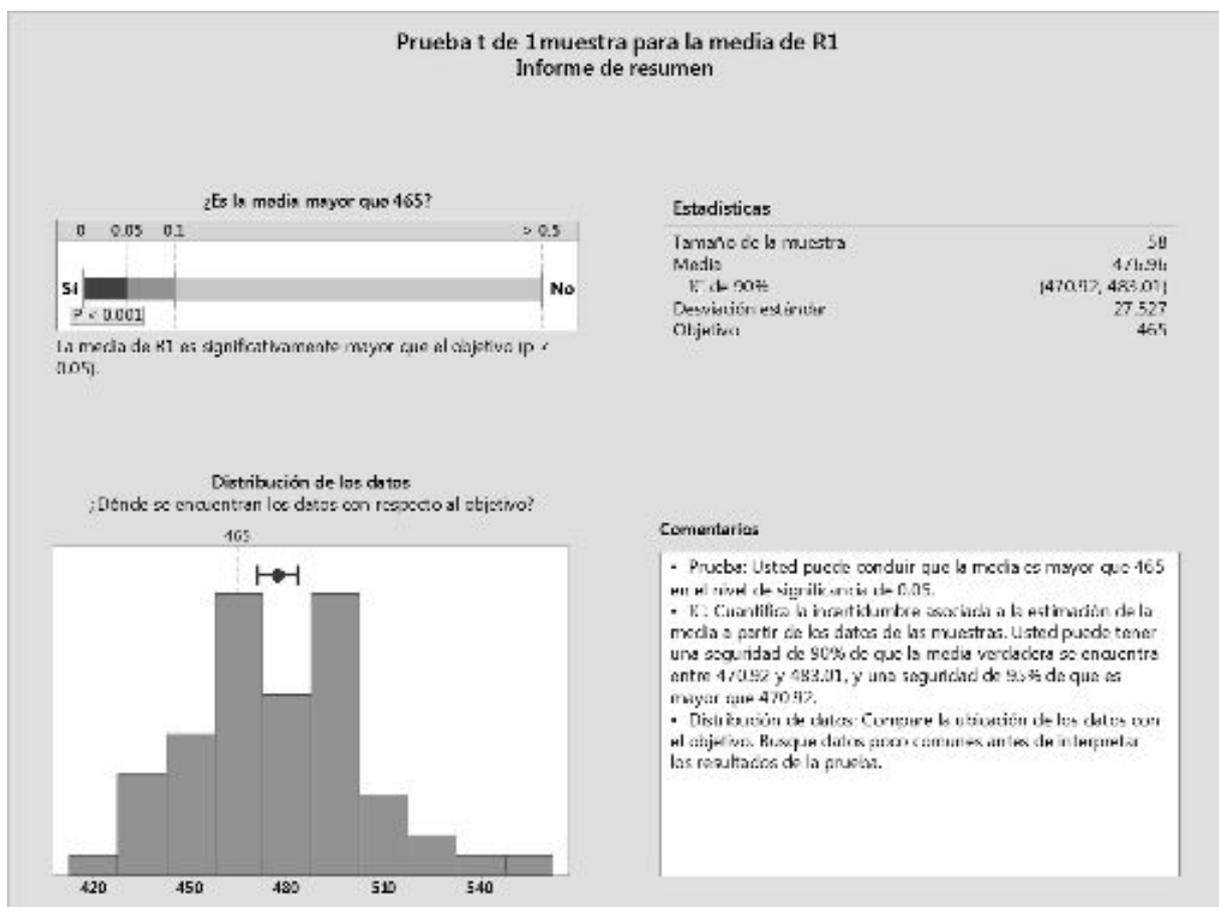
Como el valor muestral del estadígrafo de prueba, no cae en la zona de rechazo (grafico N° 19), se rechaza la hipótesis nula. Los datos proporcionan suficiente evidencia para afirmar que la resistencia a la compresión promedio de las losas va en incremento según pase los días.

