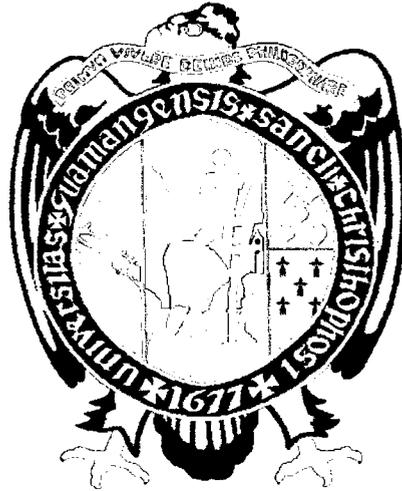


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LAS LOSAS ESTRUCTURALES DE
RELLENO CEMENTADO EN LA UNIDAD DE ANDAYCHAGUA, VOLCAN
COMPAÑÍA MINERA S.A.A, 2017”**

**PRESENTADO POR: Bach. LAINES TINEO, Jony
PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS**

Ayacucho, Diciembre del 2017

ÍNDICE

DEDICATORIA	v
AGRADECIMIENTO	vi
RESUMEN	vii
INTRODUCCIÓN.....	ix
CAPÍTULO I	1
ASPECTOS METODOLÓGICOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	1
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.....	1
1.2. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	6
1.3.1. PROBLEMA GENERAL:	6
1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS:	6
1.4. JUSTIFICACIÓN O IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	6
1.5. OBJETIVOS.....	7
1.5.1. OBJETIVO GENERAL.....	7
1.5.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	7
1.6. HIPÓTESIS DE INVESTIGACIÓN.....	7
1.6.1. HIPÓTESIS GENERAL:	7
1.6.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS:	7
CAPÍTULO II	8
2. GENERALIDADES DE LA MINA ANDAYCHAGUA.....	8
2.1. UBICACIÓN Y ACCESO.....	8
2.1.2. CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS.....	10
2.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	11
2.2.1. GEOMORFOLOGÍA.....	11
2.2.2. ESTRATIGRAFÍA.....	12
2.2.3. MINERALIZACIÓN.....	14
2.3. GEOLOGÍA REGIONAL.....	16
2.4. CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS.....	19
2.5. GEO-ESTRUCTURAS.....	20

2.5.1. FALLAS REGIONALES.....	20
2.5.2. FALLAS LOCALES Y DISCONTINUIDADES.....	20
2.6. CARACTERÍSTICA GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.....	23
2.6.1. PROPIEDADES DE RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES.	23
2.6.2. ROCA INTACTA.....	25
2.6.6. RQD (ROCK QUALITY DESIGN).....	29
2.6.7. GRADO DE ALTERACIÓN.....	30
2.7. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.....	30
2.7.1. PARÁMETROS DE RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO.....	32
2.7.2. CONDICIONES DE ESFUERZOS IN-SITU.....	35
CAPÍTULO III.....	38
OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LAS LOSAS ESTRUCTURALES DE RELLENO CEMENTADO.....	38
3. EVALUACIÓN DEL CONCRETO Y RELLENO CEMENTADO EN LA CONDICIÓN ACTUAL.....	38
3.1. MATERIALES Y PROCESO DE PREPARACIÓN.....	38
3.1.1. AGREGADOS PROVENIENTES DEL DESMONTE DE MINA Y CANTERAS DE PRÉSTAMO.	38
3.1.2. RELAVE GRUESO.....	39
3.1.3. AGUA.....	40
3.1.4. ADITIVOS.....	40
3.1.5. DISEÑO DE MEZCLAS DEL RELLENO CEMENTADO.....	40
3.1.6. PREPARACIÓN DEL RELLENO CEMENTADO.....	42
3.1.7. SISTEMA DE BOMBEO, TRANSPORTE Y VACIADO.....	43
3.1.8. ARMADO DE ACERO.....	46
3.1.9. TABIQUES O ENCOFRADOS.....	48
3.2. LOSA DE CONCRETO.....	49
3.3. CONTROL DE CALIDAD.....	54
3.3.1. ENSAYOS GRANULOMÉTRICOS Y PROPIEDADES FÍSICAS.....	54
3.3.2. TOMA DE MUESTRAS DEL RELLENO CEMENTADO FRESCO.....	54
3.3.3. CURADO DE LAS MUESTRAS.....	55
3.3.4. MEDICIÓN DEL SLUMP DURANTE EL PROCESO DE REPARACIÓN DEL RELLENO CEMENTADO.....	55

3.3.5. ENSAYOS DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL	56
3.4. EVALUACIÓN ESTRUCTURAL DE LA LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL.....	57
3.4.1. CRITERIOS DE ROTURA DE LOSAS.....	57
3.5. ESTADO ACTUAL DE LA LOSA PARA DIFERENTES ANCHOS DE MINADO.	59
3.5.1. ESFUERZOS DE CONFINAMIENTO Y DEFORMACIONES.....	59
3.5.2. EVALUACIÓN ANALÍTICA DE LA LOSA.....	62
3.6. DISEÑO DE OPTIMIZACIÓN DE LA LOSA.....	62
3.7. CONSIDERACIONES DEL CICLO DE MINADO.....	64
3.7.1. DISEÑO ESTRUCTURAL.....	66
3.7.2. PILARES DE CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE).....	67
3.8. RESULTADO OBTENIDO DE LA INVESTIGACIÓN PARA 4 Y 8 MPa.....	67
3.8.1. DISEÑO DE MEZCLA.....	67
3.8.2. CASOS ESPECIALES DE LOSAS.....	71
3.8.3. DISEÑO DE LOSA CUANDO SE AMPLÍA EL ANCHO DE MINADO.....	71
3.8.4. DISEÑO DE LOSA HIBRIDA PARA ANCHOS DE MINADO MENOR A 6m.	72
CAPÍTULO IV.....	74
EVALUACION DE COSTOS DE RELLENO CEMENTADO.....	74
4. CONSUMOS Y COSTO UNITARIO.....	74
4.1. COSTOS FIJOS.....	74
4.2. COSTOS VARIABLES.....	76
4.2.1. COSTO UNITARIO DE BARRERAS DEL NV.1100, TAJO 1100, ACCESO 1028 DE LOS PAÑOS (W3 Y W4).....	76
4.2.1.1. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W3.....	77
4.2.1.2. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W4.....	78
4.2.2.- COSTO UNITARIO DE ARMADO DE FIERROS CORRUGADOS DE 1" Y 3/4" DEL NV.1100, TAJO 1100, ACCESO 1028 Y LOS PAÑOS (W3 y W4).....	80
4.2.2.1. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W3.....	81
4.2.2.2. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W4.....	83
4.3. COSTO DE MANO DE OBRA (INCLUIDO LOS BENEFICIOS).....	86

4.3.2. COSTO DE MANTENIMIENTO.....	87
4.3.3. COSTO DE SERVICIOS.....	88
4.3.4. RESUMEN DE COSTOS VARIABLES.....	88
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	91
5.1. CONCLUSIONES.....	91
5.2. RECOMENDACIONES.....	93
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	94
ANEXO.....	95

DEDICATORIA

Con gratitud a mis queridos padres,
Casiano Laines y Maximiliana Tineo.

A mi Familia, por la abnegada
comprensión y la constante
motivación de mis hijos, York Laines
y Gabriel Laines.

AGRADECIMIENTO

Mi sincero gratitud, a **VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A. - U.P. ANDAYCHAGUA**, por la oportunidad y apoyo que mi brindaron durante mi permanencia en la Unidad Minera, aprendiendo gratas experiencias en su labores subterráneas, fruto del cual es el presente trabajo.

Asimismo, mi profundo reconocimiento a los distinguidos Catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, a **Dr. Ing. Hugo Gutiérrez Orozco, Dr. Ing. Jaime Alberto Huamán Montes y los demás docentes**, por mi formación profesional y por compartir sus conocimientos y experiencias.

Finalmente, a todas aquellas personas que contribuyeron de una u otra manera en la elaboración del presente proyecto.

RESUMEN

La mina Andaychagua propiedad de Volcan Compañía Minera S.A.A. (Volcan), es una mina polimetálica que actualmente viene explotando la veta Andaychagua, mediante el método de explotación de corte y relleno descendente, con losas de relleno cementado que alcanzan una resistencia de 160 kg/cm^2 a los 28 días y refuerzo de acero en la zona inferior de la losa.

El ancho de minado varía desde 4 a 15 m, la altura de corte de cada tajeo es de 4,5 m y el espesor de la losa de relleno cementado es de 3,5 m, la longitud de paneles de vaciado de la losa varía desde 10 a 15 m. Según los ingenieros de operación, el ciclo de minado se compone de: perforación, voladura, extracción, sostenimiento y termina con el relleno cementado en retirada el que podría demandar hasta 3 meses de tiempo para un panel de minado de hasta 230m y el consumo mensual de relleno cementado varía desde 8,500 a 13,000 m³.

La construcción de losas en la aplicación del método de corte y relleno descendente, es una etapa crucial dentro del ciclo de minado y representa uno de los mayores costos 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.

Debido al alto costo del relleno cementado, de acuerdo a las condiciones operativas de la Mina Andaychagua y sobre la base de la metodología de 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 geotécnica.

En este contexto, se desarrolla un proyecto multidisciplinario que consiste en optimizar el diseño de las losas estructurales de relleno cementado, en cuya implementación estamos comprometidos, a fin de lograr

una operación rentable, segura y sostenible a largo plazo. En los últimos años la Mina Andaychagua, al igual que toda la minería Peruana, enfrenta condiciones de mercado cada vez más exigentes, enfrentamos una época altamente competitiva en que las innovaciones son importantes e imprescindibles, conscientes de esta realidad, en la mina Andaychagua se viene redefiniendo los métodos de explotación y las diferentes actividades unitarias: perforación, voladura, limpieza, transporte, sostenimiento y relleno cementado a fin de optimizar nuestros índices de productividad, disminuir costos y maximizar los beneficios de la empresa.

El objetivo del presente estudio es dar a conocer las mejoras realizadas en la mina ANDAYCHAGUA perteneciente a la corporación VOLCAN S.A.A. para contrarrestar los actuales precios de los metales en el mercado internacional y ser competitivos en el ámbito de la minería nacional e internacional.

Con todo esto se concluye que si es factible realizar un relleno cementado, para mina subterránea polimetálica, propuesto en la presente tesis.

INTRODUCCIÓN

El tema de la tesis se sustenta en la posibilidad de disminuir los altos costos de producción generados por los problemas en el sostenimiento de las labores mineras. Con el fin de lograr una operación rentable, segura y sostenible a largo plazo, se aplicarán los conocimientos de la mecánica de rocas, geomecánica y la tecnología de concreto para optimizar el diseño y mezcla en la construcción de las losas utilizadas como relleno cementado como parte de la aplicación del método de explotación por corte y relleno descendente en la veta Andaychagua.

Los parámetros del minado de la Veta Andaychagua fueron establecidos mediante evaluaciones geomecánicas entre los años 2005 y 2009, cuando el minado se encontraba entre los Nvs. 770 y 900. En aquel entonces las condiciones geomecánicas de la masa rocosa eran más favorables por la mejor calidad de la roca (volcánicos andesíticos) y por la menor carga litostática.

Actualmente el nivel inferior de minado es el Nv. 1100 y 1250 el futuro minado se proyecta hacia el Nv. 1300 a 1350, estas son profundidades mayores que las nombradas, y toda la roca encajonante está conformada por filitas de calidad mala. Las condiciones geomecánicas en general han cambiado desfavorablemente, lo cual amerita una revisión de los parámetros geomecánicos del minado, para lo cual contrató cabo la evaluación geomecánica cuyos resultados se presentan en un **Capítulo II**.

Asimismo, el método de minado que actualmente se utiliza en Andaychagua es el corte y relleno descendente con losas de concreto. El minado se realiza debajo de la losa de concreto mediante "frontoneo" o mediante "banqueo" si la calidad de la masa rocosa lo permite. En el primer caso los frentes tienen 4,5 m de altura, por el ancho correspondiente a toda la potencia del mineral, y una longitud de 230 m que es la longitud de cada tajeo.

En este contexto y con la finalidad de realizar una optimización de la losas de relleno cementado, Volcan contrató los servicios de consultoría de **SVS Ingenieros S.A.**

CAPÍTULO I

ASPECTOS METODOLÓGICOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

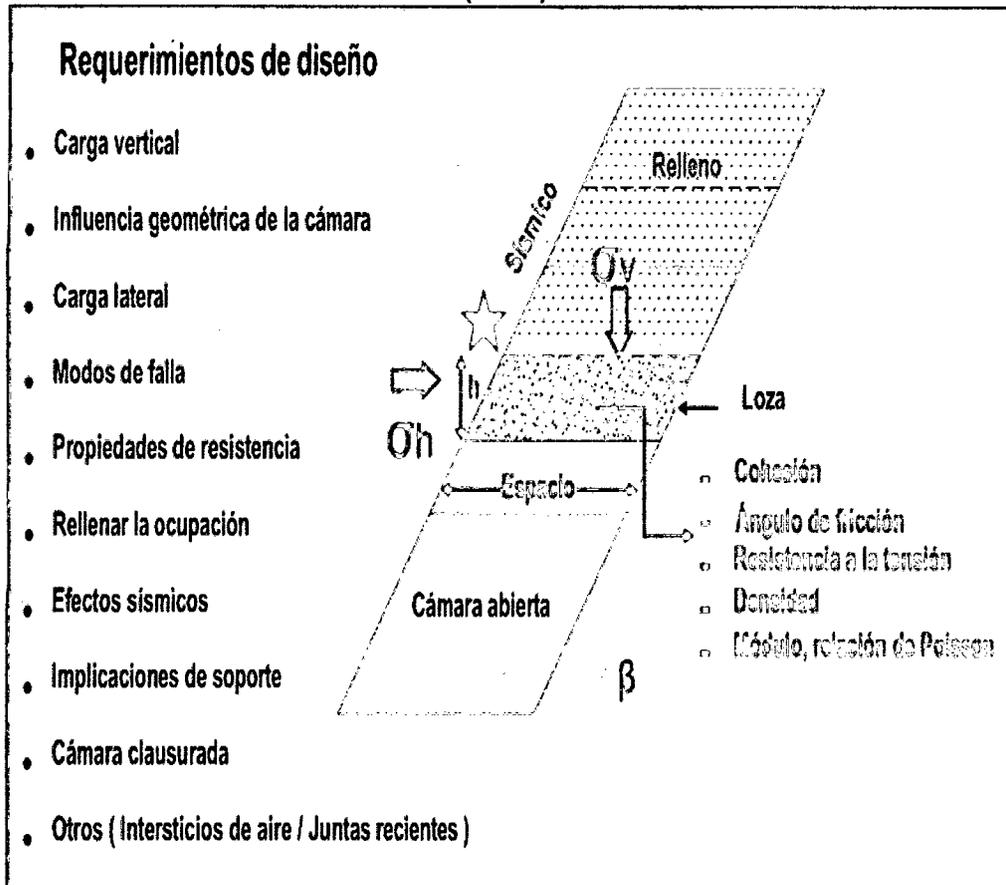
1.1.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.

El uso de relleno en operaciones subterráneas, tanto en América del Norte como en América del Sur, se ha practicado desde el cambio de siglo. Según Cáceres (2005), Souza et al. (2003) ha resumido los avances en el relleno con la introducción de rellenos hidráulicos en la década de 1950 a 1959 y la adición de cemento en la década de 1960 a 1969. La combinación de rellenos de roca cementada y en pasta han sido introducida en la décadas de los 80s y los 90s, respectivamente, como resultado de la aplicación de métodos de minado que requieren la extracción bajo un gran soporte consolidado compuesto de relleno en lugar de encapados de madera o cables (Marcinyshyn, 1996).

El incremento del uso de rellenos consolidados a finales de la década de 1990, presentados en condiciones de ingeniería con un alto grado de reproducibilidad en términos de resistencia y de comportamiento previstas, ha permitido métodos con acceso humano al tajeo tal como corte y relleno descendente para ser implementados bajos mayores anchos de tajeo

controlados, resultando una alternativa segura y económica al minado con corte y relleno convencional, (Mah, 2003).

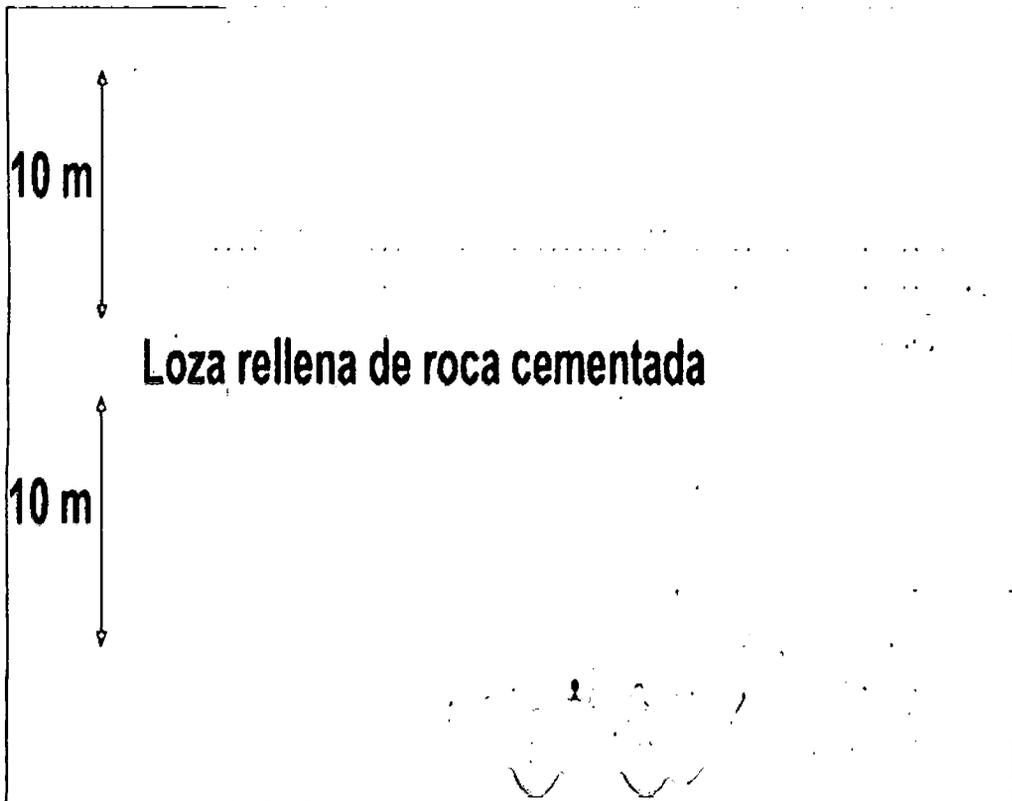
Figura 1: Minado por debajo de relleno consolidado. Palkanis y otros (2005).



Fuente: Volcan Compañía Minera S.A.A.

La colocación de relleno consolidado ya sea con roca cementada o con pasta requiere de la comprensión de los factores generales que afectan el diseño, gráficamente algunos de los parámetros que se están investigando en términos de su implicación en el desarrollo de un ancho de diseño que permita el acceso seguro de los trabajadores.

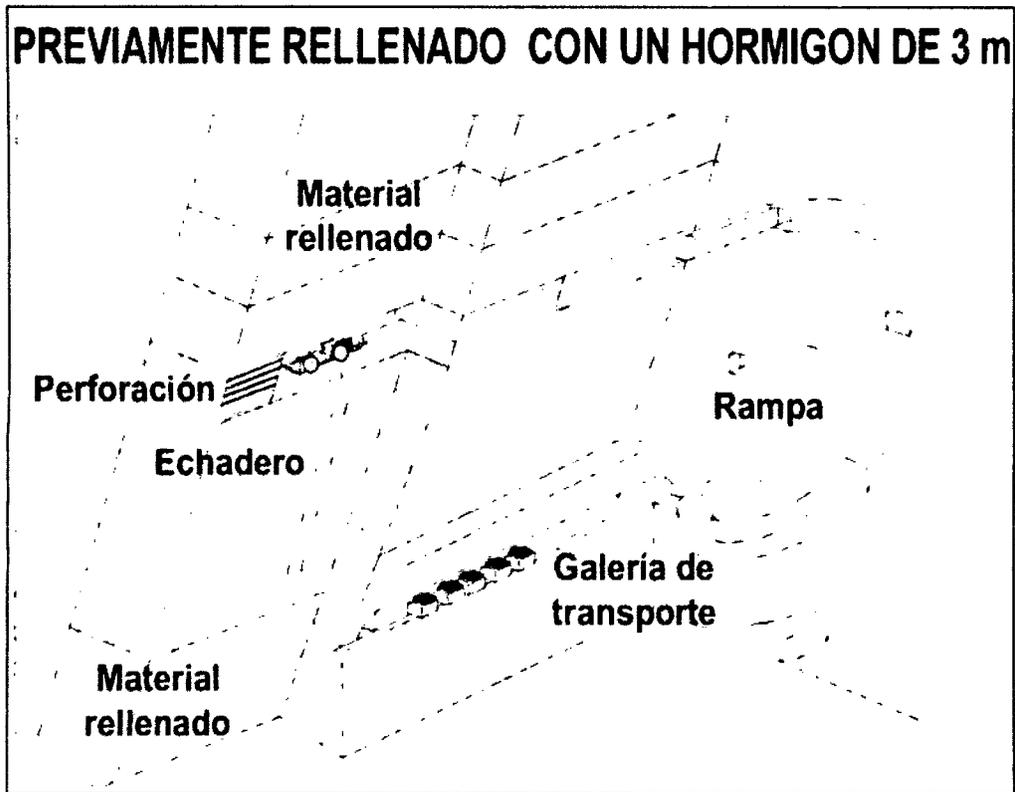
Figura 2: Minado bajo un consolidado previo. Caso (a).



Fuente: Departamento de Planeamiento de Andaychagua.

Una losa en este estudio se define como una capa consolidada de relleno previamente colocado inmediatamente encima del tajeo de la mina que se está excavando. Este panel puede tener una gran altura vertical como en el caso de la minería en masa como se muestra en la Figura 2, o por capas individuales, colocadas por el minado convencional y/o por corte y relleno descendente como se muestra en la Figura 3.

Figura 3: Minado bajo un consolidado previo. Caso (b).



Fuente: Departamento de Planeamiento de Andaychagua.

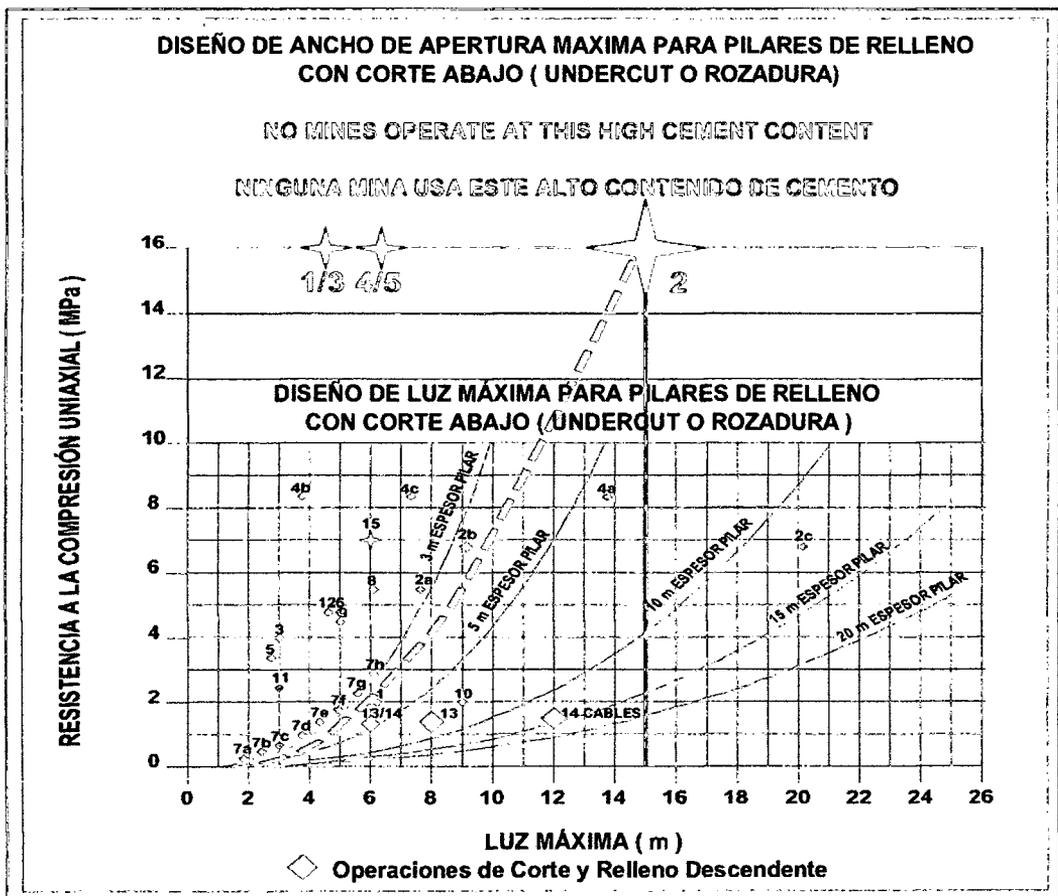
La principal diferencia es que en la Figura 2, Caso (a), se está operando en gran medida de forma remota con el corte superior previamente rellenado, mientras que en la Figura 3, Caso (b), el minado es aplicado por métodos con ingreso de mano de obra.

1.2. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.

La mina Andaychagua propiedad de Volcan Compañía Minera S.A.A. (Volcan), es una mina polimetálica con leyes promedio de 4,97% Zn, 0,98% Pb, 0,11% Cu y 5,04 oz Ag/t, que actualmente viene explotando la veta Andaychagua mediante el método de explotación de corte y relleno descendente, con losas de relleno cementado que alcanza una resistencia de 16 MPa (160 kg/cm²) a los 28 días y refuerzo de acero en la zona inferior de la losa. El ancho de minado varía desde 4 a 15 m, la altura de corte de

cada tajeo es de 4,5 m y el espesor o altura de la losa de relleno cementado es de 3,5 m, la longitud de paneles de vaciado de la losa varía desde 10 a 15 m. Según los ingenieros de operación el ciclo de minado consiste en: la perforación, voladura, extracción y sostenimiento de acuerdo a las características del cuerpo mineralizado; y el minado del tajeo termina con el relleno cementado en retirada, lo que podría demandar hasta 3 meses de tiempo para un panel de minado de hasta 200m.

Figura 4: Correlación del ancho de minado, la resistencia Uniaxial y el espesor de la losa. Palkanis (2014).



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

La Figura 4, muestra un gráfico de chequeo empírico elaborado por Palkanis (2014), basado en otras minas, apreciándose que el ancho de minado vs la resistencia de la losa, para dicho espesor en Andaychagua

está muy por encima de los valores predominantes en otras minas que aplican el método de corte y relleno descendente.

El problema consiste en optimizar el diseño de las losas estructurales de relleno cementado en Andaychagua, con el fin de lograr una operación rentable, segura y sostenible a largo plazo, la misma que será elaborada sobre la base de la información existente y manteniendo el método de explotación por corte y relleno descendente.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.3.1. PROBLEMA GENERAL:

¿De qué manera se reducirá los costos de producción mediante la optimización del diseño de las losas estructurales de relleno cementado en los tajeos de corte y relleno descendente, de la unidad Andaychagua, Volcan Compañía Minera S.A.A 2017?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS:

¿Cuáles son las características geomecánicas del yacimiento que permitan el uso de losas de relleno cementado en los tajeos de corte y relleno descendente de la U.P. Andaychagua?

¿Se puede mejorar el diseño de las mezclas para la elaboración de losas de relleno cementado en los tajeos de corte y relleno descendente de la U.P. Andaychagua?

1.4. JUSTIFICACIÓN O IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN.

En tiempos en que los precios de los metales están en descenso, las empresas se obligan a evaluar sus operaciones para mediante innovaciones tecnológicas bajar los costos, dichas innovaciones suponen la constitución de equipos de trabajo multidisciplinarios para realizar estudios que permitan

1.5. OBJETIVOS.

1.5.1. OBJETIVO GENERAL.

Elaborar un diseño eficiente mediante la optimización del diseño de losas estructurales de relleno cementado en los tajeos de corte y relleno descendente de la U. P. Andaychagua.

1.5.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Establecer la caracterización geomecánica del yacimiento que determine el uso de losas de relleno cementado en los tajeos de corte y relleno descendente de la U.P. Andaychagua.

Aplicar un diseño mejorado de mezclas para la construcción losas de relleno cementado en los tajeos de corte y relleno descendente de la U.P. Andaychagua.

1.6. HIPÓTESIS DE INVESTIGACIÓN

1.6.1. HIPÓTESIS GENERAL:

La mejora del diseño de las losas cementadas en los tajeos, optimiza la aplicación del corte y relleno descendente de la U.P. Andaychagua.

1.6.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS:

La caracterización geomecánica del yacimiento condiciona el uso de losas de relleno cementado en los tajeos de corte y relleno descendente de la U.P. Andaychagua. Se optimiza el diseño de la mezcla para la construcción de las losas cementadas en los tajeos de corte y relleno descendente de la U.P. Andaychagua.

CAPÍTULO II

2. GENERALIDADES DE LA MINA ANDAYCHAGUA.

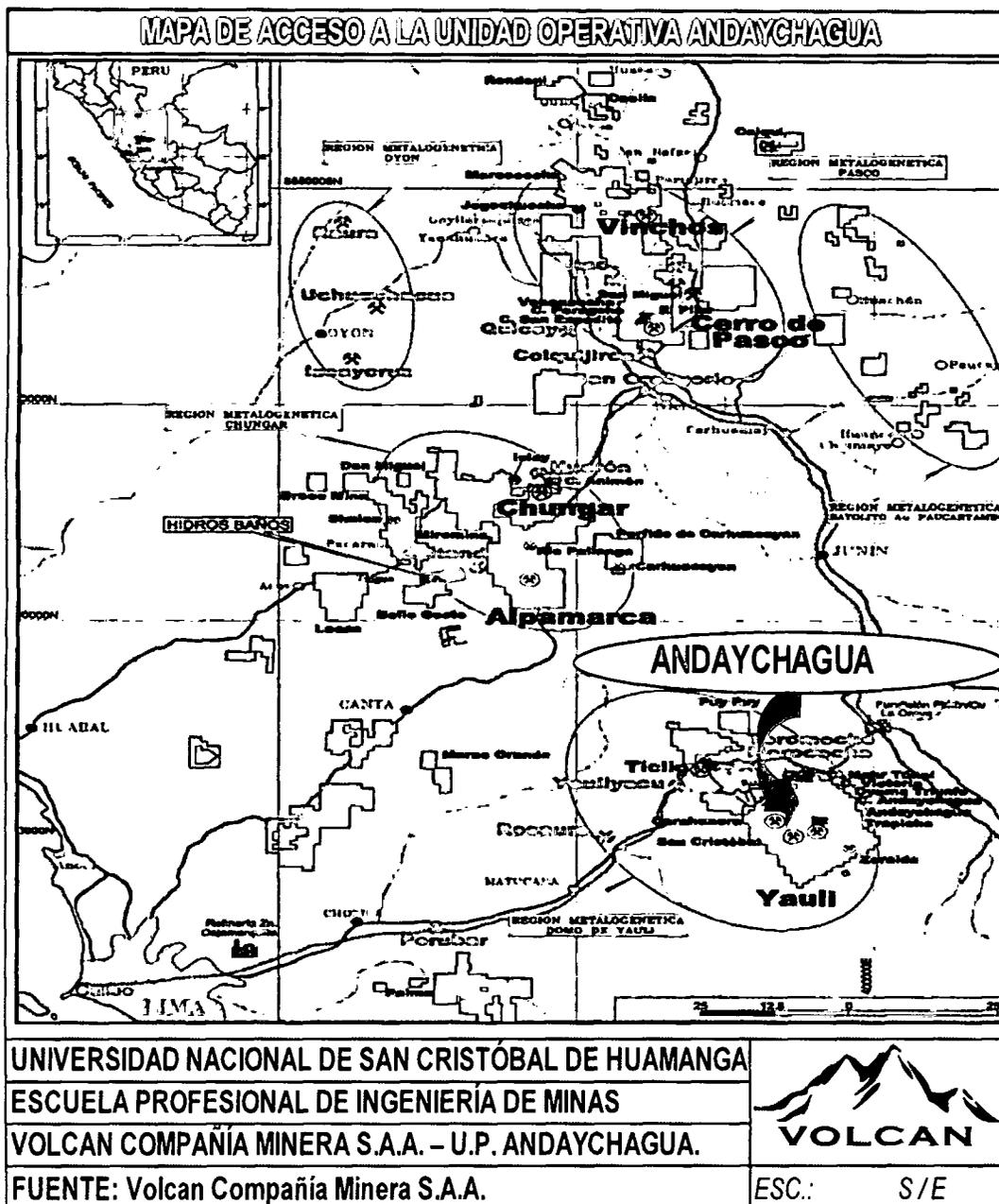
2.1. UBICACIÓN Y ACCESO.

