

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA
ACCELERAR EL CICLO DE MINADO EN LA VETA PRINCIPAL-
NV. 310 - EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C.
(EACH) UNIDAD MINERA ANIMÓN**

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. CABEZAS ARMELLON, Percy Mauro

Pasco - Perú 2016

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA ACELERAR EL CICLO DE
MINADO EN LA VETA PRINCIPAL-NIVEL 310; EMPRESA ADMINISTRADORA
CHUNGAR S.A.C. (EACH), UNIDAD MINERA ANIMON

Presentado por:

Bach. CABEZAS ARMELLON, Percy Mauro

SUSTENTADO Y APROBADO ANTE LA COMISION DE JURADOS:

Ing. Hermes, CAJAVILCA ROJAS
PRESIDENTE

Ing. Julio, LEDESMA VELITA
MIEMBRO

Ing. Tomas, CARHUARICRA ENCARNACION
MIEMBRO

DEDICATORIA

A:

Dios, por darme la oportunidad de vivir y por estar conmigo en cada paso que doy, por fortalecer mi corazón e iluminar mi mente y por haber puesto en mi camino a aquellas personas que han sido mi soporte y compañía durante todo el periodo de estudio.

Mi madre Victoria Armellon Gutiérrez (QEPD), y mi padre Mauro Cabezas Lizano, por darme la vida, quererme mucho, creer en mí y porque siempre me apoyaron. Mamá, papá; gracias por darme la vida y el impulso para terminar mi carrera, todo esto te los debo a ustedes.

Mis Ricardo Cabezas y Diomedes Nieves, por su apoyo incondicional en el trayecto de mi formación profesional, por ser más que mis tíos mis amigos que me apoyaron cuando más los necesitaba, gracias.

Mis hermanos, Edith. Belia, Raquel, Gredy y Manuel por estar conmigo, los quiero mucho.

AGRADECIMIENTOS:

En primer lugar agradezco a la UNDAC, por haberme aceptado ser parte de ella y abierto las puertas de su seno científico para poder estudiar mi carrera así como también a todos mis docentes y compañeros de estudio que hicieron posible la realización de esta tesis y por su apoyo incondicional en mi formación y superación profesional.

Agradezco también a mi Asesor de Tesis el Mg. Nieves Oswaldo, GORA TUFINO, por haberme brindado la oportunidad de recurrir a su capacidad y conocimiento científico, para poder guiarme en la realización y desarrollo de la tesis.

Mi agradecimiento también va dirigido al Decano de la Facultad de Ingeniería de Minas el Dr. Ricardo, CABEZAS LIZANO, por su asesoramiento constante y apoyo incondicional en el transcurso de mi formación profesional y desarrollo de la tesis.

De igual forma debo agradecer a La Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), Unidad Minera Animón, por permitirme realizar mi proyecto de tesis y brindarme todas las facilidades para su desarrollo.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE

RESUMEN

INTRODUCCIÓN

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN GEOGRAFICA:	24
1.2 ACCESIBILIDAD:.....	24
1.3 TOPOGRAFÍA Y ECOSISTEMAS:	26
1.3.1 CLIMA:.....	27
1.3.2 HIDROGRAFIA:	28
1.3.3 GEOMORFOLOGIA:.....	28
1.4 ASPECTOS GEOLOGICOS:	29
1.4.1 GEOLOGÍA REGIONAL:.....	29
1.4.2 GEOLOGÍA LOCAL	30
1.4.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL:.....	32
1.4.3.1 PLEGAMIENTO	32
1.4.3.2 INTRUSION	32

1.4.3.3 FRACTURAMIENTO.....	33
1.4.4 GEOLOGIA ECONOMICA	33
1.4.4.1 MINERALIZACIÓN	33
1.4.4.1.1 TIPOS DE MINERALIZACION	34
1.4.4.1.2 ESTRUCTURAS VETIFORMES.....	34
1.4.4.1.3 COLUMNAS METALIFERA	34
1.4.4.1.4 CUERPOS MINERALIZADOS	35
1.4.4.1.5 VETAS MANTO	35

CAPITULO II

ASPECTO CONCEPTUAL DEL RELLENO HIDRÁULICO

2.1 GENERALIDADES DE RH	36
2.1.1 VENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO.....	37
2.1.2 DESVENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO	38
2.2. PULPA	39
2.2.1. PULPA HOMOGÉNEA.....	39
2.2.2. PULPA HETEROGÉNEA.....	39
2.3. CARACTERÍSTICAS DEL MATERIAL A TRANSPORTAR	39
2.3.1. GRAVEDAD ESPECÍFICA DE LOS SÓLIDOS.....	39
2.3.2. TAMAÑO MÁXIMO DE LAS PARTÍCULAS	40
2.3.3. DUREZA DE LOS SÓLIDOS	40

2.3.4. PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL RELLENO HIDRAULICO.....	41
2.3.4.1 POROSIDAD	41
2.3.4.2 RELACIÓN DE VACÍOS (e).....	42
2.3.5. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	44
2.3.6. DIAMETRO EFECTIVO (D10)	45
2.3.7. COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD (Cu).....	45
2.3.8. VELOCIDAD DE PERCOLACIÓN (V.P.).....	46
2.3.9. COMPORTAMIENTO MECÁNICO DEL RELLENO	46
2.3.9.1 DENSIDAD RELATIVA (Dr)	46
2.3.9.2 Efecto del Agua en el Relleno Hidráulico.....	48
2.3.9.3 Presión Neutra (U_w) y Presión Efectiva (P)	49
2.3.9.4 Consolidación	49
2.3.9.5 COMPACTACIÓN.....	50
2.3.9.6 CEMENTACIÓN	50
2.3.9.7 COMPRESIBILIDAD	51

CAPITULO III

ESTUDIO TÉCNICO DE APLICACIÓN DEL RELLENO HIDRAULICO

3.1 CALIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO	52
3.1.1. PRIMER ANÁLISIS DE MUESTRAS	53
3.1.1.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO:.....	53

3.1.1.2 VELOCIDAD DE SEDIMENTACIÓN (PRUEBA DEL SLUMP)	54
3.1.1.3 PRUEBA DE VELOCIDAD DE PERCOLACIÓN.....	55
3.1.2. SEGUNDO ANÁLISIS DE MUESTRAS.....	56
3.1.2.1 Análisis Granulométrico:	56
3.1.2.2 Características de Desmonte de los diferentes tajos de la veta principal a 3/8" (1:1)	57
3.1.3 RESUMEN DE RESULTADOS:.....	58
3.2. REQUERIMIENTO Y DISPONIBILIDAD DE RELLENO HIDRÁULICO	60
3.2.1. REQUERIMIENTO DE RELAVE PARA EL RELLENO	60
3.2.2. NECESIDAD DE AGUA.....	61
3.3. ESTUDIOS PARA LA IMPLEMENTACION DEL SILO 4 PARA ALMACENAMIENTO DE RELLENO HIDRÁULICO.....	61
3.3.1. ALTERNATIVA - A: INGRESO DE TUBERIAS POR PIQUE MONTENEGRO.....	63
3.3.2. ALTERNATIVA - A: INGRESO DE TUBERIAS POR RAMPA TERRY HACIENDO USO DEL SILO 4.	65
3.4. TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO	66
3.4.1. EQUIPO DE TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO HIDRÁULICO.....	66
3.4.2. RED DE TUBERÍAS	66
3.4.3. VELOCIDAD CRÍTICA DE DEPOSICIÓN (V_c)	67

3.4.4. VELOCIDAD DE MÍNIMA PÉRDIDA (V_m).....	69
3.4.5. DIÁMETRO DE TUBERÍA (\emptyset)	69
3.4.6. VELOCIDAD DE TRANSPORTE (V_t)	71
3.4.7. PÉRDIDA DE CARGA	72
3.4.8. ALTURA MÁXIMA (h_2) QUE ALCANZARÁ EL R/H RESPECTO AL NIVEL MAS BAJO DE INTERIOR MINA - NV 1815.	77
3.4.9. GRADIENTE HIDRÁULICA (GH).....	78
3.4.10. MÁXIMA DISTANCIA HORIZONTAL (DH)	79
3.5. CÁLCULOS DE LOS PARAMÉTROS MÁS IMPORTANTES DE LA PULPA DEL RELLENO HIDRÁULICO	80
3.5.1. DENSIDAD DE LA PULPA	80
3.5.2. CAUDAL DEL RELLENO HIDRÁULICO QUE LLEGA AL TAJEO (Q)	81
3.5.3. VELOCIDAD DEL RELLENO HIDRÁULICO CON QUE INGRESA AL TAJEO POR TUBERÍAS DE $\emptyset 4''$ (V).....	82
3.5.4. CONSTANTE DE SÓLIDOS (K)	83
3.5.5. PESO DE SOLIDO SECO EN UN LITRO DE PULPA (W)	83
3.5.7. RELACIÓN: PESO LÍQUIDO A PESO SÓLIDO (G)	84
3.5.8. RELACIÓN VOLUMÉTRICA DE LÍQUIDOS A SÓLIDOS (L)	84
3.5.9. TONELAJE DE SÓLIDOS POR HORA QUE LLEGA AL TAJEO (T)	84

3.5.10. VOLUMEN DE LÍQUIDO ENVIADO POR HORA AL TAJO (V_L)..	85
3.5.11. VOLUMEN DE SÓLIDO ENVIADO POR HORA AL TAJO (V_S)...	85
3.6. PROCESO DE RELLENADO DE UN TAJEO	86
3.6.1. PREPARADO DEL TAJEO	86
3.6.2. RELLENADO DEL TAJEO	88
3.6.3. PROBLEMAS EN EL PROCESO DE RELLENADO	90
3.6.4. TIEMPO NETO DE RELLENO DE UN TAJEO	91

CAPITULO IV

CONSIDERACIONES ECONÓMICAS DEL PROYECTO DE RELLENO HIDRÁULICO

4.1. GENERALIDADES	93
4.2. COSTO DE INVERSIÓN.....	94
4.2.1. IMPLEMENTACION DEL SILO 4 Y CONSTRUCCION DEL RESERVORIO PARA AGUA Y FINOS.....	94
4.2.2. TUBERÍAS	94
4.3. COSTO DE OPERACIÓN DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRÁULICO	95
4.3.1. COSTO DE DEPRECIACIÓN DEL EQUIPO	95
4.3.2. COSTO DE ENERGÍA	95
4.3.3. COSTO DE MANO DE OBRA	96
4.3.4. COSTO DE MANTENIMIENTO	96

4.3.5. COSTO DE MATERIALES..... 97

4.3.6. COSTO DE TRANSPORTE DE AGREGADOS..... 97

4.4. AHORRO CON LA APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO:..... 98

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

APÉNDICES

APÉNDICE I: GLOSARIO DE TÉRMINOS

APÉNDICE II: AHORRO CON LA APLICACIÓN DE RH

APÉNDICE III: COSTOS DE EXPLOTACIÓN EN VETA PRINCIPAL – NV
310

APÉNDICE IV: UBICACIÓN DE PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO
(SILO 4)

APÉNDICE V: PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO

APÉNDICE VI: PERFIL DE PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO SILO 1.

APÉNDICE VII: CROQUIS Y PLANO DE RED DE TUBERÍAS DE
RELLENO HIDRÁULICO

APÉNDICE VIII: PROGRAMA DE PRODUCCION VET PRINCIPAL NV 310

APÉNDICE X: COSTO DE IMPLEMENTACION SILO 4

APENDICE XI: COSTO TOTAL DE OPERACIONES DE RELLENO
HIDRAULICO

RESUMEN

Con la finalidad acelerar el ciclo de minado y de disminuir los problemas de inestabilidad en la explotación de la Veta Principal - Nv. 310, así como contribuir con la mejora del medio ambiente de La Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), Unidad Minera Animón En el presente trabajo se desarrolla la evaluación técnica de aplicación de Relleno Hidráulico en esta Veta.

En el análisis técnico del proyecto se ha determinado que la distribución de tamaños de partículas necesarias para el transporte de la pulpa por gravedad debe aproximarse a la curva de Talvot. La pulpa tiene un 76% de sólidos con una granulometría máxima de 3/8 de pulgada; para su transporte se utiliza tubería SCH-80 Ø4" para la salida de las bombas horizontales y polietileno PN 12.5 Ø4" para su transporte a interior mina

Luego de analizar varias alternativas para el ingreso de RH al nivel 310, se concluyó que la mejor alternativa es mejorar la implementación de la Planta de Relleno Hidráulico (silo 4) en la entrada de la rampa Terry, debido a que la diferencia de cotas respecto al nivel más bajo de explotación es de 586 m. Adicional a esta ventaja se cuenta con una poza de silos para el almacenamiento de las lamas que exceden de la deposición del relave que ingresa a mina

Considerando una densidad de pulpa de 1.90 kg/L, gravedad específica de 2.65 kg/L y tubería de conducción de Ø4", se espera alcanzar un caudal de 45 a 55 m³/hora.

Con la implementación y aplicación de relleno hidráulico en la Veta del Nv 310, se mejorara y acelerara el ciclo de minado en gran manera, así como una mejora notable en la estabilidad de las labores y un óptimo avance en los planes de mejora del medio ambiente en la empresa.

Bach. Percy Mauro, CABEZAS ARMELLON

INTRODUCCIÓN

A. SUSTENTACIÓN DEL TEMA

El tema se sustenta en la posibilidad de acelerar el ciclo de minado en un 60%, ya que el método de explotación que se está aplicando es corte y relleno ascendente y por ende el relleno detrítico no cumple bien la función como relleno para los siguientes cortes de mineral, retrasando así el ciclo de minado, el Relleno hidráulico tiene una característica única la cual es empaquetar los hastiales al ser relleno una labor y con esto se logra disminuir los problemas de inestabilidad del macizo rocoso y con ello minimizar los riesgos de caída de rocas, estallido de rocas, así como los altos costos de producción generados por los problemas en el sostenimiento de las labores mineras y labores ya explotadas. Con esta finalidad, se aplicarán los conocimientos de la mecánica de fluidos sobre transporte de fluidos con sólidos en suspensión; y lograr de esta manera saturar con relleno hidráulico todos los espacios vacíos generados por la explotación de mineral en la veta Principal Nv 310. Con esto gran parte del desmonte producto de las labores de avance retornaría como relleno (relave) a interior mina, disminuyendo el impacto ambiental generado por los grandes volúmenes que ocupan las relaveras en superficie. Del mismo modo disminuiría el consumo de cimbras y shotcrete en el sostenimiento esto para labores y galerías que tienen problemas de inestabilidad, contribuyendo del mismo modo con la conservación de bosques los cuales cada vez son más escasos.

B. ANTECEDENTES

Con el método de explotación aplicado en la Veta Principal en años anteriores se ha dejado puentes y labores con alto contenido metálico de Plata así como labores mal rellenas con material detrítico imposibilitando el acceso al siguiente corte de mineral causado por la inestabilidad de las labores. Como mencionamos el problema principal es la inestabilidad de la masa rocosa adyacente a los bypass como consecuencia del tiempo de exposición de las áreas abiertas dejadas por un relleno deficiente de las labores, con ausencia de relleno hidráulico, afectando enorme mente el ciclo de minado en esta veta, y la paralización de las labores por la inestabilidad del macizo rocoso.

En el año 2015 se inició la recuperación de estas labores en el nivel 310. A medida que se minaban los siguientes cortes de mineral, casi en forma paralela empezaron a incrementarse los relajamientos de roca con proyección y por ende la desestabilización cada vez más intensa de los niveles, sub niveles, chimeneas de acceso y las labores en sí mismos.

El sostenimiento que se coloca para acceder a las labores son cimbras en avanzada con marchabantes los mismos se combina con shotcrete, bolsacrest, puntales y cribbing en función a la caracterización geomecánica estimada. Por ser un sostenimiento temporal, a medida que pasa el tiempo, y como el ciclo de minado es lento, el sostenimiento de los accesos y labores se va deteriorando o cediendo por los esfuerzos circundantes, lo cual implica tener que reforzar el sostenimiento de los accesos doblando nuevamente Cimbras. Todas estas tareas de

sostenimiento implican incrementar recursos humanos y materiales, haciendo más lenta y más costosa la operación del ciclo de minado y por ende eleva los costos de minado.

C. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Nuestras operaciones se vienen desarrollando en torno al macizo rocoso con características geoestructurales que involucran cambios sustanciales en sus parámetros geomecánicos y su respuesta a la concentración de esfuerzos que luego de las excavaciones tienden a producirse redistribución de esfuerzos con la manifestación de liberación de energía en forma de relajamientos de la masa rocosa, los mismos que van desde ruidos hasta estallidos con proyección de fragmentos de roca, La liberación de esfuerzos por lo general se viene dando en los cambios de fase Roca / Veta, Roca I / Roca II generando micro sismos acompañado con desprendimientos de roca. La manifestación de las presiones también genera una deformación asociada a un desplazamiento de la caja techo en la dirección de buzamiento.

C.1 DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Con la finalidad de mantener la estabilidad de la roca y poder acelerar el ciclo de minado, se han ejecutado una serie de análisis en el macizo rocoso considerando: calidad del macizo rocoso, tipo de sostenimiento, ancho de excavación, perforación y voladura.

La roca presenta diferentes tipos de discontinuidades como son: zonas de corte, diaclasas y fracturas, contactos litológicos, relleno de las

discontinuidades, fallas, etc. Estos rasgos estructurales presentan un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado.

Así mismo se efectúa el control de todos los factores que influyen en la estabilidad de la roca, como son:

C.1.1 TIPO DE ROCA

Se analiza en forma permanente las condiciones geomecánicas del terreno de acuerdo al avance de cada labor, mediante el mapeo geomecánico para lo cual se emplea tres sistemas de clasificación geomecánica:

- a) El Índice de Resistencia Geológica GSI, este sistema de clasificación toma en cuenta dos parámetros: la resistencia a la compresión y el número de fracturas.
- b) El Sistema RMR de Bieniawski, el cual se basa en seis parámetros: el RQD, la resistencia de la roca intacta, el espaciamiento entre familias de discontinuidades, la condición de las juntas, el agua subterránea y un factor de ajuste por la orientación y rumbo de las discontinuidades.
- c) El Sistema Q de Barton, basado en el RQD, número de familias de juntas, rugosidad de las juntas, alteración de las juntas, agua entre juntas y un factor de reducción por esfuerzos.

C.1.2 SECUENCIA DE EXCAVACIÓN PARA LAS LABORES EN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

En base al análisis geomecánico se ha determinado realizar la extracción del mineral con el método de corte y relleno ascendente.

Para cumplir con este objetivo se han habilitado los accesos principales con cimbras y cribbing los mismos que han sido perturbados intensamente por eventos de estallido debido a los altos esfuerzos y a la roca de mala calidad. Luego se ha desarrollado una labor paralela que servirá como acceso principal para la recuperación de los puentes de seguridad.

La secuencia de minado se ha elegido con la finalidad de buscar la mayor estabilidad y seguridad del macizo rocoso, tal es así que el esquema de la recuperación de puentes en cada labor ha sido planeada de tal manera que se pueda recuperar el mineral al 100%.

Para realizar el planeamiento se tiene en cuenta la zonificación geomecánica de la mina, considerando la orientación de las estructuras, tipo de roca, fallas, corte. Gran parte de esta información se basa en registros Geotécnicos de los testigos de las perforaciones diamantinas (RQD), que se relaciona con los mapeos geomecánicos realizados en el terreno, Estos datos son vaciados en un Software (Vulcan), obteniendo como resultado el plano de zonificación con el cual determinamos el sostenimiento a ejecutar al poder realizar el proceso de extracción de mineral mediante el corte y relleno ascendente.

C.1.3 CONTROLES DE LA ESTABILIDAD UTILIZANDO INSTRUMENTOS.

Se realiza de diferentes formas:

- a) Medición de la convergencia, utilizando el extensómetro de cinta con el que se realiza la medición de desplazamiento del terreno.
- b) En forma visual, tomando nota de todos los cambios que se puedan observar.
- c) Pruebas de arranque en los pernos de roca utilizando gatas de tracción.
- d) El método de minado en las labores que no están rellenas con RH ni con material detrítico en la Veta Principal Nv 310, está establecido mediante franjas verticales en retirada de N a S, cuando se ha extraído la franja completa, se coloca puntales en línea con Jack pot o cuadros y cribbing con Jack pack que permite sostener el techo en forma activa. Como los puntales son un soporte temporal, con el transcurso del tiempo, entre cuatro a seis meses, los elementos de sostenimiento colocados fallan y se produce una subsidencia del techo disturbando la zona del tajeo y las labores adyacentes.

C.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

¿Cómo acelerar y optimizar el ciclo de minado y disminuir el problema de inestabilidad de las labores de explotación de la Veta Principal originado por los espacios vacíos dejados después de realizar el relleno detrítico?

D. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

D.1 OBJETIVO CENTRAL

Mejorar y acelerar el ciclo de minado y lograr una estabilidad permanente de las zonas explotadas.

D.2 METAS PARA ALCANZAR ESTE OBJETIVO

- a) Demostrar la posibilidad de incrementar la producción diaria de mineral en un 60 % así como mejorar la estabilidad del macizo rocoso al implementar un sistema de relleno hidráulico para este nivel y sus respectivas labores mineras.
- b) Demostrar que es posible direccionar y disponer de 120 m³ por guardia de materiales adecuados para ser utilizados como relleno hidráulico.
- c) Demostrar la factibilidad técnica de la aplicación de relleno hidráulico en la explotación de la Veta Principal Nv 310, esto es un ratio de alcance de relleno mayor a los 2000 m por gravedad, con un caudal de 40 m³/hora, un 75 % en sólidos y una densidad de 1850 g/L como mínimo.

E. IMPORTANCIA DEL TEMA EN LA SOLUCIÓN DE LOS PROBLEMAS CONCRETOS DE LA SOCIEDAD, LA CIENCIA Y LA TECNOLOGÍA

E.1 LA IMPORTANCIA SOCIAL

Las comunidades del entorno minero demandan cada vez con más fuerza que la minería ejecute proyectos con responsabilidad social y ambiental. En el caso de aplicar Relleno Hidráulico en La Empresa

Administradora Chungar S.A.C. (EACH), Unidad Minera Animón, se resalta las expectativas siguientes:

- a) La disminución de material detrítico depositado en la superficie del entorno de la mina, mejorando la utilización del suelo como tierras de cultivo o áreas de pastoreo.
- b) La disminución del material acumulado en las relaveras minimiza el riesgo de que éste sea arrastrado por las aguas de las lluvias, evitando daños ecológicos.
- c) Minimizar la utilización de madera (cribbing) como elementos de sostenimiento en la mina, contribuyendo de esta forma a la preservación de recursos.
- d) Crear la posibilidad de que la mina pueda aumentar su producción, al alcanzar una mejor rentabilidad, creando mayor número de puestos de trabajo.

E.2 LA IMPORTANCIA CIENTÍFICA Y TECNOLÓGICA

En este aspecto la importancia radica en encontrar una mejor alternativa de disposición del desmonte producto de las labores de avance de mina y del relave producto del procesamiento de los minerales, para la solución del problema de inestabilidad del macizo rocoso en la explotación del yacimiento mineral, por el método de explotación corte y relleno ascendente.

La aplicación de relleno hidráulico es de vital importancia porque permitirá acelerar el ciclo de minado, mayor recuperación de mineral, menor pérdida de finos, estabilidad permanente de las labores

explotadas y reducir el consumo de recursos como elementos de sostenimiento. Como consecuencia de esto se reducirá los costos de minado, se minimizará los accidentes por caída de rocas al tener labores más estables y se contribuirá con la preservación del medio ambiente al usar RH en interior mina.

F. CARÁCTER NOVEDOSO DEL PROYECTO Y ORIGINALIDAD

La aplicación de relleno hidráulico en la minería subterránea es bastante conocida. Por lo general como agregados se utiliza el relave o canteras de arena de superficie.

La originalidad de la presente tesis se encuentra en que se retornará al lugar de donde se extrajeron gran parte de los residuos sólidos extraídos de la mina; aproximadamente entre el 40% al 50% del desmonte proveniente de las labores de avance de la mina será utilizado como agregado del relleno hidráulico, retornando a la mina en forma de pulpa para rellenar los espacios vacíos producto de la explotación del yacimiento.

G. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

G.1 ENUNCIADO DE LA HIPÓTESIS

Para minimizar los problemas de inestabilidad del macizo rocoso producto de los espacios vacíos dejados por la explotación del yacimiento a causa de su método de explotación, es necesario rellenar dichas aberturas, para lo cual se aprovechará como agregado del relleno hidráulico el desmonte proveniente de la mina y el relave proveniente del procesamiento de los minerales en planta, consiguiendo al mismo tiempo reducir el impacto ambiental negativo, producido por la

acumulación de desmonte en superficie y del relave en las canchas de relave.

G.2 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES DE LA HIPÓTESIS

- D_{RH} = Disposición de $240\text{m}^3/\text{día}$ de relleno hidráulico utilizando en un 30% como agregados el desmonte proveniente de mina.
- I_{MR} = Inestabilidad del macizo rocoso producto de las aberturas generadas por la extracción de 140m^3 de mineral por día.
- V_{EA} = Volumen de espacios abiertos.

G.3 INTERPRETACIÓN MATEMÁTICA DE LA HIPÓTESIS

Inestabilidad del macizo rocoso (I_{MR}) < Disposición de R/H (D_{RH})

Inestabilidad del macizo rocoso (I_{MR}) > Disposición de R/H (D_{RH})

Disposición de R/H (D_{RH}) = Volumen de espacios abiertos (V_{EA})

Inestabilidad del macizo rocoso (I_{MR}) = 0

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN GEOGRAFICA:

La Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON, está ubicada en el lugar denominado Cuchimachay – La Cruzada, en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco, Región Pasco, a una altitud de 4 610 msnm, y a 76°25'19" de longitud y a 11°01' 35" de latitud con coordenadas UTM:

a) N: 8 780 500

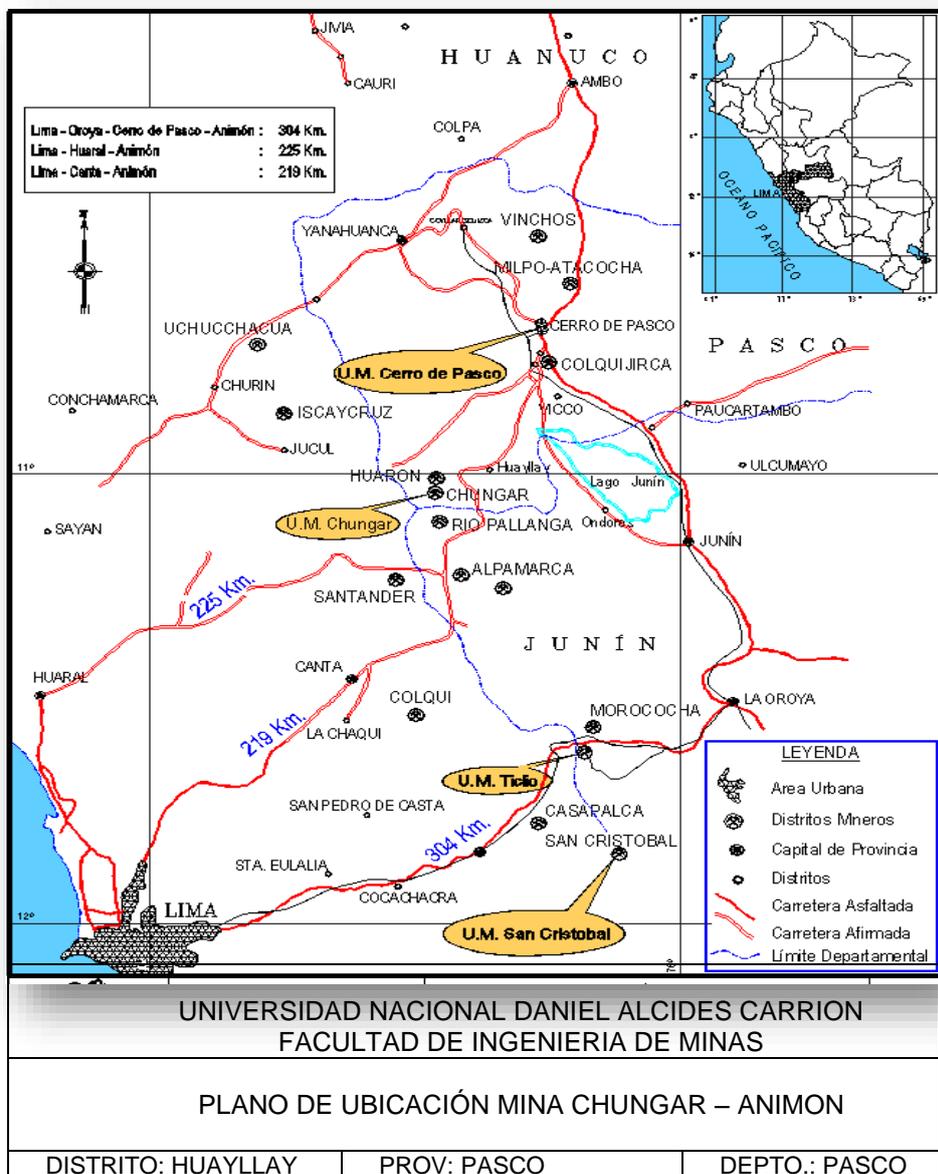
b) E: 345 000

1.2 ACCESIBILIDAD:

La Empresa Administradora Chungar, a la Unidad Minera ANIMÓN, la accesibilidad es por:

- a) La ciudad de Lima – Oroya – carretera Cerro de Pasco – Mina Animón es de 304 Km.
- b) La ciudad de Lima – Huaral - Mina Animón es de 225 Km.
- c) La ciudad de Lima – Canta – Mina Animón es de 219 Km.

Cabe mencionar que la mina Animón se ubica a 50 Km. Al sur – oeste de la ciudad de Cerro de Pasco y a 7 Km. al oeste del Distrito de Huayllay.



1.3 TOPOGRAFÍA Y ECOSISTEMAS:

La Empresa Administradora Chungar S.A.C., Unidad Minera ANIMÓN, presenta una topografía moderada y estable en sus partes bajas. En dirección Este y Oeste se observan agudos picos que alcanzan los 5500 msnm que pertenecen a las cordilleras que dominan los bordes de la meseta andina, compuestas por la cordillera occidental y oriental en los Andes Centrales del Perú, Cabe señalar que la zona presenta baja actividad sísmica. Los grandes temblores que afectan con regularidad a la costa Peruana rara vez repercuten en la sierra, los suelos son típicos de gran altura constituidos por terrenos del tipo franco arenoso. Estos suelos se hallan cubiertos por praderas incipientes y temporales, alejados de centros poblados y zonas de pastoreo.

En la zona se ha identificado ecosistemas como: Bofedales (formación vegetal compuesto por hierbas de porte almohadillado, arrosetadas muy diversas), pajonal bajo (formación herbácea de porte bajo, dominada por gramíneas de porte alto, dispuestas en manojos aislados y constituyen el pajonal de puna); y el de Matorral Bajo o ladera rocosa (con vegetación compuesta principalmente por gramíneas de porte alto “ichu” y arbustos espinosos). En general, la vegetación es incipiente en la zona, existen ichu y pastos calificados de tercera clase que pertenecen a los géneros de “festuca” y “calamagrosis”, “gramíneas”, “juncáceas” y algunas “leguminosas”. La fauna existente en el lugar se reduce a la presencia de ovejas y algunos camélidos

sudamericanos, al igual que aves acuáticas como la parihuana, el kivio, patos silvestres, huayatas, etc.