Para determinar si las losas de relleno cementado tienen influencia a largo plazo, se realiza la prueba t a los 28 días ya que por teoría entendemos que a los 28 días el concreto alcanza su máxima resistencia a la compresión que es de 465 kg/cm² o aprox. 45 MPa. Para ello nuestro objetivo es que las resistencias a la compresión obtenidas en el transcurso de este trabajo de investigación sean mayores a 465 kg/cm²

$H_0: \mu = 465 \text{ kg/cm}^2$ (resistencia a la compresión de las losas)

$H_1: \mu > 465 \text{ kg/cm}^2$ (resistencia a la compresión de las losas)

Grafico N°20: Prueba t para las resistencias a los 28 días



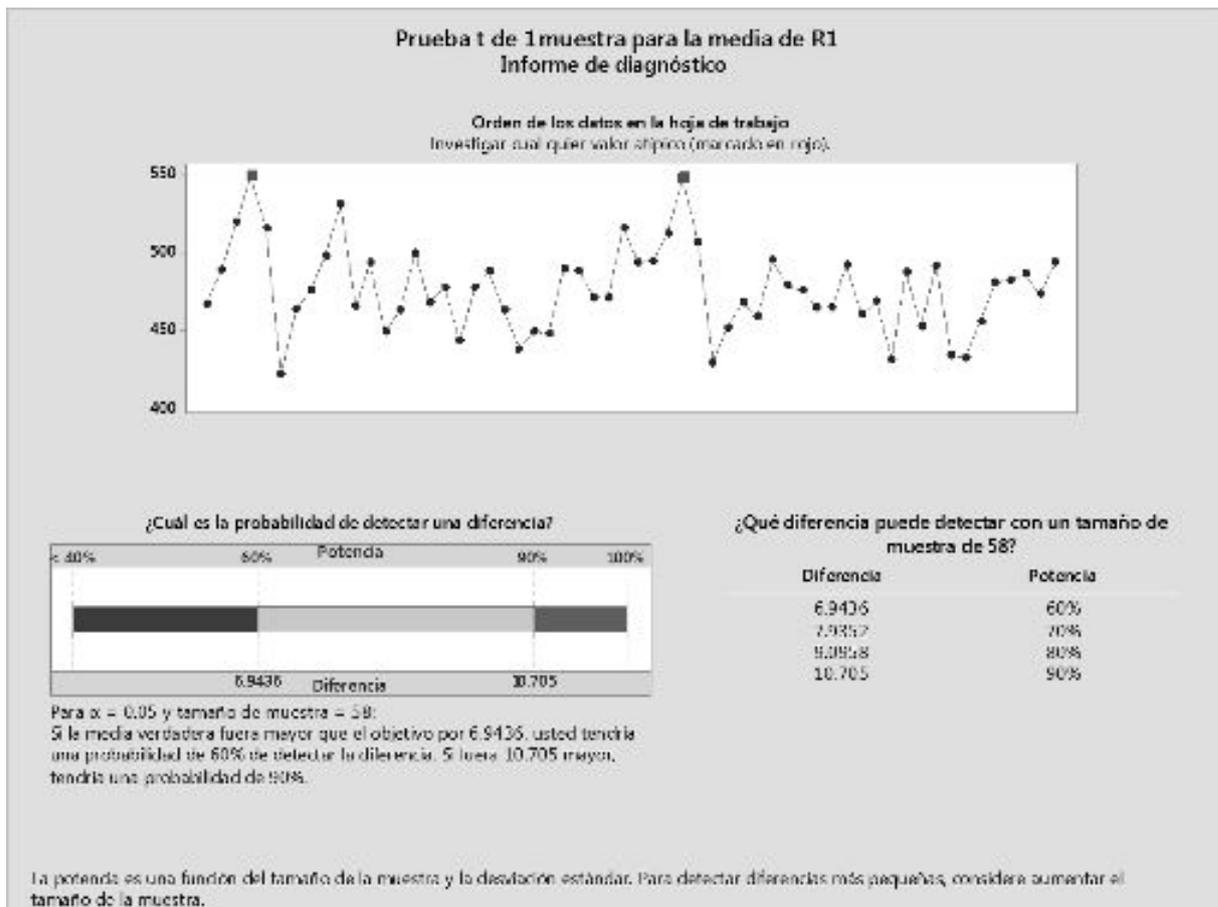


Grafico N°4.4: Prueba t para las resistencias a los 28 días

Fuente: Elaboración propia

Análisis

Como el valor muestral del estadígrafo de prueba, no cae en la zona de rechazo (grafico N° 20), se rechaza la hipótesis nula. Los datos proporcionan suficiente evidencia para afirmar que la resistencia a la compresión promedio de las losas llega a su máxima resistencia a los 28 días.

e) Decisión

Las muestras aportan suficiente evidencia con un nivel de significancia de 0.05, para decir que la media muestral de las resistencias de losas de relleno cementado obtenidos por el nuevo diseño ajustado de mezcla es mayor a 160 kg/cm^2 y 465 kg/cm^2 respectivamente.