La Mina Andaychagua, que forma parte de la Unidad Yauli de Volcan Compañía Minera S.A.A., se ubica en el anexo San José de Andaychagua, distrito de Huayhuay, provincia de Yauli, departamento Junín.

Geográficamente se encuentra en el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales del Perú, a una altitud aproximada de 4600 m.s.n.m. Sus coordenadas geográficas son: 76°05' de Longitud Oeste y 11°43' de Latitud Sur.

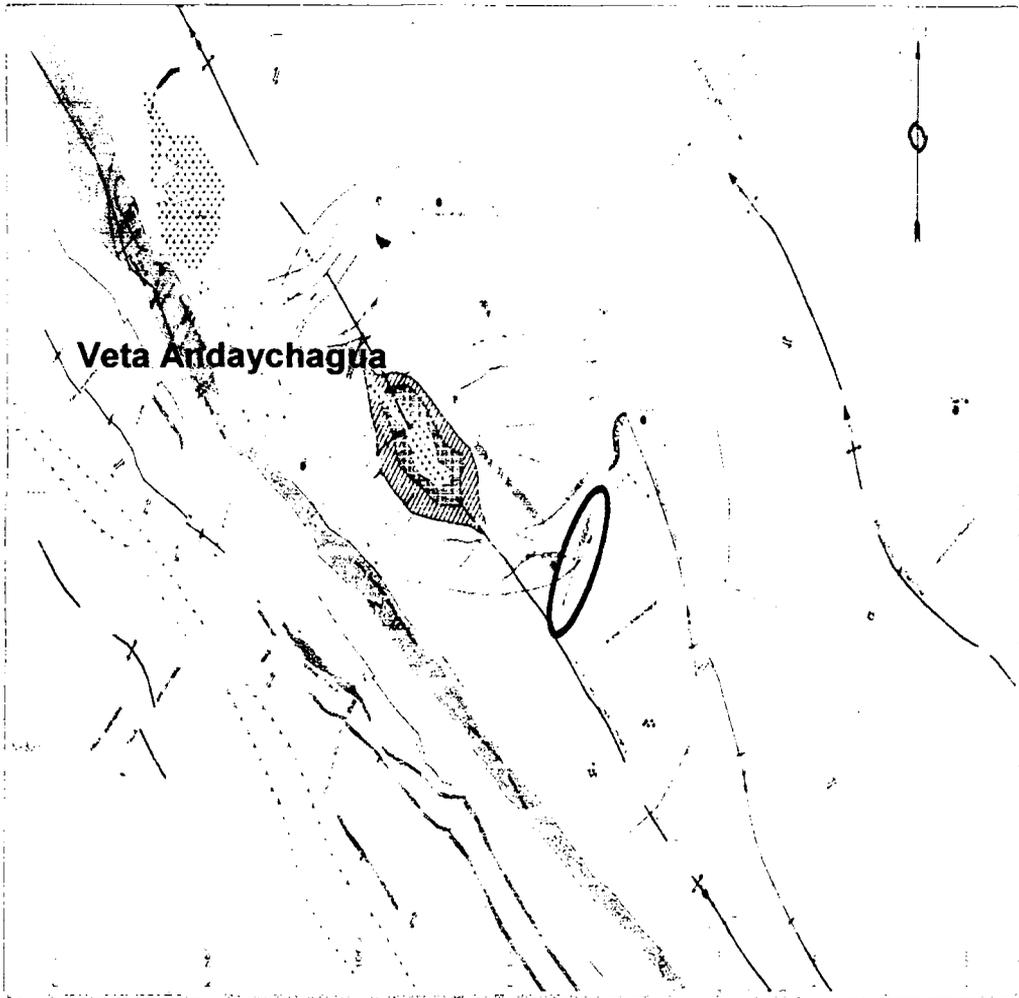
En el trayecto de Huancayo hay una bifurcación hacia huari, donde podemos encontrar una carretera afirmada que pasa por colpa, Huayhuay, llegando a Andaychagua.

También una ruta alterna de Ayacucho a Huancayo – Oroya, durante este recorrido se pasa por Mahr Túnel, Carahuacra y San Cristóbal. De Mahr Túnel a Andaychagua hay 33 km.



ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD OPERATIVA ANDAYCHAGUA.		
VÍA LIMA - ANDAYCHAGUA		
SE de Lima	Distrito de Andaychagua	181 Km
Carretera Central-Oroya	Mina Andaychagua	45.2 Km
VÍA AYACUCHO - ANDAYCHAGUA		
Ayacucho	Huancayo	250 Km
Huancayo	Bifurcación hacia Huari	90 Km
Huari	Andaychagua	40 Km

FIGURA 6: Geología regional de la zona de estudio.



Fuente: Departamento de Geología de Andaychagua.

2.2. GEOLOGÍA LOCAL.

2.2.1. GEOMORFOLOGÍA.

Se aprecia los vestigios de la Superficie Puna, reconocida por McLaughlin (1924), donde el proceso erosivo es probable que haya ocurrido después del emplazamiento de los plutones, y después que la serie volcánica y sedimentario-volcánico fueran plegados. Como consecuencia se formó una superficie de erosión madura, a una altitud moderada con respecto al nivel del mar, pero por el proceso de levantamiento de los Andes fue elevada hasta la

altitud actual, siendo la glaciación cuaternaria uno de los principales agentes que moldearon la superficie.

2.2.2 ESTRATIGRAFÍA.

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.

INTRUSIVOS Y BRECHAS.- De acuerdo a la información recibida 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 ubica 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 porfiritica.

En los diferentes perfiles geológicos de la veta Andaychagua se nota la presencia de rocas volcánicas de composición andesítica, las andesitas acompañan a la veta y se la ha identificado en diferentes niveles como cuerpos irregulares ligeramente alterados a sano, muy duros y fracturadas cuando está alejado de la veta. Cerca de la veta, las andesitas se presentan brechadas, alteradas por la cloritización.

- Brecha de origen tectónico; conformada por filitas, filitas y volcánicos fue identificada en la veta Andaychagua, los clastos son muy angulosos con fragmentos de hasta 20 cm de largo, el material de

matriz es incipiente, estas brechas se encuentran moderadamente alteradas por la argilización lo que le da una coloración plomo verduzca en diferentes tonalidades.

- Brecha hidráulica, formada por fragmentos litológicos de filitas en matriz de cuarzo blanco, se presenta esporádicamente en la veta Andaychagua, se presenta con una alteración sílica en las rocas adyacentes a la veta.

CAJA PISO.- Litológicamente está conformada mayormente por filitas gris oscuras que presentan alteraciones de silicificación moderada y argilización baja a moderada. En algunos sectores del tajo 400 se reconoció una diorita moderadamente silicificada y un cuarzo-monzonita 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. La extensión de la alteración argílica moderada a baja varía desde un metro hasta los 15 metros desde el mineral, asimismo la caja piso presenta algunas vetillas de mineral.

Existe un número pequeño de estructuras como fallas, diques y vetas que cortan a la caja piso; algunas fallas están en contacto con la veta Andaychagua teniendo espesores considerables de hasta 1.70 m. Los diques aparecen de manera esporádica y las vetillas generalmente son de cuarzo o mineral a lo largo de la caja.

CAJA TECHO.- Conformada generalmente por filitas gris oscuras presenta alteraciones de tipo argílica leve y por la silicificación, además se han registrado cuerpos meta-volcánicos y volcánicos gris verdosos (tajo 500 y 1100) con alteración argílica y una diorita con alteración sílica (tajo 400 del nivel 1350). Estas rocas se encuentran generalmente mineralizadas y son atravesadas por numerosas fallas, vetillas de mineral y presentan de acuerdo a la descripción un intenso fracturamiento.

MINERAL.- La mineralización de la veta ocurre principalmente en brechas de filitas, volcánicos y cuerpos intrusivos; las alteraciones que presenta la veta están referidas generalmente a una silicificación moderada, el ancho de veta varía desde 5 m hasta 13 m. La veta esta interceptada por numerosas estructuras tales como diques, fallas y vetillas de cuarzo lechoso.

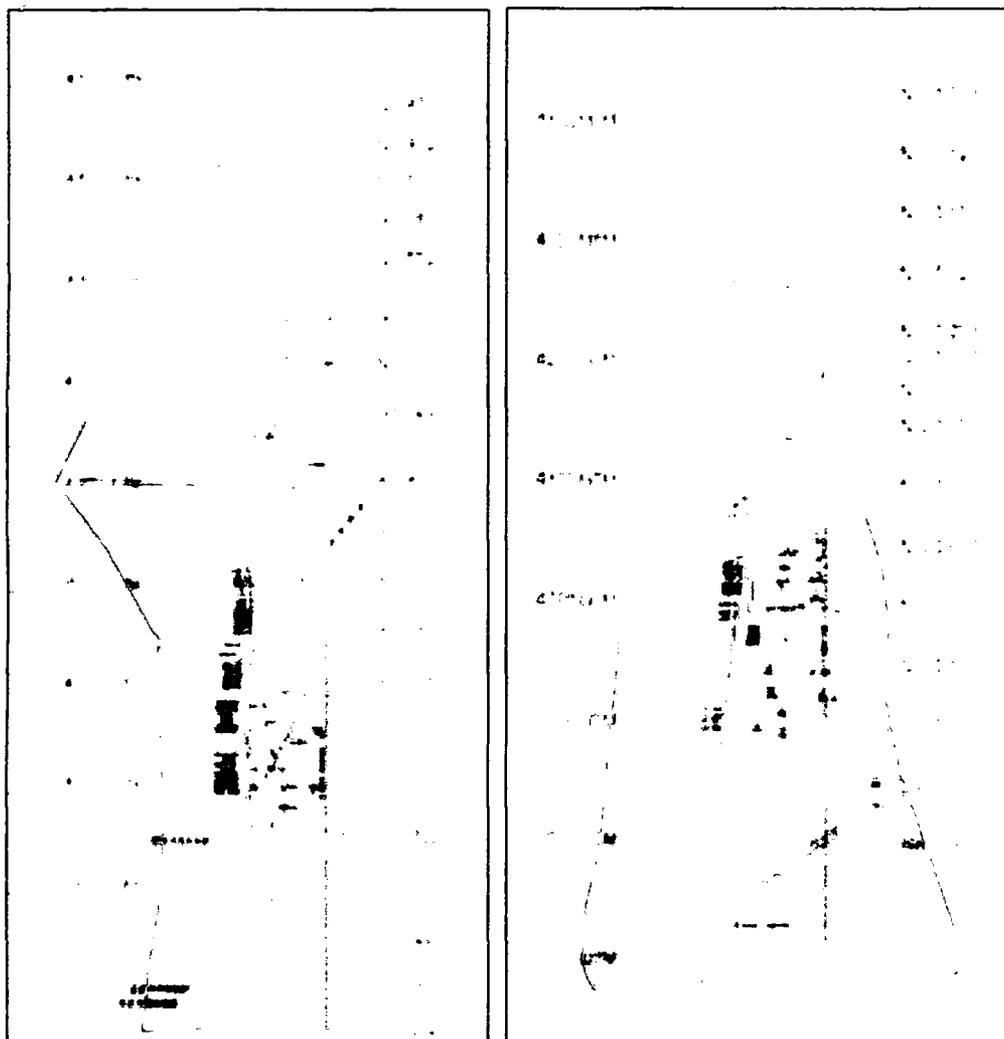
2.2.3. MINERALIZACIÓN.

La mineralización de la veta Andaychagua está relacionada por la mineralización polimetálica Terciaria y al evento tectónico Post – Cretácico. Se trata de un depósito de tipo hidrotermal de alcance hipo a epitermal.

Conforme a los estudios mineralógicos ocurrieron tres eventos de mineralización lo que nos indicaría que la fractura/veta estuvo en constante movimiento permitiendo de este modo el ascenso de las soluciones y la deposición de los minerales mencionados.

La veta Andaychagua presenta texturas de relleno de tipo crustificación y brechamiento y su mineralización está asociada con los halos de alteración hidrotermal. Las andesitas que acompañan irregularmente a la veta 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 deposición 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 supérgena de cajas y de minerales, dando lugar a minerales secundarios.

FIGURA 7: Secciones geológicas locales de la veta Andaychagua: 050NE, 425NE y 850NE. (Depto. Geología Mina Andaychagua, 2016)



Sección 050 NE, Tajo 400 Sección 425 NE, Tajo 600 Sección 850 NE, Tajo 1200

	GABRO (Intrusivo)		LABORES
	GPO. MITU (Volcánico)		TAJEOS RELLENADOS
	GPO. EXCELSIOR (Flecos)		VETA
	GPO. EXCELSIOR (Metavolcánico)		ERCHA

Fuente: Departamento de Geología de Andaychagua.

2.3. GEOLOGÍA REGIONAL.

El distrito minero de Andaychagua está al Sur-Este del Domo de Yauli (J.V. Harrison, 1943), el cual está constituido por una serie de anticlinales y sinclinales, conformado por varias unidades estratigráficas reconocidas desde el Paleozoico Inferior hasta el Cretáceo. Estratigráficamente en el área de Andaychagua, ocurren desde la más antigua hasta la más reciente, las siguientes unidades litológicas:

GRUPO EXCÉLSIOR-FILITAS.- 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.

En las labores estudiadas el grupo Excélsior aflora con las siguientes características.

- 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.

GRUPO MITU.- Este grupo data del pérmico y sus estratos yacen discordantemente sobre las filitas Excélsior. En el sitio este Grupo parece tener dos facies: una sedimentaria de ambiente continental y otra volcánica denominada "Volcánicos Catalina".

Los volcánicos Catalina yacen la parte superior del Grupo Mitu. En la mina Andaychagua, están constituidos por derrames y brechas andesíticas; en la mina Toldorrumi, por aglomerados, derrames, brechas y tufos de composición dacítica.

En la Mina Andaychagua, entre las vetas Andaychagua y Ramal Sur, se encuentra una brecha andesítica con valores altos de plata, distribuidos muy irregularmente dentro de ella.

- Volcánicos (Andesitas) pertenecientes probablemente a los volcánicos Catalina que son de grano medio, de color verde claro. Se presentan cerca de la zona de veta, son cuerpos de diferentes dimensiones que pueden presentarse cerca de las vetas. Generalmente cerca de la veta se les ha identificado con alteraciones de tipo cloritizada lo que provoca que su resistencia disminuya notablemente y que al contacto con el agua la resistencia sea de una roca blanda.

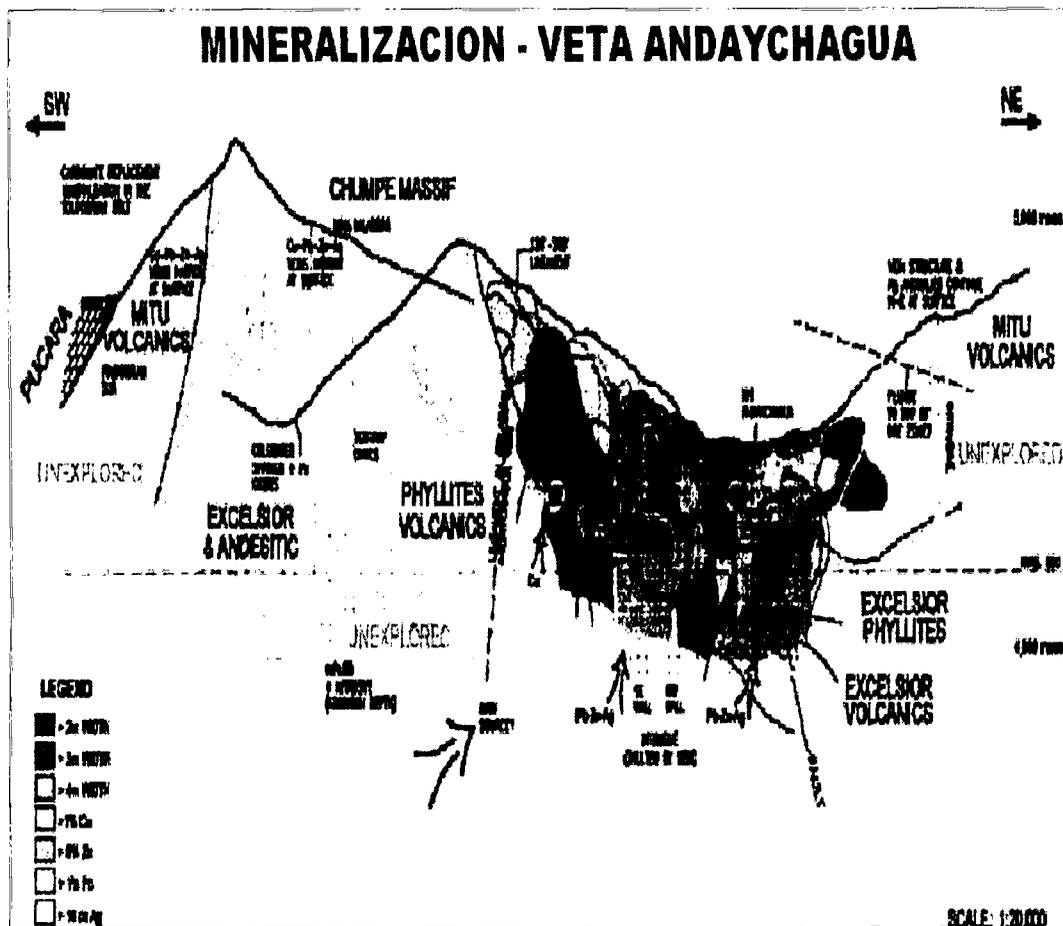
GRUPO PUCARÁ (JURÁSICO).- Sobre los Volcánicos Catalina, en discordancia erosional, se emplaza una interestratificación de calizas y tufos, (Tajo Toldorrumi) que parecen pertenecer a la Formación Condorsinga del Grupo Pucará; toda esta secuencia tiene un rumbo promedio de N 45° W y buzamiento de 50° 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 re-cristalización). Existen tufos de muy poca potencia, de color gris claro a gris verdoso, intercalados con las calizas. Esta formación no fue identificada en la zona de estudio.

GRUPO GOYLLARISQUIZGA (CRETÁCICO INFERIOR).- De edad retácica inferior este grupo yace sobre las calizas Condorsinga, en aparente concordancia. Este grupo consiste de areniscas de color bruno amarillento, localmente con apariencia de una cuarcita.

GRUPO MACHAY (CRETÁCICO SUPERIOR).- Sobre yace concordantemente a las rocas del Grupo Goyllarisquizga donde 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 8: Sección geológica regional de la veta Andaychagua.
(Ver en Anexo)



Fuente: Geomecánica de Andaychagua

2.4. CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS.

De acuerdo a la información revisada y tras los reportes del área de geología de Andaychagua, el agua de la mina tendría un origen termal; el mismo que fue corroborado por las altas temperaturas del agua y en algunos sectores es expulsado del macizo rocoso a grandes presiones, disminuyendo las presiones progresivamente al paso del tiempo. En la zona de profundización que está asociada a la veta Andaychagua y a los accesos correspondientes a los niveles actualmente en explotación (Nv. 1100, 1150 y 1250) solo se pudo efectuar una inspección visual del comportamiento hidrogeológico del macizo rocoso determinándose las condiciones de agua de cada sector.

- La permeabilidad que predomina en todo el macizo rocoso alrededor de la veta es de tipo secundaria, y está gobernada por el intenso fracturamiento en las diferentes litologías o por estructuras tales como fallas, observándose una dirección predominante del flujo de agua que coincide con el rumbo y buzamiento de la veta Andaychagua.
- En las labores inspeccionadas se observa principalmente que el contacto entre la roca y las losas y el contacto entre los paneles de losas, presentan goteos esporádicos a flujos permanentes, que humedecen la pared de la caja techo y caja piso de los tajeos.
- En el nivel de profundización 1150, tajo 500 (cerca del acceso 408) donde no hay losas se observan flujos bajos generalmente siguiendo las estructuras cuasi-paralelas. En la veta se observan flujos bajos y el macizo en condiciones mojadas. Algunos pernos para sostenimiento sirven de drenaje de las cajas en donde los flujos de agua son considerados bajos. Asimismo, en algunos puntos localizados de dicho tajo se observan flujos altos en los hastiales.

2.5. GEO-ESTRUCTURAS.

2.5.1. FALLAS REGIONALES.

Estructuralmente la mina Andaychagua se encuentra localizado en el anticlinal de Chumpe cuyo eje tiene un rumbo que varía entre N35-40°O; el anticlinal tiene aproximadamente 4 a 16 Km. Su flanco occidental buza 55°SO y el flanco oriental buza 30°NE.

Localmente los fracturamientos principales se presentan en forma paralela y perpendicular al eje del anticlinal Chumpe. El primer fracturamiento es originado por fuerzas tensionales; el segundo que es longitudinal está relacionado a la última etapa de compresión y ascensión de pliegues fallados.

La estructura principal de la mina es la veta Andaychagua con una extensión de casi 5 Km de los cuales 3 Km han sido mineralizados; con un rumbo de N30°E y un buzamiento de 72-90°NO o al SE, su potencia varía entre 1.8 a 7,5 metros en sus extremos llegando hasta 18 m con la veta Prosperidad.

El movimiento principal a lo largo de la fractura/veta ha sido horizontal en sentido dextral, teniendo un desplazamiento total de 200 m. Este movimiento horizontal probablemente tuvo una componente vertical de pequeña magnitud en sentido inverso.

2.5.2. FALLAS LOCALES Y DISCONTINUIDADES.

Para determinar las características predominantes de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, se registraron en las estaciones geomecánicas: el espaciamiento, la persistencia, la forma, la rugosidad, la abertura, el relleno, la alteración y la resistencia de las paredes.

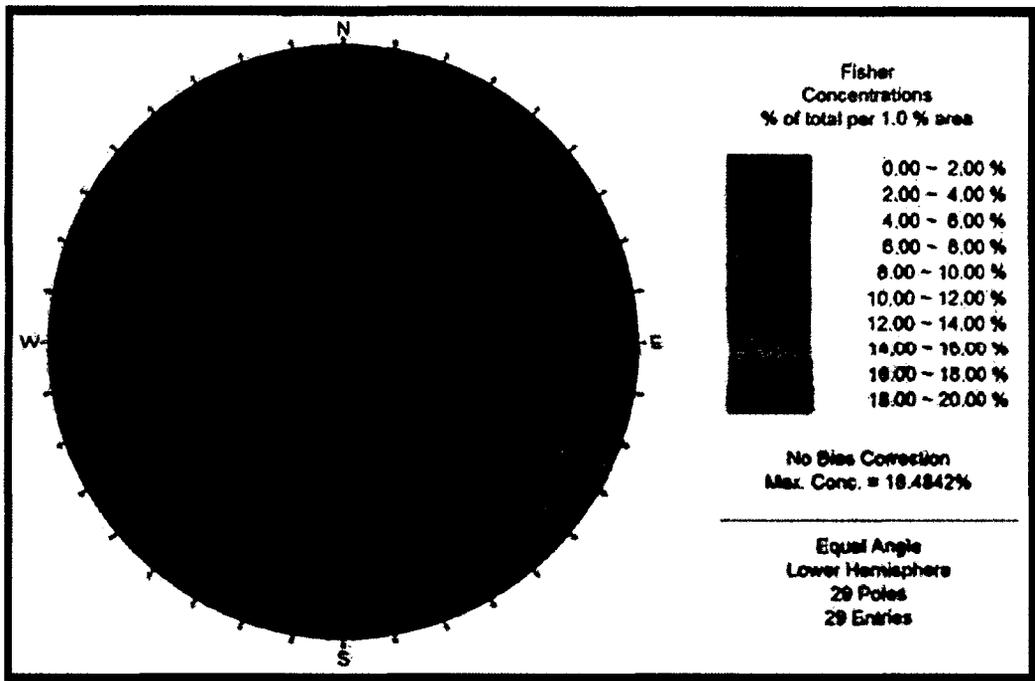
Las discontinuidades que se reconocieron fueron la foliación, las juntas de tensión, las vetillas y vetas, los contactos, las fallas y las zonas de corte.

Con el total de 73 datos recopilados se realizaron análisis de las orientaciones y de los otros parámetros mecánicos de las discontinuidades y fallas. Los análisis estadísticos de las orientaciones fueron realizados haciendo uso del programa DIPS V5.1 del programa Rocscience. El análisis de orientaciones se dividió en dos partes, primero se efectuó el análisis de estructuras principales como son las fallas locales que intersectan la veta Andaychagua en los niveles de estudio Nv. 1100, Nv. 1150 y 1250; luego fue realizado el análisis a las discontinuidades secundarias tales como las juntas y la foliación identificadas en las cajas y en el mineral.

Las figuras debajo muestran los planos principales identificados en los análisis estadísticos; los análisis muestran de manera neta dos orientaciones con buzamientos altos tanto en las discontinuidades mayores como en las menores.

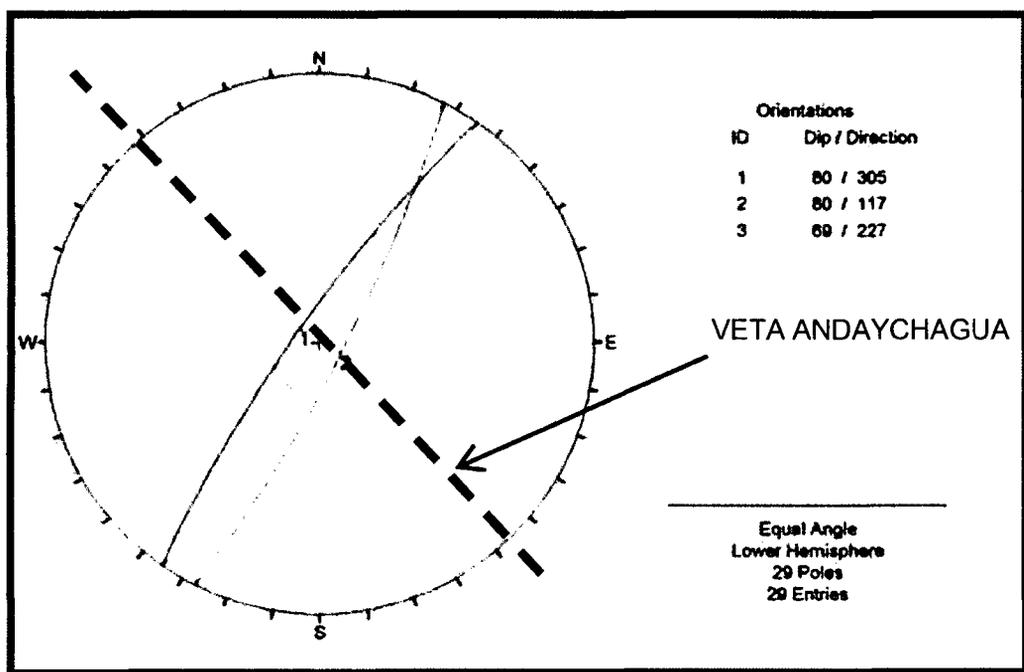
- El sistema 1 corresponde a aquella que sigue la dirección de la veta Andaychagua; el rumbo es de N30°E con buzamientos de 80° hacia el NO y SE.
- El sistema 2 es perpendicular a la veta principal con un rumbo de N43°O y que buza 69° al SO.

FIGURA 9: Proyección estereográfica de las concentraciones de polos de las fallas locales que intersectan la veta Andaychagua en los niveles estudiados.



Fuente: Geomecánica de Andaychagua

FIGURA 10: Proyección estereográfica de los principales planos de las fallas locales que intersectan la veta Andaychagua en los niveles estudiados.



Fuente: Geomecánica de Andaychagua

Los planos de las discontinuidades menores presentan las siguientes direcciones:

- La discontinuidad menor más importante es la foliación la cual se presenta generalmente quasi-paralela a la dirección de la veta, su rumbo general es de N32°E y buza 79° al NO; otra dirección de la foliación es N34°E y buza 81° al SE. La foliación en ciertos sectores de las cajas presenta plegamientos importantes con buzamientos sub- horizontales.

2.6. CARACTERÍSTICA GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.

2.6.1. PROPIEDADES DE RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES.

Considerando que en la interface de la losa de cemento y las encajonantes de las roca, se produce una superficie de cizalla por efecto del peso de la losa, tras los valores bajos de resistencia de la roca filitas y el sistema de discontinuidades paralelo a la veta, se estimó que la zona de mayor debilidad es la roca alterada ubicada en el contacto con las losas de cemento.

Para realizar una estimación indirecta de la resistencia de la interface, en el laboratorio de mecánica de rocas, se realizaron tres ensayos de resistencia al corte dos ensayos en roca filita y uno en brecha.

Tabla 01: Resultado de los ensayos de corte directo en laboratorio.

LITOLOGÍA	TALADRO	PROFUNDIDAD (m)	JRC ¹	JCS ² (MPa)	ANGULO DE FRICCIÓN (°)	COHESIÓN (kPa)
Filitas Negras con Vetillas	DDH-12-U-AN-001	258.87-259.00	13.8	2.3	25.5	102
Filita con alterac. argílica moderada	AN-31-950-10	123.07-123.20	8.5	2.5	24.8	92
Brecha	DDH-U-AN-13-002	148.24-148.52	9.1	9.7	34.2	75

Fuente: Laboratorio de SVS Ingenieros S.A.