Ecosistema en EACH- Laguna Naticocha



1.3.1 CLIMA:

El clima de la zona corresponde al de “Tundra Seca de Alta Montaña”. El clima en general es típico de puna caracterizándose por presentar dos estaciones marcadas entre sí, durante el año una estación seca entre los meses de mayo a setiembre con temperaturas

que varían entre -15°C y $+10^{\circ}\text{C}$; y una estación lluviosa de setiembre hasta Abril con temperaturas que varían entre -5°C y 15°C . Las precipitaciones pluviométricas arrojan un promedio anual de 890mm (35") de los cuales el 80%, que corresponden a la estación lluviosa. La humedad relativa en la zona es de 60% con cielo cubierto y nubosidad baja durante los meses de enero a marzo y una humedad relativa de 50% con cielo despejado y estratos de nubosidad altas durante los meses de Abril a Diciembre.

1.3.2 HIDROGRAFIA:

El sistema hidrológico del lugar pertenece a la cuenca hidrográfica del atlántico y está formado por un conjunto de lagunas tales como: Naticocha, Yanamachay, Llacsacocha, Shegue, y Huaroncocha; de estos se toma como suministro de agua industrial de la Laguna Naticocha para la Planta Concentradora, cabe mencionar que también de esta aguas se suministra par el uso del consumo poblacional.

1.3.3 GEOMORFOLOGIA:

La zona se encuentra a una altitud entre los 4,610 msnm, y los 5,000 metros, se ubica al oeste de la meseta de Junín en los límites con la cordillera Occidental de los Andes de rumbo NW con picos de alturas superiores a los 5,000 metros.

La altura media de la zona oscila entre los 4,600 y 4,350 metros. Las aguas mayormente fluyen hacia el Río Mantaro de la cuenca del Atlántico. El contacto de la cordillera con la altiplanicie o meseta de

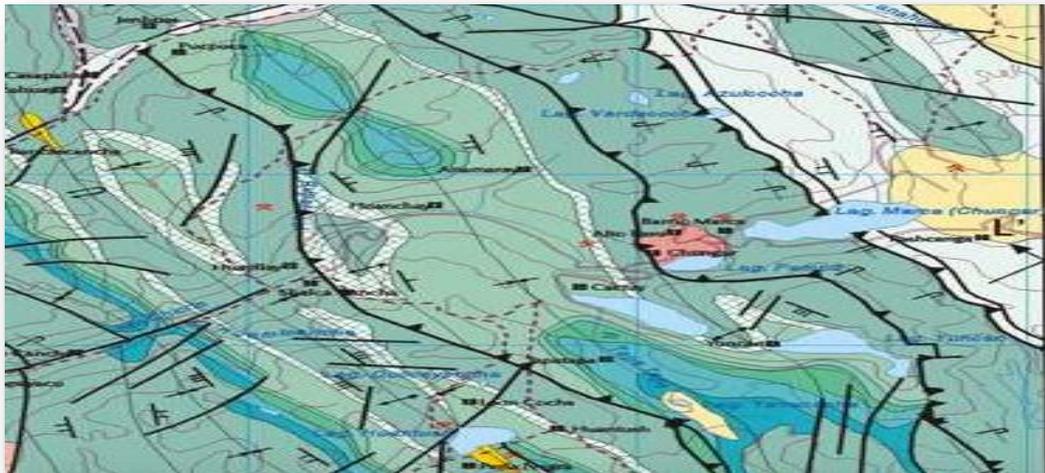
Junín es una gran falla regional, inversa de rumbo NW y que está relacionada a la ocurrencia de varios yacimientos minerales a lo largo de la misma, mayormente pone en contacto las Calizas de la Formación Jumasha (metalotecto) de edad cretácica con las Capas Rojas superiores o Serie Abigarrada de edad terciario inferior.

1.4 ASPECTOS GEOLOGICOS:

1.4.1 GEOLOGÍA REGIONAL:

Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón-Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas.

En la región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza ó verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno).



LEYENDA

SISTEMA	SERIE	FORMACIÓN o GRUPO	SEDIMENTARIOS Y VOLCÁNICOS
CUATERNARIO		Dep. Aluviales	Q-al
		Dep. morrénicos	Q-mo
TERCIARIO	INFERIOR	Volc. Callipuy	Ktl-vca
		Volc. Yanitac	Ktl-y
		Volc. Casapalca	Ktl-ca
	SUPERIOR	Celendín	Ks-c
		Jumacha	Ks-j
		Pariatambo	Kl-pt
	INFERIOR	Chulec	Kl-ch
		Parihuanca	Kl-ph
		Farrat	Kl-f
		Carhuas	Kl-ca
	Santa	Kl-sa	
	Chimó	Kl-chim	
	Oyón	Kl-o	

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

PLANO GEOLOGICO REGIONAL MINA CHUNGAR – ANIMON

DISTRITO: HUAYLLAY	PROV: PASCO	DEPTO.: PASCO
--------------------	-------------	---------------

1.4.2 GEOLOGÍA LOCAL

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por

la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes.

UNIDADES CRONOESTRATIGRAFICAS				UNIDADES LITO ESTRATIGRAFICAS				SUCCESO GEOLOGICO	MILLONES AÑOS	ROCAS INTRUSIVAS												
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD	GRUPO	FORMACION	UNIDAD	COLUMNA				SIMBOLO	GROSOR mbs.	LITOLOGÍA									
MESOZOICO	JURASICO	MEDIO	PUCARA	PALEOCENO	CALIPUY	CASA PALCA	INFERIOR		Jm.Pu	550	Calizas masivas de colores claros y oscuros.	EROSION GLACIAR ELEVACION ANDES 4,000	1	13	25	36	PUNAZONITA	PLEGAMIENTO QUICHUANO	ANTICLINAL DE HUIRON	FORMACION DE LOS ANDES		
										800	Areniscas calcareas, limolitas y margas rojizas.											
		40	Conglomerados Bemabé con clastos de caliza.																			
		420	Areniscas calcareas y margas rojizas.																			
		25	Chert calcáreo violáceo.																			
	300	Margas limoficas rojizas con delgados niveles de areniscas rojizas.																				
	400	Conglomerado heterofico "San Pedro" en matriz arenosa, con niveles de areniscas y margas.																				
	200	Margas limoficas rojizas intercaladas con delgados niveles de areniscas rojizas.																				
	175	Calizas finas con chert irregular - Quima cocha, intercalada con niveles de margas y areniscas.																				
	>50	Margas limoficas rojizas con niveles de areniscas, lodolitas, limolitas y calizas.																				
TERCIARIO	MEDIO	OLIGO-MIOCENO	CALIPUY	EOCENO	CALIPUY	CASA PALCA	SUPERIOR		Tm.Wca	1000	Volcanicos, piroclásticos, lavas de andestas y dacitas porfiricas.	PLEGAMIENTO SUPERFICIE PUNA	25	36	PUNAZONITA	LITONIZACION	FRACTURA INTRUSION	ANTICLINAL DE HUIRON	FORMACION DE LOS ANDES			
										Ts-Fm-H	200									tobas ignimbritas riolitas y andestas		
										Q-Pl-mo	20									morenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa.		
										Q-Dep-R	10									Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso		
										Q-Dep-R	10									Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso		
CUATERNARIO	PLEISTOCENO	REC-ENTE	CALIPUY	EOCENO	CALIPUY	CASA PALCA	SUPERIOR		Q-Dep-R	10	Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso	EROSION GLACIAR ELEVACION ANDES 4,000	1	13	25	36	PUNAZONITA	LITONIZACION	FRACTURA INTRUSION	ANTICLINAL DE HUIRON	FORMACION DE LOS ANDES	
										Q-Pl-mo	20											morenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa.
										Ts-Fm-H	200											tobas ignimbritas riolitas y andestas
										Tm.Wca	1000											Volcanicos, piroclásticos, lavas de andestas y dacitas porfiricas.
										Q-Dep-R	10											Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

DISTRITO : HUAYLLAY PROV : PASCO DEPTO . PASCO

1.4.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL:

1.4.3.1 PLEGAMIENTO

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos preterciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° w. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón.

1.4.3.2 INTRUSION

El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales preintrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión o de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4 km. y se orienta al N 25° w. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 Km. al norte y de 5 Km. hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y premineral, las cuales se originaron durante

el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento (ver sección transversal).

1.4.3.3 FRACTURAMIENTO

En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente comprimido por fuerzas dómicas cuya principal resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas pre minerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S. El primer conjunto se caracteriza por presentar 2 sistemas de fracturas que tienden a converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70°-80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fracturas, entre las que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas de Andalucía, Restauradora (Principal), Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacrestón.

1.4.4 GEOLOGIA ECONOMICA

1.4.4.1 MINERALIZACIÓN

La mineralización polimetálica económica está constituida principalmente por sulfuros: esfalerita (sl), galena (gn), chalcopirita

con trazas de sulfosales de cobre (tetrahedrita-tennantita) (td) y sulfosales de plata (pirargirita) asociadas con pirita (py), marcasita y hematita (hm). La ganga no metálica lo constituyen el cuarzo (qz), rodonita y carbonatos (calcita (ca), dolomita (do), rodocrosita (rd), ankerita y siderita).

1.4.4.1.1 TIPOS DE MINERALIZACION

Los tipos de mineralización del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas o cuerpos mineralizados y por vetas-manto.

1.4.4.1.2 ESTRUCTURAS VETIFORMES

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Animón son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito.

1.4.4.1.3 COLUMNAS METALIFERA

Tal vez esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de Huarón han actuado de manera diferente de Este-Oeste y viceversa en Animón, con un mayor relajamiento ó movimientos distensivos hacia el Oeste coayudados por la reapertura de fracturas pre existente. Esto dio lugar a una gran ramificación de grietas y su posterior mineralización en las “mal llamadas” Vetas Luz, Marleny y Zoraida.

1.4.4.1.4 CUERPOS MINERALIZADOS

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdoba en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha. Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Norte-Sur. La mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y reemplazamiento de la matriz calcárea.

1.4.4.1.5 VETAS MANTO

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado 2 Vetas mantos en la zona de Huarón: San Narciso y Fastidiosa y en la zona de Quimacocha con cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30 mts de grosor con mineralización diseminada, estructuralmente para el caso de Huarón existen evidencias que se trata de fallas inversas que tienen orientación Norte-Sur y buzan 30° a 50° al oeste. En cuanto a su mineralogía es muy irregular y parece estar ligado a su cercanía o lejanía de las Vetas Este-Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminados y triturados, tal como se observa en la galería del Nv 580 de Quimacocha.

CAPITULO II

ASPECTO CONCEPTUAL DEL RELLENO HIDRÁULICO

2.1 GENERALIDADES DE RH

El relleno hidráulico se aplicó por primera vez el año 1864 en la mina Shenandoah en Pennsylvania, Estados Unidos, como control de la subsidencia, posteriormente se fue mecanizando y optimizando su uso en la explotación en la minería subterránea. En el Perú se aplicó relleno hidráulico en el año 1937 en la mina Lourdes de Cerro de Pasco con la finalidad de controlar incendios, implementándose luego al ciclo de minado.

Se define como relleno hidráulico al material que es transportado en forma de pulpa por tuberías de 4" de Ø. En su mayoría el material es el relave de planta concentradora, pero también se utiliza arenas

glaciares y otros materiales granulares que se encuentra en la naturaleza.

El relleno hidráulico tiene las siguientes aplicaciones:

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

2.1.1 VENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO

- a) Cuando se utiliza relave de una planta concentradora el costo de la obtención del material es cero, ya que la planta cubre los costos de reducción de tamaño del material.
- b) Cuando se utiliza el material detrítico producto de las labores de preparación y desarrollo se contribuye a maximizar la vida útil de las desmontaras y asimismo se minimiza el impacto ambiental.
- c) El transporte en tuberías es mucho más económico, eficiente y rápido que con otro tipo de transporte.
- d) Al depositarse el relleno en el tajo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel en forma natural, eliminando así la necesidad

de utilizar recursos adicionales para esparcirlo manual o mecánicamente.

- e) El relleno hidráulico por la granulometría del material que es de fácil control permite una alta resistencia al movimiento de las cajas.
- f) El relleno hidráulico permite aumentar la eficiencia y productividad en los tajos debido a la disminución del consumo de madera y a la reducción del costo de minado por la versatilidad que brinda.

2.1.2 DESVENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO

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

2.2. PULPA

Se define como pulpa a la mezcla constituida por una fase sólida y una líquida, donde la fase líquida transporta a la sólida en suspensión.

2.2.1. PULPA HOMOGÉNEA

Este tipo de pulpa se comporta como un fluido plástico de Bingham, es decir que las propiedades del agua se afectan por la presencia de los sólidos, por ejemplo las arcillas.

2.2.2. PULPA HETEROGÉNEA

Los relaves, arenas, concentrados de minerales se comportan como mezclas, ya que el líquido y los sólidos se comportan independientemente, denominándose al conjunto sólido-líquido, mezcla o pulpa heterogénea.

2.3. CARACTERÍSTICAS DEL MATERIAL A TRANSPORTAR

Las características más importantes de los sólidos que influyen en su transporte son:

2.3.1. GRAVEDAD ESPECÍFICA DE LOS SÓLIDOS

Es la relación entre el peso específico del sólido y el peso específico del agua. Por ejemplo los sólidos que con mayor frecuencia se transporta son:

GRAVIDAD ESPECIFICA DE MATERIALES SOLIDOS	
MATERIAL SOLIDO	GRAVEDAD ESPECIFICA
Asfalto	1.05
Carbón	1.40
Fosfato	2.70
Caliza	2.70
Concentrado De Cobre	4.30
Mineral De Hierro	4.90

2.3.2. TAMAÑO MÁXIMO DE LAS PARTÍCULAS

Debido a que las partículas de mayor tamaño tienden a sedimentarse más rápido que las partículas menores, es necesario conocer el tamaño máximo de las partículas sólidas para así determinar la velocidad máxima de sedimentación que tendrán.

VALORES RECOMENDADOS DE TAMAÑO MÁXIMO DE PARTÍCULAS SÓLIDAS EN UNA PULA		
MATERIAL SÓLIDO	GRAVEDAD ESPECÍFICA	MALLA
Asfalto	4.76	4
Carbón	2.38	8
Caliza	0.30	48
Concentrado De Cobre	0.21	65
Concentrado De Hierro	0.15	100

2.3.3. DUREZA DE LOS SÓLIDOS

Esta característica determina el tipo y material del equipo a utilizarse en su transporte. En la tabla siguiente se da el grado de dureza de materiales sólidos según la escala de Mohs.

ESCALA DE MOHS DE LA DUREZA DE LOS MATERIALES SÓLIDOS	
MATERIAL	ESCALA DE MOHS
Carbón (malla 30)	1 (talco)
Lignito	2 (yeso)
Caliza	3 (calcita)
Carbón (malla 16)	4 (fluorita)
Magnetita	5 (apatito)
Concentrado de cobre	6 (ortosa)
Fosfatos	7 (cuarzo)
Pirita	8 (topacio)
Calcopirita	9 (corindón)

La abrasividad del material sólido tiene una relación directa con la escala de Mohs:

RELACION ENTRE LA ESCALA DE MOHS Y LA ABRASIVIDAD	
ESCALA DE MOHS	LA ABRASIVIDAD
1-3	No abrasivo
3	Ligeramente abrasivo
4-6	Medianamente abrasivo
7-9	Altamente abrasivo

2.3.4. PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL RELLENO HIDRAULICO

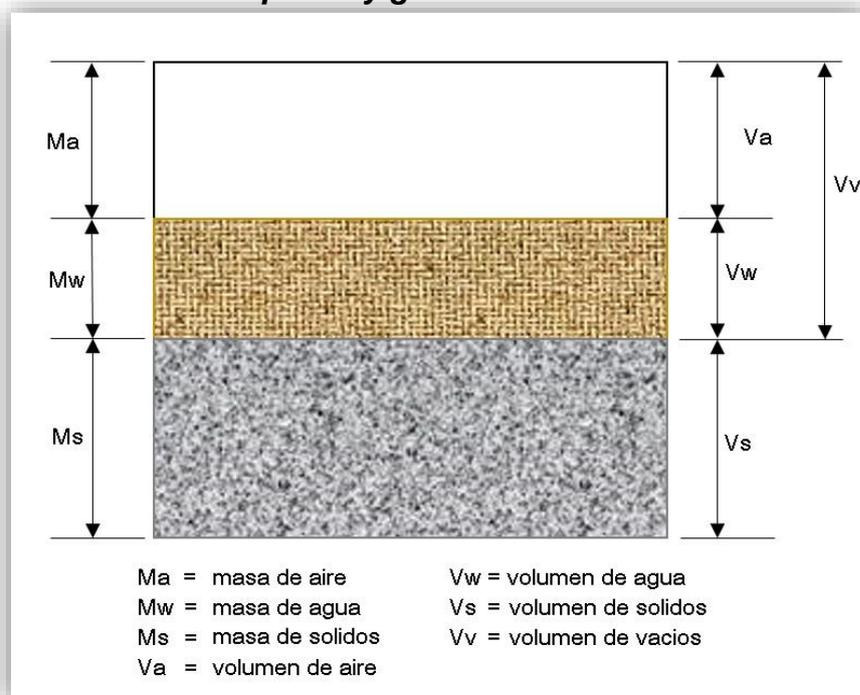
2.3.4.1 POROSIDAD

Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen total del material. Si la porosidad se expresa en porcentaje (%), se denomina porcentaje de vacíos.