4.3. Discusión y resultados

Al terminar este trabajo de investigación nos muestra que el nuevo diseño ajustado para la mezcla de la losa influye significativamente para obtención de la resistencia requerida que son 160 kg/cm^2 a los 1 día y 465 kg/cm^2 a los 28 días como resistencia máxima y de igual modo permitió la reducción de costos de extracción por tonelada de mineral en la UEA Andaychagua debido a que se reducen los pesos de insumos del diseño original.

Al rellenar la losa con 3.5m de altura con la mezcla de cemento se obtiene una resistencia mayor a los 160 kg/cm². Esto debido a que el relleno lleva un alma de fierro en la parte inferior que absorbe los esfuerzos de tracción que se genera a este luego de extraer la segunda etapa de acarreo.

La velocidad de minado se incrementó debido a que la fragua del relleno cementado o losa obtiene una resistencia superior 160 kg/cm² a los 1 día, es decir no hay tiempos muertos en la espera para que la losa alcance una resistencia adecuada. Asimismo se realiza un laboreo continuo, operaciones unitarias independientes, concentración de la producción en pocas labores.

Asimismo cabe mencionar que en el análisis de estabilidad de la losas obtenemos factores de seguridad alto cuyos valores se encuentran en la tabla N° 19, por lo tanto podemos garantizar que no ocurriría falla por flexión, falla por deslizamiento ni falla por desplome según se va avanzando con la explotación de la unidad minera Andaychagua.

La aplicación de este método nos permite elevar nuestra producción de 1000 TM/día a 1333 TM/día, con una inversión muy limitada en personal y maquinaria. Se mejoró la velocidad de minado, permitiendo su alta mecanización y también su bajo factor de carga. Este método permite obtener gran cantidad de toneladas de mineral en un solo disparo y tener reservas para que equipos de acarreo tengan una utilización por encima del 80%.

Por lo tanto en la hipótesis general se acepta la Hipótesis Alternativa H₁: Los efectos con la aplicación del relleno cementado permitirán garantizar una explotación segura en el método de explotación corte y relleno descendente de la mina Andaychagua debido a que nuestra media muestral se encuentra por encima de nuestro objetivo predeterminado.

CAPITULO V

5 Conclusiones y recomendaciones

5.1. Conclusiones

- Con respecto a nuestro Objetivo General según las estimaciones de la prueba(t) de las medias muestrales, del análisis se llegó a determinar que las resistencias a la compresión del relleno cementado están por encima de la resistencia teórica; es decir podemos tener la seguridad de un 90% de que la media verdadera se encuentra entre 175.48 kg/cm² y 186.03 kg/cm² y una seguridad de 95% de que es mayor que 175.48 kg/cm² lo cual nos permite garantizar una explotación segura en el método corte y relleno descendente de la unidad minera Andaychagua.
- En relación a nuestro objetivo específico “A”, según las estimaciones de la prueba “t” de las muestrales para la resistencia del relleno a los 28 días, tenemos la seguridad de un 90% de la media verdadera se encuentra entre 470.92 kg/cm² y 483.01kg/cm², y una seguridad del 95% de que es mayor de 470.92 kg/cm²; el cual se relaciona significativamente con la explotación de los niveles posteriores de extracción por que las losas están alcanzando su máxima resistencia y no ocurrirá fallas ni desplomes.
- Referente al objetivo específico “B”, en la actualidad se está trabajando con un nuevo diseño ajustado de mezcla (Cuadro N° 3.12) así que afirmaremos que la calidad del relleno cementado cumple un papel importante en la estabilidad del tajeo.
- Para nuestro objetivo específico “C”, según descripción y análisis de resultados se llegó a conocer que la resistencia de las losas a los “1 día” se encuentran por encima de nuestro objetivo que es 160 kg/cm² por lo tanto podemos concluir que si influye en la eficacia del método de explotación corte y relleno descendente ya que la aplicación del relleno cementado permite elevar nuestra producción de 1711 TM/día a 2011.45 TM/día, mejorando la velocidad de minado, puesto que permitió su alta mecanización.
- En cuanto al objetivo “D”, se realizó la evaluación sobre la estabilidad de las losas en el cual arroja valores elevados para el factores de seguridad (Cuadro N° 4.3), por lo tanto el relleno cementado influye significativamente en el estabilidad de la mina Andaychagua.
- Las losas son de 3,50 m de altura y se deja un espaciamiento de 1,0 m con respecto a la losa inmediatamente superior, (la longitud) de las losas es de 200 m y el ancho puede ser variable entre losa y losa, que va de 3,50 m hasta 15,00 m. Las longitudes de los vaciados varían entre 12 a 15 m, que son delimitados por un encofrado o tabique de madera. En algunos sectores de la losa, a lo largo del tajeo, se realiza el encofrado de una chimenea discontinua, con la finalidad de obtener una losa hueca para poder evaluar las posibles deformaciones y mejorar la ventilación dentro del tajeo.