Considerando que la resistencia de la interface está directamente proporcional al esfuerzo normal o de confinamiento, rugosidad de las discontinuidades y la resistencia de la roca en la interface, se utilizó el método propuesto por Barton (1973), que considera los siguientes parámetros: rugosidad de la discontinuidad JRC, resistencia de la pared de la discontinuidad JCS y el ángulo de fricción básico ϕ_b o residual ϕ_r .

$$\tau = \sigma_n * \text{tang}[JRC * \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_r]$$

El parámetro JRC se obtuvo en los mapeos geomecánicos realizados en las labores subterráneas, el parámetro JCS se obtuvo a partir de los ensayos de resistencia al corte y compatibilizada con los ensayos de compresión simple realizados en laboratorio y el ángulo de fricción básico estimado a partir de la bibliografía existente.

En la tabla 2 se indican los valores considerados para cada uno de los parámetros antes mencionados y las resistencias instantáneas a lo largo de la interface de cizalla o discontinuidad, para tensiones de confinamiento presentes en la zona del proyecto.

- 1.- **JCS**, corresponde a la resistencia a la compresión simple en la pared de la discontinuidad
- 2.- **JRC**, es la condición de rugosidad de la junta
- 3.- Resistencia a la compresión simple.

Tabla 02: Resistencia al Corte Sobre Discontinuidades (Barton, 1973).

Litología	Esfuerz. Confin. MPa	JRC	JCS (MPa)	Angulo de Fricción (°)	Cohesión (kPa)
Filitas	1 a 7	4	2.3	28.0	13
Brecha	1 a 7	4	9.7	34.6	16

Fuente: Laboratorio de SVS Ingenieros S.A.

Los datos cualitativos del macizo rocoso tomados durante las investigaciones geomecánicas fueron procesados y analizados para determinar cuantitativamente los parámetros geomecánicos de la roca intacta como son; las propiedades físicas, la resistencia y deformabilidad, el grado de fracturamiento, el grado de alteración entre otros.

2.6.2. ROCA INTACTA.

En la zona de profundización de la mina Andaychagua se han identificado principalmente tres litologías bien diferenciadas como son las filitas, andesitas, y brechas; debido a los diferentes eventos tectónicos y de mineralización estas han sufrido modificaciones en sus características físicas y mecánicas debido a los procesos tectónicos y de mineralización.

2.6.3. PROPIEDADES FÍSICAS.

La determinación de las propiedades físicas de las rocas y mineral fueron determinadas mediante ensayos de laboratorio; algunos resultados fueron extraídos del estudio realizado por DCR en el año 2012; dichos resultados son mostrados en la tabla debajo:

Tabla 03. Propiedades físicas de las diferentes litologías identificadas en los niveles de 1100 y 1150.

Litología	Den.seca (MN/m ³)	Den sat. (GPa)	Poros. apar. ente (%)	Abs. (%)	Observaciones
Filita con alteración argílica	2.78	2.79	1.23	0.44	AN-31-950-10(122.30-122.45)
Volcánico cloritizado	2.83	2.85	1.73	0.61	DDH-12-U-AN-001 (249.90-250.07)
Filita	2.76	2.76	0,53	0,19	geotec 01 a los 16 m y 105 m (Inf. DCR)
Filita	2,76	2,78	2,37	0,86	geotec 01 a los 25m y 54m. (Inf. DCR)
Mineral	3.53	3.55	1.86	0,54	Tajo 600 Inf. DCR

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

2.6.4. PARÁMETROS MECÁNICOS.

Las muestras recogidas en las estaciones y sondeos durante la fase de campo consistieron en muestras irregulares de tipo anisótropas (filitas y volcánicos foliados) las que fueron ensayadas con un equipo de carga puntual en diferentes direcciones a fin de estimar su resistencia promedio. Los resultados muestran que la resistencia de la roca intacta varía de una roca medianamente dura para las filitas negras y las filitas mineralizadas a una roca blanda para las filitas moderadamente argilizadas. Otros resultados obtenidos de los ensayos de laboratorio del estudio de DCR también son considerados.

Tabla 04. Resultados de los ensayos de carga puntual a las diferentes litologías.

Litología	Estación Geomecánica / Taladro	Is50 Max	Is50 min	Is50 mediana	Cantidad
Filita negra	EG-4, EG-7, EG-8, DDH-12-U- AN-001	4.33	1.29	2,11	6
Filita argilizada	EG-6, DDH-12-U-AN-002	4,95	0,47	1,63	8
Filita con mineral	AN-45-950-10, AN-31-950-10, AN-146-1050-10	7.27	1.05	3.03	12
Brecha	EG-2, EG-5, EG-13	4.28	0,81	2.35	10
Mineral	EG-9, EG-11, AN-60-1050-10, AN-146-1050-10	9.94	1.35	3.31	14
Volcánico alterado	EG-10, EG-12	2.30	0.82	1.51	7

Fuente: Laboratorio de SVS Ingenieros S.A.

Tabla 05. Resultados de los ensayos de compresión simple.

Taladro	Profundidad (m)	Litología	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (Kg)	UCS³ (MPa)
DDH-U-AN-12-001	182.15-182.29	Filitas negras con vetillas de cuarzo	6.31	12.88	7100	22.27
AN-45-950-10	122.50-122.70	Filita con alteración argílica moderada	6.35	12.92	5100	15.79
DDH-12-U-AN-001	249.90-250.07	Volcánico moderadamente cloritizado	6.31	10.56	29000	88.86
DDH-12-U-AN-001	272.32-272.50	Brecha en filitas con alteración argílica moderada	6.32	11.31	7000	21.58

Fuente: Laboratorio de SVS Ingenieros S.A.

Con la finalidad de complementar la información sobre el comportamiento mecánico de las diferentes litologías, se consideraron los ensayos triaxiales realizados a las muestras recogidas de los sondeos denominados GEOTEC (2015); los ensayos fueron realizados a la filita y al mineral. La tabla 6 muestra el resultado de los ensayos.

Tabla 06. Resultados del ensayo triaxial realizado en el año 2015

Litología	prof. m	Ø (°)	Cohesión (MPa)	τ _f	Observaciones
Filitas	118 - 122	46,84	11.53	22,16	DCR (Sondeo geotec 02)
Filitas	16 - 106	48.23	15.72	14,47	DCR (Sondeo geotec 01)

Fuente: Laboratorio de SVS Ingenieros S.A.

Las rocas con alteraciones argílicas avanzadas (esmectita, sericita, caolinita) situadas cerca de la veta de tonalidades claras son susceptibles al hinchamiento en condiciones de agua (mojado o flujos bajos) permanentes; tal como se observó en algunos frentes de excavación de los tajos la resistencia a la compresión de dichas rocas disminuye considerablemente.

2.6.5. PROPIEDADES ELÁSTICAS

El resultado de los ensayos de laboratorio realizados a dos muestras correspondientes a filitas y brechas se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 07. Resultados de laboratorio, ensayos de deformabilidad.

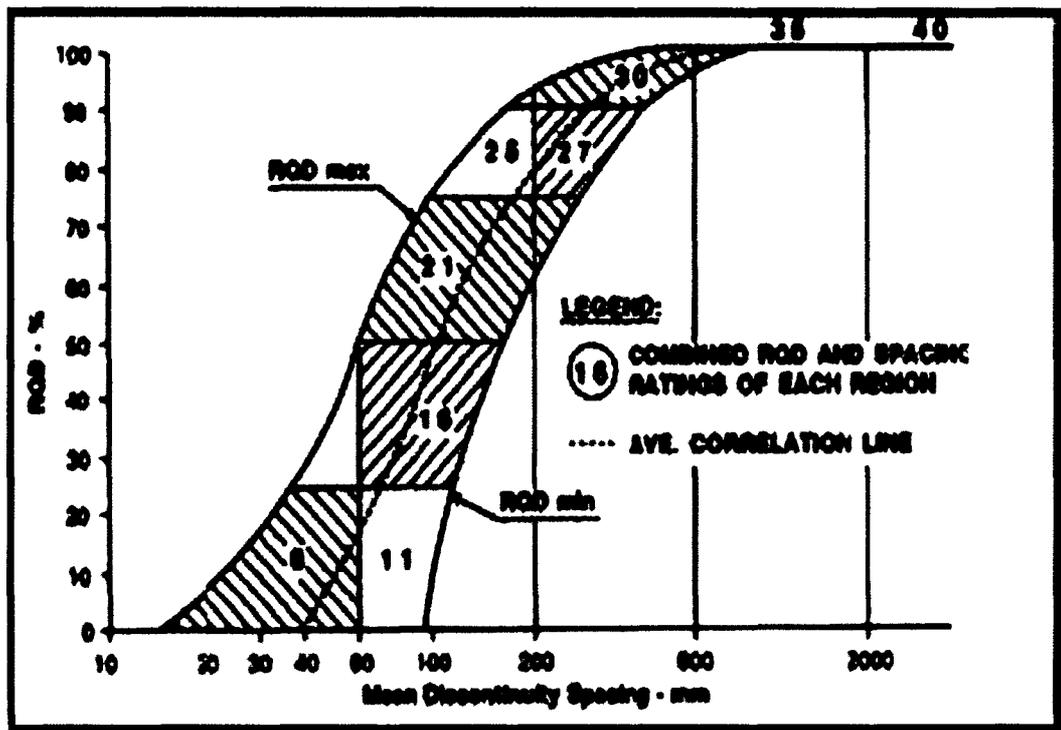
Litología	Palacio	Profundidad (m)	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Módulo de elasticidad (GPa)	Constante de Poisson (ν)
Filita negra con vetillas	DDH-12-U-AN-001	296.50-296.70	6.34	12.89	4.77	0.10
Brecha	DDH-12-U-AN-002	148.24-148.52	6.31	12.94	13.67	0.36

Fuente: Laboratorio de SVS Ingenieros S.A.

2.6.6. RQD (ROCK QUALITY DESIGN).

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) 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 11. Correlación del RQD con el espaciamiento, Bieniawski (1976).



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

En las labores de interior mina se observaron principalmente dos grados de fracturación, el primero corresponde a un grado moderado de fracturamiento donde se obtuvo un RQD entre 25 a 40% y el segundo que corresponde a un grado de intenso fracturamiento con un RQD inferior de 25%.

El tipo de fracturamiento en la veta Andaychagua y las cajas es la siguiente:

- Caja techo; presenta un grado de fracturamiento intenso con un RQD < 25%.
- Caja piso; presenta un grado de fracturamiento moderado a mediano con un RQD que oscila desde 28 a 70%.
- Veta; presenta un RQD inferior a 10%. Esto es debido a la presencia de fallas y planos de corte en la veta.

El anexo 1 y la siguiente figura (Fig. 11) muestran los valores del RQD obtenidos en cada estaciones geomecánicas.

2.6.7. GRADO DE ALTERACIÓN.

Debido a la profundización de las labores el grado de alteración en las discontinuidades está relacionado principalmente por las alteraciones hidrotermales de tipo argílicas, propilíticas y de silicificación; producidas durante el proceso de mineralización. Las alteraciones argílicas y de sílices pueden ser leves, moderadas a avanzadas y tienen una extensión variable de acuerdo a lo observado en las labores de acceso.

Las zonas de alteraciones argílicas están concentradas en la proximidad de la veta Andaychagua, los sondajes diamantinos situados en los niveles inferiores al nivel 1000 evidencian una extensión irregular de entre 3 a 10 m adyacentes al contacto con la veta.

2.7. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.

El sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski RMR (1976) valora al macizo rocoso de acuerdo a la calidad de roca, el mismo que considera cinco parámetros que indica en lo siguiente:

1. Resistencia a la compresión uniaxial (σ_c).
2. Índice de calidad de la roca (RQD).
3. Espaciamiento de las discontinuidades (S).
4. Condición de las discontinuidades (J_c).
5. Condición de agua (W_f).

$$RMR = \sigma_c + RQD + S + J_c + W_f$$

Los resultados de la clasificación del macizo rocoso de todas las estaciones geomecánicas son indicadas; respecto a su ubicación sea caja techo, caja piso o veta se agruparon los resultados de la clasificación, ello se muestra a continuación en la tabla 08.

Tabla 08. Clasificación geomecánica de las cajas y veta Andaychagua en los niveles 1100 y 1150.

Ubicación	Estaciones Geomecánicas	RMR 76	RMR 76 Promedio
Caja Techo	EG-01, EG-03, EG-06, EG-07, EG-08, EG-10, EG-14, EG-19, EG-22, EG-23, EG-26	36, 35, 35, 36, 28, 39, 29, 42, 65-32, 20, 42	28-42
Caja Piso	EG-02, EG-04, EG-05, EG-11, EG-12, EG-13, EG-42, EG-17, EG-18, EG-20, EG-25	34, 40, 43, 31, 42, 48, 42, 36, 33, 41, 57	31-48
Veta	EG-09, EG-15, EG-21, EG-24	34, 34, 41, 36	35

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

La tabla 09 resume los resultados obtenidos en los testigos de perforación diamantina; los mismos que muestran la calidad de la roca en las cajas cercanas a los tajeos de profundización.

Tabla 09. Resultado de la clasificación geomecánica realizada sobre los testigos de perforación de los taladros validados.

Taladros	Caja Techo			Veta			Caja Piso		
	Promedio	Mín.	Max	Promedio	Mín	Max	Promedio	Mín.	Max.
DDH-U-AN-12-001	32	28	41	34	33	38	32	32	32
DDH-U-AN-12-002	30	27	38	19	16	32	35	19	44
AN-82-1050-10	-	-	-	36	36	36	31	21	42
AN-45-950-10	31	17	40	-	-	-	-	-	-

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

De todos los resultados obtenidos podemos resumir que el comportamiento geomecánico de la veta y la caja techo corresponden a una roca de mala calidad y la caja piso tiene calidad mala a regular. Esto es debido principalmente al estado estructural de la roca que generalmente corresponde a una zona disturbada, ya sea por la presencia de una roca foliada (anisotrópica) que presenta plegamientos locales, fallas o zonas de corte.

2.7.1. PARÁMETROS DE RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO.

Las propiedades de resistencia del macizo rocoso difieren de la roca intacta, debido a que el primero presenta discontinuidades como diaclasas, fisuras, fallas, etc., siendo prácticamente imposible ejecutar ensayos de corte o de compresión triaxial en el mismo, a una escala apropiada.

Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2002).

Este criterio toma en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes m_b , s y a , las que se estiman en función de la estructura y la condición de las discontinuidades del macizo rocoso, estando representado por el índice de resistencia geológica GSI. La forma generalizada del criterio de fallamiento de Hoek – Brown es:

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

Dónde:

- **m_b , S y a .** Son parámetros que dependen de las características del macizo rocoso y cuyo cálculo se detalla más adelante.
- **σ_{ci} .** Es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- **σ'_1 , σ'_3 .** Son los esfuerzos efectivos axial y de confinamiento principales respectivamente.

Los parámetros m_b , S y a , se calculan mediante las siguientes fórmulas aplicables a macizos rocosos disturbados y no disturbados.

$$m_1 = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$S = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\left(\frac{GSI}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)}\right)$$

La variable m_i de la fórmula anterior es la constante de la roca intacta, el cual fue estimado mediante los ensayos de compresión triaxial realizados en el laboratorio.

D , es un factor de daño que depende del grado de alteración al cual el macizo rocoso está sujeto al daño por efecto de la voladura y relajación de presiones. Este factor varía de 0 para macizos rocosos in-situ no alterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados. Para el Caso de Andaychagua se consideró un valor de **0.5**.

Dado que muchos de los modelos numéricos que se aplican para los análisis de resistencia del macizo rocoso están expresados en términos del criterio de falla de Mohr – Coulomb, se han calculado los valores de la cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso para cada altura de talud, siguiendo la metodología propuesta por Hoek (Hoek et. al, 2002), la misma que relaciona los valores del esfuerzo normal y de corte con los esfuerzos axial y de confinamiento, mediante las siguientes fórmulas:

$$\sigma'_n = \frac{\sigma'_1 + \sigma'_3}{2} - \frac{\sigma'_1 + \sigma'_3}{2} * \frac{d\sigma'_1/d\sigma'_3 - 1}{d\sigma'_1/d\sigma'_3 + 1}$$

$$\tau = (\sigma'_1 + \sigma'_3) \frac{\sqrt{d\sigma'_1/d\sigma'_3}}{d\sigma'_1/d\sigma'_3 + 1}$$

Dónde:

$$d\sigma'_1/d\sigma'_3 = 1 + am_b(m_b\sigma'_3/\sigma_{ci} + S)^{a-1}$$

Para la estimación de las propiedades elásticas del macizo rocoso se utilizó la correlación definida por Hoek y Diederichs, la cual está incluida en el programa de cómputo RocData 3.0 de Rocscience y que está expresada por la ecuación siguiente:

$$E = E_i \left[0.02 + \frac{1 - (D/2)}{1 + e^{\left(\frac{16+15D-GSI}{11}\right)}} \right]$$

Esta fórmula permite estimar el módulo de elasticidad del macizo en base a los resultados de laboratorio (E_i = módulo de Young de la roca intacta), los cuales se encuentran dentro de los rangos aceptables en la literatura internacional.

Los parámetros de resistencia del macizo rocoso y propiedades elásticas, fueron calculados siguiendo la metodología expuesta anteriormente, cuyos resultados de cálculo se resumen en la tabla 10.

Tabla 10. Propiedades del macizo rocoso basados en correlaciones con el GSI.

Litología	GSI	σ_{ci}	m_i	a	m_b	S	σ_{cm} (MPa)	E_{mrr} (MPa)
Filitas	45	50	10	0.508	0.729	0.0007	5.54	3976
Filitas argilizadas	30	16	7	0.522	0.250	0.0001	0.94	948
Mineral	30	33	19	0.522	0.678	0.0001	3.25	1362
Filita mineralizada	35	27	7	0.516	0.317	0.0002	1.87	1643
Brechas	38	50	19	0.513	0.992	0.0003	6.29	2658
Volcánico alterado	45	89	25	0.508	1.822	0.0007	15.60	5306

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

2.7.2. CONDICIONES DE ESFUERZOS IN-SITU.

La evaluación de la dirección y dimensión de los esfuerzos geostáticos del macizo rocoso fue realizada mediante la medición de ensayos “in situ”, que fueron ejecutadas por la empresa INGEROC PERU S.A.C. en abril del 2016.

El método utilizado para las mediciones fue el sobre perforado también llamado “overcoring” en inglés; en donde se utilizó la celda triaxial desarrollada por CSIRO denominada “Hollow Inclusion”. Efectuándose para cada sobre perforado los ensayos biaxiales. Los sitios donde fueron ejecutados los ensayos fueron tres (03) y son indicados en la tabla siguiente, en cada sitio se realizaron 2 ensayos.

Tabla 11. Ubicación de ensayos de medición de esfuerzos.

Sitio	Ubicación	Tipo de roca	Columna Litostática (m)	Azmut	Inclinación
1	Nivel 900 oeste, XC-04	Filita	600	63°	3°
2	Nivel 1100, Rampa 06	Volcánico	800	131°	4°
3	Nivel 900, XC-1225	Volcánico	600	127°	2°

Fuente: Ingeroc Perú S.A.C.

- En el sitio 1 se realizó el primer sobre perforado “overcoring” pero no el ensayo biaxial porque el testigo se rompió; el segundo sobre perforado resulta fallido. Los valores para las propiedades elasto-plásticas de la roca es solo teórico correlacionándolas con los resultados del primer sobre perforado, calculando de esa forma los valores de los esfuerzos “in situ”.
- En el segundo sitio los ensayos fueron efectuados con fuerte presencia y afloramientos cercanos de agua termales con alto contenido de fierro. Los dos ensayos se ejecutan en forma satisfactoria obteniéndose valores similares, por lo que se validan los resultados.

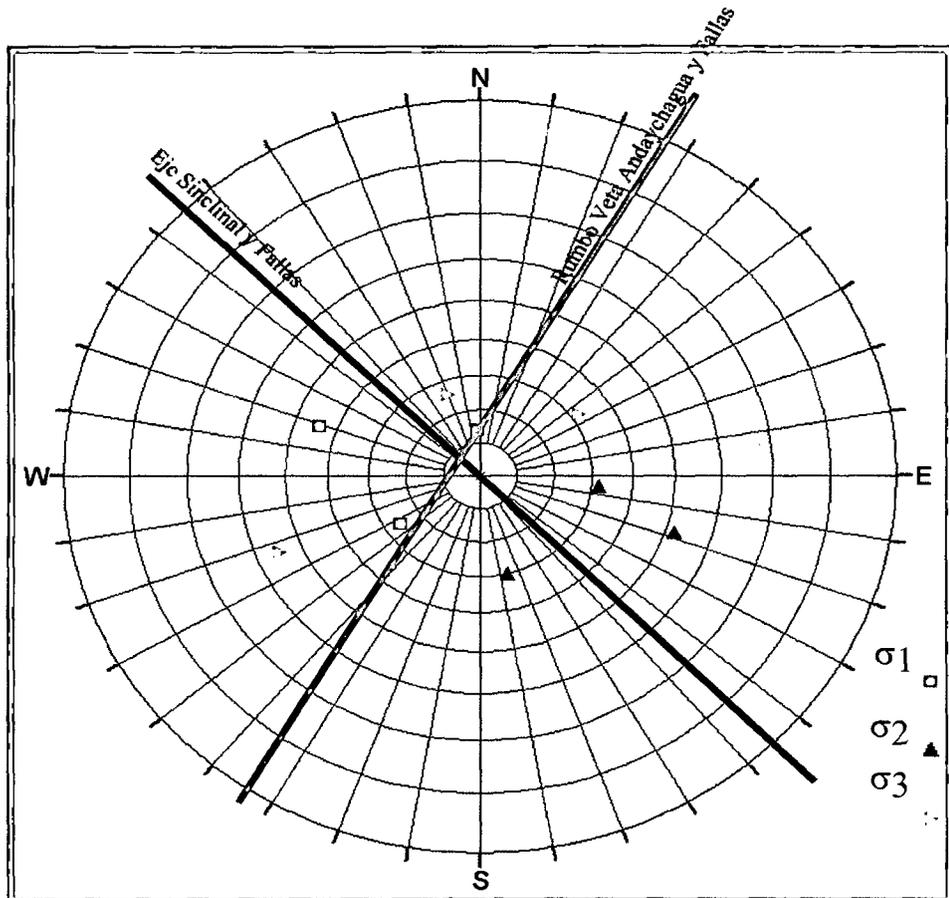
- En el sitio 3 solo se valida el segundo ensayo y es el representativo del sitio pues durante el primer ensayo no se pudo completar el sobre perforado perdiéndose la muestra imposibilitando la realización del ensayo biaxial.

Tabla 12. Resultados de mediciones de esfuerzos in-situ.

ESFUERZOS PRINCIPALES REPRESENTATIVOS DE CADA SITIO (MPa)										
Sitio	Ensayo	σ_1	Azim.	Inclin.	σ_2	Azim.	Inclin.	σ_3	Azim.	Inclin.
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: SVS Ingenieros S.A.

Figura 12. Proyección estereográfica de esfuerzos in-situ



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

- Que los ensayos de tipo “overcoring” están restringidos para macizos rocosos cuyo comportamiento no es significativamente diferente es decir macizos rocosos masivos en un medio perfectamente elástico.
- El estado de esfuerzos y el fracturamiento pre-existente del macizo en los lugares de medición deben ser tales que sea posible obtener relativamente longitudes de piezas de testigos enteros o intactos (dos o tres veces el diámetro del hueco perforado).
- Asimismo, este método de “overcoring” es impracticable en los huecos perforados hacia abajo en terrenos con condiciones saturadas de agua.

Los resultados obtenidos, las condiciones en que se realizaron cada uno de los ensayos vs. las sugerencias de la ISRM y el estado geoestructural de la mina, hacen deducir los valores de esfuerzo estimados son aproximados.

En este contexto, creemos conveniente realizar el análisis de esfuerzos tanto para una condición gravitacional como para la tendencia predominante del resultado de medición de esfuerzos.

7

CAPÍTULO III

OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LAS LOSAS ESTRUCTURALES DE RELLENO CEMENTADO

3. EVALUACIÓN DEL CONCRETO Y RELLENO CEMENTADO EN LA CONDICIÓN ACTUAL.

Del inventariado, revisión de información y análisis de todo el proceso de relleno cementado se puede resumir y comentar lo siguiente.

3.1. MATERIALES Y PROCESO DE PREPARACIÓN.

3.1.1. AGREGADOS PROVENIENTES DEL DESMONTE DE MINA Y CANTERAS DE PRÉSTAMO.

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 30tn/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 204m³ y 127m³

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.

3.1.2. 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.

3.1.3. AGUA.

El agua es proveniente de la canalización de una laguna relativamente alejada de las operaciones y que el día 22/06/17 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.

3.1.4. 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.

3.1.5. 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").
- Es importante señalar que antes de iniciar con la colocación del relleno cementado se coloca 02 tandas de Soft y 03 tandas de mortero con la finalidad de lubricar la tubería de conducción, los mismos que se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 13. 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	
ConfitilloRicaldi		600	445		
Relave	625	570	590	1032	1643
Cemento	300	300	300	300	300
Agua	220	210	210	300	450
Euco 537	3.0	3.0	3.0		
Euco WO	0.3	0.3	0.3		

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Las propiedades físicas de los agregados utilizados para el diseño se presentan en la tabla 14.

Tabla 14. Propiedades físicas de los agregados para el diseño

Propiedades	Relave	Confitillo Uso 89	Piedra Uso 67	Confitillo Ricalde	Piedra Ricalde
P. específico	2.8	2.65	2.65	2.64	2.65
Absorción.	3.7	1.45	2	2	1.62
Conten. Humed	10%	9.00%	2.70%	7%	2.50%

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

3.1.6. 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 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.

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 agregando 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.

Uno de los problemas frecuentes con el sistema de pesado automático, es que por la alta humedad de los materiales finos (relave) este suele pegarse a la tolva y no descargar hacia la mezcladora, este defecto hace que requiera ayuda manual para la descarga.

3.1.7. SISTEMA DE BOMBEO, TRANSPORTE Y VACIADO.

En cuanto al transporte del relleno cementado se dispone de dos (02) bombas SCHWING BP3500 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 3.1.5) donde han reducido el peso de agregado de piedra de $\frac{3}{4}$ " en el orden de 150 kg a 250 kg, y lo han remplazado en equivalente en peso por Relave y Confitillo (piedra de $\frac{1}{2}$ "), así mismo han observado que con un slump comprendido entre 7 $\frac{3}{4}$ " 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 25m³/hora.

Así mismo, como la Planta produce por tanda 1.25m³ 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 $\frac{3}{4}$ ", 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 400m³/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 $\frac{3}{4}$ " y 8".

En consecuencia el diseño de mezcla original ha sufrido modificaciones primero por reducción de peso de piedra $\frac{3}{4}$ ", luego el recalcu lo por el volumen de la tanda a 1.25m³ 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 1.25m³ se ingresan al software los cuales se reajustan durante la operación según la humedad de los materiales.

Tabla 15. Diseño Ajustado por la Operación (Diseño 1)

material	Peso diseño original (kg)	variación del peso por bombeo (kg)	peso del diseño recalculado (kg)	peso recalculado (1.25 m ³) en planta de producción	variación 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	-

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Con referencia a la colocación del relleno luego de verificar que se encuentra conforme el armado del acero de la losa con su respectivo encofrado se procede con el bombeo desde la planta hacia la losa de turno, el cual actualmente tiene un recorrido comprendido entre 1 a 1.5km de longitud de tubería de fierro de Ø 5", con un flujo comprendido entre 18 a 25m³/hora el cual es enviado normalmente con un slump comprendido entre 7 3/4" a 8".

La colocación se realiza mediante la tubería de descarga de Ø 5", el cual está ubicada entre 3.50m a 3.80m de altura respecto del nivel inferior de la losa, por lo que el relleno cae desde altura de 3.8 m en la primera etapa del vaciado y va formando un cono durante el proceso de colocación, el bombeo se inicia con 02 tandas de mortero y luego 03 tandas de soft

(relave, cemento y agua) con la finalidad de lubricar la tubería, posteriormente se coloca el relleno cementado y cuando falta 1 hora aproximadamente para culminar con el relleno (18 a 25m³) se envía entre 15 a 18 tandas de soft de 1.25m³ c/u con la finalidad de que este material por su alta trabajabilidad se deslice por la parte superior de la losa y la nivele de forma tal que se elimine el cono conformado durante el vaciado, lográndose parcialmente este objetivo.

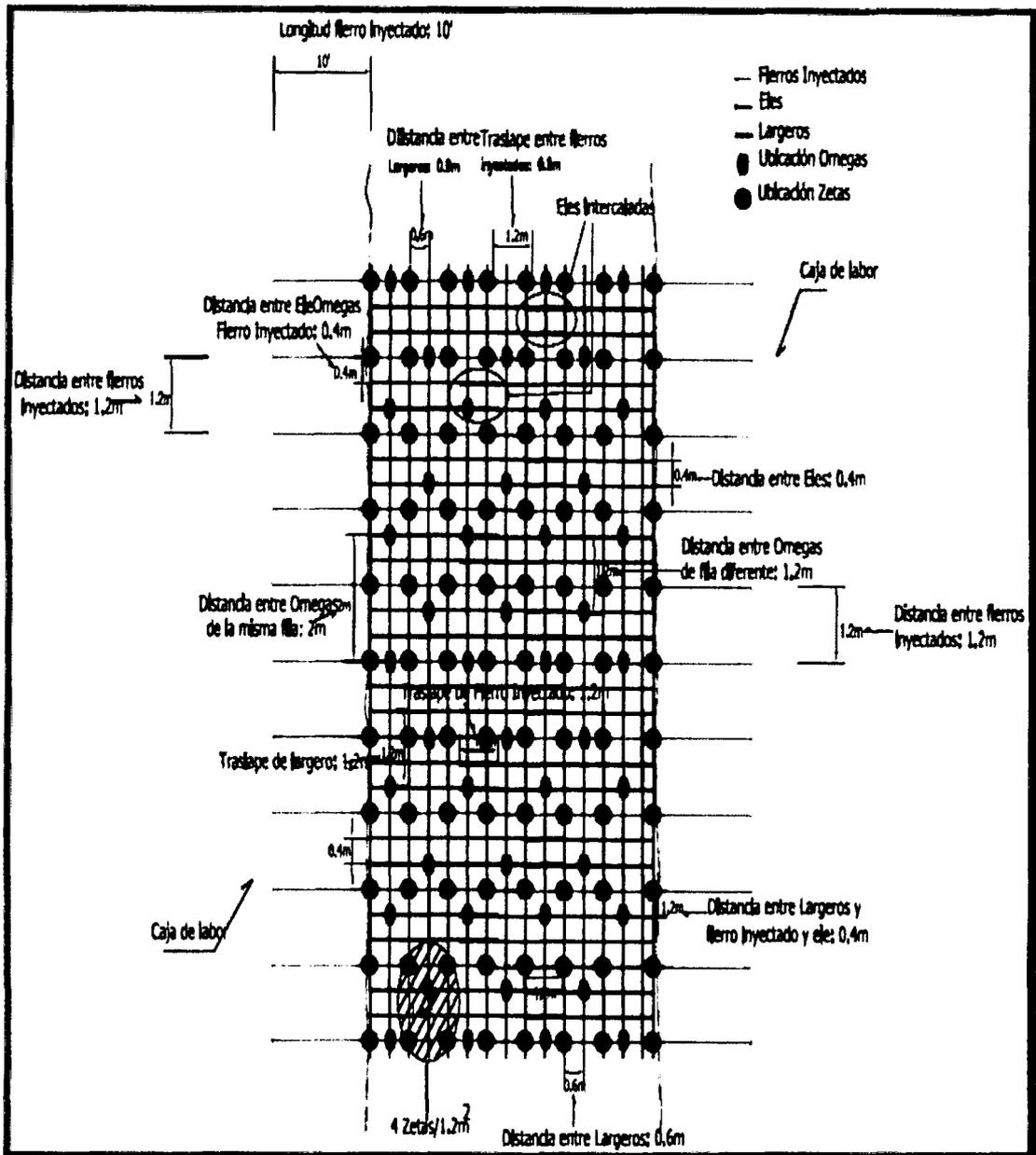
Para el proceso de colocación se dispone de 01 cuadrilla de inspectores en interior mina quienes mantienen comunicación telefónica con el personal que opera en planta y permanentemente están informando el comportamiento del relleno cementado en referencia a su trabajabilidad, con el cual el operador de la sala de mando realiza los ajustes pertinentes a la dosificación de los agregados.