POROSIDAD(n) = Volumen de vacíos / Volumen total del material

$$n = \frac{V_v}{V_t}$$

Fases solidas liquidas y gaseosas en el material de R/H



2.3.4.2 RELACIÓN DE VACÍOS (E)

Está dada por la siguiente expresión:

$$e = \frac{V_v}{V_s}$$

Donde los valores de “e”, para los rellenos hidráulicos por lo general varían entre los valores que se muestran en la tabla siguiente:

RELACION DE VACIOS DE TAJOS DE R/H	
RELLENO	RELACION DE VACIOS (e)
Arenosos	0.6 – 0.9
Areno-arcillosos	0.8 – 1.6
Arcillosos	1.5 – 2.5

a) Relación de Vacíos Máxima (E_{max})

Se expresa mediante la siguiente relación:

$$E_{max} = \left(\frac{S_s}{D_{min}} \right)$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de sólidos (TM/m³)

D_{min} = Densidad mínima (TM/m³)

b) Relación De Vacíos Mínima (E_{min})

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$E_{min} = \frac{S_s}{D_{max}} (1 + w) - 1$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de sólidos (TM/m³)

D_{min} = Densidad mínima (TM/m³)

W = Porcentaje de humedad con la que se determina la densidad

máxima

c) Contenido de Humedad (W)

Expresado por:

$$W = \frac{M_w}{M_s} (100)$$

M_w = Masa de agua

M_s =Masa de solidos

d) Grado de Saturación (Sr)

Definido por:

$$Sr = \frac{V_w}{V_v} (100)$$

Para las arenas se tiene la siguiente clasificación por su contenido de humedad:

CLASIFICACION DEL MATERIAL DE RH SEGÚN LA HUMEDAD	
CONDICION ARENA	W (%)
Seca	0
Ligeramente húmeda	1 – 25
Húmeda	26 – 50
Muy húmeda	51 – 75
Mojada	76 – 99
Saturada	100

e) Cohesión (c)

Es la atracción existente entre las partículas de un suelo, originada por las fuerzas moleculares y las películas de agua.

La cohesión de un relleno variará si cambia su contenido de humedad, en las arenas la cohesión es prácticamente nula.

f) Fricción Interna (Ø)

Es la resistencia al deslizamiento debido a la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas. Depende

de la granulometría del material, de la forma de las partículas y de su densidad. En caso del material fino, se tendrá una fricción interna baja. En caso de arenas el ángulo de fricción interno es alrededor de 30°

FRICCIÓN INTERNA DE DIVERSOS MATERIALES		
MATERIAL	CONDICION SUELTA	CONDICION DENSA
gravas	33° - 36°	45° - 47°
medias	30° - 33°	40° - 45°
finas	26° - 30°	32° - 38°
limosas (muy finas)	25° - 30°	30° - 35°

2.3.5. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Determina la distribución del tamaño de las partículas o granos que constituyen un material. Esta distribución se analiza en base a su porcentaje de su peso total. La fracción muy gruesa consiste de fragmentos de rocas compuestas de uno o más minerales, pudiendo estas ser angulares, redondeados o planos. Pueden ser frescos o mostrar signos de alteración, resistentes o deleznales. Esta fracción recibe el nombre genérico de grava. En las fracciones finas y muy finas, cada grado está constituido de un solo mineral. Las partículas pueden tener formas angulares, tubulares o escamas, pero nunca redondeadas.

A continuación se presenta los rangos de tamaño en que varían las partículas:

RANGO DE TAMAÑO DE PARTICULAS DE LOS MATERIALES		
MATERIAL	TAMAÑO	
	DESDE	HASTA
FINAS		0.075 mm
ARENAS	0.075 mm	0.085 mm
GRUESOS	0.085 mm	5mm

2.3.6. DIAMETRO EFECTIVO (D_{10})

Es el tamaño de las partículas que corresponden al 10% del producto más fino.

2.3.7. COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD (C_u)

Se define como la razón del diámetro de partícula más grande que se encuentra en el 60% de fracción acumulativa (-) del material, al diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de la fracción acumulativa (-) del material². Se calcula dividiendo el D_{60} entre el D_{10} del material.

$$C_u = D_{60}/D_{10}$$

Estadísticamente se ha determinado que un **$C_u = 5$** es lo más conveniente para relleno hidráulico. Un **C_u** mayor de 5 indica la presencia de gran cantidad de partículas finas, lo cual impide una adecuada percolación del agua.

Si él es menor de 5, se tendrá una baja concentración de partículas finas en el material, produciendo una mayor percolación del agua con una tendencia a producir el fenómeno de “embudo”.

2.3.8. VELOCIDAD DE PERCOLACIÓN (V.P.)

Es una medida de la velocidad con el que el agua pasa a través del material de relleno. Teóricamente se puede calcular con la siguiente expresión:

$$V.P. = (D_{10} \times \frac{6}{100})^2$$

Donde:

V.P. = Se expresa en cm/h

D₁₀ = Se expresa en micrones (um)

Estadísticamente se ha comprobado que una V.P. = 10 cm/h es la más adecuada para un relleno hidráulico. Un relleno con una V.P. menor a 3 cm/h demoraría mucho tiempo para eliminar agua y por lo tanto tardará en permitir el reingreso del personal al tajo. Por otro lado un relleno con una V.P. mayor a 20 cm/h puede causar el fenómeno “embudo”, además de permitir la pérdida de una cantidad considerable de relleno hacia las galerías.

2.3.9. COMPORTAMIENTO MECÁNICO DEL RELLENO

Para observar el comportamiento mecánico del relleno se deberá considerar los siguientes parámetros:

2.3.9.1 DENSIDAD RELATIVA (DR)

Expresa el estado de compactación de relleno arenoso y está definida por la siguiente ecuación:

$$Dr = \frac{E_{max} - E}{E_{max} - E_{min}}$$

E_{max} = Relación de vacíos de relleno en su estado más suelto

E_{min} = Relación de vacíos de relleno en su estado más denso

E = Relación de densidad de relleno Hidráulico

La densidad relativa del relleno está en función de tres factores principales: forma de los granos, granulometría y la manera de depositarse:

- a)** Los rellenos constituidos por partículas con formas angulares tienden a tener una densidad relativa baja y son susceptibles a un fuerte reordenamiento y reducción de volumen.
- b)** La granulometría es el factor de mayor influencia en la densidad relativa, lo ideal es que el material sea bien graduado, de tal manera que se reduzca los vacíos al mínimo.
- c)** La manera de depositarse el relleno hidráulico influye también en la densidad relativa del mismo. La deposición del relleno en un solo punto permite que a cierta distancia las partículas sólidas se sedimenten en un ambiente calmo y sin perturbación. Una manera de esta sedimentación permite que los granos se acomoden en forma de arcos o bóvedas naturales, los cuales ante una presión o vibración tienden a reordenarse y ocupan más eficientemente los espacios.

Para impedir la formación de bóvedas se recomienda depositar el relleno en varios puntos del tajo y evitar así la sedimentación imperturbada.

Si bien una alta densidad relativa es conveniente para el propósito de contrarrestar el movimiento de las cajas, ésta se logra a expensas de algunas propiedades dependientes.

- El volumen del tajo relleno con una tonelada de relleno disminuye.
- Si aumenta la densidad relativa disminuye la percolación, ya que disminuye el área de los conductos por donde percola el agua, esto se puede terminar con la expresión siguiente:

$$\frac{V \times P_{(1)}}{V \times P_{(2)}} = \frac{e_{(1)}^2}{e_{(2)}^2}$$

- La cantidad de agentes cementantes (cuando se usan), es menor, pues con un contacto más íntimo entre la partículas se requerirá menor cemento para adherir una con otra.
- Si el aumento de la densidad relativa se obtiene mediante la regulación de la granulometría, el coeficiente de uniformidad también aumenta.

En resumen, la mejora de ciertas propiedades puede implicar otras, por lo que existe una densidad relativa óptima con la cual se obtiene una combinación óptima de propiedades.

2.3.9.2 EFECTO DEL AGUA EN EL RELLENO HIDRÁULICO

El agua puede presentarse en el relleno hidráulico en dos formas:

- En forma de partículas alrededor de los granos.
- Ocupando parte o todos los vacíos entre los granos del material.

Si los vacíos están completamente llenos con agua, el relleno está saturado y la mezcla se dice que es continua, si los vacíos están parcialmente llenos, la mezcla es discontinua formando cuñas de agua entre los granos adyacentes y películas de mezcla alrededor de ellas.

Muchos de los rellenos hidráulicos probablemente desarrollen superficies capilares, al menos temporalmente. Estas superficies pueden ser engañosas ya que las tensiones capilares tienden a consolidar la superficie del relleno, haciendo que el relleno parezca más firme de lo que es en profundidad.

2.3.9.3 PRESIÓN NEUTRA (U_w) Y PRESIÓN EFECTIVA (P)

Una arena suelta ya saturada bajo carga, en la que no se permite el drenaje, desarrolla presiones entre grano y grano y una presión neutra en el agua dentro de los poros, es decir:

$$P = p - U_w$$

P = Presión efectiva grano a grano

p = Presión total

U_w = Presión en el agua de los poros

2.3.9.4 CONSOLIDACIÓN

Es el cambio de volumen de una carga constante a medida que transcurre el tiempo. Se diferencia de la comprensión, en que en esta hay

un cambio de volumen debido a un incremento de carga.

El relleno tiende a consolidarse bajo cargas estáticas, tales como las que ocurren cuando el tajeo tiende a cerrarse. Esta consolidación inicial puede ser muy grande en rellenos sueltos, mientras que en rellenos densos tienen menor tendencia a consolidarse bajo cargas estáticas.

Después de una consolidación inicial ocurre una consolidación secundaria más lenta tanto en rellenos sueltos como en densos.

2.3.9.5 COMPACTACIÓN

Es la densificación artificial de los suelos. Los materiales cohesivos se compactan mejor bajo cargas dinámicas. La eficiente compactación de estos materiales a su máxima densidad está en muchos casos, en relación al contenido de agua del material. La cantidad de agua presente debe ser suficiente como para lubricar las partículas; un exceso de agua llenará los vacíos y creará tensiones neutras positivas en el suelo, reduciendo así su densificación.

En materiales no cohesivos, como muchos rellenos, no se llega generalmente a su máxima densidad mediante la aplicación de cargas estáticas o dinámicas, siendo necesario el uso de vibradores.

2.3.9.6 CEMENTACIÓN

La cementación de los rellenos hidráulicos puede tomar muchos años, dependiendo principalmente de la composición química del relleno.

Los rellenos provenientes de relaves pobres en sulfuros muestran un grado de cementación baja. En realidad la cementación ocurre en estos rellenos, en un periodo corto de tiempo, pero las altas temperaturas debido a las oxidaciones son una desventaja para la cementación.

2.3.9.7 COMPRESIBILIDAD

Los rellenos hidráulicos son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea. Rara vez se comprimen más del 20%, variando generalmente entre 5% y 10%.

La resistencia del relleno no se desarrolla hasta que el contenido de agua ha sido reducido de un semifluido a una condición consolidada.

COMPRESIBILIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO							
MATERIAL CONFINADO IMPEDIDO A MOVERSE LITERALMENTE	TONELADAS NETAS POR m ² PARA PRODUCIR UNA COMPRESION DE:					CARGA Y COMPRESION AL FINAL DEL ENSAYO	
	3%	5%	10%	20%	30%	CARGA T ^M	COMPRESION %
Arenisca rota	5.8	9.7	43.4	01.6	061.3	69	5
Arenisca rota y arena	.77	2.1	62.9	320.7		68	3
Cenizas de carbón seca	0.8	0	7.3	16.3	69.1	69	1
Cenizas de carbón húmeda				9.2	36.8	67	1
Arena seca	2.3	6.7	58.4	388.5	371.2	56	2.2
Arena húmeda	23	12.2	870	978.3		67	0.5

CAPITULO III

ESTUDIO TÉCNICO DE APLICACIÓN DEL RELLENO HIDRAULICO

3.1 CALIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO

Para determinar el material adecuado a utilizarse en el relleno hidráulico de la veta Principal se han realizado análisis granulométricos de los distintos posibles tipos de relaves.

La distribución granulométrica ideal para que el relleno alcance una máxima densidad in-situ de tal forma que garantice la resistencia a la compresión uniaxial del diseño, viene determinada por la **Curva de Talbot** (curva para máxima densidad).

Se realizó dos pruebas de análisis granulométrico las cuales se describen a continuación:

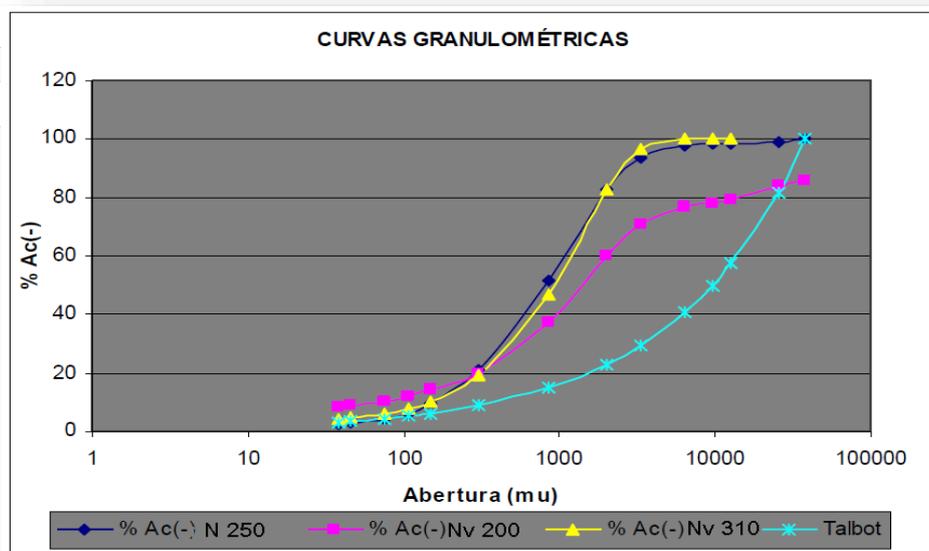
3.1.1. PRIMER ANÁLISIS DE MUESTRAS

Las muestras de relave sometidas a los ensayos granulométricos proceden de la veta principal en el (Nv 250); de los cuales se obtiene los siguientes resultados:

3.1.1.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO:

A continuación se presenta un resumen de análisis granulométrico de las distintas tajeos como material para el relleno hidráulico:

MALLA	ABERTURA (um.)	ANÁLISIS GRANULOMETRICO VETA PRINCIPAL			
		TALBOT	Nv 250- 3/8" (1:1)	Nv 200- 3/8" (2:1)	Nv 310 - 3/8" (3:1)
+1"	25400		100	100	100
+1/2"	12700		100	100	100
+3/8"	9525	100	100	100	100
+1/4"	6350	51.65	90.16	93.21	97.24
+m6	3350	59.30	74.56	82.64	90.44
+m10	2000	45.82	58.97	66.22	73.81
+m20	850	29.87	33.93	36.79	41.36
+m50	300	17.75	16.10	15.95	17.50
+m100	150	12.55	10.05	9.27	9.99
+m150	106	10.55	8.01	7.23	7.74
+m200	75	8.87	6.39	5.54	5.89
+m325	45	6.87	5.34	4.65	4.83
+m400	38	6.32	4.53	3.92	4.28

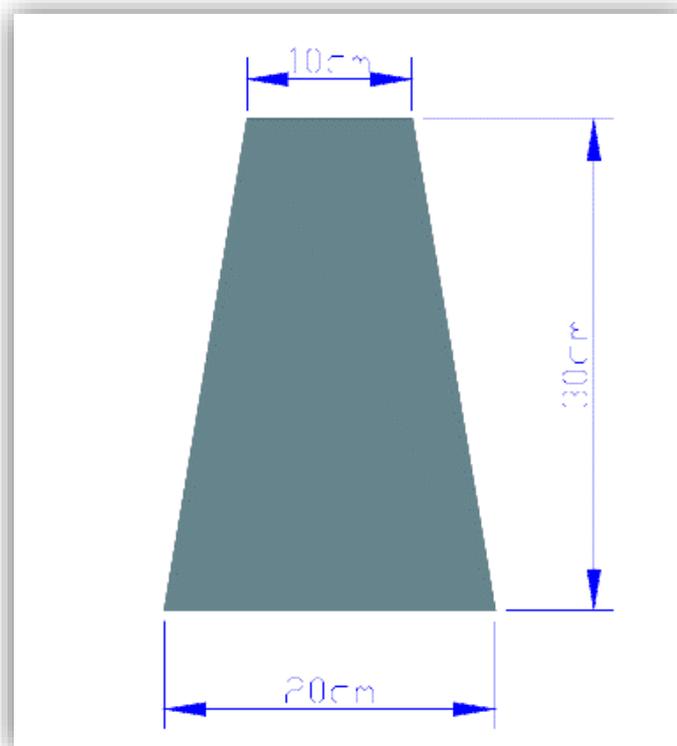


La Curva de talbot viene a ser la distribución ideal de los granos, para lo cual el resto de curvas tiene que estar lo más próximo posible a ésta, del gráfico se deduce que les faltan finos a las muestras.