- En el caso de la Sección 1, la Secuencia 3 de minado tiene similar probabilidad de aplicación que la Secuencia 2, debido a que produce los menores desplazamientos acumulados en la mayor parte de la caja techo. En este caso hay que tener en consideración de que esta sección representa las condiciones geomecánicas más favorables respecto a las otras dos secciones. Se debe tomar en cuenta las restricciones dadas en cuanto al ancho de los tajeos.
- En relación a las tres secuencias de avance del minado consideradas en los análisis realizados, la Secuencia 2 es la que se adapta mejor a los tres casos de secciones analizadas (Secciones 1, 2 y 3). Esta es la secuencia de avance del minado que convencionalmente se ha venido utilizando en Mina Andaychagua. En orden de aplicabilidad está la Secuencia 3 y después la Secuencia 1.

5.1. Recomendaciones

- Realizar estudios del macizo rocoso de las cajas piso y techo de acuerdo a la profundización (avance) de la mina, para determinar cómo va variando sus propiedades geológicas y tenerlos en archivos para el uso de posibles estudios en el futuro.
- Asegurarse que el fierro de anclaje de 3 m. esté correctamente anclado y empalmado al resto de la armadura de fierro de la losa.
- Así mismo se debe seguir identificando contacto de interface del relleno cementado la losa y las cajas techo y piso, para evitar que se presenten una sobre excavación de la roca lo que dejaría expuesto las varillas cementadas.
- Para poder eliminar los procesos innecesarios se tiene que llevar un control del tiempo de vida útil de las tuberías y poder remplazar oportunamente, por tramos completos, para evitar paradas intempestivas producto de tuberías agujereadas y realizar un programa de mantenimiento preventivo de los equipos de planta de relleno.
- En los análisis realizados no ha considerado el efecto del agua en la estabilidad de las labores. Esto hace que el macizo pierda trabazón, generando una condición aun más desfavorable para el control de la estabilidad de las labores mineras. Es recomendable por ello la implementación de diferentes formas de drenaje.

CAPITULO VI

BIBLIOGRAFIA

- Alejandro Mena (2015) chimeneas y rampas como labores de desarrollo pag. 25.
- ALVAREZ, A, RODRIGUEZ C (2002) Métodos de explotación en la mediana minería del Perú Vol. 15, págs. 125-134.
- Córdova (2010), “Evaluación y reformulación del diseño estructural de losas” pag.
- Compañía Minera Volcán (2016) Informe técnico del área de planeamiento pág. 27.
- DCR Ingenieros (2016) evaluación geomecánica del plan de minado subterráneo de mina andaychagua pag 19-26.
- E. Hoek, C. Carranza, B. Corkum (2002) El criterio de rotura.
- F. QUISPE, J. Luis (2015) Estudio técnico del proyecto túnel de integración de las minas Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua. Universidad Nacional de Ingeniería. . pág. 44.
- F. Pérez, P. Laureano (2017) Determinación de espesor del relleno cementado de la unidad minera andaychagua pag 27.
- Grice, G. Baldwin and A. (2000) Engineering the new Olympic Dam backfill system. s.l págs. 721-734.
- M. Fall, M. Benzaazoua and E(2008) Mix proportioning of underground cemented tailings backfill. págs. 80-90.
- Norma NTP (2013) CEMENTOS. Cementos portland adiciones. Requisitos.
- Norma NTP (2002) Agrgados. Metodos de ensayo normalizado para el peso especifico y absorsión de agregado grueso.
- Severino (2013), en su publicación Relleno cementado en la U.P. Andaychagua.
- SME anual meeting.(2011) Cemented rock fill system design and application in Leeville underground mine págs. 1-6.
- SVS Ingenieros (2014) Estudio de las Losas de Relleno Cementado en la Unidad de Andaychagua pag 38-43.
- Vivar (2016), En su publicación “optimización de la resistencia de losas de relleno cementado en Andaychagua, Volcán Compañía Minera S.A.A .pag 31-50
- Y. Potvin, E. Thomas (2005) Mine Backfilling applications and relevant fill parameters. Australian Centre for Geomechanics. Nedlands págs. 24-25.
- Z.T, Bieniawsk (1976) Rock mass classification in rock engineering. Exploration for RockEngineering. Pag 97-106.