3.1.8. ARMADO DE ACERO.

Primeramente se realiza la preparación de la superficie inferior del paño que consiste en el retiro de todo tipo de material inadecuado, como exceso de agua, material suelto, restos solidos no estructurales, posteriormente se realiza el armado de las mallas de acero según corresponda el ancho del paño y finalmente se realiza el encofrado de los lados laterales del paño de losa, el cual consiste en un panel de madera apuntalado tanto desde la parte interior del paño como desde la parte exterior.

La malla de acero es de diferentes diámetros y tienen la función de incrementar la resistencia a la flexión y reforzar en el caso que exista juntas frías durante el vaciado, las mismas que están ancladas en la roca de la caja techo y piso. Para casos en que el ancho de losas es mayor a 6m se coloca doble malla espaciados 15cm entre sí. En la figura siguiente se muestra las dimensiones del armado de malla.

Figura 13. Malla de acero actual para refuerzo de la losa.
(Ver el plano en Anexo)



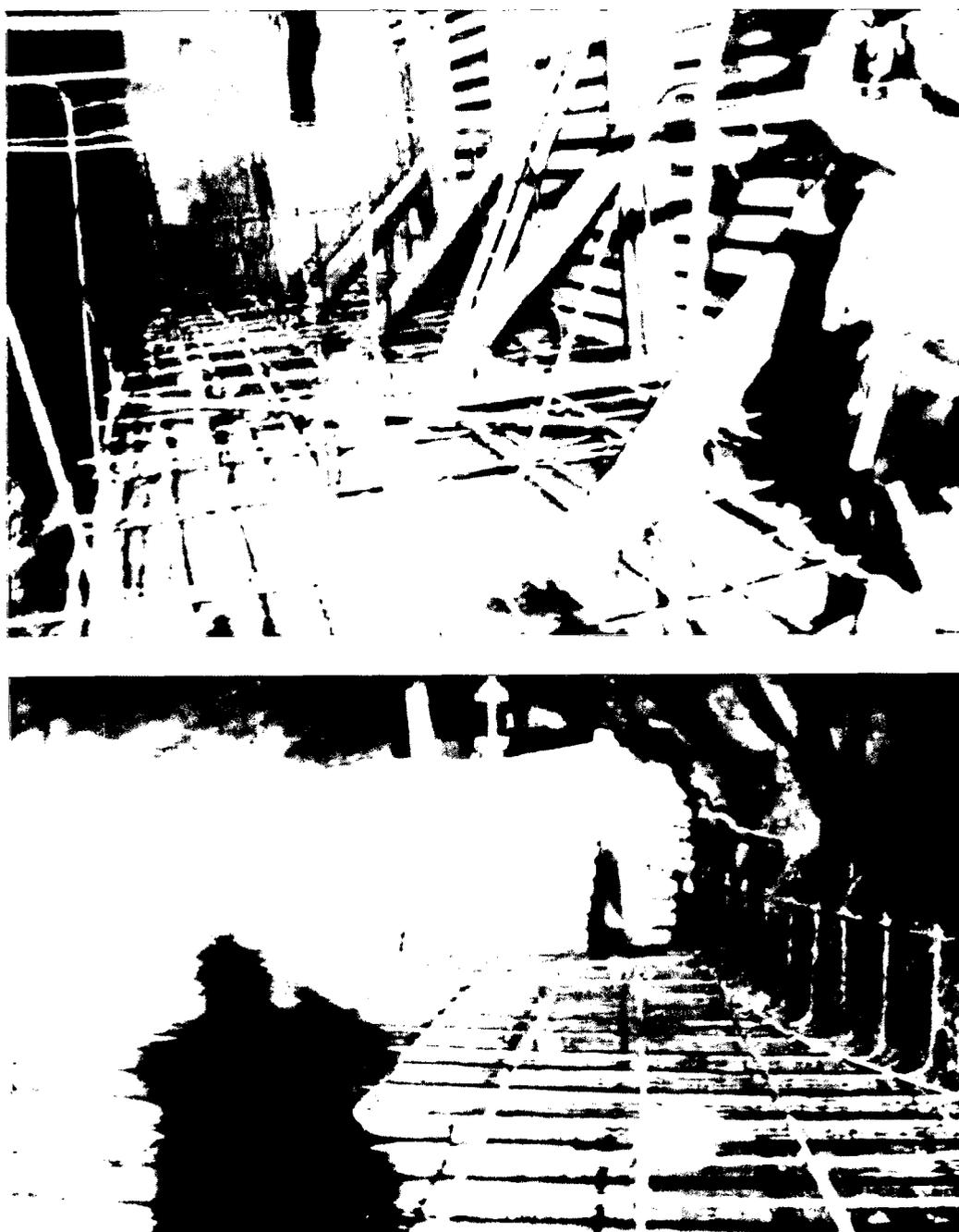
Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Los fierros inyectados y los ejes son de 1" de diámetro, los largeros de $\frac{3}{4}$ " de diámetro, los zetas y omegas son de $\frac{3}{4}$ " de diámetro y los traslapes son de 1 a 1.2m.

3.1.9. TABIQUES O ENCOFRADOS.

Los encofrados de cada panel de losas es construido con el uso de tablonces de madera de 2" y puntales de 8" de diámetro, la altura de los encofrados son de 3.5 m y detrás del encofrado se coloca una tela arpillera para que el relleno cementado no escape por lo orificios. En la figura siguiente se muestra unas fotos referenciales.

Figura 14. Encofrados o Tabique actual de las losas.

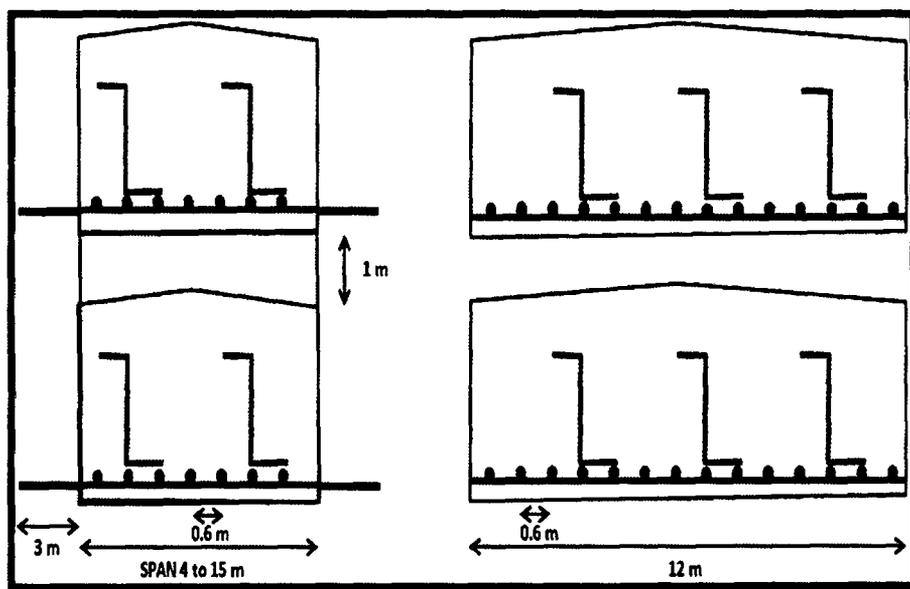


En vista que los trabajos de construcción del encofrado son laboriosos requiriendo de abundante mano de obra y tiempo, se recomienda evaluar la posibilidad de reemplazar estos encofrados por una estructura de malla más shotcrete ancladas en las cajas, que cumplan la función del encofrado. En la figura siguiente se muestra una figura típica de dicha estructura, que deberá ser ajustado al caso de Andaychagua.

3.2. LOSA DE CONCRETO.

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.

Figura 15. Vista longitudinal y transversal de la losa de relleno cementado.

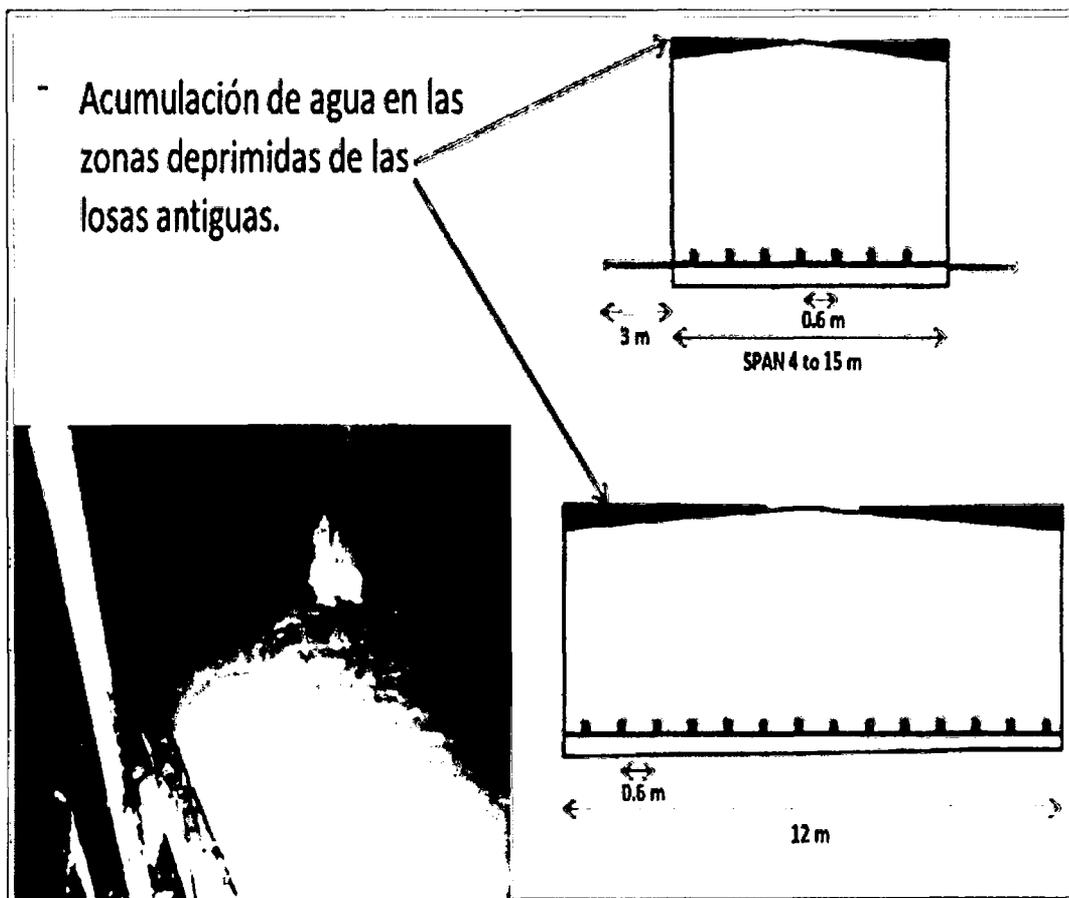


Fuente: SVS Ingenieros S.A.

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 16, 17 y 18 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.

193656

Figura 16. Empozamiento de agua en zonas deprimidas de las losas



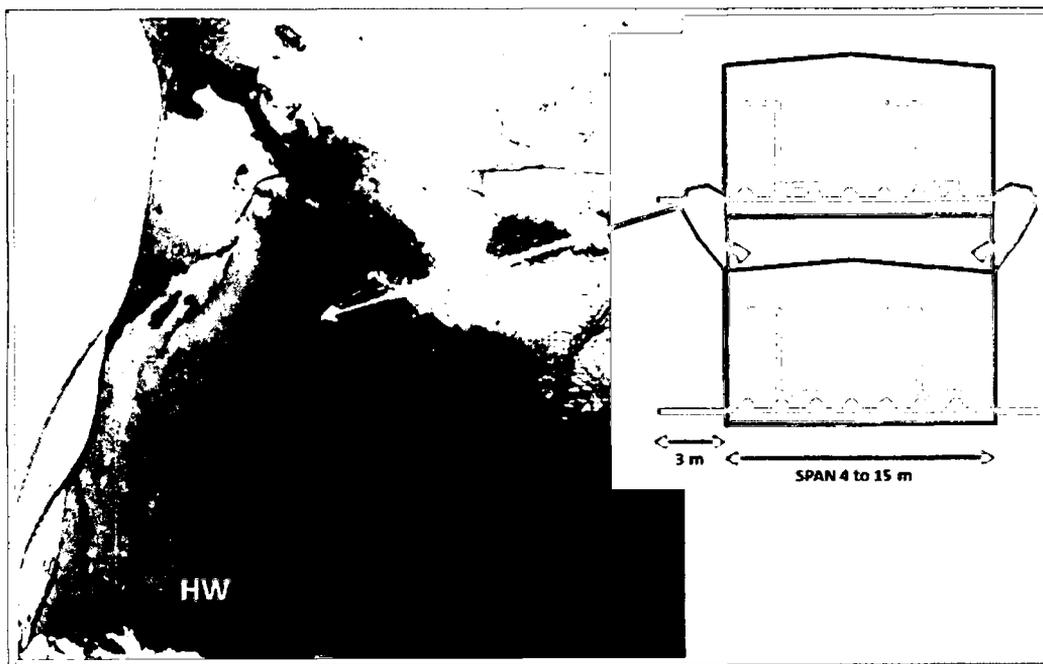
Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Figura 17. Filtraciones del agua empozada a lo largo de las paredes de la caja techo y piso.



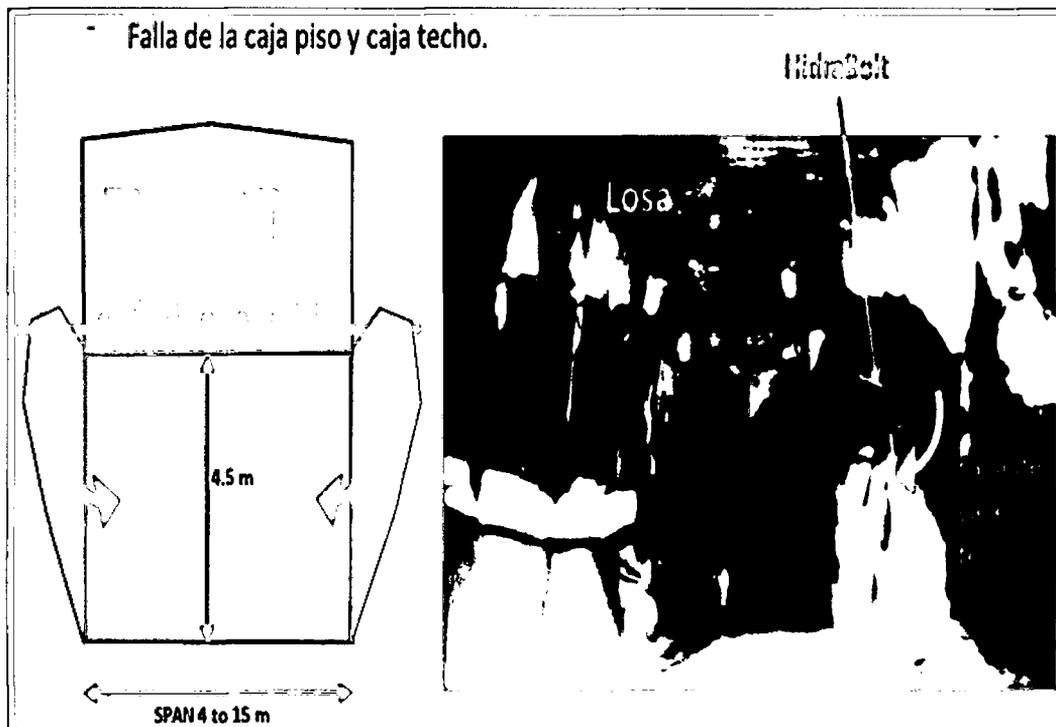
Asimismo, se ha identificado que en el contacto de interface del relleno cementado de la losa y las cajas (techo y piso), se presenta una sobre-excavación de la roca que deja expuesto las varillas cementadas

Figura 18. Exposición de varillas de anclaje por desmoronamiento de las cajas.



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.

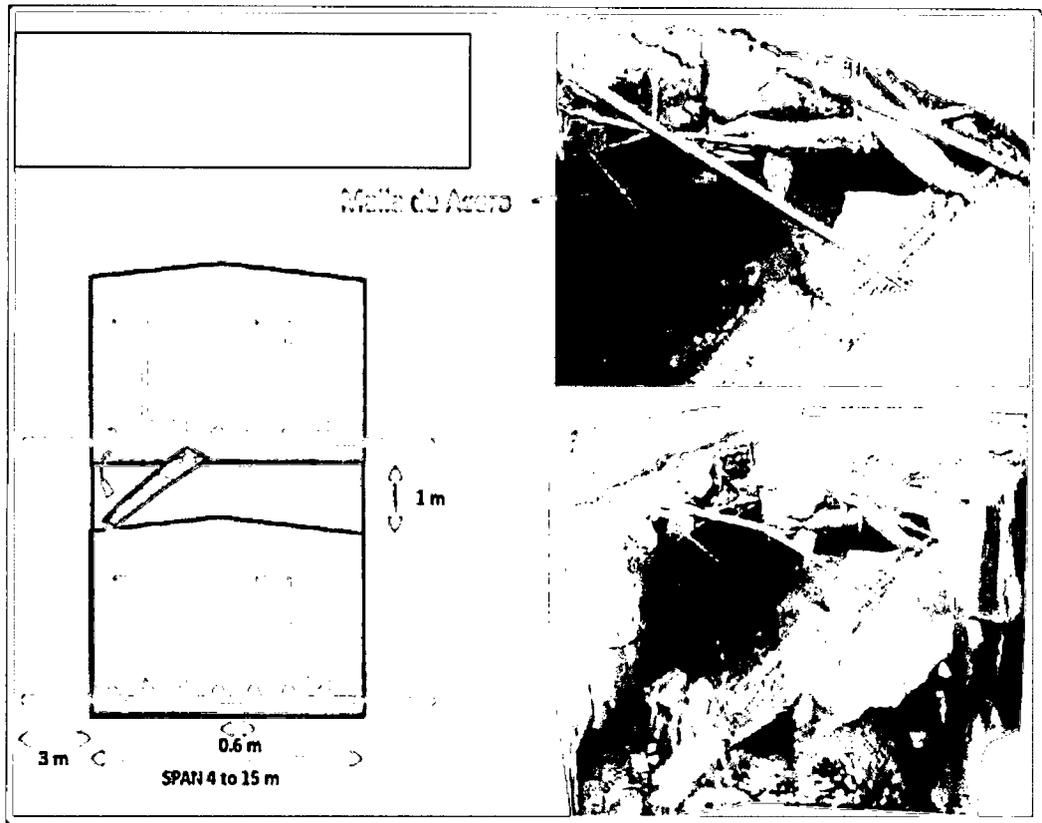
Figura 19. Falla de la caja techo y piso en los Tajeos actuales.



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

En el tajeo.400, acc.409 por el 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.

Figura 20. Lajamiento de la zona inferior de la losa (tajo 400, acc 409 y Nv. 1150).



En vista que la longitud de los paneles son muy cortos, requiere de mucha preparación en tiempo y disponibilidad de mano de obra, SVS Ingenieros, propone incrementar las longitudes de vaciado, de manera progresiva hasta llegar a una longitud óptima que se ajuste a la operación.

A continuación se muestra un plano típico de control y vaciado de losas, con longitudes de paneles mayores a 15 m, donde se registra fecha de vertido, resistencia a los 7, 14 y 28 días, contenido de cemento, tiempo de exposición (tiempo de curado) y espesor de losa.

3.3. CONTROL DE CALIDAD.

En cuanto a los trabajos de Control de Calidad (QC) cuentan con un (01) laboratorio de Suelos en la Planta de Relleno Cementado y son operados por dos (02) técnicos de suelos y supervisados por el Ingeniero de Planta. Los tipos de pruebas de control de calidad que viene ejecutándose es lo siguiente:

3.3.1. ENSAYOS GRANULOMÉTRICOS Y PROPIEDADES FÍSICAS.

Consiste en verificar que la curva granulométrica de los agregados se encuentran dentro de su respectivo Huso de diseño; así mismo se verifica los valores de las propiedades físicas como P.U, Absorción, Humedad de cada uno de los agregados, dichos ensayos lo están realizando con una frecuencia de 01 vez por semana.

3.3.2. TOMA DE MUESTRAS DEL RELLENO CEMENTADO FRESCO.

Durante la preparación y colocación del relleno cementado a cada losa se toman muestras tanto en superficie (Planta) como en interior mina en las siguientes condiciones:

- Toma de Muestras en Superficie; es realizado por un (01) técnico de suelos en la Planta de producción quien toma de la faja transportadora 01 balde de relleno cementado y luego va colocando en cada molde adecuadamente preparada y nivelada siguiendo los procedimientos estandarizados de rellenar en 03 capas de volúmenes iguales y en cada capa realiza la compactación con 25 penetraciones con la varilla , en total se toman 04 muestras para ser ensayadas a la resistencia a la compresión a los 7 y 28 días.
- Toma de Muestras en Interior Mina; es realizado por un ayudante quien toma la muestra de relleno cementado con un balde de la zona que se encuentra cercana al panel lateral por su facilidad, debido a que es imposible tomar la muestra directamente de la tubería por que se encuentra al medio del paño, seguidamente se coloca en los moldes sin tener una adecuada nivelación en dos (02) capas, en

total se toman 02 muestras para ser ensayadas a la resistencia a la compresión a los 28 días.

3.3.3. CURADO DE LAS MUESTRAS.

Para esta etapa se cuenta en el laboratorio de suelos con una poza de curado acondicionado con calentadores eléctricos que mantienen el agua en una temperatura entre 28 °C a 30 °C; se ha observado que las muestras se tratan de diferente manera según lo siguiente:

- Muestras tomadas en Superficie; estas son retiradas del molde luego de 24 horas y son colocadas inmediatamente a la poza de curado con los debidos cuidados.
- Muestras tomadas en Interior Mina, estas son retiradas del molde luego de 24 horas y son transportadas de interior mina hacia la poza de curado en superficie luego de 2 a 4 días donde sufren golpes en su trayectoria.

Este efecto tiene una alta incidencia en el resultado que se puede obtener en superficie y el subterráneo, por lo que SVS Ingenieros recomienda homogenizar las metodologías de muestreo y curado para poder comparar el nivel de disminución de resistencia del concreto en el tajeo.

3.3.4. MEDICIÓN DEL SLUMP DURANTE EL PROCESO DE REPARACIÓN DEL RELLENO CEMENTADO.

Para realizar una adecuado bombeo del relleno cementado se requiere de un slump comprendido entre 7 ¾" y 8" el cual es medido constantemente durante la preparación del relleno, parámetro que a su vez sirve de apoyo para controlar la cantidad de agua en la mezcla el cual se ve alterado por la humedad de los agregados más aun cuando estos están almacenados en depósitos sin techar como es el caso del relave.

Para efectuar esta medición el técnico de suelos toma una muestra de la faja transportadora con un balde luego lo coloca en el cono de Abrams siguiendo los procedimientos estandarizados.

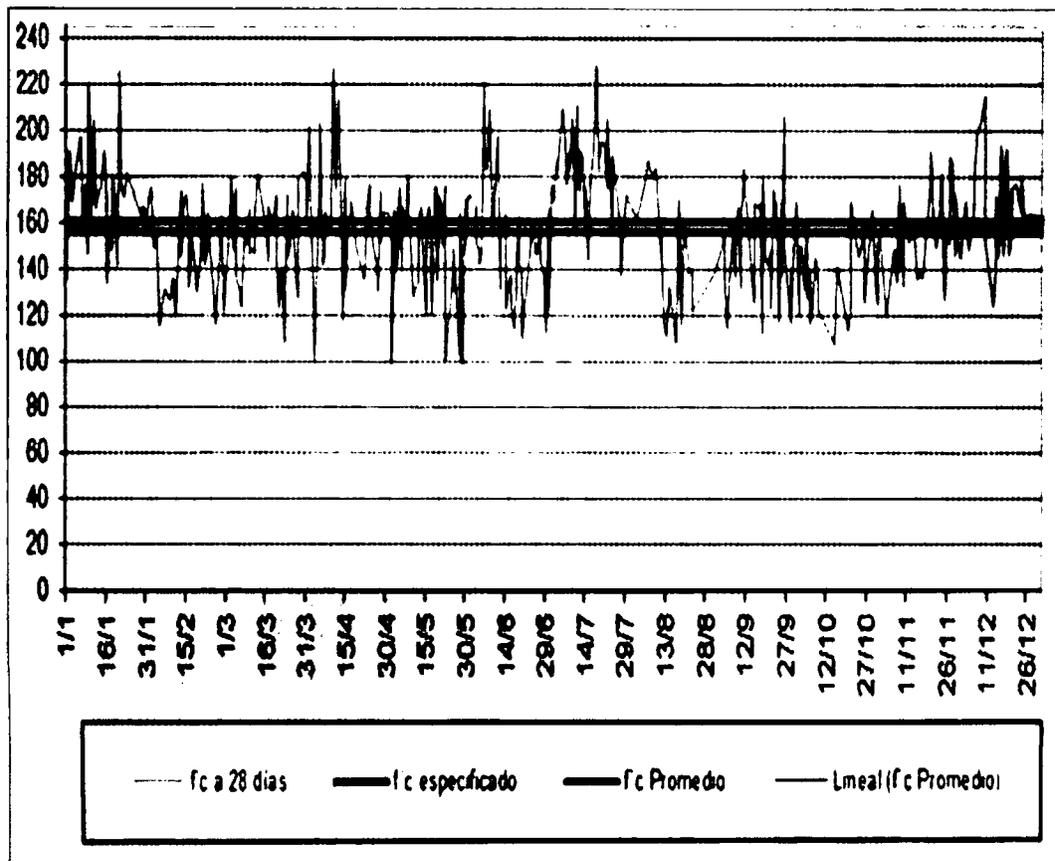
3.3.5. ENSAYOS DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL.

Estos ensayos se realizan con el equipo del laboratorio de suelos consistente en una prensa Part n°60916 Model B de 10 000 PSI max. El cual es calibrado cada 6 meses, las muestras no pasan por el proceso de capeado, en su reemplazo se utiliza un disco de $e=1''$ de neopreno en ambos lados de la muestra.

El sistema empleado únicamente brinda la fuerza a la cual falla la muestra mas no muestra la gráfica esfuerzo vs deformación.

Estos ensayos son realizados en dos unidades a los 7 y 28 días para las muestras extraídas en superficie y en dos unidades a los 28 días para las muestras extraídas de interior mina.

Figura 21. Resultados de Resistencia del Concreto a los 28 días, con muestras de superficie y durante el 2017.



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

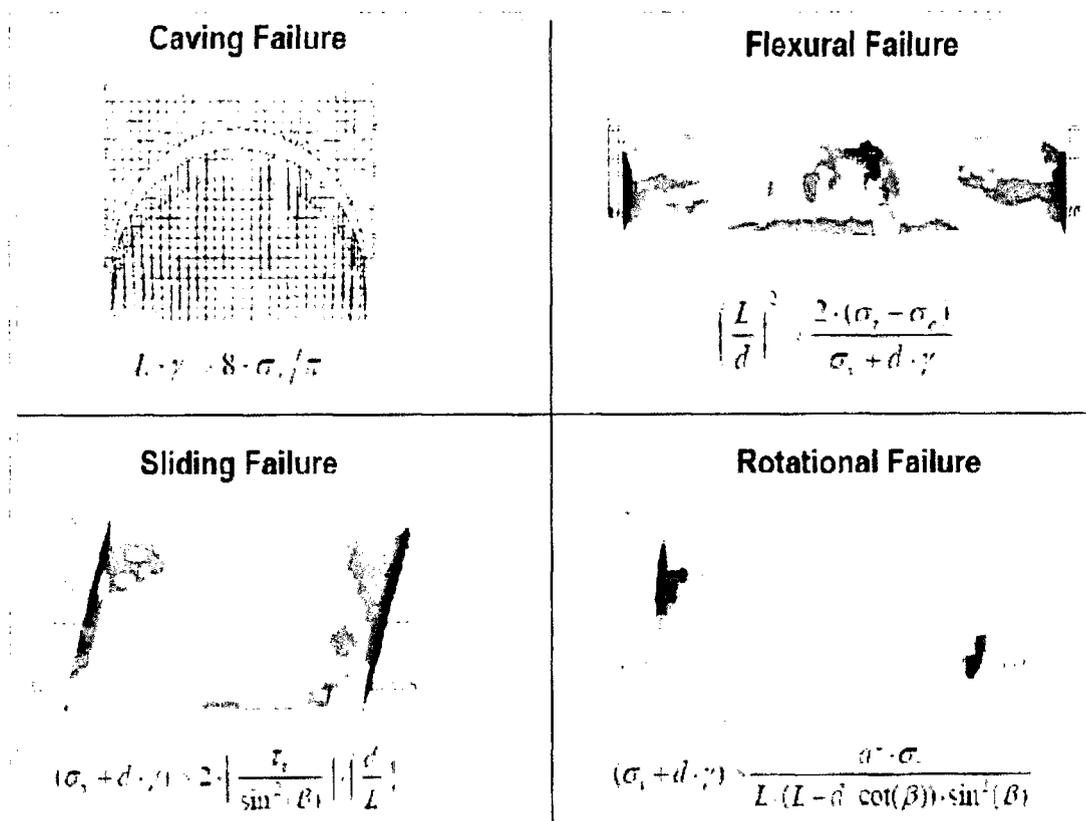
3.4. EVALUACIÓN ESTRUCTURAL DE LA LOSA EN CONDICIÓN ACTUAL.

Este acápite tiene el propósito de evaluar la condición actual de la losas para los diferentes anchos de minado.

3.4.1. CRITERIOS DE ROTURA DE LOSAS.

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.

Figura 22. Criterios de Rotura de las Losas de Relleno Cementado (Mitchell 1991).



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Dónde:

- L = Longitud de losa o ancho de minado (3 a 15 m).
- γ = Densidad del concreto (2.32 tn/m³).
- σ_t = Resistencia a la tracción del concreto.
- σ_c = Presión de confinamiento de las cajas (techo y piso).
- σ_v = Carga vertical sobre la losa (para el caso de andaychagua no existe carga vertical sobre la losa).
- t = 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 la losas con los diferentes parámetros descritos anteriormente serían.

Figura 23. Diagrama de esfuerzos de la losa de relleno cementado.