3.1.1.2 VELOCIDAD DE SEDIMENTACIÓN (PRUEBA DEL SLUMP)

Para esta prueba se utilizó un cono de base menor igual a 10 cm, base mayor igual a 20 cm y una altura igual a 30 cm.

CONO PARA PRUEBA DE SLUMP



La prueba del Slump consiste en depositar la pulpa dentro de un cono, luego se retira el cono de metal y se mide el cono formado por el material en el momento que se descarga el relleno; la altura de este cono debe ser 1" de para que se puedan depositar y acomodar en el tajeo.

Para la prueba se utilizó:

- Capacidad del cono : 5 litros
- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3 kg
- Peso de agua : 3 kg

Como resultado se tuvo un Slump de 3.25" de altura lo que nos indica que el material no se va a depositar y acomodar en la labor por sí solo, por lo que será necesario agregar un mayor asentamiento del material.

PRIMERA PRUEBA DE SLUMP



3.1.1.3 PRUEBA DE VELOCIDAD DE PERCOLACIÓN

La velocidad de percolación más adecuada debe ser de 4 pulgadas/hora. Para determinar la velocidad de percolación se realizó dos pruebas:

a) Prueba N° 1: relave sin moler, más agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 2 kg

- Peso de agua : 2 kg

El tiempo de percolación fue de 2 centímetros en 9 minutos, es decir 0.22 cm/min.

b) Prueba N° 2: Material molido, más agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3.1 kg
- Peso de agua : 3.1 kg

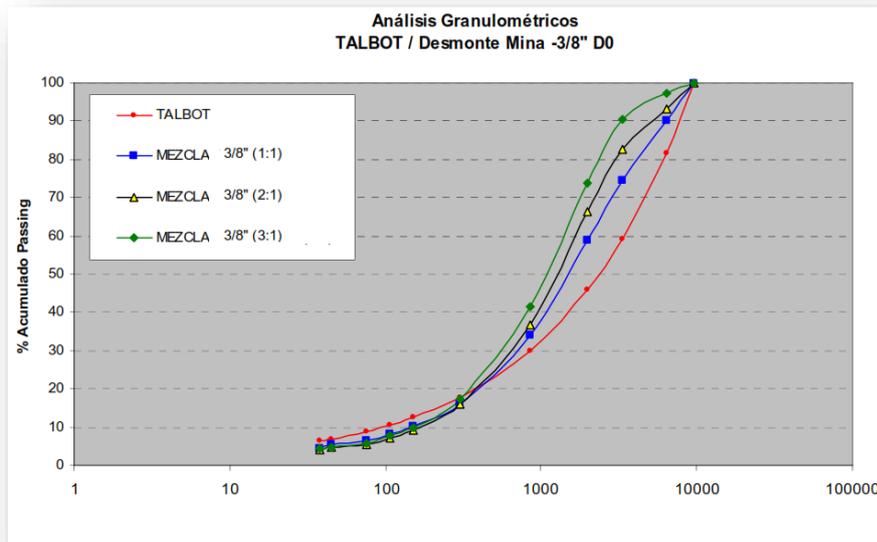
El tiempo de percolación fue de 2 cm en 20 minutos, esto es 0-10cm/min, como podemos observar hay una disminución respecto a la primera prueba, esto debido a que el material sea molido.

3.1.2. SEGUNDO ANÁLISIS DE MUESTRAS.

3.1.2.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO:

Una vez obtenida la mejor combinación de desmonte de mina reducido a una granulometría menor a 3/8", se procede a realizar los análisis granulométricos, los cuales se presentan en el gráfico siguiente:

MALLA	ABERTURA (um.)	ANALISIS GRANULOMETRICO VETA PRINCIPAL			
		TALBOT	Nv 250-3/8" (1:1)	Nv 200- 3/8" (2:1)	Nv 310 - 3/8" (3:1)
+1"	25400		100	100	100
+1/2"	12700		100	100	100
+3/8"	9525	100	100	100	100
+1/4"	6350	51.65	90.16	93.21	97.24
+m6	3350	59.30	74.56	82.64	90.44
+m10	2000	45.82	58.97	66.22	73.81
+m20	850	29.87	33.93	36.79	41.36
+m50	300	17.75	16.10	15.95	17.50
+m100	150	12.55	10.05	9.27	9.99
+m150	106	10.55	8.01	7.23	7.74
+m200	75	8.87	6.39	5.54	5.89
+m325	45	6.87	5.34	4.65	4.83
+m400	38	6.32	4.53	3.92	4.28
D60		3429	2078	1732	1473
D10		95	149	165	150
C.U.= D60/D10		36	13.95	10.48	9.81



La curva obtenida para una relación de desmorte (1:1) es relativamente cercana a la curva de talbot, lo que indica que el desmorte de mina chancado a 100% - 3/8", cumple con las condiciones de densidad del material para relleno Hidráulico.

3.1.2.2 CARACTERÍSTICAS DE DESMONTE DE LOS DIFERENTES TAJOS DE LA VETA PRINCIPAL A 3/8" (1:1)

a) Densidad Aparente de Muestra

Muestra	Nv 310; tj 100	Nv 310; tj 500	Mescla (1:1)
Peso (gr)	2476.4	3011.3	2713.3
Volumen(cc)	1767.15	1767.15	1767.15
Densidad aparente	1.401	1.704	1.535

b) Prueba de Agitación.

Descripción	Prueba 1	Prueba 2	Unidad
Gravedad específica mezcla (1:1)	2.650	2.650	
Densidad pulpa:	1900	1900	gr./litro pulpa
% Sólidos:	76.07%	76.07%	
Peso de mezcla (1:1)	6.00	6.00	Kilos
Por cada kilo de muestra:	1888	1888	Cc H2O
Cal (0.75 Kg/TM):	0	4.50	gr. Por kilo de muestra
RPM	1400	1400	
Observaciones:	Homogeneidad en pulpa durante agitación Uso de deflectores	Mayor homogeneidad durante agitación Uso de deflectores	

c) Prueba Slump

Descripción	Prueba 1	Prueba 2	Unidad
Cal (0.75 Kg/TM):	00	4.50	gr. Por kg de muestra
Resultado al tura:	1.5	0.40	pulgadas

d) Prueba de Percolación

Descripción	Prueba	Unidad
Tamaño de muestra	6	Kilogramos
Diámetro de Columna (cm)	4	Pulgadas
Reducción de la altura de la cama de mineral	4	Cm/hora
Pérdida flujo agua:	462	Cc/hora

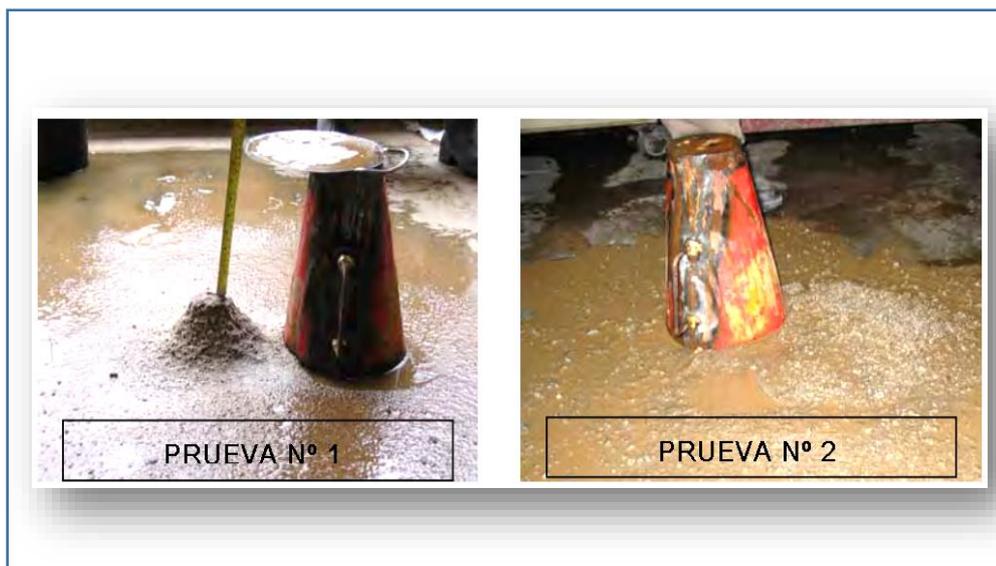
3.1.3 RESUMEN DE RESULTADOS:

- a) Relave de Mina chancado al100% a -3/8" en relación 1:1
- b) Análisis Granulométrico: D60 = 1893 micras y D10 = 152 micras.
- c) Coeficiente de uniformidad (CU): 12.46
- d) Gravedad específica de la mezcla: 2.65.

- e) Densidad aparente: Glorita = 1.401 g/cm³, Desmonte 100% - 3/8 = 1.704 g/cm³, Mezcla (1:1) = 1.535 g/cm³.
- f) Work Index Desmonte Mina: 12.51 Kw-h/TM.
- g) Densidad de pulpa: 1900 g/L equivale a 76% en contenido de sólidos, la diferencia es agua. Prueba de agitación: Se obtiene pulpa homogénea considerando unos 1400 RPM, uso de deflectores en diseño de tanque y 0.75 kg de Cal por TM de mezcla (1:1).
- h) Prueba Slump: La altura en la cama esparcida bajó de 1.5 a 0.4 pulgadas con el uso de Cal en proporción de 0.75 kg/TM.
- i) Prueba de Percolación: Existe una marcada reducción en la altura de la cama de la Mezcla a razón de 4 cm/hora.

A continuación se presenta dos fotografías de la pruebas de Slump, en donde se observa mejores resultados en el segundo análisis respecto a la primera prueba.

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE SLUMP



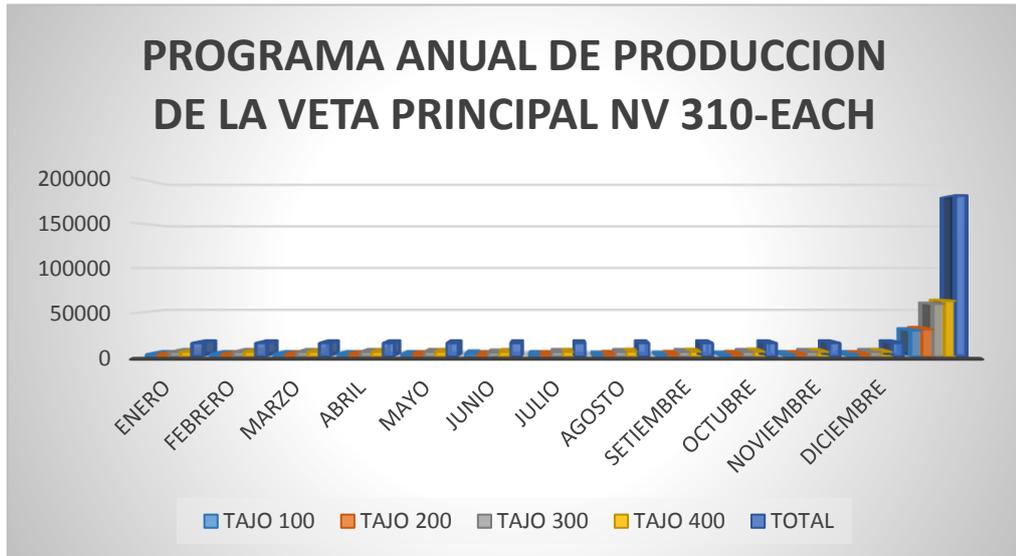
3.2. REQUERIMIENTO Y DISPONIBILIDAD DE RELLENO HIDRÁULICO

El requerimiento de relleno hidráulico en la Veta Principal estará en función de su programa de producción. La disponibilidad de relave para el relleno es más que suficiente porque se tiene el desmonte de los avances de mina. En cuanto al agua, más adelante se hace un análisis de esta necesidad la cual es suficiente con la que se tiene del drenaje de la Mina Chungar- Animón (Nv. 310).

3.2.1. REQUERIMIENTO DE RELAVE PARA EL RELLENO

El programa anual de producción de EACH para el año 2016 es de 15,190 como se muestra en el siguiente cuadro

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION DE LA VETA PRINCIPAL NV 310 - EACH					
MES	TAJO 100 TM	TAJO 200 TM	TAJO 300 TM	TAJO 400 TM	TOTAL TM
Enero	2500	2500	5000	5190	15190
Febrero	2500	2500	5000	5190	15190
Marzo	2500	2500	5000	5190	15190
Abril	2500	2500	5000	5190	15190
Mayo	2500	2500	5000	5190	15190
Junio	3350	2500	4350	5000	15200
Julio	2500	2500	5000	5190	15190
Agosto	2000	2800	5000	5390	15190
Setiembre	2000	2800	5000	5390	15190
Octubre	2000	2760	5000	5430	15190
Noviembre	2500	2500	5000	5190	15190
Diciembre	2500	2510	5000	5190	15200
TOTAL	29350	30870	59350	62730	182300
Promedio Mes					15190
Promedio Día					506



Del cuadro anterior se concluye que la producción mensual promedio es de 15,190 m³/mes. Esto nos indica que el volumen promedio requerido de relleno es de 500 m³/día.

3.2.2. NECESIDAD DE AGUA

El caudal inicial estimado del relleno hidráulico es de 40 m³/ hora y 250 m³/ día de pulpa

De los 250 m³ de pulpa al 75% de sólido se tiene: 150m³ de sólidos y 50 m³de agua. Para el lavado de tubería se requiere 30 m³ más de agua. Entonces el total de agua requerido es de 80 m³/día.