ANEXOS

- Matriz de consistencia
- Fotografías
- Planos

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO DE TESIS: “APLICACIÓN Y EFECTOS DEL RELLENO CEMENTADO EN CORTE Y RELLENO DESCENDENTE DE LA MINA ANDAYCHAGUA – U.E.A YAULI DE VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A – 2017”

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN
<p>GENERAL:</p> <p>¿Cuáles son los efectos que influyen, con la aplicación del relleno cementado en el método de explotación corte y relleno descendente de la mina Andaychagua?</p>	<p>GENERAL:</p> <p>Determinar los efectos que influyen con la aplicación del relleno cementado en el método de explotación corte y relleno descendente de la mina Andaychagua</p>	<p>GENERAL:</p> <p>Los efectos con la aplicación del relleno cementado permitirán garantizar una explotación segura en el método de explotación corte y relleno descendente de la mina Andaychagua.</p>	<p>VARIABLES</p> <p>Variable independiente (X):</p> <p>Método de explotación corte y relleno</p> <p>Variable independiente (Y):</p> <p>Relleno del cemento</p>

ESPECIFICOS

- A. ¿De qué manera la Resistencia del concreto influye en la explotación de los niveles posteriores de la mina Andaychagua?
- B. ¿De qué manera la calidad de relleno influye en la aplicación del relleno cementado en el método de explotación de corte y relleno descendente de la mina Andaychagua?
- C. ¿De qué manera influye el relleno cementado en la eficacia del método de explotación de corte y relleno descendente en la mina Andaychagua?
- D. ¿Cómo influye el Relleno Cementado en la estabilidad geomecánica de la mina Andaychagua?

ESPECIFICOS

- A. Determinar de qué manera la Resistencia del concreto influye en la explotación de los niveles posteriores de la mina Andaychagua
- B. Evaluar de qué manera la calidad del relleno influye en la aplicación del relleno cemento en el método de corte y relleno descendente en la mina Andaychagua
- C. Analizar de qué manera el relleno cementado influye en la eficacia del método de explotación de corte y relleno descendente en la mina Andaychagua
- D. Evaluar la influencia del Relleno Cementado en la estabilidad geomecánica de la mina de Andaychagua?

ESPECIFICOS

- A. Con la resistencia adecuada del concreto se permitirá garantizar una explotación segura en los niveles posteriores de explotación de la mina Andaychagua.
- B. Con una calidad adecuada de relleno cementado permitirá garantizar una estabilidad en las labores de explotación de la unidad minera Andaychagua.
- C. La aplicación del relleno cementado influirá en la eficacia del método de explotación de corte y relleno descendente en la mina Andaychagua.
- D. La aplicación del relleno cementado influye en la estabilidad geomecánica de la mina Andaychagua.

METODOLOGIA

Enfoque: Cuantitativo

Diseño : No experimental

Tipo : Transeccionales - Descriptivo

Método : Inductivo



Fotografía N° 1: Preparación del enfierrado para las losas



Fotografía N° 2: Aplicación del relleno cementado

Fotografía N° 3



Fotografía N° 3:Ubicación de lss omegas



Fotografía N° 4: Colocación de adoquines en la base



Fotografía N° 5: Vista panorámica de un encofrado terminado.



Fotografía N° 6: proceso de bombeo de relleno cementado



Fotografía N°:7vista de relleno cementado