En vista que el buzamiento de la veta Andaychagua es 90°, no es aplicable el tipo de falla rotacional.

Asimismo, se ha estimado que en la interface de losa-roca, la filita es la que tiene la menor resistencia, tanto por la debilidad estructural (fracturas paralelas a la veta) como por su resistencia baja.

3.5. ESTADO ACTUAL DE LA LOSA PARA DIFERENTES ANCHOS DE MINADO.

3.5.1. ESFUERZOS DE CONFINAMIENTO Y DEFORMACIONES.

Considerando la profundidad de la mina, la geometría de las excavaciones y las propiedades geomecánicas de las rocas encajonantes, se ha estimado los niveles de esfuerzo de confinamiento de las cajas hacia las losas de relleno cementado. Con la ayuda del programa de cómputo Phases2D de Rocscience, se ha modelado secuencialmente la construcción de las losas y mediante el método de elementos finitos se ha determinado las presiones de confinamiento tanto para el criterio gravitacional de esfuerzos como para la tendencia predominante de esfuerzos in-situ medidos en la mina.

Los parámetros geomecánicos de la roca utilizados son los que se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 16. Propiedades de Resistencia del Macizo Rocosó y la Losa de Relleno Cementado.

Litología	GSI	σ_{ci}	m	a	mb	S	Σ_{cm} (MPa)	E_{mr} (MPa)
Filitas	45	50	10	0.508	0.729	0.0007	5.54	3976
Filitas argilizadas	30	16	7	0.522	0.250	0.0001	0.94	948
Mineral	30	33	19	0.522	0.678	0.0001	3.25	1362
Relleno Cementado				0.5	10	1	16.0	20000

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Tabla 17. Estimación de Esfuerzo de Confinamiento sobre la Losa

Tipo de Modelo	Esfuerzo Transversal a la Losa o Esfuerzo Principal Mayor (σ_1) MPa	Esfuerzo de Confinamiento a la Losa o Esfuerzo Principal Menor (σ_3) MPa
Esfuerzos Gravitacionales	15 a 30	1 a 7
Esfuerzos In-situ	8 a 30	2 a 10

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Asimismo, en el modelo de esfuerzos se pudo identificar que en las esquinas inferiores de la losa se presenta una concentración de esfuerzos, el mismo que es reflejado en el terreno con la sobre excavación de la roca (ver figuras 19, 24 y 25).

Figura 24. Esfuerzo de Confinamiento sobre la Losa o Esfuerzo Principal Menor en MPa.

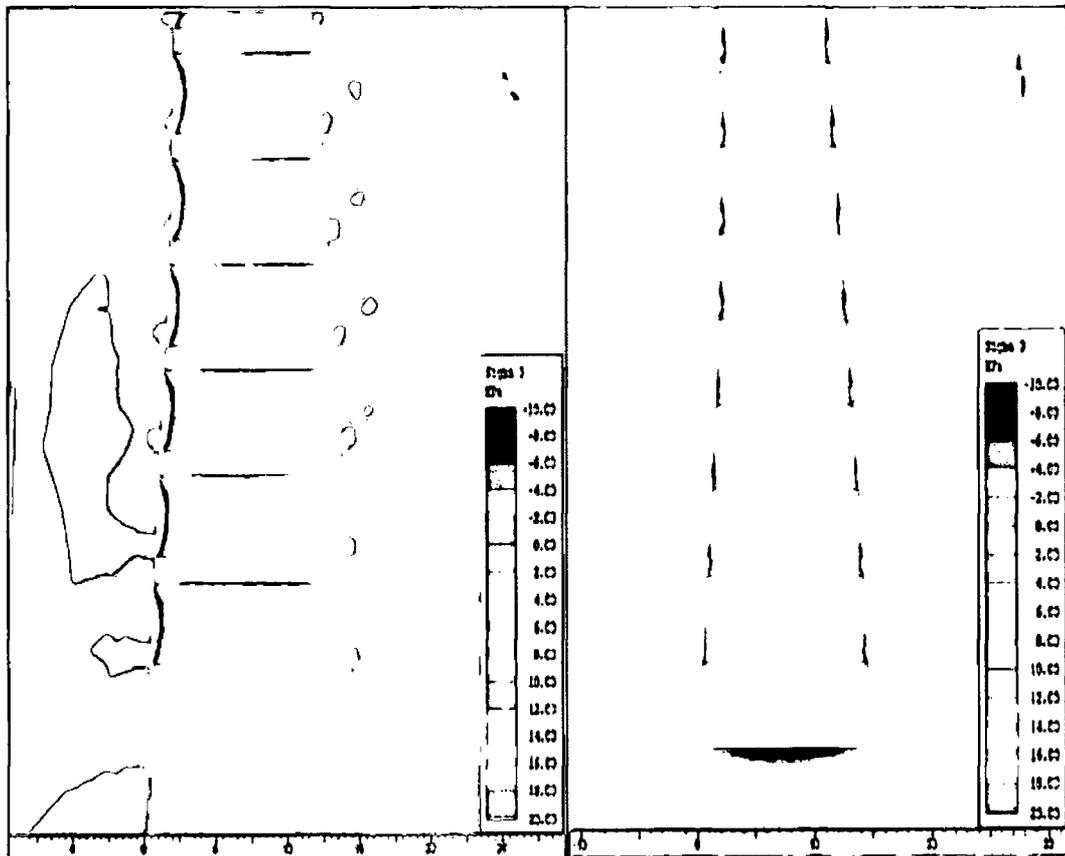
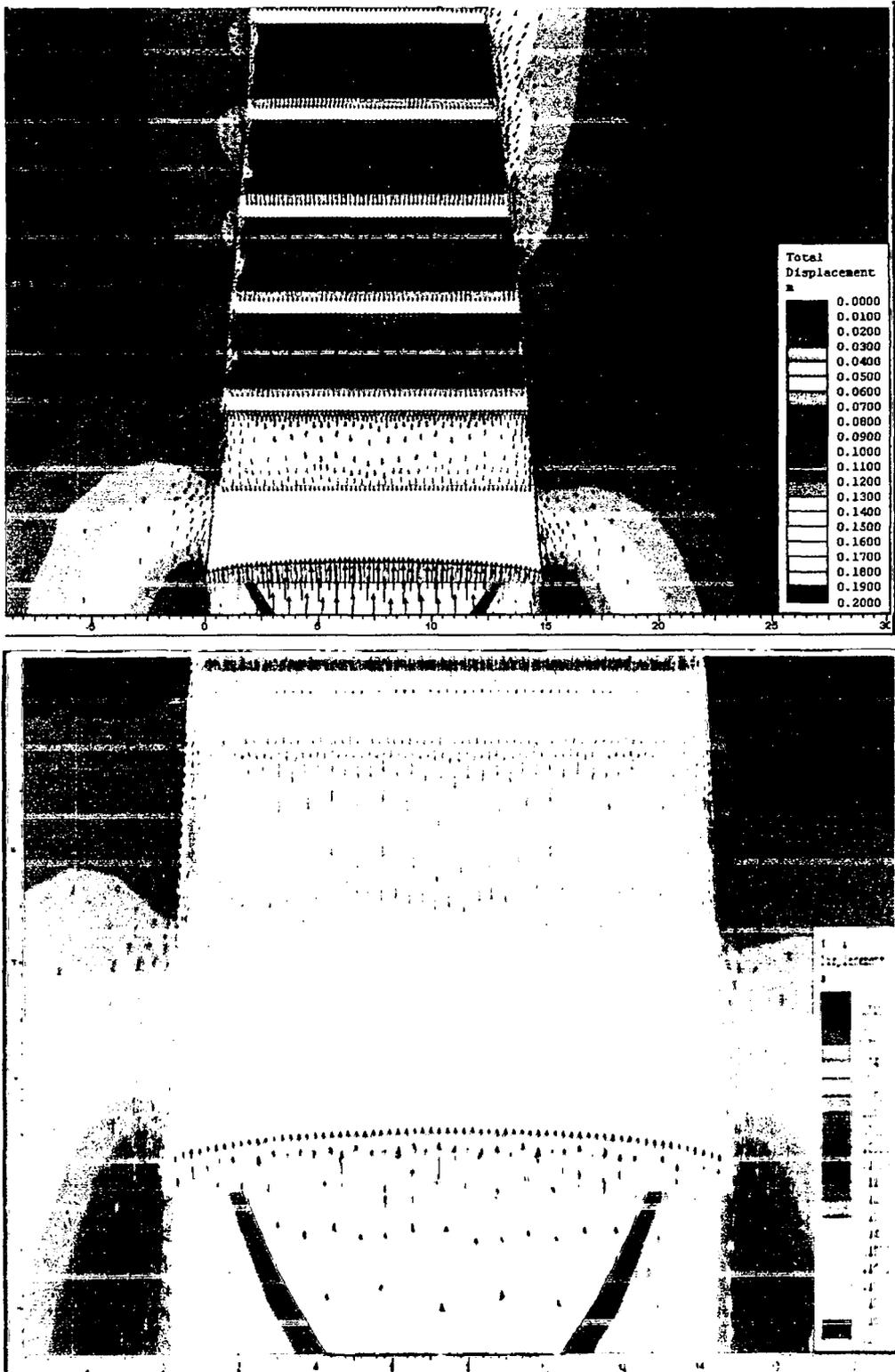


Figura 25. Deformación de las paredes de roca y losa.



Fuente: Geomecánica de Andaychagua.

3.5.2. EVALUACIÓN ANALÍTICA DE LA LOSA.

Considerando los parámetros de resistencia de la roca y la resistencia del relleno cementado se ha determinado el factor de seguridad para diferentes anchos de minado, simulando la condición actual.

Tabla 18. Factores de Seguridad de las Losas en Condición Actual (sin refuerzo de acero).

Ancho de Losa	Falla por Flexión	Falla por Desliz. de Interface Losa-Roca	Falla por Desplome	Falla Rotacional
18 m	1.2	1.1	6.7	No aplica
15 m	1.7	1.3	8.1	No aplica
10 m	3.7	1.9	12.1	No aplica
6 m	10.4	2.7	20.2	No aplica
4 m	23.4	4.1	30.3	No aplica

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Los resultados indican que los factores de seguridad más críticos son de falla por deslizamiento y flexión cuando el ancho de losa supera los 10 m. Sin embargo, la falla por desplome no se ve afectada por la alta resistencia de la losa (16 MPa). Los valores de resistencia utilizados para el cálculo equivalen a un tiempo de curado de 7 días, los mismos que según los ensayos de laboratorio, están en el orden del 70% de la resistencia máxima alcanzada a los 28 días.

3.6. DISEÑO DE OPTIMIZACIÓN DE LA LOSA.

El diseño de optimización de la losa está basado principalmente en reducir el tamaño de abertura o ancho de minado de los tajeos, tal como se ha demostrado en otros casos que el incremento de resistencia de una losa es directamente proporcional al incremento del ancho de minado, teniendo como techo o límite los costos de minado o extracción. En la figura siguiente se puede ver una serie de minas que utilizan el método de explotación de corte y relleno descendente donde se correlacionó el ancho de minado, resistencia de la losa y el espesor de la losa. Donde se ubicó el caso más

3.7. CONSIDERACIONES DEL CICLO DE MINADO.

Tras una evaluación preliminar del ancho de minado o potencia de la veta (Buzamiento de la veta casi 90°) durante los últimos niveles de explotación y los futuros niveles, se ha identificado que el ancho de minado máximo es 15 m y el ancho de minado predominante corresponde entre 6 a 9 m. Así como se muestra en la figura siguiente y en los planos 13 y 14.

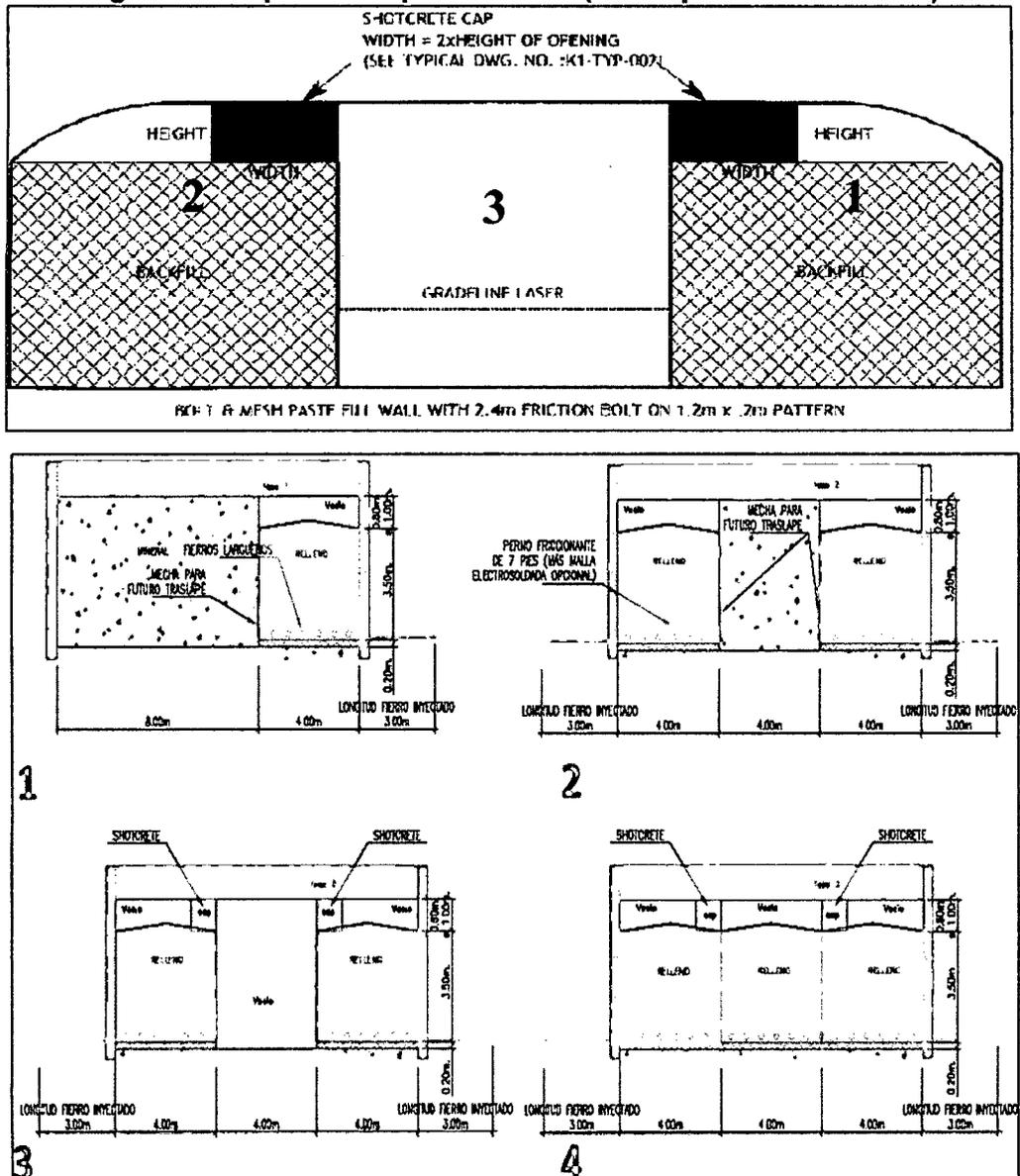
**Figura 27. Variación de la potencia de veta por debajo del nivel 1100.
(Ver el plano en Anexo).**



ANCHO DE MINADO (m)			
DE	A	LEYENDA	CONTRIBUCIÓN
0	3		2%
3	6		19%
6	9		52%
9	12		22%
12	15		5%
15	18		1%

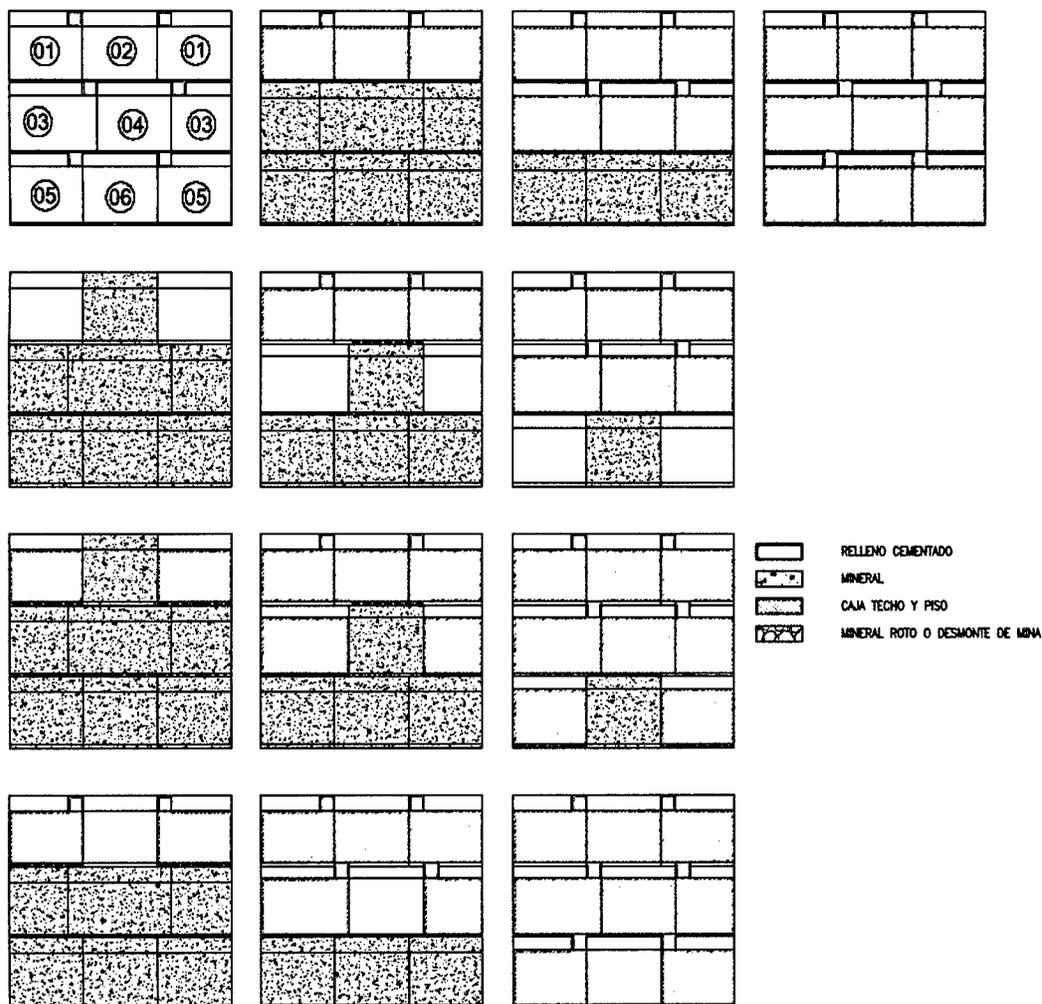
Una de las principales consideraciones a tener en cuenta en el ciclo de minado, es la explotación por paneleo, manteniendo un ancho de minado de 6 m como máximo. En el caso de que la veta tenga 8 m de potencia, deberá ser explotado en dos paneles de 4 m de ancho de minado. En el caso de que la veta tenga 15 m de potencia, deberá ser explotado en paneles de 5 m de ancho de minado. En las figuras siguientes y en los planos 2 y 3, se aprecia la secuencia de minado tentativa.

Figura 28. Explotación por Paneles. (Ver el plano en el Anexo)



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Figura 29. Secuencia de Minado por Paneles para un Ancho de Minado de 15 m.



3.7.1. DISEÑO ESTRUCTURAL.

Considerando que el ancho de minado máximo será de 6m, se ha realizado un análisis de estabilidad de la losa con diferentes resistencias para estimar los factores de seguridad para los diferentes tipos de fallas por flexión, deslizamiento y desplome (ver tabla siguiente).

Tabla 19. Factores de Seguridad de la Losa de 6m de ancho Projectado (sin refuerzo de acero).

Ancho de Losa	Resistencia de Losa(MPa)	Falla por Flexión	Falla por Deslizam. de Interface Losa-Roca	Falla por Desplome	Falla Rotacional
6 m	8	5.8	2.7	10.1	No aplica
6 m	4	3.4	2.7	5.0	No aplica
6 m	2	2.3	2.7	2.5	No aplica

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

En los resultados obtenidos se puede apreciar que tanto para 8 MPa como para 4 MPa la losa tiene factores de seguridad conservadores, que pueden garantizar la estabilidad de los tajeos. Si bien para 2 MPa, el factor de seguridad sale por encima de la unidad, esto deberá ser evaluado en un siguiente estudio a mayor detalle previa implementación de las resistencias de 8 y 4 MPa y monitoreo de la instrumentación recomendada.

3.7.2. PILARES DE CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE).

Para el apoyo de las losas cuando el ancho de minado esta subdividido en paneles, se deberá colocar pilares de concreto lanzado (Shotcrete Caps) de 1 m de ancho, 2 m de largo y 1 m de altura, espaciados a 6 m longitudinalmente entre ejes. Así como se muestra en los planos 15 al 17. En la fotografía del anexo se puede apreciar los pilares de concreto lanzado, en un caso real.

3.8. RESULTADO OBTENIDO DE LA INVESTIGACIÓN PARA 4 Y 8 MPa.

3.8.1. DISEÑO DE MEZCLA.

Para tener una estimación referencial del diseño de mezcla para alcanzar resistencias de 4 y 8 MPa, se realizó tres combinaciones con el uso de material existente en la operación. Los mismos que son descritos a continuación:

- Cemento Andino Tipo I + Relave
- Cemento Andino Tipo I + Relave + Agregado chancado en planta Huso #67
- Cemento Andino Tipo I + Relave + Agregado chancado en planta Huso #89

Los periodos en que fueron ensayadas las probetas en cada uno de los casos, fueron a los 3, 7 y 28 días.

Los aditivos recomendados para la optimización de la mezcla son los que se indican en el siguiente cuadro.

Tabla 20. Aditivos de Mezcla Recomendados.

Aditivos Actuales		Aditivos Nuevos	
Nomenclatura	Función	Nomenclatura	Función
EUCO WASH OUT	Inhibidor de Hidratación	EUCO WR 75	Reduc. de Agua y Manten. de Trabajabilidad
EUCO 537	Superplastificante	EUCO 537	Superplastificante

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Los resultados del diseño de mezcla se muestran en el siguiente cuadro.

Tabla 21 Resumen de Diseño de Mezcla Referencial.

IDENTIFICACIÓN DE LOS MATERIALES		DISEÑO PARA f_c DE 4 MPa			DISEÑO PARA f_c DE 8 MPa		
Materiales	Unidades	Diseño con Relave	Diseño con Relave y #67	Diseño on Relave y #89	Diseño con Relave	Diseño c/Relave y #67	Diseño c/Relave y #89
		17/02/2017	17/02/2017	17/02/2017	17/02/2017	14/02/2017	14/02/2017
Cemento Tipo I - Andino	kg/m ³	220	220	220	260	260	260
Agua - Red pública	kg/m ³	397	302	308	379	328	336
Relave - Andaychagua	kg/m ³	1492	921	842	1505	861	783
Piedra huso 67 (chancada en planta) - Andaychagua	kg/m ³	0.00	785	0.00	0.00	734	0.00
Piedra 89 (chancada en planta) - Andaychagua	kg/m ³	0.00	0.00	842	0.00	0.00	784
EUCO 537	kg/m ³	4.40	3.96	3.96	5.20	4.68	4.68
EUCO WR 75	kg/m ³	0.22	0.22	0.22	0.26	0.26	0.26
Relación a/c	-	1.80	1.37	1.40	1.46	1.26	1.29

PROPIEDADES DEL CONCRETO FRESCO							
Slump Inicial	Pulgadas	10 1/4	10	10 1/4	10 1/4	10 1/4	10 1/2
Temp de Ambiente	°C	30.5	31.1	29.6	29.5	29.9	29.9
Temp de Concreto	°C	25.8	26.2	27.3	27.3	27.7	26.9
Contenido de aire	%	3.2	1.5	1.9	3.6	1.0	1.2
PROPIEDADES DEL CONCRETO ENDURECIDO							
3 días	kg/cm ²	12	45	42	33	71	56
7 días	kg/cm ²	24	68	67	55	108	82
28 días	kg/cm ²	33	95	93	75	133	112

Fuente: SVS Ingenieros S.A.

Los resultados obtenidos, indican la factibilidad de optimización de diseños de mezcla para reducir contenidos de cemento cumpliendo los nuevos parámetros de resistencia de 4 y 8 MPa.

En todos los diseño, conservadoramente se ha considerado un sobre diseño de 1.5 MPa.

El ajuste final de los diseños de mezcla deberá realizarse sobre la base de ensayos realizados durante la producción.

Se recomienda obtener suficientes testigos en planta para determinar resistencia a edad temprana y tomar decisiones oportunas. Asimismo estos deberían ser correlacionados con ensayos de resistencia en testigos con núcleos diamantinos in-situ, para verificar resistencia real de las losas y estadística representativa. El número de núcleos por cada edad de ensayo debe ser como mínimo 3.

Se debe uniformizar el acopio de lotes de relave y agregados para reducir dispersión y no tener que hacer correcciones en los diseños ni incremento de cemento.

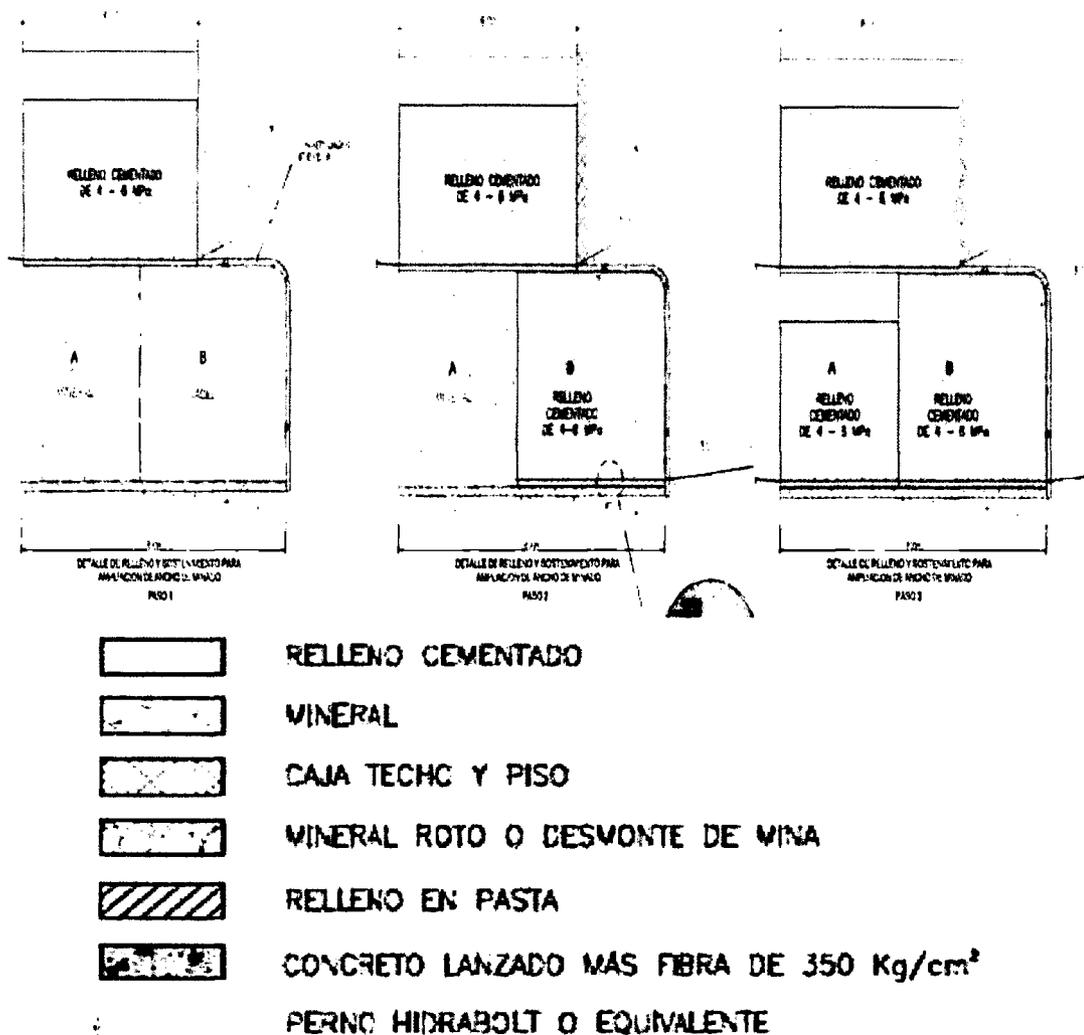
3.8. CASOS ESPECIALES DE LOSAS.

3.8.1. DISEÑO DE LOSA CUANDO SE AMPLÍA EL ANCHO DE MINADO.

En el caso de que el ancho de minado cambie drásticamente, tanto hacia la caja techo como a la caja piso, Se recomienda implementar el paneleo de la losa inferior. Con la finalidad de mantener la estabilidad de la excavación. En primer paso se recomienda explotar el panel de ampliación, y sostener el techo con concreto lanzado de hasta 6" más fibra y el refuerzo con pernos friccional de hasta 3m, que permita sostener una potencial cuña que se podría formar en la zona de ampliación del ancho de minado. Posteriormente rellenar las losas hasta el techo, verificando el topeado del relleno, para que actúe como soporte en el tiempo.

Finalmente, realizar la explotación del panel de la zona no ampliada, para continuar la explotación.

Figura 30. Esquema típico de sostenimiento y construcción de losa cuando se amplía el ancho de minado.



3.8.2. DISEÑO DE LOSA HIBRIDA PARA ANCHOS DE MINADO MENOR A 6m.

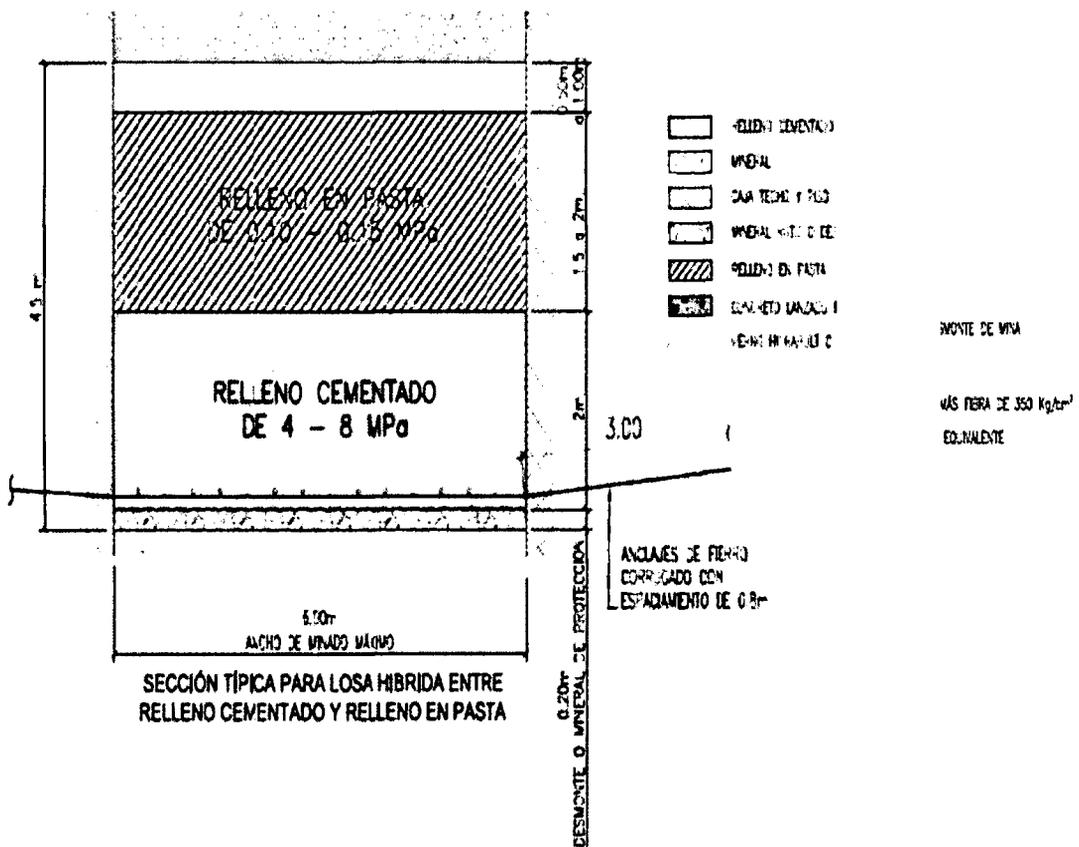
En sectores con anchos de minado menor a 6m, que representa aproximadamente el 22% de la zona de profundización, existe la posibilidad de realizar losas híbridas. Que consistiría en un primer espesor de relleno cementado (relleno actual) y posterior llenado con relleno en pasta.