Se realizaron medición del caudal del drenaje de agua en el Nv. 310 la cual es de 11.50 m³/hora, de los cuales el consumo de mina es de 12 m³/hora

3.3. ESTUDIOS PARA LA IMPLEMENTACION DEL SILO 4 PARA ALMACENAMIENTO DE RELLENO HIDRÁULICO

Se ha definido la distribución de tamaños de partículas necesarias para el transporte de la pulpa por gravedad, con 75% de sólidos en peso

así como su distribución uniforme en la labor, utilizando tubería de conducción de polietileno de 4 pulgadas de diámetro

Inicialmente se considerará un ratio de acción del relleno de 1 a 6. Esto es para 1 m de vertical se tiene un empuje horizontal de 6 m en longitud equivalente. Considerando una densidad de pulpa de 1.90 kg/L, gravedad específica de los sólidos de 2.65 y tubería de conducción de Ø4", se espera alcanzar caudales entre 35 a 40 m³/h ó 48.5 a 55.5 ton/hora.

El material a usar es el relave proveniente de la planta y va en relación es de 1/1 en peso. Uno de molidos gruesos con uno de desmonte de mina chancado a -3/8", más 0.75 kg de cal por tonelada de agregados. Inicialmente el relave se tomará del procesamiento de los minerales extraídos de los tajos del mismo Nv 310 y el desmonte de mina, NV 310.

El diseño de las implementaciones del silo 4 debe contemplar la posibilidad de utilizar las lamas provenientes de las pozas de bombeo a para obtener un relleno estructural, esto con el fin de minimizar la compactación. Para la profundización de la mina se debe considerar, dejar desmonte grueso en los tajos y completar con relleno estructural.

Para definir la implementación más adecuada del silo 4 de Relleno Hidráulico se analizó varias alternativas, las cuales se presentan a continuación:

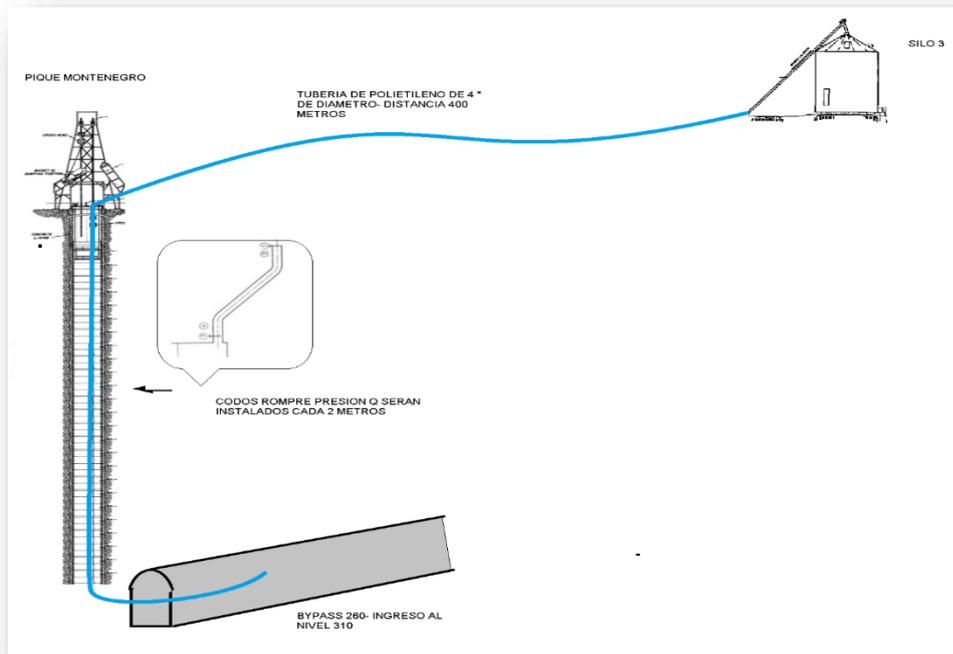
3.3.1. ALTERNATIVA - A: INGRESO DE TUBERIAS POR PIQUE MONTENEGRO

Esta alternativa obvia al silo 4 y la instalación de tuberías por la laguna Naticocha, lo cual nos ahorraría la instalación de un promedio de 3 kilómetros de tuberías de planta hacia el silo 4, posteriormente su ingreso a mina por rampa Terry.

En el gráfico siguiente se esquematiza la alternativa de ingreso de RH respecto a la zona de explotación (Veta Principal Nv 310).

Según el gráfico anterior es necesario vencer la resistencia de 400m de tendido de tubería para llegar de la planta (silo 3) al pique por donde ingresaría de forma vertical hasta el mismo nivel 310, creando grandes esfuerzos y presiones que serán controlados por codos de acero rompe presión si a esto se le agrega 7% de pérdidas por codos, se tiene una longitud equivalente de 1200 m.

Ya que el ingreso de RH a mina será en gran parte por gravedad considerar utilizar una bomba de desplazamiento positivo implica costos elevados, aproximadamente \$ 250 000, sólo en la adquisición de los equipos y accesorios, por esto esta alternativa es una de las más tomadas en cuenta al momento de realizar el estudio de implementación de RH para la veta principal Nv 310.



Por ser el ingreso de mucha diferencia de cotas. Las grandes presiones creadas por la gravedad, minimizan el tiempo de vida de las tuberías ocasionando que estas tengan fugas y por ende arenamientos de las tuberías. Creando costos adicionales, siendo esta alternativa descartada

PIQUE JACOB TIMMER Y PIQUE MONTENEGRO



3.3.2. ALTERNATIVA - A: INGRESO DE TUBERIAS POR RAMPA TERRY HACIENDO USO DEL SILO 4.

Según los cálculos se requiere vencer la resistencia de 3000 metros del silo 3 al silo 4, pero ya anteriormente se usó este silo como medida de almacenamiento de relave, por lo cual ya se tienen instalados las tuberías por la laguna naticocha, así como las bombas que se usaran para el bombeo de RH.

Del silo 4 a interior mina es necesario implementar los medidores de densidad ya que se tienen instaladas ya las bombas horizontales así como la construcción de una poza de lamas o reservorio de agua y la implementación de una bomba sumergible para esta poza, así los finos serán aprovechadas para el mejor transporte de RH a interior mina por medio de las bombas horizontales. Cabe mencionar que las tuberías están instaladas del silo 4 hasta el pique Esperanza del Nv 310, así que esta opción es más viable para la implementación de RH en la veta principal – Nv 310.

SILO 4 – INGRESO A RAMPA TERRY



IMPLEMENTACION DE POZA DE AGUA Y FINOS EN EL SILO 4



3.4. TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO

3.4.1. EQUIPO DE TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO HIDRÁULICO

Los equipos de transporte para el relleno hidráulico están formados por el conjunto de volquetes, bombas, tuberías y accesorios a través de los cuales la pulpa es transportada hasta los tajeos.

3.4.2. RED DE TUBERÍAS

La pulpa se transporta por un sistema de tuberías aprovechando la gravedad, y en los niveles sin diferencia de cotas, se procede a usar las bombas horizontales para el impulso del RH. La pulpa recorre una distancia total de 2600 m. desde la planta de relleno (Superficie) hasta el Nv 310 – Pique esperanza, en tales accesos y rampas ya estaba instalado una red de tubería de polietileno de 4” de diámetro accediendo por la rampa MIRCO; del PIQUE ESPERANZA. De ese punto hacia

adelante por todo el bypass 200, se instaló 1800 metros de tubería de polietileno, desde donde se distribuyen otras redes secundarias a las distintas zonas de explotación del Nv 310-veta principal.

3.4.3. VELOCIDAD CRÍTICA DE DEPOSICIÓN (V_c)

Es la velocidad de circulación mínima, la cual debe producir la suficiente turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión y evitar así la deposición de partículas en el fondo de la tubería.

La velocidad crítica depende del tamaño de las partículas sólidas, tipo de fluido, tipo de pulpa o lodo, concentración, gravedad específica del sólido y del líquido.

Esta velocidad se podrá calcular con la fórmula siguiente:

$$V_c = Fi\sqrt{2gd(y - 1)}$$

Donde:

Fi = Concentración de las partículas; este factor adimensional se obtiene del cuadro de análisis de mallas (% en peso de gruesos).

g = Aceleración de la gravedad terrestre (9.8 m/s)

d = Tamaño de las partículas.

y = Peso específico de los sólidos.

Para el tamaño de las partículas (d) se tendrá en cuenta el cuadro siguiente:

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MATERIAL DE RH			
Malla	Abertura		% en peso
	(um)	(m)	
+1"	25400	0.025400	0.00
+1/2"	12700	0.012700	0.00
+3/8"	9525	0.009525	0.00
+1/4"	6350	0.006350	9.85
+m6	3350	0.006350	15.61
+m10	2000	0.002000	15.69
+m20	850	0.000850	25.03
+m50	300	0.000300	17.83
+m100	150	0.000150	6.05
+m150	106	0.000106	2.04
+m200	75	0.000075	1.61
+m325	45	0.000045	1.06
+m400	38	0.000038	0.81
-m 400			4.53

Aplicando la fórmula se calcula la velocidad crítica para las partículas de la malla 200.

- Malla 200

$$F_i = 1.61$$

$$G = 9.8 \text{ m/s}^2$$

$$d = 0.000075 \text{ m}$$

$$y = 2.75$$

- reemplazando:

$$V_c = 1.6 \sqrt{2(9.8)(0.000075)(2.65 - 1)}$$

$$V_c = 0.0794 \text{ m/s}$$

Con los datos del cuadro anterior podemos calcular para la siguiente malla:

- malla 150

$$V_c = 2.04 \sqrt{2(9.8)(0.000106)(2.65 - 1)}$$

$$V_c = 0.1194 \text{ m/s}$$

3.4.4. VELOCIDAD DE MÍNIMA PÉRDIDA (V_m)

Al trabajar con lodos heterogéneos, como lo es el caso de pulpa para relleno hidráulico, la velocidad de mínima pérdida (V_m) se calcula con la siguiente ecuación:

$$V_m = 3.43 \sqrt[3]{(Cv \times \cos \vartheta)} \sqrt{\frac{g \times \varnothing \times (Ps - 1)}{\sqrt{Ca}}}$$

Donde:

V_m = Velocidad de mínima pérdida.

Cv = Concentración de sólidos en volumen.

ϑ = Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

\varnothing = Diámetro de la tubería.

G = Aceleración de la gravedad terrestre.

Ps = Gravedad específica de los sólidos.

Ca = Coeficiente de arrastre

3.4.5. DIÁMETRO DE TUBERÍA (\varnothing)

El diámetro (\varnothing) de tubería debe ser tal que permita operar en un régimen sin sedimentación y bajo condición de mínima pérdida. Como se observa en la ecuación anterior, la determinación del diámetro (\varnothing) resulta ser un proceso iterativo. Con la finalidad de minimizar el trabajo, el cálculo puede iniciarse con un diámetro (\varnothing) de tubería igual al siguiente:

$$\varnothing = \frac{0.0153 \times Ca^{0.1} \times W_s^{0.4}}{(Cv \times \cos \vartheta)^{0.33} \times Ps^{0.4} \times (Ps - 1)^{0.2}}$$

Donde:

\emptyset = Diámetro de la tubería (en m).

W_s = Peso de los sólidos (TM/h).

C_v = Concentración de sólidos en volumen.

θ = Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

P_s = Gravedad específica de los sólidos.

Ca = Coeficiente de arrastre

Es importante anotar que cuando se habla de velocidad crítica (V_c), también se refiere al mínimo de abrasión en las tuberías. Mientras mayor sea la velocidad del relleno, mayor será el desgaste en las tuberías. La proporción de desgaste de las tuberías de relleno hidráulico está directamente en relación al ángulo de inclinación de las tuberías. Con un pequeño ángulo de inclinación de una tubería, el desgaste de la misma puede llegar al 90 ó 95% de la vida útil del tubo.

Como el caudal (Q) del relleno hidráulico que ingresa a las labores de interior mina se estima en $55 \text{ m}^3/\text{h}$.

La velocidad con la que el relleno hidráulico ingresa al tajeo estará en función del diámetro de la tubería que se utilice, considerando que el caudal es constante.

El caudal se calcula con la fórmula siguiente:

$$Q = A \times V$$

$$Q = V \left(\frac{\pi \emptyset^2}{4} \right)$$

Donde:

Q = Caudal

A = Área de la sección de la tubería

V = Velocidad del flujo de la pulpa

Ø = Diámetro de la tubería

Despejando de la formula anterior se tiene:

$$V = 1.2732 \left(\frac{Q}{\phi^2} \right)$$

Reemplazando la fórmula y simulando con distintos diámetros de tubería se obtiene el cuadro siguiente:

VELOCIDAD PARA DISTINTOS DIAMETROS			
Q	Ø		V
Pies ³ /segundo	Pulgadas	Pies	Pies
0.5396	2	0.17	24.733
0.5396	3	0.25	10.992
0.5396	4	0.33	6.183
0.5396	6	0.50	2.748

Como se puede observar en el cuadro anterior la velocidad para una tubería de Ø4" sobrepasa todas las velocidades críticas para cada tamaño de partícula. Las tubería de Ø3" quedaría descartada por tener una velocidad muy alta que causaría un desgaste prematuro de las tuberías; la tubería de también se descarta por tener una velocidad menor a la velocidad crítica. Por lo tanto con una tubería de Ø4", controlando el flujo y densidad de la pulpa se puede eliminar la posibilidad de atoros de la pulpa en la tubería.

3.4.6. VELOCIDAD DE TRANSPORTE (Vt)

Considerando los valores de la velocidad crítica de las partículas sólidas en el transporte por tuberías ya calculados y estableciendo que en la operación se suele utilizar como velocidad de flujo para usos prácticos un rango de velocidades que sean superiores por lo menos

en una unidad a la velocidad crítica ($V_t = V_{c+1}$) pies/segundo. Consideramos inicialmente que la pulpa caerá por gravedad y descartaremos el cálculo para el tubo de $\varnothing 6''$, por ser demasiada baja la velocidad encontrada.

La cota hidráulica empieza en superficie, utilizando la fórmula de Darcy-Weisbach, tendremos:

$$V = \sqrt{\frac{2gHd}{FL}}$$

Donde:

- G = gravedad (9.81m/s^2)
- H = cabeza (437 m, desde la planta al NV 310-Pique Esperanza)
- d = diámetro interior de la tubería (0.1060 m)
- F = pérdida por fricción (ábacos)
- L = distancia horizontal máxima a transportar al tajeo (2060)

La pérdida por fricción en tuberías de polietileno HDP comercial depende del \varnothing , para: un $\varnothing 4'' = 0.02$

Reemplazando en la fórmula:

$$V = \sqrt{\frac{2 \times 9.81 \times 437 \times 0.1016}{0.02 \times 2060}}$$

$$V = 4.39 \text{ m/s}$$

3.4.7. PÉRDIDA DE CARGA

La pérdida de carga se produce por los siguientes factores:

Fricción del fluido en las paredes de la tubería (H_{pc}). $H_{pc} = f \frac{LV^2}{\varnothing 2g}$

- ✓ Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería (H_{pca}).

$$H_{pca} = \frac{V^2}{2g} (\in NK)$$

- ✓ Entonces la pérdida de carga total sería:

$$H_{pct} = H_{pc} + H_{pca}$$

Donde:

f = Coeficiente de fricción (Diagrama de Moody)

L = Longitud de la tubería (m)

V = Velocidad de flujo (m/s)

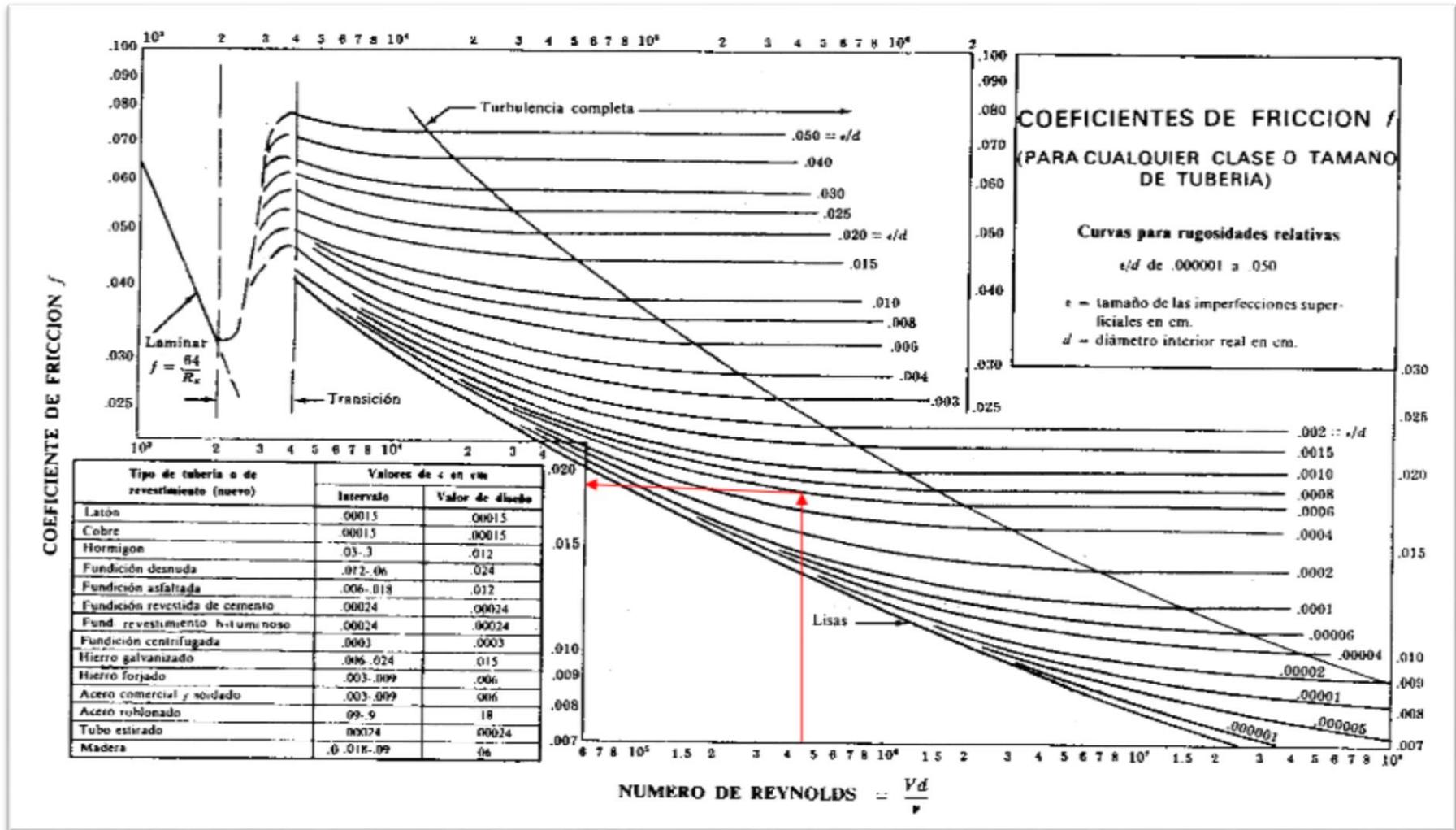
\emptyset = Diámetro de la tubería (m)

g = Gravedad ($9.81 m/s$)

N = Número de armaduras en la tubería

K = Factor de pérdida de carga para cada armadura de la

tubería



Ahora se calculara la pérdida de carga:

a) Pérdida de carga por fricción del Fluido en la tubería:

$$H_{pc} = f \frac{L V^2}{\emptyset 2g}$$

Donde:

$$F = \text{¿?}$$

$$L = 2060 \text{ m}$$

$$V = 4.59 \text{ m/s}$$

$$\emptyset = 0.10 \text{ m}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

Luego:

Se obtiene del Diagrama de Modody , el cual está en función del Número de Reynolds (Re) y la Rugosidad relativa (Rr)

i. Primero calculamos el Número de Reynolds:

$$Re = \frac{V \times \emptyset}{\nu}$$

Donde:

ν = Viscosidad cinemática del agua, para T=20°C, de tablas:

$$\nu = 1.007 \times 10^{-6} \text{ m}^2/\text{s}$$

$$Re = \frac{4.59 \times 0.10}{1.007 \times 10^{-6}}$$

$$Re = 4.36 \times 10^{-3} > 2000$$

Por lo tanto se trata de un flujo turbulento.

ii. Ahora calcularemos la Rugosidad Relativa:

$$Rr = \frac{\text{Rugosidad absoluta}}{\phi} = \frac{0.006 \text{ cm}}{10 \text{ cm}}$$

$$Rr = 0.0006$$

iii. Del Diagrama de Moody se obtiene:

$$f = 0.0185$$

Reemplazando datos, se obtiene:

$$H_{pc} = 0.0185 \times \frac{2060 \text{ m}}{0.10 \text{ m}} \times \frac{(4.59 \text{ m/s})^2}{2 \times 9.81 \text{ m/s}^2}$$

$$H_{pc} = 409 \text{ m}$$

b) Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería (H_{pcq}):

$$H_{pca} = \frac{V^2}{g} \left(\sum NK \right)$$

Donde:

$$V = 4.59 \text{ m/s}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

PERDIDA DE CARGA POR ARMADURA DE TUBERIAS			
DESCRIPCION	N	K	NK
Válvulas abiertas	0	3.00	-
Tee	0	2.00	-
Codos de 45°	16	0.45	7.20
Codos de 90°	0	0.75	-
Coplas de uniones	234	0.35	81.90
$\sum NK$			89.90

$$H_{pca} = \frac{(4.59 \text{ m/s})^2}{2 \times 9.81 \text{ m/s}^2} \times 89.10$$

$$H_{pca} = 96 \text{ m}$$

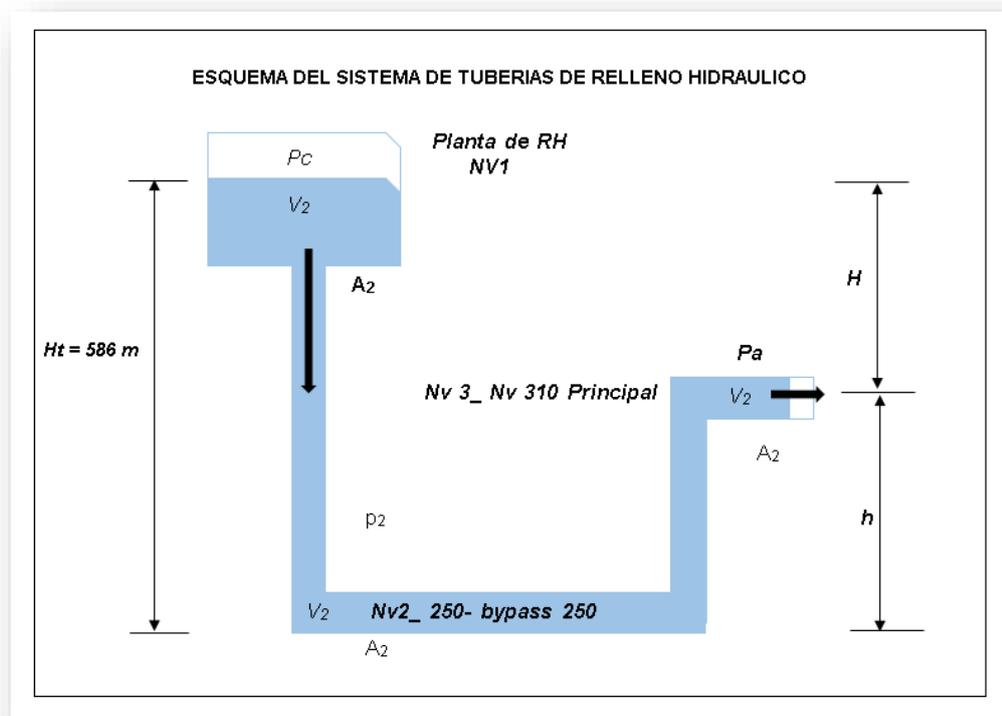
c) Entonces la pérdida de carga total sería: $H_{ptc} = H_{pc} + H_{pca}$

$$H_{pct} = 409m + 96m$$

$$H_{ptc} = 506$$

3.4.8. ALTURA MÁXIMA (h₂) QUE ALCANZARÁ EL R/H RESPECTO AL NIVEL MAS BAJO DE INTERIOR MINA - NV 1815.

Para calcular la máxima altura a la que puede llegar el relleno hidráulico en interior mina, es necesario considerar la Ecuación de Bernoulli.



Donde:

A = Área de la sección de la tubería

V = Velocidad de la pulpa

P = Presión

h = Altura

H = Diferencia de cotas entre la planta de RH y el punto Nv 3

g = Gravedad 9.81 m/s²

w = Gravedad especifica 1.9 kg/L

Analizando por la Ley de Bernoulli:

$$Z_1 + \frac{P_1}{w} + \frac{(V_1)^2}{2g} = Z_3 + \frac{p_3}{w} + \frac{(V_3)^2}{2g} + Hpct$$

Donde, observando la figura anterior:

$$Z_1 = H = 586 \quad V_3 = 4.59 \text{ m/s}$$

$$Z_3 = h \quad p_1 = p_3$$

$$V_1 = 0 \quad g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

Entonces, reemplazando:

$$586m + \frac{P_a}{w} + 0 = h + \frac{P_a}{w} + \frac{(4.59m/s)^2}{2 \times 9.81m/s^2} + 505m$$

$$h = 80m$$

Por lo tanto el R/H alcanzará una altura máxima: 80 metros
máximo

3.4.9. GRADIENTE HIDRÁULICA (GH)

Se llama así a la pérdida de carga por unidad de longitud, está
dada por:

$$GH = \frac{Hpct}{L}$$

Donde:

Hpct = pérdida de carga total (en metros)

L = Longitud total de tubería (en metros)

Reemplazando:

$$GH = \frac{505m}{2060m} = 0.2421$$

$$GH = 24.51m/100m$$

3.4.10. MÁXIMA DISTANCIA HORIZONTAL (DH)

La máxima distancia horizontal a que podrá ser enviada la pulpa debido al impulso adquirido durante su caída vertical (gravedad), está dada por:

$$DH = \frac{h \times \phi \times 2g}{w \times c}$$

Donde:

g = Gravedad 9.81m/s²

c = coeficiente = 0.00045 para Ø 4"

Ø = diámetro de la tubería (0.10m)

W = coeficiente de resistencia, determinado por: $w = \omega \left[C_{pu} + \frac{0.0018}{\frac{V \times \phi}{2}} \right]$

Donde:

ω = densidad de pulpa (1900kg/m³)

V = velocidad de la pulpa (4.59 m/s)

Cpu = constante para pulpas (para este caso: Cpu = 0.3)

Luego:

$$w = 1900 \left[0.3 + \frac{0.0018}{\frac{4.59 \times 0.10}{2}} \right]$$

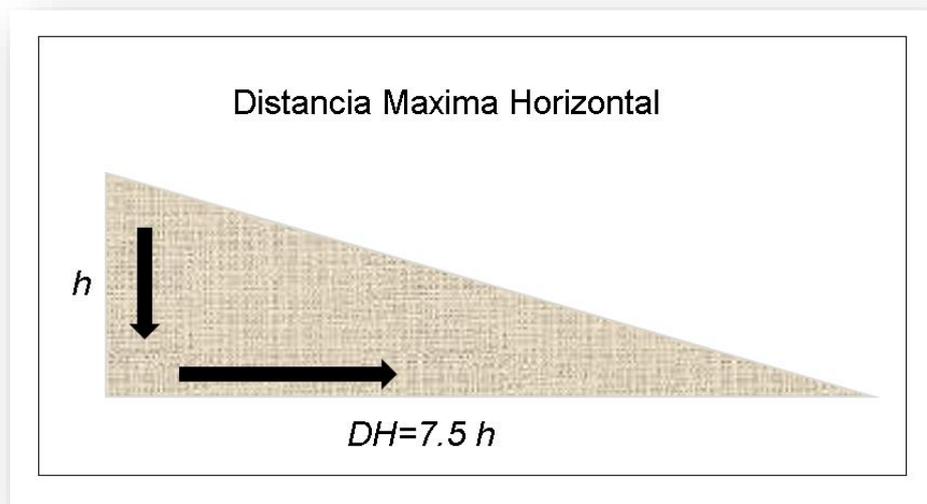
$$w = 584.90$$

Reemplazando en la ecuación de DH, tenemos:

$$DH = \frac{h \times 0.10 \times 2 \times 9.81}{584.90 \times 0.00045}$$

$$DH = 7.5 h$$

Por lo tanto se tiene un ratio de acción del relleno de 1/7.5; lo cual significa que para 1m de caída vertical se tiene un empuje horizontal de 7.5m en longitud equivalente, como se observa en la figura siguiente:



3.5. CÁLCULOS DE LOS PARÁMETROS MÁS IMPORTANTES DE LA PULPA DEL RELLENO HIDRÁULICO

En este acápite, se presentarán los parámetros más importantes de la pulpa que ingresa a las labores de explotación de interior mina y que, además, son cantidades sujetas a determinarse satisfaciendo ciertos valores condicionales. Los datos para efectos de cálculos, han sido obtenidos a partir de las muestras tomadas del tanque agitador

3.5.1. DENSIDAD DE LA PULPA

Para determinar la densidad de la pulpa se tomaron ocho muestras del tanque agitador en la planta de relleno hidráulico; y se utilizó la balanza

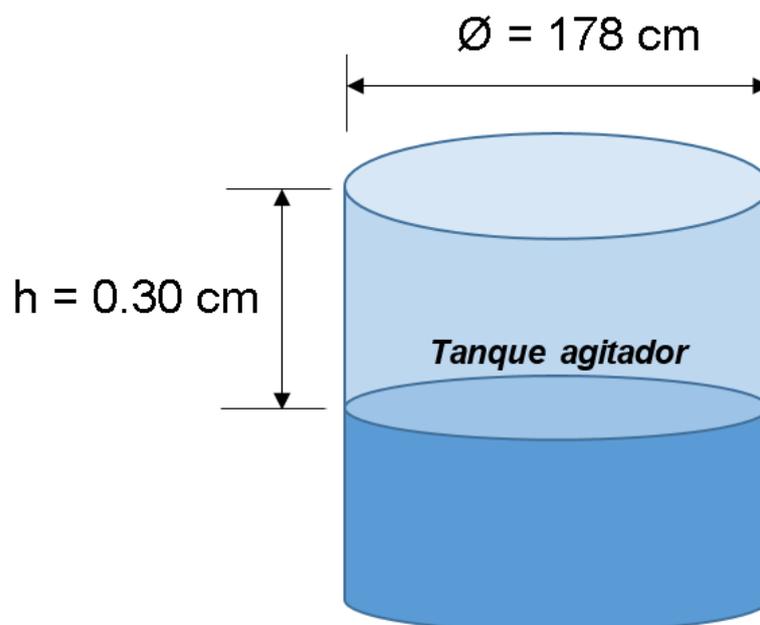
“Marcy” para obtener las densidades.

DENSIDAD DE PULPA	
N° DE MUESTRA	g/L
1°	1950
2°	1800
3°	1900
4°	1900
5°	2000
6°	1850
7°	1950
8°	1850
PROMEDIO	1900

Entonces, la densidad promedio de la pulpa será: $P = 1900 \text{ g/L}$

3.5.2. CAUDAL DEL RELLENO HIDRÁULICO QUE LLEGA AL TAJEO (Q)

Para calcular el caudal (Q) del relleno hidráulico que llega al tajeo, se tomaron diversos datos como: el diámetro del tanque, altura que bajó la pulpa en el tanque agitador y los tiempos.



Diámetro (\emptyset) = 1.78m

Altura (h) = 0.30 m

Volumen (V) = $\pi \times r^2 \times h$

Volumen = $\pi \times (1.70/2)^2 \times 0.30$

Volumen = 0.7465 m³

Tiempo promedio en que bajo el Relleno Hidráulico en el tanque agitador.