Este efecto podría reducir ampliamente el consumo de cemento, pero requeriría cambios en para la producción de relleno en pasta, que debería ser verificado en una segunda etapa de diseño.

De acuerdo a los diseños el relleno cementado debería tener una resistencia de 4 a 8 MPa y el espesor mínimo de losa es 2m. Encima de esta losa se rellenara con relleno en pasta de 0.1 a 0.15 MPa con espesor de 1.5 a 2 m adicionales. Para que la losa final tenga un espesor de 3.5 a 4m. El efecto de reducción del espesor de la losa, reducida la resistencia de interface con las cajas, para el cual se debe incrementar el espaciamiento de los anclajes de fierro corrugado a 0.8m.

En la figura siguiente y en el Plano 19, se muestra el esquema típico del diseño híbrido de losa.

Figura 31. Diseño Híbrido de Losa con Relleno en Pasta, para Anchos de Minado menor a 6 m.



CAPÍTULO IV

EVALUACION DE COSTOS DE RELLENO CEMENTADO.

4. CONSUMOS Y COSTO UNITARIO.

La producción de relleno cementado durante el 2016, 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.

4.1. COSTOS FIJOS.

En este rubro se considera todos los costos de las maquinarias y equipos requeridos en el sistema de relleno cementado, tales como son: Bombas, tuberías y accesorios. A continuación se detallan los equipos utilizados en la planta de relleno cementado.

DESCRIPCIÓN	US\$
Silo de cemento de 220t.	30 000.00
Balanza de cemento de 0.5 t.	2 000.00
Contenedor de cemento de 5t.	40 000.00
3 Bombas Schwing	270 000.00
Un filtro de tambor	5 000.00
Sistema de hidrociclones	6 000.00
Bomba COMESA para bombeo de relaves	3 000.00
Una wincha de 50 HP para arena	2 500.00
Una chancadora de quijada primaria	40 000.00
Una chancadora cónica secundaria	30 000.00
Dos zarandas vibratorias	30 000.00
Una wincha de 50HP para agregados	2 000.00
Un mezclador cilíndrico de 0.78m ³	8 000.00
Un mezclador helicoidal de 1m ³	2 000.00
Una balanza de arena y agregados	4 000.00
Un sistema de transformadores	5 000.00
Una faja de 30" x 70m y su motor	8 000.00
Una faja de 24" x 15m y su motor	5 000.00
Una faja de 24" x 20m y su motor	6 000.00
Una faja de 24" x 25m y su motor	6 200.00
Una faja de 24" x 10m y su motor	5 000.00
Motores diversos	4 000.00
Equipos de comunicación	2 000.00
Válvulas diversas	1 000.00
Tuberías Solit-Resist.	84 078.00
Manguera de 1" para aire y agua	500.00
Control de densidad de relaves	1 000.00
Una bomba centrifuga de vacío	3 000.00
Sub total	605 278.00
Otros 10%	60 528.80
TOTAL DE INVERSIÓN EN RELLENO CEMENTADO US\$	665 805.80

Apreciando la planta de relleno cementado para una vida útil de aproximado de 05 años, para la producción de 60 000t/mes lo equivale a 720 000t/año de mineral.

Depreciando = US\$ 665 805.80/5 años = US\$ 133, 161.16/año

Costo fijo = US\$ 133 161.16año/720 000t/año = US\$ 0.18/t.

4.2. COSTOS VARIABLES.

Consta de los costos de mano de obra, materiales, mantenimiento, servicios y otros.

4.2.1. COSTO UNITARIO DE BARRERAS DEL NV.1100, TAJO 1100, ACCESO 1028 DE LOS PAÑOS (W3 Y W4).

DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAJOS.

NIVEL	TAJO	ACCESO	PAÑO
1100	1100	1028	W3
1100	1100	1028	W4

Paño	Cantidad de Barrera	Ancho de Barrera 1	Ancho de Barrera 2	Ancho de Barrera 3	Altura de Barrera
W3	01	10.5	10.5	10.0	3.5
W4	01	12.5	13.2	13.8	3.5

Paño	Poste longarina de 12'	Número de Ángulos	Cable para Relleno cement.	Número de Tablas de 7'
W3	06	06	01	96
W4	07	07	01	128

Paño	Poste para R/C (\$)	Coloc.Áng. 10', 9', 8', 7',6' (\$)	Coloc. de cable acero (\$)	Enrejado para barrera de RC. (\$)	Instal. Lona (\$)
W3	35.64	7.65	31.86	24.22	0.87
W4	35.64	7.65	31.86	24.22	0.87

4.2.1.1. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W3

a) Armado de barrera.

- ancho promedio de barrera = $\frac{10.5+10.5+10}{3} = 10.33$
- Área de Barrera de enrejado m2.
Ancho promedio de barrera x Altura de Barrera= (10.33 x 3.5)= **36.17**
- Tela arpillera ml.
(ancho promedio de barrera + 4)x2 = (10.33 + 4)x2 = **28.67**

b) Armado de Wince.

Número de Marchavantes	Número de Tablas 5'	Altura	Ancho
04	80	04	1.50

- Wince enrejado en m2.
Altura x Ancho x Número de marchavantes = 4 x 1.5 x 4 = **24.00m2**

c) Monto Valorizado Barreras y Wince.

- Poste para relleno cementado= **35.64 US\$/U**
- Colocación de ángulos de 10', 9', 8', 7',6' = **7.65 US\$/U**
- Colocación cable acero para barrera r/h = **31.86 US\$/U**
- Enrejado para barrera de relleno cementado = **24.22 US\$/U**
- Instalación de lona (3m ancho) = **0.87 US\$/U**

CALCULANDO CADA BARRERA Y WINCE

- Poste para relleno cementado = poste longarinas de 12'
 $35.64 \text{ US\$/U} \times \text{n}^\circ \text{ longarinas} = 35.64 \text{ US\$} \times 6 \text{ U} = \mathbf{213.84 \text{ US\$}}$
- Colocación de ángulos.
 $7.65 \text{ US\$/U} \times \text{n}^\circ \text{ de ángulos} = 7.65 \text{ US\$} \times 6 \text{ U} = \mathbf{45.9 \text{ US\$}}$
- Colocación cable acero para barrera r/h.
 $31.86 \text{ US\$/U} \times \text{n}^\circ \text{ cable para r/c} = 31.86 \text{ US\$} \times 1 \text{ U} = \mathbf{31.86 \text{ US\$}}$
- Enrejado para barrera de relleno cementado.
 $24.22 \text{ US\$/U} \times (\text{Wince enrejado m}^2 + \text{área de Barrera de enrejado m}^2)$
 $= 24.22 \text{ US\$} \times (24 + 36.17) = \mathbf{1457.24 \text{ US\$}}$
- Instalación de lona (3m ancho).
 $0.87 \text{ US\$/U.} \times (\text{Tela Arpillera Wince} + \text{tela arpillera ml})$
 $= 0.87 \text{ US\$} \times (0 + 28.67) = \mathbf{24.94 \text{ US\$}}$

d) TOTAL BARRERAS EN DÓLARES.

Sumatoria de Valorización de Barreras y Winces

$$213.84 \text{ US\$} + 45.90 \text{ US\$} + 31.86 \text{ US\$} + 1457.24 \text{ US\$} + 24.94 \text{ US\$}$$

$$\mathbf{\text{TOTAL} = 1773.78 \text{ US\$}}$$

4.2.1.2. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W4

a) ARMADO DE BARRERA.

- ancho promedio de barrera = $\frac{12.5+13.2+13.8}{3} = \mathbf{13.17}$
- Área de Barrera de enrejado en m².
Ancho promedio de barrera x Altura de Barrera
 $= (13.17 \times 3.5) = \mathbf{46.08 \text{ m}^2}$.
- Tela arpillera ml.
 $(\text{ancho promedio de barrera} + 4) \times 2 = (13.17 + 4) \times 2 = \mathbf{34.34 \text{ ml}}$

b) ARMANDO DE WINCE.

Número de Marchavantes	Número de Tablas 5'	Altura	Ancho
04	80	04	1.50

- Wince enrejado en m2.

$$\text{Altura} \times \text{Ancho} \times \text{Número de marchavantes} = 4 \times 1.5 \times 4 = \mathbf{24.00m^2}$$

c) Monto Valorizado de Barreras y Wince. (US\$/U)

- Poste para relleno cementado = **35.64 US\$/U**
- Colocación de ángulos de 10', 9', 8', 7', 6' = **7.65 US\$/U**
- Colocación cable acero para barrera r/h = **31.86 US\$/U**
- Enrejado para barrera de relleno cementado = **24.22 US\$/U**
- Instalación de lona (3m ancho) = **0.87 US\$/U**.

CALCULANDO CADA BARRERA Y WINCE

- Postes para relleno cementado = poste longarinas de 12'

$$35.64 \text{ US$/U} \times \text{n}^\circ \text{ longarinas} = 35.64 \text{ US\$} \times 7 \text{ U} = 249.48 \text{ US\$}$$

- Colocación de ángulos de 10', 9', 8', 7', 6'.

$$7.65 \text{ US$/U} \times \text{n}^\circ \text{ de ángulos} = 7.65 \text{ US\$} \times 7 \text{ U} = 53.55 \text{ US\$}$$

- Colocación cable acero para barrera r/h.

$$31.86 \text{ US$/U} \times \text{n}^\circ \text{ cable para r/c} = 31.86 \text{ US\$} \times 1 \text{ U} = \mathbf{31.86 \text{ US\$}}$$

- Enrejado para barrera de relleno cementado.

$$24.22 \text{ US$/U} \times (\text{Wince enrejado m}^2 + \text{área de Barrera de enrejado m}^2) \\ = 24.22 \text{ US\$} \times (24 + 46.08) = \mathbf{1697.34 \text{ US\$}}$$

- Instalación de lona (3m ancho).

$$0.87 \text{ US$/U} \times (\text{Tela Arpillera Wince} + \text{tela arpillera ml}) \\ = 0.87 \text{ US\$} \times (0 + 34.33) = \mathbf{29.87 \text{ US\$}}$$

d) TOTAL BARRERAS EN DÓLARES DEL PAÑO W4.

Sumatoria de Valorización de Barreras y Winces

249.48US\$ + 53.55US\$ + 31.86US\$ + 1697.42US\$ + 29.87US\$

TOTAL = 2,062.18 US\$

4.2.2.- COSTO UNITARIO DE ARMADO DE FIERROS CORRUGADOS DE 1" Y 3/4" DEL NV.1100, TAJO 1100, ACCESO 1028 Y LOS PAÑOS (W3 y W4).

DIMENSIONAMIENTO DE LOS TAJOS Y CANTIDAD DE MATERIALES.

NIVEL	TAJO	ACCESO	PAÑO
1100	1100	1028	W3
1100	1100	1028	W4

Paño	Ancho de Tajo					
W3	12.2	12.3	12	11.4	10.7	10.2
W4	12.5	12.8	12.4	12.7	12.9	12.8

Paño	Tipo de malla	Tipo de Fe L 1 ^o	Longitud de paño
W3	02	04	12.50
W4	02	04	12.20

Paño	Cantidad Inyectada de Fe de 1 ^o	Cantidad de Fe de 1 ^o en la caja piso	Cantidad de Fe de 1 ^o en la caja techo	Nº de etas	Nº de Omegas
W3	40	31	30	99	68
W4	36	31	29	122	75

Paño	Kg/ml fe de 1" (\$)	Kg/ml fe de 3/4" (\$)	Enmallado Interior Mina (\$)	Coloc. p/h c/cem. 3/4"x10' c/Jack (\$)	Coloc. Malla Electrosoldad - Piso (\$)
W3	3.973	2.235	0.35	12.88	2.08
W4	3.973	2.235	0.35	12.88	2.08

4.2.2.1. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W3.

a) ENMALLADO DE FIERRO CORRUGADO.

- Ancho de tajo promedio = $\frac{12.2+12.3+12+11.4+10.7+10.2}{6} = 11.47$

- Cantidad Promedio de Fe de 1".

$$= \frac{\text{Cantidad de Fe de 1" en la caja piso} + \text{Cantidad de Fe de 1" en la caja techo}}{2}$$

$$= \frac{31+30}{2} = 30.5 \text{ fierros de 1"}$$

- Ancho.

Cantidad Promedio de Fe de 1" x Tipo de malla x Ancho de tajo promedio

$$30.5 \times 2 \times 11.47 = 699.47$$

- Traslape Fe de 1".

Cantidad Promedio de Fe de 1" x Tipo de malla x 1

$$30.5 \times 2 \times 1 = 61$$

- Eles de Fe 1"

Cantidad Promedio de Fe de 1" x Tipo de Fe L 1"- Cantidad inyectada de Fe de 1"

$$(30.5 \times 4) - 40 = 82$$

- Total kg Fe de 1"

(Eles Fe 1" + Traslape Fe de 1"+Ancho) x 3.973

$$= (82 + 61 + 699.47) \times 3.973 = 3,347.13\text{kg.}$$

- Largeros Fe de 3/4".

$$\left(\frac{\text{Ancho de tajo promedio}}{0.6}\right) \times \text{Tipo de malla} \times 2 + \text{Longitud de paño}$$

$$\left(\frac{11.47}{0.6}\right) \times 2 + 2 \times 12.50 = \mathbf{502.91}$$

- Traslape Fe de 3/4".

$$\left(\frac{\text{Ancho de tajo promedio}}{0.6}\right) \times \text{Tipo de malla} \times 2$$

$$\left(\frac{11.47}{0.6}\right) \times 2 + 2 = \mathbf{40.23}$$

- Zetas Fe 3/4".

$$\text{Número de zetas} \times 3 = 99 \times 3 = \mathbf{297 \text{ Zetas}}$$

- Omegas Fe de 3/4"

$$\text{Número de omegas} \times 1.5 = 68 \times 1.5 = \mathbf{102}$$

- **Total kg Fe de 3/4".**

$$(\text{Omegas Fe de 3/4"} + \text{Zetas Fe 3/4"} + \text{Traslape Fe de 3/4"} +$$

$$+ \text{Largeros Fe de 3/4"} +) \times 2.235 =$$

$$(102 + 297 + 40.23 + 502.91) \times 2.235 = \mathbf{2,105.68 \text{kg/Fe.}}$$

- **Cantidad Total de Kilos de Fe.**

$$\text{Total kg Fe de 3/4"} + \text{Total kg Fe de 1"} = 3,347.13 + 2,105.68 = \mathbf{5,452.81 \text{kg}}$$

TOTAL DE FIERRO CORRUGADO EN DÓLARES.

- Malla Electrosoldada en M2.

$$(\text{Ancho de tajo promedio} + 1 \text{ malla electrosoldada}) \times \text{Longitud de paño}$$

$$(11.47 + 1 \text{ malla electrosoldada}) \times 12.50 = \mathbf{155.88 \text{US\$/m}^2}$$

- Enamallado en Interior Mina en (\$).

$$\text{Cantidad Total de Kilos de Fe} \times 0.35 = 5,452.81 \times 0.35 = \mathbf{1,908.48\$}$$

- Colocación de Perno Helicoidal con cemento 3/4" x 10' c/Jac kleg.(\$)

$$\text{Cantidad inyectada de Fe de 1" x 12.88} = 40 \times 12.88 = \mathbf{515.20US\$/ph}$$

- Colocación de malla Electrosoldada-Piso en (US\$).

$$\text{Malla Electrosoldada M2 x 2.08} = 155.88 \times 2.08 = \mathbf{324.23US\$}$$

- **TOTAL DE FIERROS EN US\$.**

$$\Sigma = \text{Enamallado en Interior Mina} + \text{Colocación de Perno Helicoidal}$$

$$+ \text{Colocación de malla Electrosoldada}$$

$$= 1,908.48 + 515.20 + 324.23 = \mathbf{2,747.91US\$}$$

4.2.2.2. CALCULO DE NV. 1100 TAJO 1100 ACCESO 1028 PAÑO W4.

a) ENMALLADO DE FIERRO CORRUGADO

- Ancho de tajo promedio = $\frac{12.5+12.8+12.4+12.7+12.9+12.8}{6} = 12.68$

- **Cantidad Promedio de Fe de 1".**

$$= \frac{\text{Cantidad de Fe de 1" en la caja piso} + \text{Cantidad de Fe de 1" en la caja techo}}{2}$$

$$= \frac{31+29}{2} = \mathbf{30 \text{ fierros de 1"}}$$

- Ancho.

$$\text{Cantidad Promedio de Fe de 1" x Tipo de malla x Ancho de tajo promedio}$$

$$30 \times 2 \times 12.68 = \mathbf{760.80}$$

- Traslape Fe de 1".

$$\text{Cantidad Promedio de Fe de 1" x Tipo de malla x 1}$$

$$30 \times 2 \times 1 = \mathbf{60}$$

- Eles de Fe 1"

Cantidad Promedio de Fe de 1" x Tipo de Fe L 1"- Cantidad inyectada de Fe de 1"

$$(30 \times 4) - 36 = 84$$

- **Total kg Fe de 1"**

$$(\text{Eles Fe 1" + Traslape Fe de 1"+Ancho}) \times 3.973$$

$$= (84 + 60 + 760.80) \times 3.973 = 3,594.77\text{kg.}$$

- Llargeros Fe de 3/4".

$$\left(\frac{\text{Ancho de tajo promedio}}{0.6}\right) \times \text{Tipo de malla} \times 2 + \text{Longitud de paño}$$

$$\left(\frac{12.68}{0.6}\right) \times 2 \times 2 + 12.20 = 540.05$$

- Traslape Fe de 3/4".

$$\left(\frac{\text{Ancho de tajo promedio}}{0.6}\right) \times \text{Tipo de malla} \times 2$$

$$\left(\frac{12.68}{0.6}\right) \times 2 + 2 = 44.27$$

- Zetas Fe 3/4".

$$\text{Número de zetas} \times 3 = 122 \times 3 = 366 \text{ Zetas}$$

- Omegas Fe de 3/4"

$$\text{Número de omegas} \times 1.5 = 75 \times 1.5 = 112.50$$

- **Total kg Fe de 3/4".**

$$(\text{Omegas Fe de 3/4" + Zetas Fe 3/4" + Traslape Fe de 3/4"}$$

$$+ \text{Llargeros Fe de 3/4" +}) \times 2.235 =$$

$$(112.50 + 366 + 44.27 + 540.05) \times 2.235 = 2,375.40\text{kg/Fe.}$$

- **Cantidad Total de Kilos de Fe.**

$$\text{Total kg Fe de 3/4" + Total kg Fe de 1" = } 2,375.40 + 3,594.77 = 5,970.17\text{kg}$$

TOTAL DE FIERRO CORRUGADO EN DÓLARES.

- Malla Electrosoldada en M2.

(Ancho de tajo promedio + 1 malla electrosoldada) x Longitud de paño

$$(12.68 + 1 \text{ malla electrosoldada}) \times 12.20 = 166.90 \text{US\$/m}^2$$

- Enamallado en Interior Mina en (US\$).

$$\text{Cantidad Total de Kilos de Fe} \times 0.35 = 5,970.17 \times 0.35 = 2,089.56 \text{US\$}$$

- Colocación de Perno Helicoidal con cemento 3/4" x 10' c/Jac kleg.(\$)

$$\text{Cantidad inyectada de Fe de 1" x 12.88} = 36 \times 12.88 = 463.68 \text{US\$/ph}$$

- Colocación de malla Electrosoldada-Piso en (US\$).

$$\text{Malla Electrosoldada M2} \times 2.08 = 166.90 \times 2.08 = 347.15 \text{US\$}$$

- **TOTAL DE FIERROS EN US\$.**

$$\Sigma = \text{Enamallado en Interior Mina} + \text{Colocación de Perno Helicoidal}$$

+ Colocación de malla Electrosoldada

$$= 2,089.56 + 463.68 + 347.15 = 2,900.39 \text{US\$}$$

RESUMEN DE COSTOS UNITARIO DE LA INSTALACION DE MATERIALES.

Paño	Total de fierros en \$.	Total barreras en \$.	TOTAL EN \$\$
W3	2,900.39US\$	1,773.78US\$	4,674.17 US\$
W4	2,747.91US\$	2,062.18 US\$	4,810.10 US\$
Total	5,648.30 US\$	3,836.63 US\$	9,484.27 US\$

4.3. COSTO DE MANO DE OBRA (INCLUIDO LOS BENEFICIOS)

- **06 maestros Operadores.**
Salario c/u S/. 60.000 = US\$ 3 323.08
- **12 Ayudantes categoría oficial**
Salario c/u S/. 55.70 = US\$ 6 169.85
- **15 Operarios**
Salario c/u S/. 60.00 = US\$ 8 307.70
- **03 Capataces**
Salario c/u S/. 80.00 = US\$ 2 215.38
- **04 mecánicos en superficie.**
Salario c/u S/. 58.70 = US\$ 2 167.38

Total de costo de mano de obra/mes US\$ 22 183.40

4.3.1. COSTOS DE MATERIALES.

- **Cemento.**
Costo de cemento en fábrica a granel: S/. 0.55/kg. = S/. 550/t.
 $1200\text{t/mes} \times \text{S/} . 550\text{/t} = \text{US\$ } 203\ 076.92\text{/mes}$
- **Costos de transporte S/. 28.5/t**
 $1200\text{/mes} \times \text{S/} . 28.5\text{/t} = \text{US\$ } 10\ 523.08\text{/mes}$
- **Madera.**
04 redondos de 8" x 15'
Precio c/u (S/. 20.00) = US\$ 24.62
04 redondos de 6" x 10'
Precio c/u (S/. 15.00) = US\$ 18.46
40 tablas de 2" x 6" x 7'
Precio c/u (S/. 10.00) = US\$ 123.08
30 tablas de 2" x 6" x 5'

Precio c/u (S/.8.00) = US\$ 73.85

04 Marchavantes de 3" x 6" x 10'

Precio c/u (S/. 13.00) = US\$ 16.00

4 Cuñas de 2" x 4" x 12"

Precio c/u (S/. 4.00) = US\$ 4.92

2 kg de clavos de 7"

Precio c/u (S/. 5.00) = US\$ 3.08

4 kg de clavos de 5"

Precio c/u (S/. 5.00) = US\$ 6.15

Tela arpillera de 2m x 32m.

Precio 1m² = (S/. 2.10) = US\$ 41.35

Costo de madera /tramo = US\$ 311.51

El promedio de preparación de barreras al mes es 28 barreras, a una longitud de 13 metros por cada barrera, en total 364 metros lineales de sección promedio de 4.5m x 4.5m.

Costo total de madera = US\$ 8 722.28

- **60 Barras corrugadas de 1" de 9m**
Precio c/u S/. 58.44 = US\$ 1 078.90
- **60 Barras corrugadas de 3/4" de 9m**
Precio c/u S/. 33.15 = US\$ 612.00

4.3.2. COSTO DE MANTENIMIENTO.

Aceite y lubricantes = US\$ 4 040.60

Combustible = US\$ 350.00

Repuesto = US\$ 18 150.00

Taller = US\$ 14 200.00

Total de costo de mantenimiento/mes = US\$ 36 740.60

4.3.3. COSTO DE SERVICIOS.

Consumo de aire	= US\$ 250.00
Consumo de energía	= US\$ 2 000.00
Costo total de servicios/mes	= US\$ 2 250.00

4.3.4. RESUMEN DE COSTOS VARIABLES.

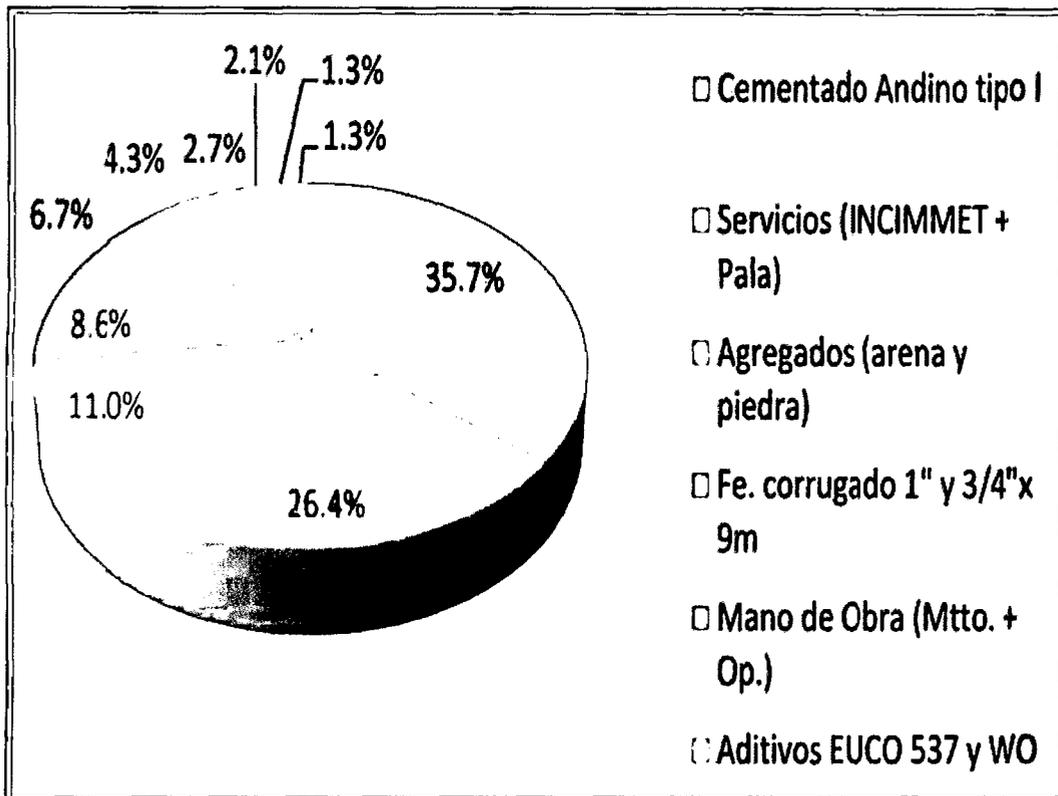
Sub total de costos variables	= US\$ 285 187.18
10% de impuestos	= US\$ 28 518.72
Total costos variable/mes	= US\$ 313 705.90
(Tipo de cambio) 1US\$	= S/. 3.25

En la siguiente tabla 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.

Tabla 22. Producción, consumo y precio unitario del relleno cementado 2017.

VOLUMEN PRODUCIDO DE RELLENO CEMENTADO (M3)												
Descripción	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Promedi	
Relleno Cementado(m3)	8,561	9,680	12,236	12,470	13,139	11,023	10,510	12,156	13,179	12,134	11,509	
COSTOS DE RELLENO CEMENTADO (US\$)												
Descripción de Partidas	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Sep.	Oct.	Promedio	%
Cementado Andino tipo I	2,001	604,333	403,929	421,749	472,405	327,287	376,353	387,227	343,546	421,118	375,995	35.7
Servicios (INCIMMET+Pala)	238,189	261,952	260,308	269,430	287,849	275,866	253,577	280,679	293,241	354,014	277,510	26.4
Agregados (arena y piedra)		216,151	107,013	102,721	99,046	90,205	135,548	86,096	49,924	155,441	115,794	11.0
Fe.Corrugado 1" y 3/4"x 9m	76,381	43,770	75,126	78,909	98,568	126,680	119,848	148,068	31,787	110,542	90,968	8.6
Mano de Obra (Mtto.+Op.)	68,039	68,490	77,394	76,390	72,260	69,844	71,549	64,978	65,520	69,188	70,365	6.7
Aditivos EUCO 537 y WO	7	69,825	51,407	51,273	59,850	47,635	48,071	29,035	37,313	54,193	44,861	4.3
Tuberías y accesorios	21,402	24,200	30,591	31,174	32,847	27,557	26,276	30,391	32,947	30,335	28,772	2.7
Madera para encofrado	22,061	22,288	16,769	25,639	26,893	20,556	21,810	18,777	27,413	15,844	21,805	2.1
Energía	10,273	11,616	14,684	14,964	15,767	13,227	12,612	14,587	15,814	14,561	13,811	1.3
Varios	9,845	11,132	14,072	14,340	15,110	12,676	12,087	13,980	15,155	13,954	13,235	1.3
Total en US\$	448,198	1,333,758	1,051,293	1,086,591	1,180,595	1,011,532	1,077,732	1,073,818	912,661	1,239,188	1,053,116	100.0
Precio Unitario RC(\$/m3)	52.40	137.80	85.90	87.10	89.90	91.80	102.50	88.30	69.30	102.10	90.70	

Figura 32. Porcentaje de incidencia de gastos para la producción de relleno cementado.



Fuente: SVS Ingenieros S.A.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES.

1. La base de datos de las minas del mundo que utilizan el método de corte y relleno descendente, indica que el ancho máximo de minado (span) esta generalmente limitado a 6 m, con resistencia menores a 2MPa (10% cemento).
2. De acuerdo a las investigaciones de campo realizadas por SVS y el modelo geológico revisado, se pudo identificar la presencia de filitas alteradas, volcánicos y brechas a lo largo de las cajas de la veta Andaychagua, siendo las filitas las que tienen mayor presencia a lo largo de la veta.
3. Se estimó para la zona de estudio un RMR para la caja techo que varía de 28 a 42, para la caja piso entre 31 a 48 y para veta un valor de RMR igual a 35.
4. La explotación y extracción del mineral, se realiza con el método de corte y relleno descendente, con losas de relleno cementado con luces o anchos de minado que alcanzan hasta 15 m, pero asociadas a una alta resistencia del relleno (16 MPa), que eleva el costo de explotación insosteniblemente.
5. La potencia de la veta Andaychagua por explotar está en el rango de 6 a 12 m predominantemente y 15 m en zonas puntuales (debajo del nivel 1100), en general las minas que utilizan el método de corte y relleno descendente limitan el ancho del tajeo a 6 metros debido a razones de costo (eficiencia/cantidad de cemento requerido/equipos).
6. Reduciendo el ancho del tajeo a 6 m y consecuentemente la cantidad de cemento para alcanzar resistencias de hasta 4 MPa, esto podría reflejar en una amplia reducción de los costos de relleno.

7. La opción de paneleo cuando la veta supera los 6 m de ancho de minado, usando “shotcrete” (“pilares de shotcrete”), es recomendada para asegurar que el techo de losa este confiando a los paneles inferiores (ver figura siguiente).
8. Adicionalmente la longitud de losa puede ser aumentada a una longitud de 20 metros para tajeos de 6m de ancho, actualmente las losas se vacían de 10 a 12 m de longitud.
9. Se debe monitorear la convergencia de los tajeos, debido a que el concreto utilizado en Andaychagua es muy rígido (mayor a 10 000 MPa) comparado con la pasta que solo tiene 1000 MPa que es algo similar a la rigidez de la caja techo y que podría generar una potencial falla por hinchamiento de las cajas expuestas.
10. El método de minado usado actualmente en Andaychagua, ha sido evaluado para incorporar paneleo, incrementar la distancia entre las barreras es decir incrementar la longitud de la losa, reducir la Resistencia, entre otros con el fin de obtener un costo de operación eficiente y seguro.
11. El uso de pasta tendrá el beneficio de no tener la necesidad usar agregado y de un alto costo de bombeo. Esto deberá ser verificado a través de una tajeo piloto con mediciones/ensayos y observaciones, en una siguiente etapa de estudio.
12. Se debe evaluar la posibilidad de usar una losa con cable bolt y/o con menores contenidos de cemento, para losas con anchos angostos, alternatively emplear tajeos de taladros largos (longhole) en combinación con losa para anchos de 15m. (ver Figura siguiente y acápite 7), donde se resume dimensiones de tajeos de taladros largos en roca débil, donde se requiera verticalizar el tajeo y emplear un radio hidráulico menor a 3.5.

5.2. RECOMENDACIONES

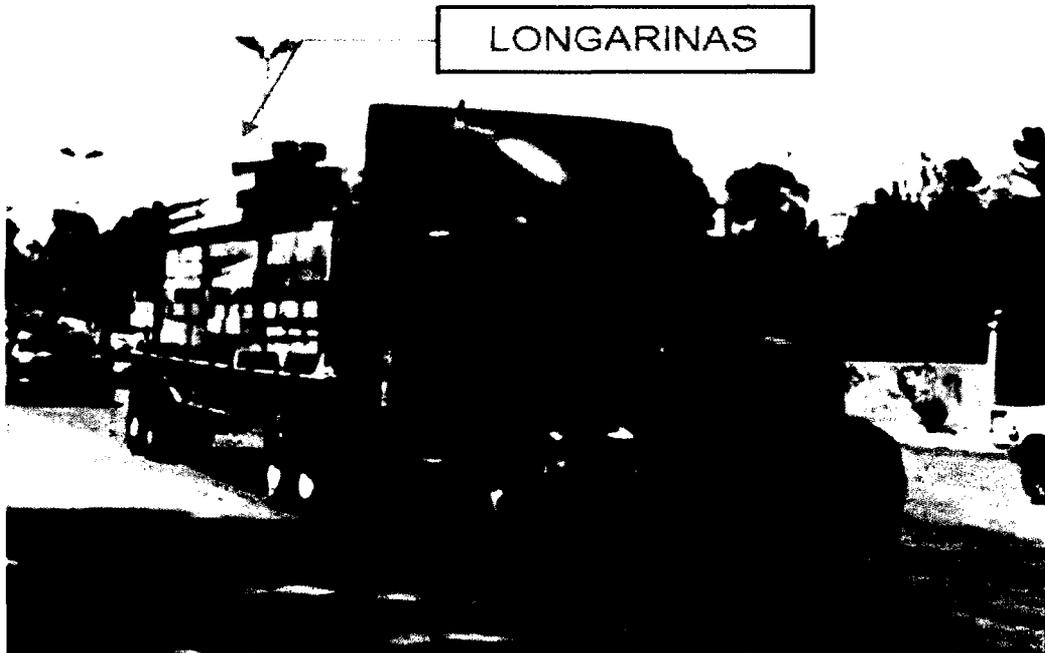
1. Si bien para 2 MPa, el factor de seguridad sale por encima de la unidad, esto deberá ser evaluado en un siguiente estudio a mayor detalle previa implementación de las resistencias de 8 y 4 MPa y monitoreo de la instrumentación recomendada.
2. Las recomendaciones se presentaran como: a) oportunidades en el sistema actual, b) modificaciones presentes, c) Alternativas de método de minado y d) aspectos de diseño de mezcla.
3. Estas recomendaciones están basadas en diseños de ingeniería ampliamente usados, observaciones y evaluación de prácticas pasadas y deben ser verificadas con un tajeo piloto a monitorear.
4. Se recomienda implementar la reducción de la resistencia para anchos de minado menor a 6 m, de manera progresiva hasta alcanzar las resistencias de diseño recomendadas. Los mismos que deben ser validados con la implementación de tajeos pilotos y sistemas de instrumentación.
5. Medir la convergencia de la losa en diferentes etapas con el fin de calibrar un modelo de convergencia.
6. Asegurarse que el fierro de anclaje de 3 metros este correctamente empalmado al resto de la armadura de fierro de la losa, para que trabaje como refuerzo a la cizalla en contacto con las cajas.
7. Desarrollar una base de datos de la exposición actual de las losas, saber el ancho, resistencia de laboratorio/resistencia en campo, fecha de vaciado / curado, contenido de cemento y fecha de reingreso.
8. Incrementar la longitud de vaciado de la losa, es decir incrementar la longitud entre barreras.
9. Reducir el uso de cemento en losas de 6m de ancho (tajeo piloto).
10. Investigar la probabilidad de construir barreras de shotcrete, en lugar del encofrado de madera que se utiliza actualmente.
11. Analizar la alternativa de emplear cable bolt en lugar de barras de acero para la losa.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. Potvin, E. Thomas and A. Fourie, "Why mine fill?" in Handbook on mine fill, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2005.
2. (El Manual sobre el relleno de minas, Nedlands, Centro Australiano de Geomecánica).
3. G. Kay, «Backfill barricades design - determination of backfill behaviour and site conditions in structural barricade design,» de MineFill 2014.
4. Proceedings of the 11th Internacional Symposium on Mining with Backfill, Nedlands, Australian Centre for Geomechanics, 2014.
5. J. Lara and E. León, "Design and operational experience of the Cerro Lindo filtered tailings," Paste, pp. 25-38, 2011.
6. S. D. Widisinghe, N. Sivakugan and V. Z. Wang, "Loads on barricades in hydraulically backfilled underground mine stopes," in MineFill 2014.
7. <https://www.google.com.pe/relleno+cementado+en+minería>
8. <https://www.google.com.pe/relleno+cementado+en+minería>
9. <https://www.google.com.pe/relleno+cementado+en+minería>
10. <http://www.gerexgroup.com/files/miningcement.pdf>
11. <http://www.tecnologiaminera.com/tm/x/novedad.php?id=434>
12. <http://www.monografias./tecnicas-relleno-pasta-hidraulico-minas-peru/>

1. PROVEEDOR DE MADERA (LONGARINAS Y REDONDOS).

- La calidad del insumo es muy importante para poder obtener un producto de buena calidad.



- Es importante realizar una selección del insumo, aquellos que cumplan con los estándares serán utilizados en la elaboración del producto.

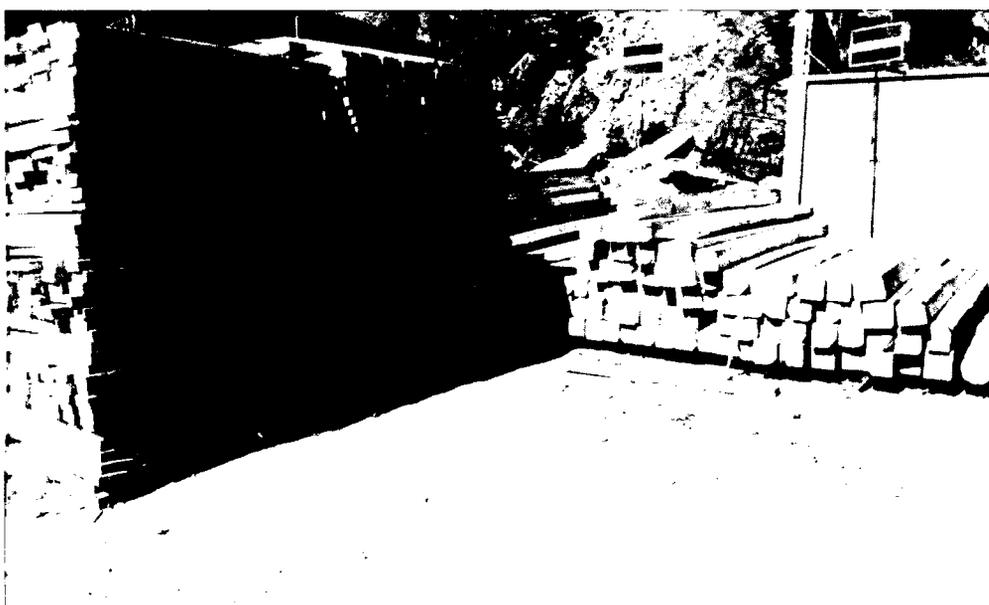


2. DESCARGA EN ALMACEN (Taller habilitación de fierros).

- Luego de la llegada de madera, se prosigue con la descarga de material en el almacén de logística Volcan.



- Es muy importante llevar un control del insumo almacenado el cual deben estar en buenas condiciones para poder elaborar un producto de calidad.



3. TRANSPORTE DE MADERA AL INTERIOR MINA.

- Para el abastecimiento de material a interior mina contamos con camiones con capacidad de 4 toneladas.
- El levantamiento de pedidos se hace de acuerdo a lo solicitado en el inicio de guardia.



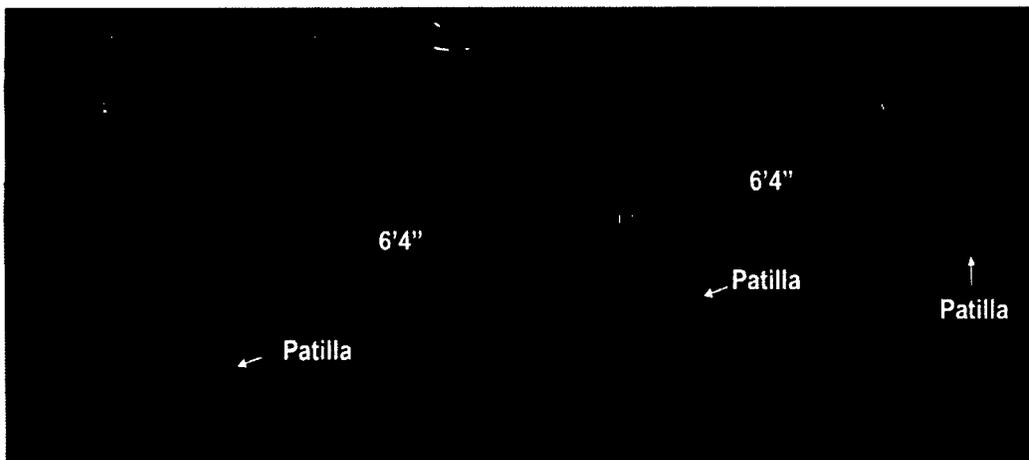
- La distribución de insumos se da de acuerdo a la prioridad que se tiene en cada labor que se está trabajando.



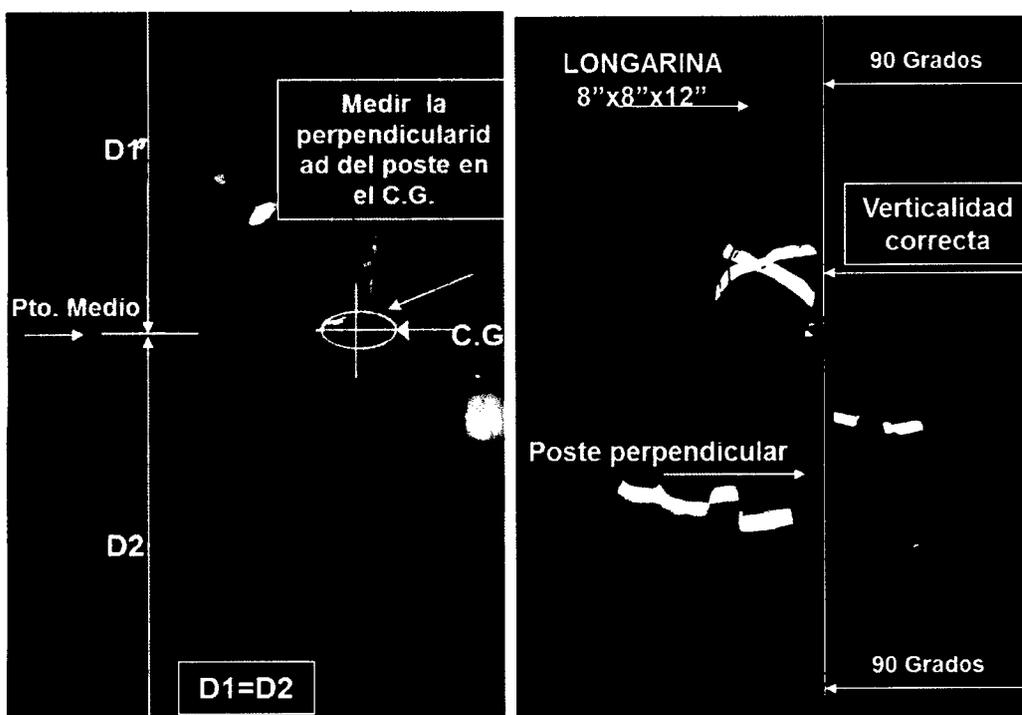
4. COLOCADO DE CORDELES PARA ALINEAMIENTO DE PATILLAS Y PARADO DE POSTES.

- Para el correcto alineado de patillas es necesario el uso de cordeles. Se extiende el cordel de caja a caja y se toma distancias iguales de 6' 4", las distancias tomadas son de centro a centro.

Distancia de centro a centro de patillas = 6' 4"

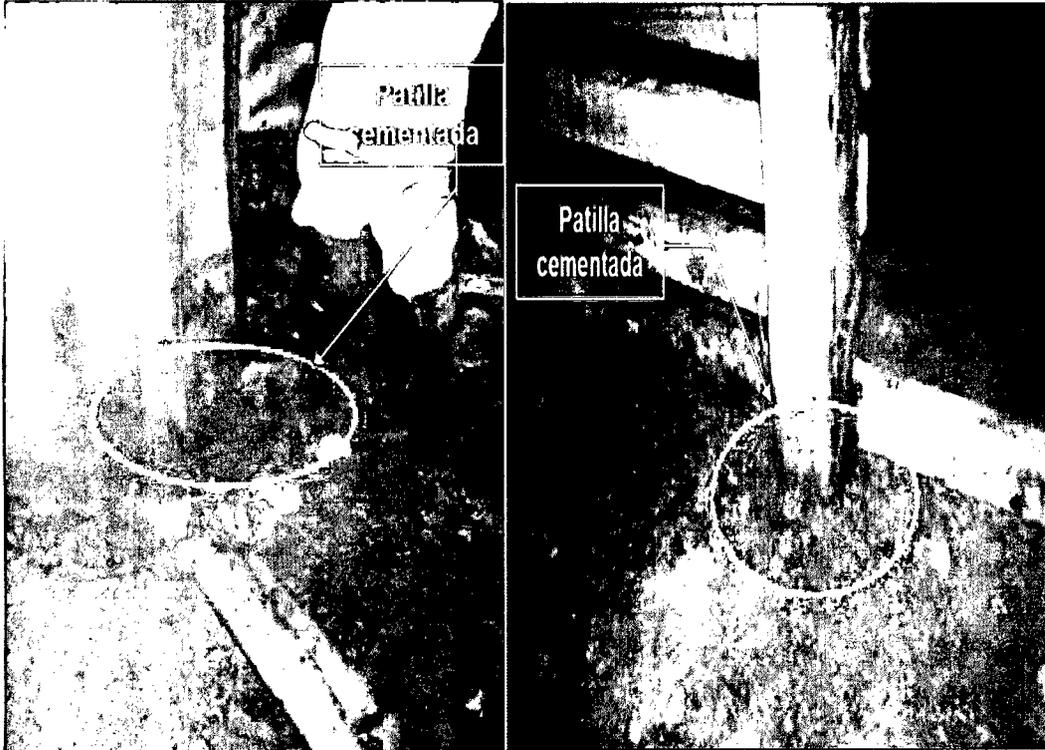


- Los postes deben de formar 90° con la superficie del piso.
- La perpendicularidad de los postes permite que la barrera sea resistente al esfuerzo del relleno.



5. CEMENTADO DE PATILLAS Y ENREJADO.

- Luego del parado de postes se procede al cementado de patillas.
- El cementado se realiza con una mezcla rica de cemento y detritus.

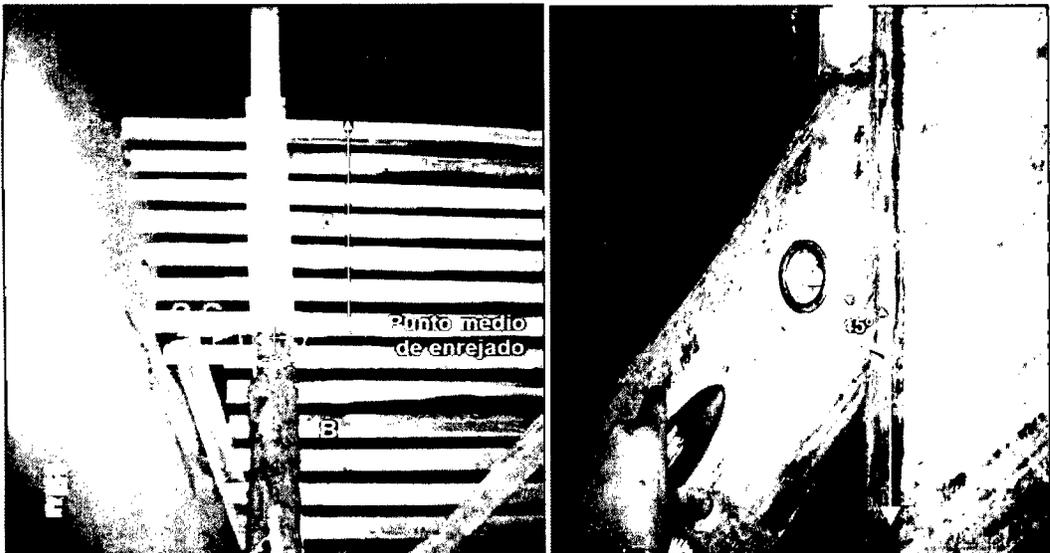


- La distancia estándar de separación de tabla a tabla es de 3".
- El traslape no debe sobrepasar el ancho de la longarinas, el traslape es de 6".

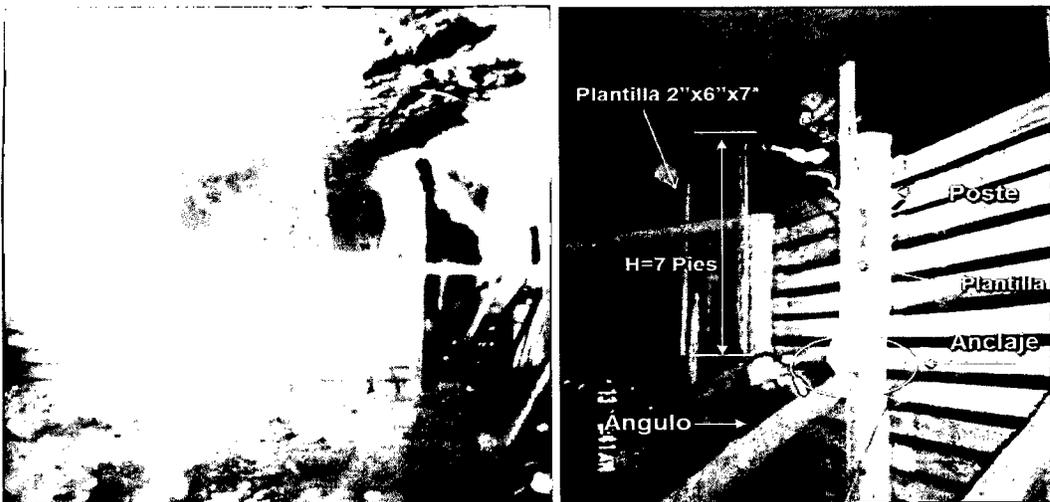


6. COLOCADO DE ÁNGULOS DE 45° Y COLOCADO DE PLANTILLAS DE 7 PIES (CHAPAS).

- El ángulo debe estar colocado en el CG, cuya ubicación es en el punto medio del enrejado, la altura del enrejado es la distancia que existe entre la 1° y la 14° tabla.
- La inclinación del redondo debe ser de 45°, dicha inclinación hace que los ángulos trabajen eficientemente.

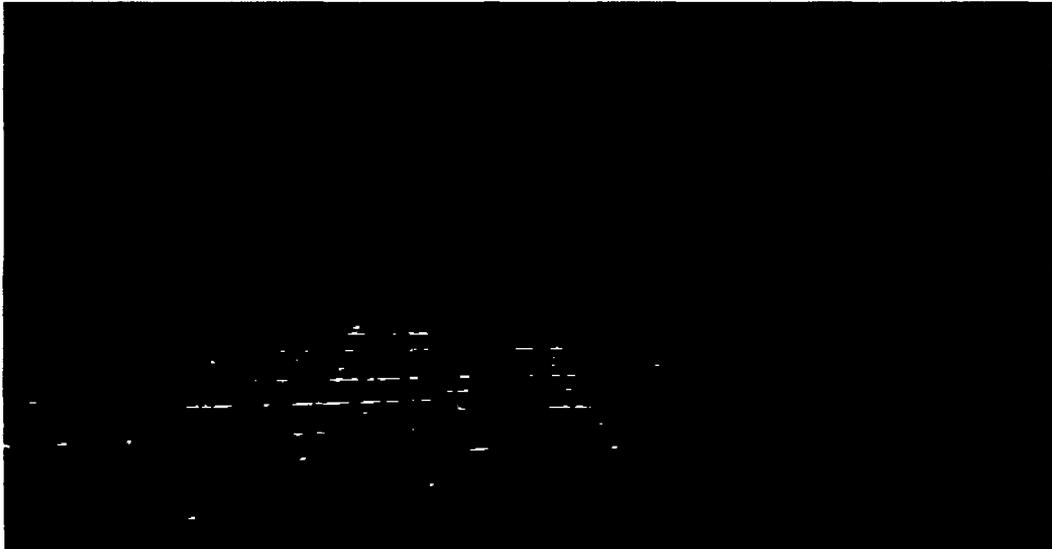


- Las plantillas que se utilizan son tablas de 2"x6"x7", que son colocadas en la parte superior de los ángulos
- Las plantillas sirven para evitar que el ángulo se desplace hacia arriba producto de la presión del relleno.

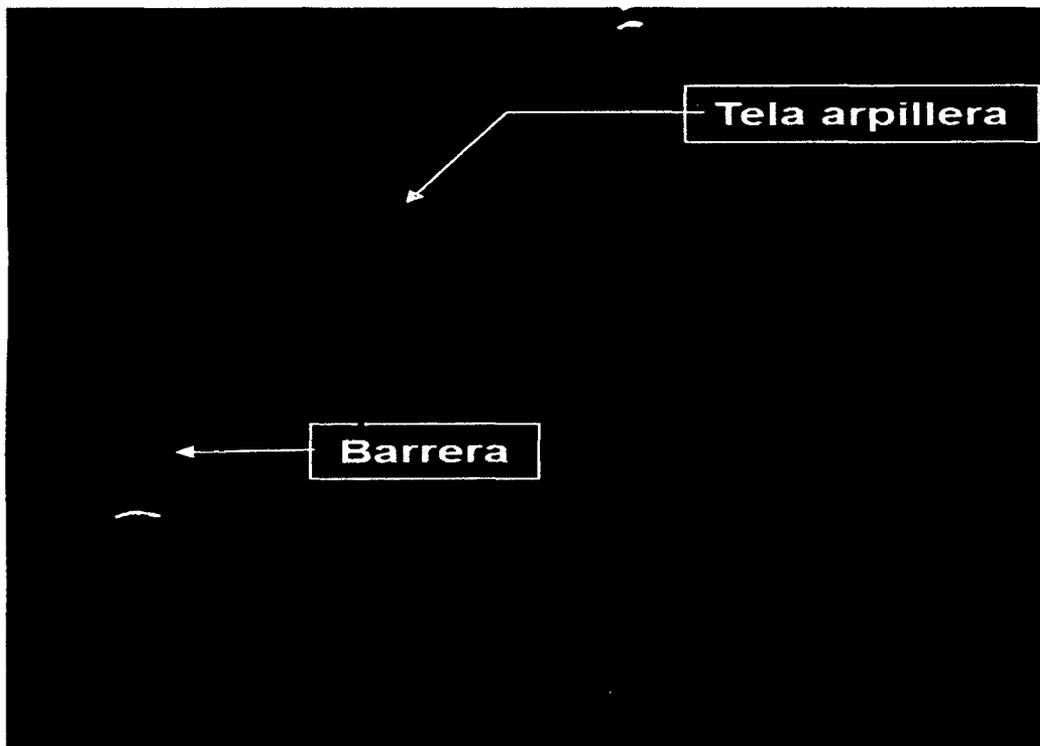


7. FINALIZADO LA ELABORACIÓN DE LA BARRERA DE MADERA.

Con ángulos los postes, enrejado completo, cable de acero sobre la barrera, entelado completo de toda la barrera e instalación de tubería de acero de alta presión, para iniciar con el relleno.

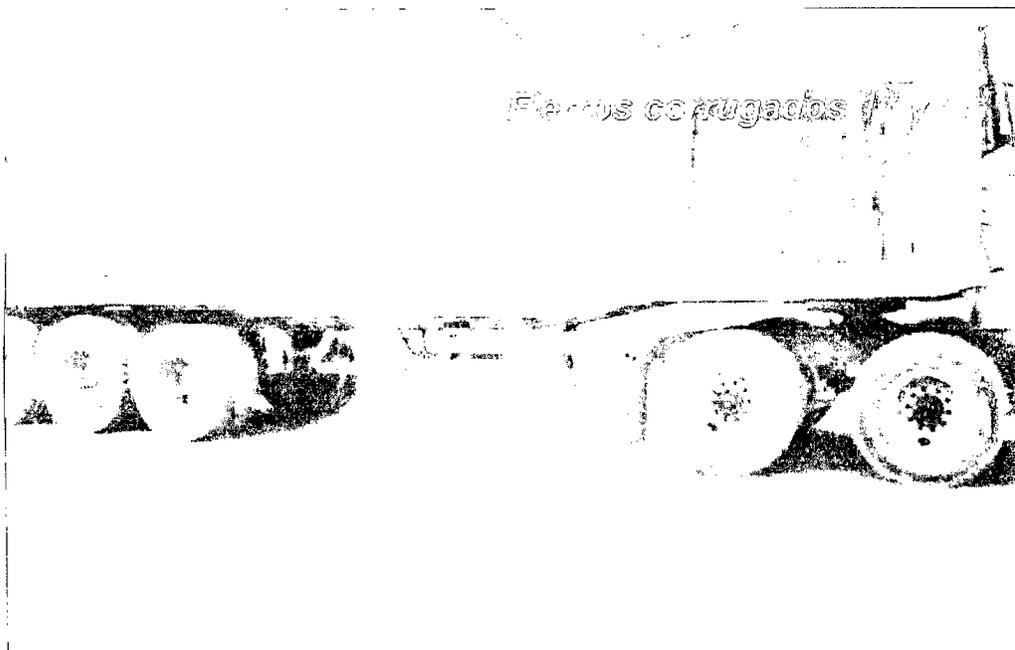


- La tela arpillera sirve para acumular el relleno dentro de los límites de la barrera.

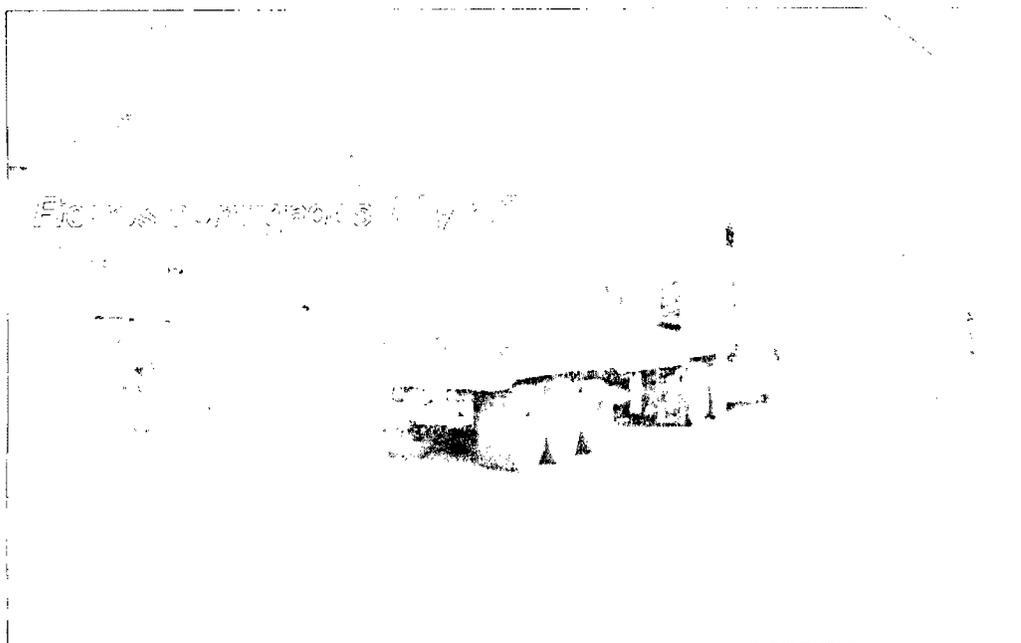


8. PROVEEDOR (LLEGADA DE FIERROS).

- Para poder producir un producto de calidad debemos de tener insumos de calidad.

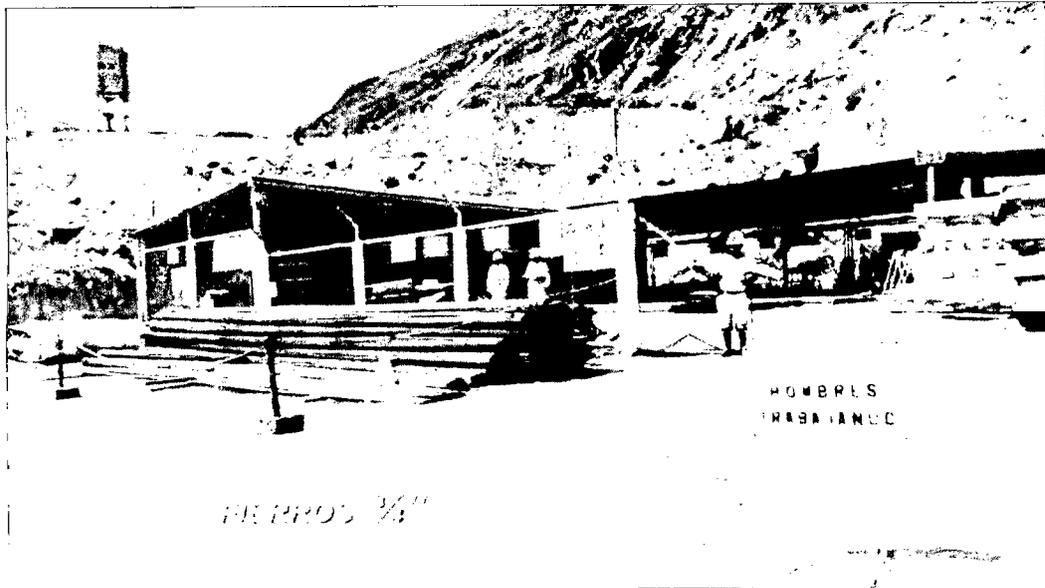


- Se debe de realizar un control de la llegada de fierros, de los cuales solo serán aceptados como insumos aquellos que garantizan el cumplimiento de los estándares establecidos.

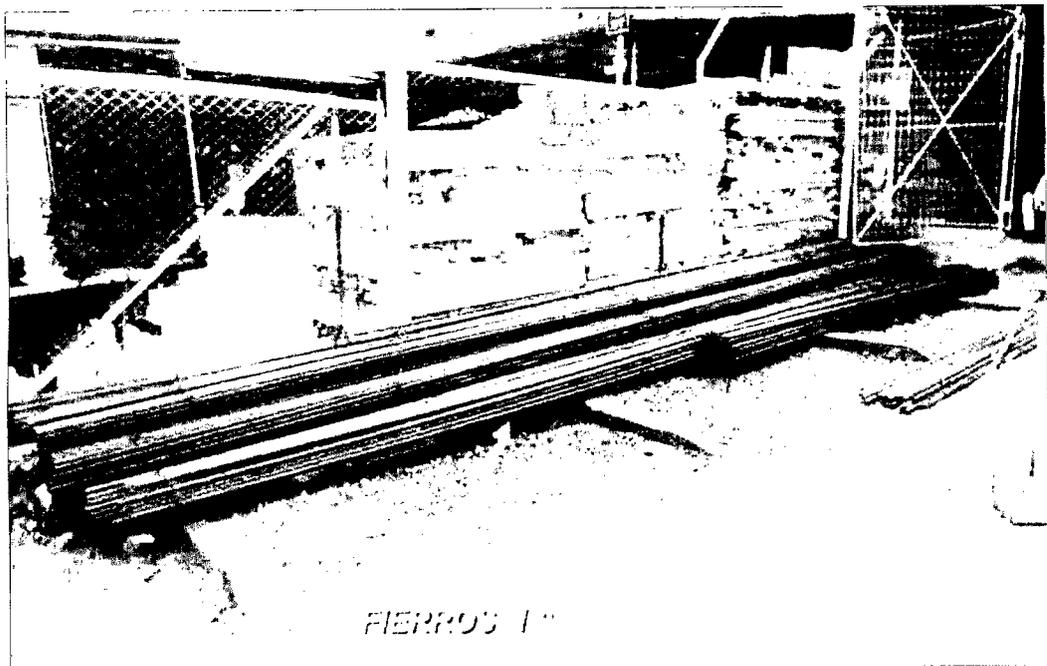


9. DESCARGA EN ALMACEN (LOGÍSTICA VOLCAN).

- Antes de la descarga de los insumos es necesario hacer una buena selección de los materiales

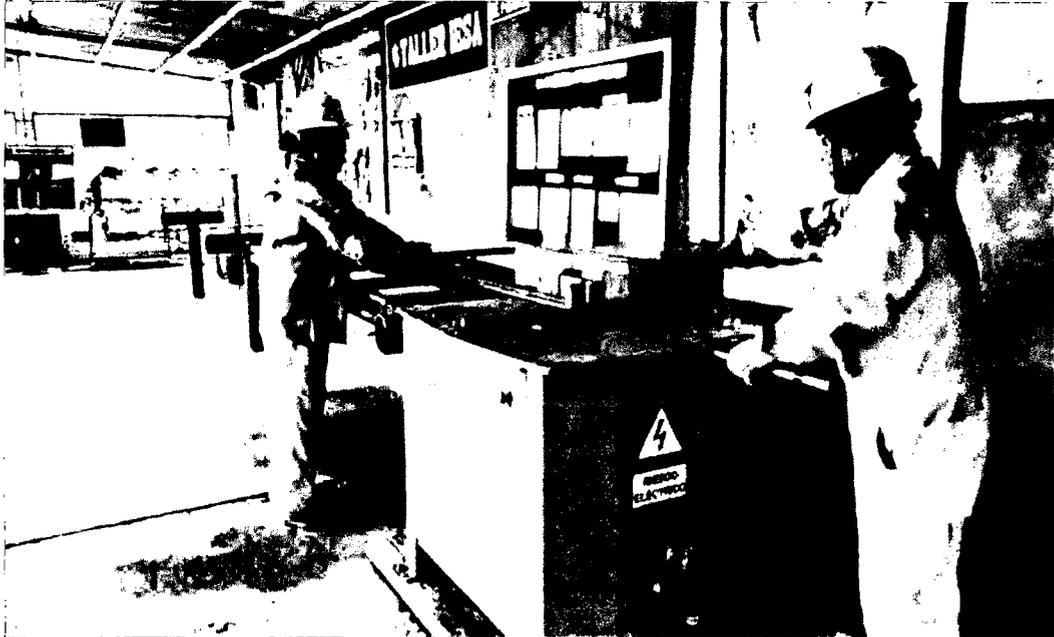


- Una vez realizada la selección de los materiales y comprobar las especificaciones técnicas como por ejemplo Densidad, Aleación, se prosigue con la distribución por tamaños y espesores.



10. HABILITACION DE FIERROS 1" y 3/4".

- Con la maquina dobladora se fierros se habilitan los fierros corrugados como son: eles, zetas, omegas.

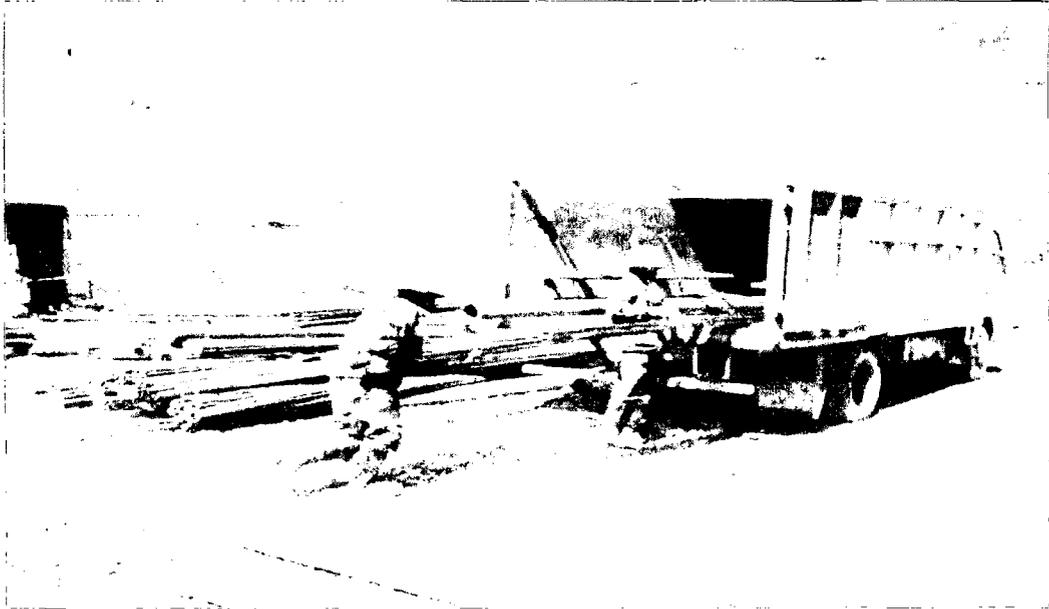


- En el reparto de guardia se hace mención al jefe de logística quién a la vez ordena a los asistentes y encargados de transportar para el reparto de la materia a cada centro productivo.



11. TRANSPORTE EN INCIMMET (LEVANTAMIENTO DE PEDIDOS A CAMIÓN).

- Cuando se tengan los materiales que garanticen un producto de calidad, se procede al levantamiento de pedidos.



- El levantamiento de insumos para enfierrado se hace en la zona de habilitación de fierros, donde estos son cortados de acuerdo a requerimiento de operaciones, también se hace el levantamiento de los elementos como omegas, eles, zetas.

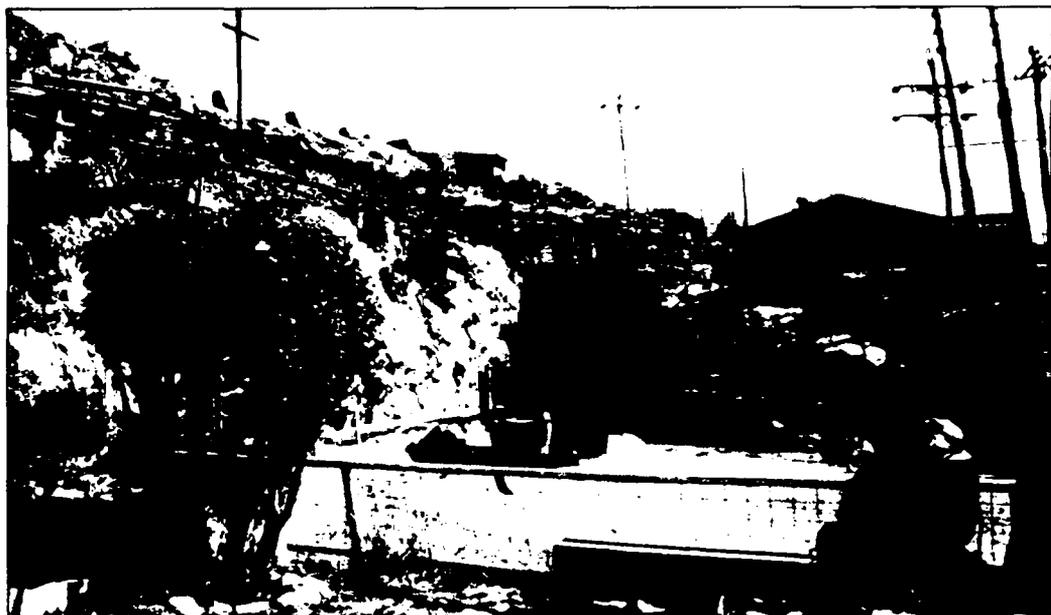


12. INGRESO A MINA CON MOVILIDAD (PEDIDOS Y DISTRIBUCIÓN DE MATERIAL).

- Cuando se culmina el levantamiento de materiales se procede al ingreso a mina para distribuir los insumos en cada punto productivo.

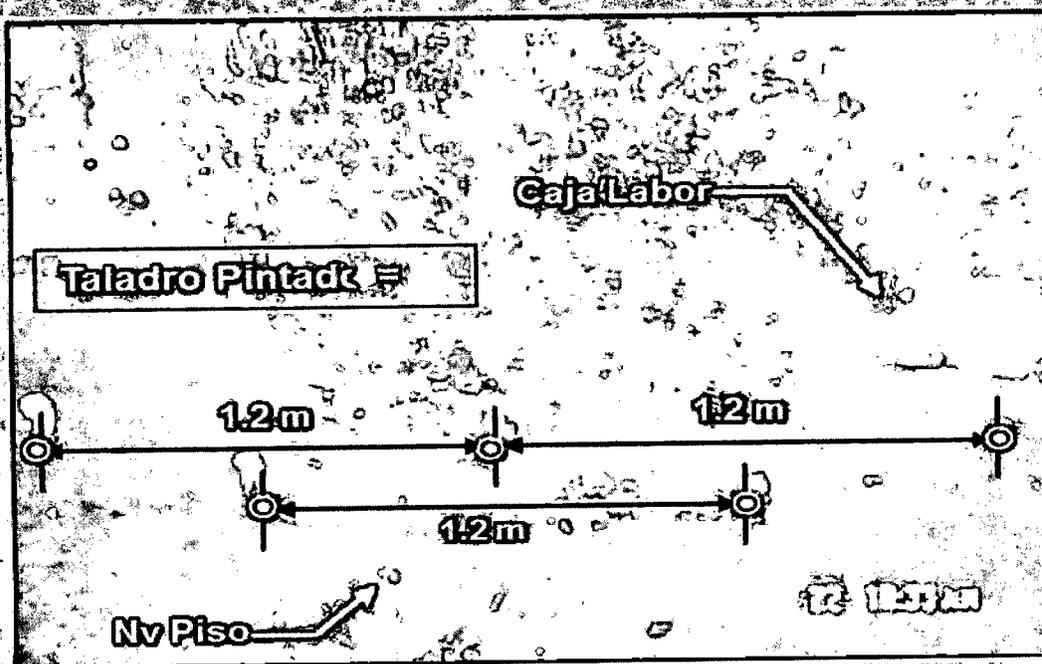


- La distribución de los insumos se hace de acuerdo a lo pedido en el reparto de guardia, priorizando las labores donde se necesita con más urgencia el material (según lo planificado por el cliente).

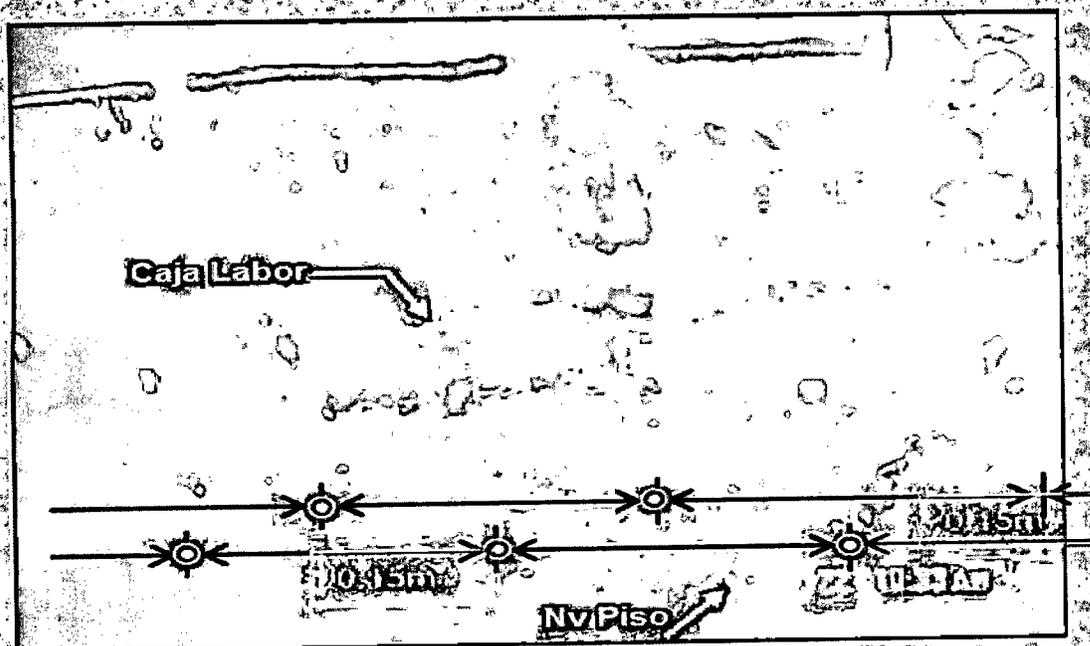


13. PINTADO DE HASTIALES y PERFORACIÓN DE TALADROS.

- Si el ancho del tajo < 6 1 malla
- Si el ancho del tajo > 6 2 mallas
- La distancia de taladros de la misma malla es de 1.2m.

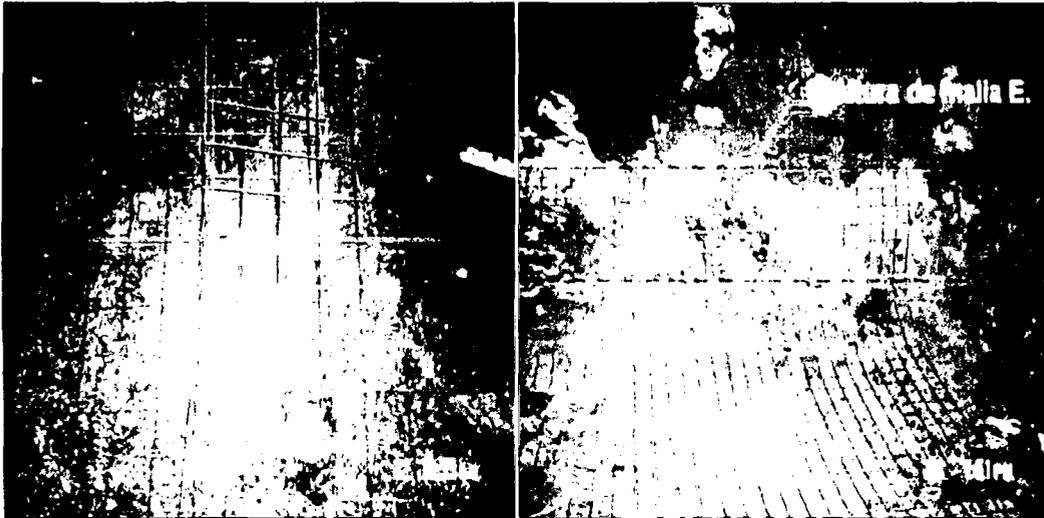


- Distancia Nv. Piso y 1º Malla = 0.15m
- Distancia 1º Malla y 2º Malla = 0.15m

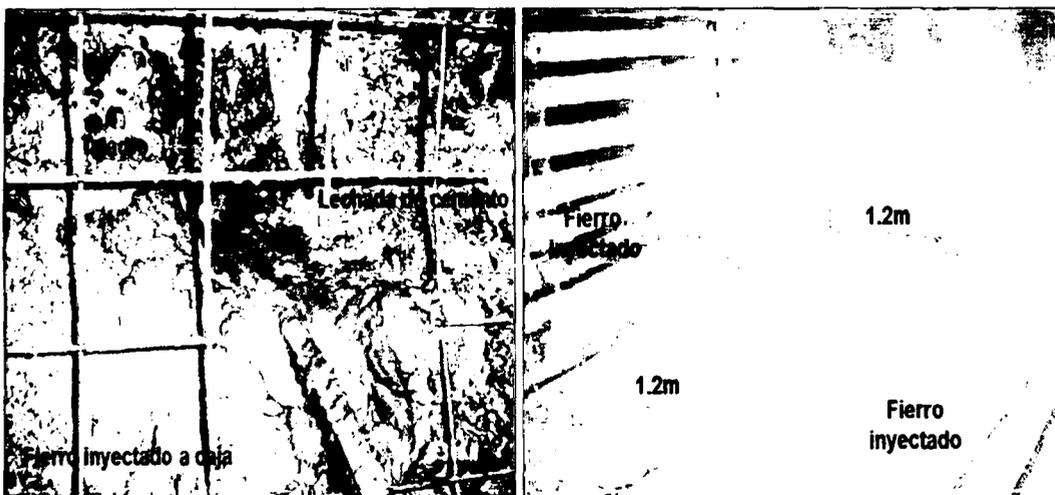


14. TENDIDO DE MALLA ELECTROSOLDADA MÁS TENDIDO E INYECTADO DE FIERROS A LAS CAJAS.

- Teniendo un piso nivelado libre de lodo y agua, procedemos al tendido de malla electrosoldada.
- El traslape de entre malla y malla es de 0.3m y la altura de malla en las cajas es de 0.6m.

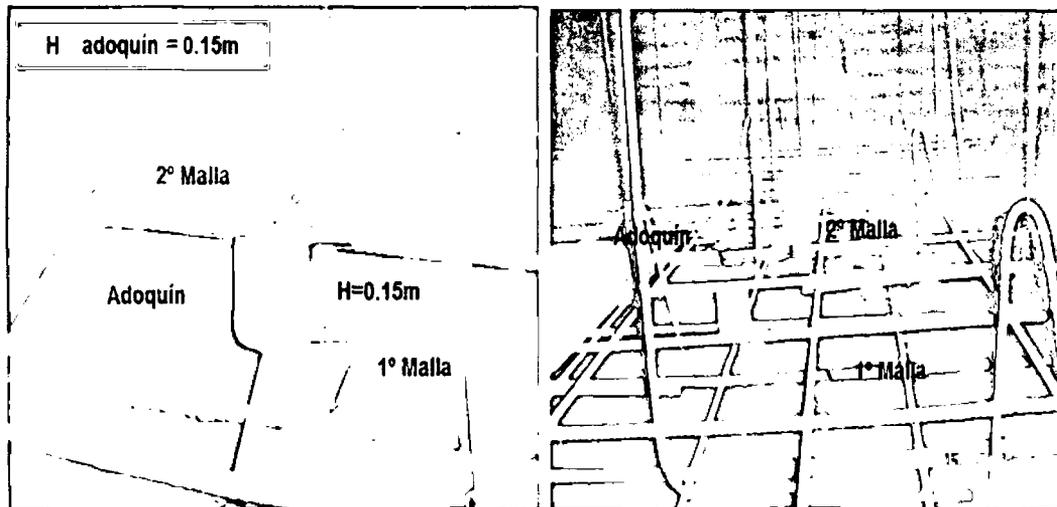


- Tendida la malla electrosoldada, el siguiente procedimiento es el inyectado de fierro inyectado de 1" de diámetro en los taladros perforados con 1.2m de separación cuya profundidad es de 3m ó 10'.
- La separación de fierro inyectado a fierro inyectado es de 1.2m, y la distancia del nivel del piso a la 1º malla es 0.15m como también la distancia entre la 1º malla y la 2º malla.

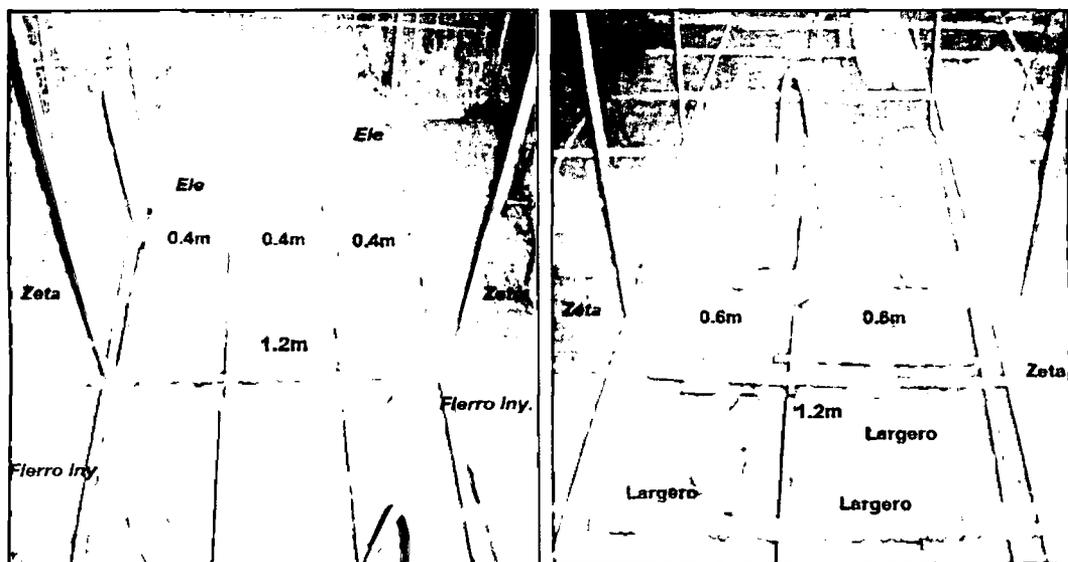


15. COLOCADO DE ADOQUINES MÁS COLOCADO DE ZETAS.

- El adoquín va ubicado entre el piso de la labor y la 1º malla, de modo que mantiene la separación de 0.15m entre el nivel del piso y la 1º malla.
- El adoquín también permite mantener el espacio de 0.15m entre la 1º y la 2º Malla.

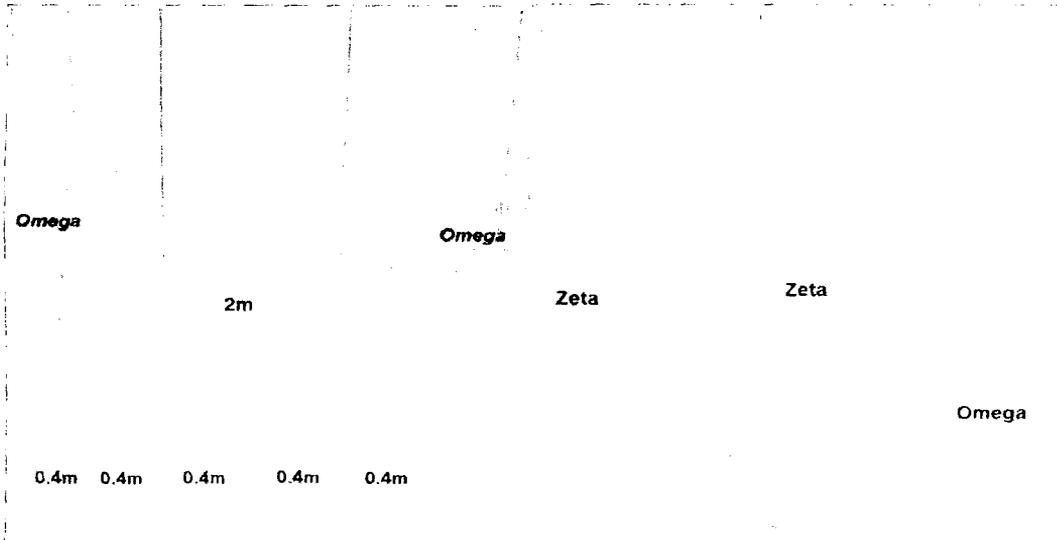


- Las Zetas van colocadas distanciadas 1.2m de modo que en un área de 1.2m vayan 4 Zetas.
- Las Zetas son colocadas en direcciones opuestas tanto en las filas como en las columnas de modo que formen una "U" las Zetas que son opuestas.

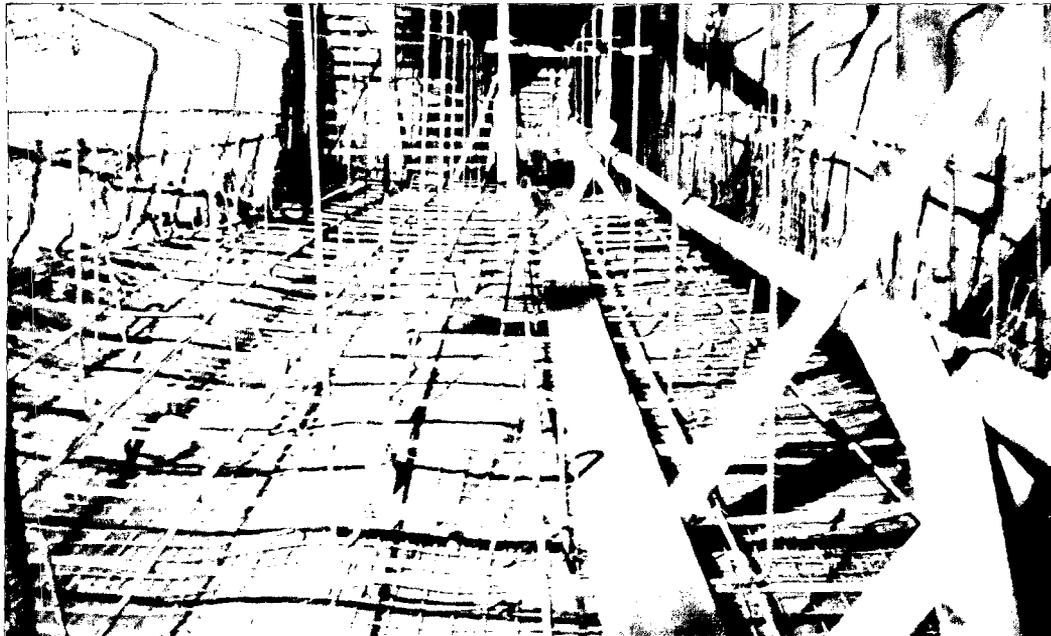


16. COLOCADO DE OMEGAS.

- 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.

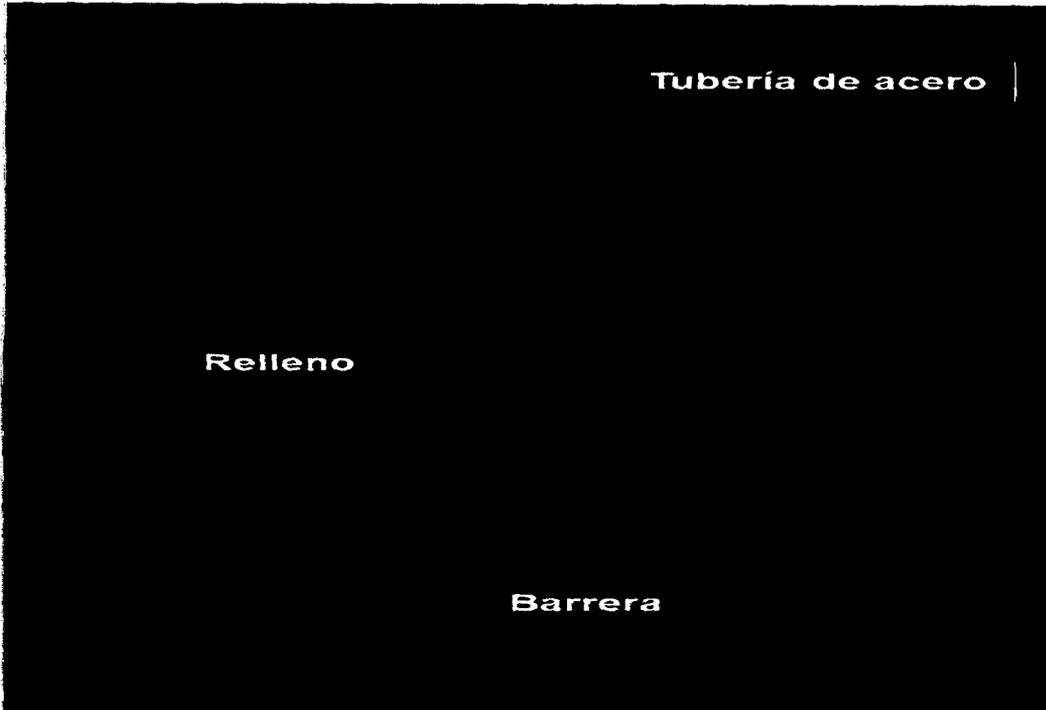


- Finalizado con la elaboración del enmallado de fierros: Con sus respectivos elementos zetas y omegas, se inicia con la instalación de tubería de acero de alta presión, para realizar el relleno.



17. RELLENADO FINAL DEL TAJO.

- Luego de culminar con la barrera, con el enmallado de fierros e instalación de tubería se procede al relleno del paño.



- El relleno es el último procedimiento de la elaboración de nuestro producto, si el armado de barreras y el enfierrado son trabajos de calidad, no habrá ningún problema en la etapa del relleno.