TOMA DE TIEMPOS	
N° DE MUESTRA	UNIDAD (S)
1°	28
2°	30
3°	29
4°	29
5°	30
6°	29
7°	28
8°	29
PROMEDIO	29

Luego el caudal de relleno hidráulico que llega al tajeo será:

$$Q = V/t$$

$$Q = 0.7465m^3/29s$$

$$Q = 0.0257 m^3/s$$

$$Q = 92.67 m^3/Hora$$

3.5.3. VELOCIDAD DEL RELLENO HIDRÁULICO CON QUE INGRESA AL TAJEO POR TUBERÍAS DE Ø4" (V)

En la sección anterior, se halló que el caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo es de 407.40 GPM, es decir 92.67m³/h.

Entonces:

$$V = Q/A$$

A = Área de sección de tubería de 4"Ø

$$A = \pi r^2$$

$$A = \pi(0.0508m)^2$$

$$A = 0.0081m^2$$

Luego:

$$V = \frac{0.0257m^3/s}{0.0081m^2}$$

$$V = 3.18m/s$$

3.5.4. CONSTANTE DE SÓLIDOS (K)

$$K = \frac{S - 1}{S}$$

S = Gravedad específica de los sólidos = 2.65

Entonces:

$$K = \frac{2.65 - 1}{2.65} = 0.6226$$

3.5.5. PESO DE SOLIDO SECO EN UN LITRO DE PULPA (W)

$$W = \frac{P - 1000}{K}$$

Donde:

P = Densidad de la pulpa = 1900 g/L

K = Constante de sólidos = 0.6226

Reemplazando:

$$W = \frac{1900 - 1000}{0.6226}$$

$$W = 76.08 \%$$

3.5.7. RELACIÓN: PESO LÍQUIDO A PESO SÓLIDO (G)

$$G = \frac{100 - P_w}{P_w}$$

Donde:

$$P_w = \text{Porcentajes de sólidos por peso} = 76.08\%$$

Luego:

$$G = \frac{100 - 76.08}{76.08}$$

$$G = 0.3144$$

3.5.8. RELACIÓN VOLUMÉTRICA DE LÍQUIDOS A SÓLIDOS (L)

$$L = G \times S$$

Donde:

$$G = \text{Relación: peso líquido / peso sólido} = 0.3144$$

$$S = \text{Gravedad específica de los sólidos} = 2.65$$

Reemplazando:

$$L = 0.3144 \times 2.65$$

$$L = 0.833$$

3.5.9. TONELAJE DE SÓLIDOS POR HORA QUE LLEGA AL TAJEO

(T)

En los párrafos anteriores se calculó el peso de sólidos en un litro de pulpa ($W = 1.44555 \text{ kg/L}$), así como el caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo ($Q = 407.40 \text{ gal/min}$ o $92.67 \text{ m}^3/\text{h}$)

Entonces:

$$T = 1.44555 \text{ kg/L} \times 407.40 \text{ gal/min} \times 3.78 \text{ L/gal} \times 60 \text{ min/h} \times \text{ton}/1000 \text{ kg}$$

$$T = 133.74 \text{ Ton/hora}$$

3.5.10. VOLUMEN DE LÍQUIDO ENVIADO POR HORA AL TAJO (V_L)

Se tiene la siguiente relación:

$$\text{Peso del liquido} = T \times G$$

Donde:

$$G = \text{Relación: peso liquido/peso solido} = 0.3144$$

$$T = \text{Peso solido} = 133.74 \text{ ton/h}$$

Luego:

$$\text{Peso liquido} = 0.3144 \times 133.74 \text{ ton/h}$$

$$\text{Peso liquido} = 42.05 \text{ ton/h}$$

Considerando 1.00 g/cm^3 ó 1 kg/L el peso específico del líquido (agua) se tendrá lo siguiente:

$$V_L = 42.05 \text{ ton/h} \times 1000 \text{ kg/ton} \times 1 \text{ L/kg} \times 1 \text{ m}^3/1000 \text{ L}$$

$$V_L = 42.05 \text{ m}^3/\text{h}$$

3.5.11. VOLUMEN DE SÓLIDO ENVIADO POR HORA AL TAJO (V_S)

Como ya se ha calculado la relación volumétrica de líquido a sólido ($L = 0.833$), y además conocemos el volumen de líquido por hora enviado al tajeo ($V_L = 42.05 \text{ m}^3/\text{h}$), entonces podemos calcular el volumen de sólido que llega al tajeo por hora:

$$V_S = \frac{V_L}{L}$$

$$V_S = \frac{42.05 \text{ m}^3/\text{h}}{0.833}$$

$$V_S = 50.48 \text{ m}^3/\text{h}$$

3.6. PROCESO DE RELLENADO DE UN TAJEO

3.6.1. PREPARADO DEL TAJEO

El primer paso es la limpieza del mineral fino que queda en el tajeo; luego se prepara el tajeo para el relleno colocando un dique de contención de material estéril (desmonte o marga gris o roja proveniente de la explotación de los tajos más cercanos), luego se procede a tapar todos los agujeros que podrían causar posibles fuga de RH, esto se realiza embolsando la zona del dique con tela arpillera (telas de material plástico) clavando y asegurando por todo el área del dique de contención. El contorno de esta tela va fijada a la pared del tajeo con clavos y puntales en algunos casos de ser necesarios cuando queda en demasiado desnivel el dique de contención.

Otra cuadrilla de operarios va instalando la tubería de polietileno del bypass 310 hacia el tajeo a rellenar desde la red de tubería principal de relleno. Cabe señalar que el relleno es enviado desde superficie hasta los niveles inferiores (NV 250 y NV 310) a través de una tubería de 4"Ø por gravedad y luego impulsadas por bombas horizontales y que luego desde los niveles inferiores se reparten a las diferentes labores a rellenarse.

INSTALACION DE TUBERIAS EN UN TAJO EN PROCESO DE RH



SUPERVISION DE INSTALACION DE TUBERIAS EN EL BYPASS 310



PROCESO DE ENTELADO DEL DIQUE EN EL TAJO EN RH



3.6.2. RELLENADO DEL TAJEO

Una vez preparado el tajeo, el operador de superficie procede a enviar agua para lavar la red de tuberías con la finalidad de evacuar posibles vestigios de relleno de anteriores envíos y comprobar que la tubería no esté atorada y la red de tuberías este bien direccionada. En seguida el operador de interior mina observa que llegue el agua al tajeo y se comunica por teléfono con el operador de superficie solicitando el envío de la pulpa.

En lo posible debe evitarse que los diques no reciban el impacto directo de la pulpa para evitar deterioros de la misma.

El proceso de rellenado continúa hasta que el operador de interior mina comunique el termino del proceso o alguna parada por algún problema; este operador debe cuidar que el drenaje de agua se realice correctamente, para lo cual se utiliza bombas de agua instaladas con tuberías de 4"Ø que conectan luego al sistema de drenaje de interior mina y son direccionados a las pozas de bombeo y luego a superficie para su tratamiento.

El relleno utilizado llega a percolar a 12 cm/h necesitando esperar menos de 2 horas para el secado de dicha lama para continuar con el proceso de minado.

En la práctica se ha comprobado que un coeficiente de permeabilidad de 10 cm/hora es el ideal para la consolidación de un relleno. Un coeficiente de permeabilidad menor de 9 cm/hora se dice que demora excesivamente en eliminar el agua; en cambio un coeficiente de permeabilidad mayor de 20 cm/hora puede causar el fenómeno de embudo, por el cual se forma pequeños conductos abiertos dentro de la masa de relleno a través de los cuales fluye la pulpa a gran velocidad saliendo buena cantidad de relleno a las galerías.

En la Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON Nv 310 – Veta Principal, no se tiene problemas con la percolación, ni con la resistencia al hundimiento de relleno una vez

rellenado el tajeo; pues el relleno resiste pisadas de un hombre (0.5 kg/cm^2) desde el momento que esta rellenándose el tajeo.

El relleno tiene una resistencia de hundimiento de 0.80 kg/cm^2 a las 12 horas de vaciado la pulpa.

Al culminar el proceso de relleno, el operador de superficie debe enviar agua para lavar la tubería.

TAJO EN PROCESO DE RELLENO HIDRAULICO



3.6.3. PROBLEMAS EN EL PROCESO DE RELLENADO

En la Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON Nv 310 – Veta Principal, los problemas más comunes en los primeros días de aplicación del relleno hidráulico fueron los atoros de tuberías, estos se debía principalmente a dos factores: la instalación de la tubería por medio de la RB 42 lo cual ocasionaba fugas en las tuberías ocasionando el arenamiento de estas y a la falta de experiencia del personal encargado de enviar el agua y la pulpa desde

la planta de relleno. Luego estos problemas se están minimizando al tener un personal cada vez más experimentado y supervisando constantemente las instalaciones de tuberías por la RB 42.

Las filtraciones y escapes de la pulpa son otro problema, los cuales se producen por una mala preparación del tajeo. Esto causa inundación de las rampas, galerías y pozas de decantación de los niveles inferiores (Nv 250 y Nv 200).

Los desgastes de tuberías son consecuencia del rozamiento de la pulpa contra las paredes de la tubería. La duración de las tuberías depende de la ubicación y ángulo de inclinación que tengan. Las tuberías instaladas verticalmente tienen poco desgaste cuando están instaladas a plomo y bien aseguradas; mientras que las tuberías instaladas en forma horizontal tienen un mayor desgaste en la parte inferior, por lo que es recomendable hacer una rotación de las tuberías cada cierto tiempo para tener un desgaste uniforme.

3.6.4. TIEMPO NETO DE RELLENO DE UN TAJEO

En los acápitos anteriores se determinó que la pulpa del relleno hidráulico tiene una composición en peso de 76% de sólidos y 24% de agua aproximadamente.

También se considerará en forma supuesta que por el proceso de drenaje se elimine solamente agua, logrando al final un relleno in-situ con una composición aproximada del 85% de sólidos y 15% de

agua, entonces si podremos calcular el tiempo neto de relleno de un tajeo.

- **Dimensiones del tajeo:**

$$\text{Volumen del tajeo } (V) = l \times a \times h = A \times h$$

Donde:

V = Volumen del tajeo

A = Área de la base del tajeo

l = Longitud del tajeo

a = Ancho del tajeo

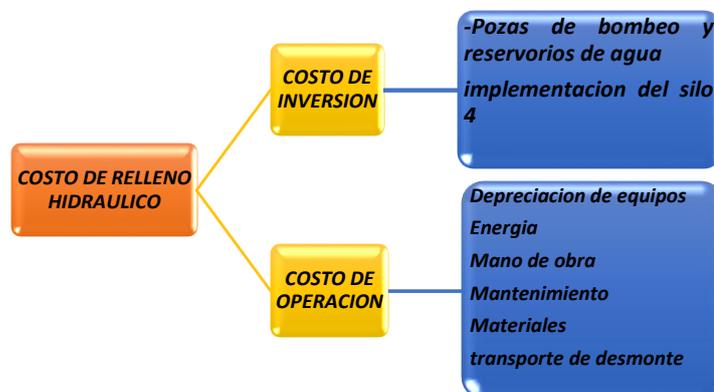
h = Altura del tajeo

CAPITULO IV

CONSIDERACIONES ECONÓMICAS DEL PROYECTO DE RELLENO HIDRÁULICO

4.1. GENERALIDADES

Los costos de un sistema de relleno hidráulico incluyen: costos de inversión y costos de operación. En la implementación del Sistema de Relleno Hidráulico En la Empresa Administradora Chungar S.A.C. (EACH), unidad minera ANIMON Nv 310 – Veta Principal, se consideran los siguientes costos que mencionamos a continuación:



4.2. COSTO DE INVERSIÓN

En el costo de inversión se considera el costo de materiales y los costos de instalación realizados en: reservorio de agua para abastecer el silo 4, red de tuberías para el relleno hidráulico, y la planta de relleno hidráulico.

4.2.1. IMPLEMENTACION DEL SILO 4 Y CONSTRUCCION DEL RESERVORIO PARA AGUA Y FINOS

En el cuadro siguiente se resume la inversión realizada en el reservorio:

N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	UNID.	PU(US\$)	COSTO (US\$)
1	TUBO POLIETILENO 2" CLASE 10	300	m	1.49	447.60
2	TUBO POLIETILENO 4" CLASE 10	900	m	4.85	4363.20
3	GEOMENBRANA TORODIN HYDROS	175	m ²	5.31	929.25
4	ALAMBRE NEGRO 16	10	Kg	0.89	8.92
5	GEOTEXTIL NO TEJIDO MACTEX MT 300/MT 200	120	m ²	0.93	111.72
6	Medidores de densidad	2	Unid.	1500	3000
7	Bomba sumergible de 15 HP	1	Unid.	8000	10000
	Costo de instalación				15000.00
COSTO TOTAL					33,861

4.2.2. TUBERÍAS

La inversión realizada en tuberías se explica en el cuadro siguiente:

N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	UNID.	PU(US\$)	COSTO US\$)
1	Tuberías de polietileno de 4"PN-12.5	1000	m	5.90	5896.00
2	Tuberías de acero SCH 80 S/C de 4"	1800	m	32.17	57900.60
3	NIPLE SCH80	250	Unid.	5.99	1497.50
4	UNION VITAU LIC	520	Unid.	9.34	4858.36
5	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	2	Unid.	39.35	78.69
6	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	1	Unid.	36.42	36.42
7	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 4"	2	Unid.	266.50	266.50
8	BRIDA DE ACERO P/TUBERIA 6"	16	Unid.	12.06	192.96
9	CEMENTO GRIS	400	bolsa	4.83	1932.40
10	Alcayatas	1000	Unid.	7.56	7563.00
11	Otros materiales				7388.37
12	Costo de intalación				23621.59
COSTO TOTAL					\$111,232

A continuación se presenta un resumen de la inversión realizada en el proyecto de relleno hidráulico:

DESCRIPCION	SUB TOTAL COSTO (US\$)
SILO 4	33,861
TUBERIAS	111,232
TOTAL	145,093

4.3. COSTO DE OPERACIÓN DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRÁULICO

4.3.1. COSTO DE DEPRECIACIÓN DEL EQUIPO

La tasa de depreciación anual en EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C. (EACH), UNIDAD MINERA ANIMON” es de 20%. Los cálculos del costo de depreciación se resumen en el cuadro siguiente:

COSTO DE DEPRECIACIÓN		
DESCRIPCION	UNIDAD	TOTAL
Inversión inicial	\$	273692
Tasa de depreciación anual	%	20%
Depreciación anual	\$	54738
Producción de mineral mensual	TM	10000
Producción de mineral anual	TM	120000
Costo de depreciación	\$/TM	0.46

4.3.2. COSTO DE ENERGÍA

El costo de consumo de energía eléctrica se presenta en el cuadro siguiente:

COSTO DE ENERGIA					
DESCRIPCION	H/DIA	POT-HP	POT -KW	KW.H/DIA	S./DIA
Dos Bomba para agua - Glorita (15 HP)	5	15	11.19	55.93	18.46
Iluminacion (planta, reservorio de agua, etc)	12	27	20	240.00	79.20
Chancadora de rodillos y quijada (60 HP) y (4HP)	5.5	64	47.72	262.49	86.62
Zaranda (20HP)	5	20	14.91	74.57	24.61
Agitador (18HP)	5	18	13.42	67.11	22.15
Dos Bombas Horizontales	20	150	110	700.10	184.6
TOTAL		296	217.25	559	415.03

4.3.3. COSTO DE MANO DE OBRA

El costo de mano de obra se resume en el siguiente cuadro:

COSTO DE MANO DE OBRA			
DESCRIPCION	TAREAS/DIA	S.// TAREA	S.// DIA
Operador SILO 1 y SILO 2	2	63.2	126.4
Operador del SILO 4	1	63.2	63.2
Maestro Mina	1	71.40	71.40
Inspector de Tuberías	1	63.2	63.2
Ayudante Mina	2	63.2	126.4
Personal de Sostenimiento	2	71.40	142.79
TOTAL			592.30
Costo de mano de obra	3.95	Soles/ m ³ de RH	
Costo de mano de obra	1.39	Soles / TM mineral	
Costo de mano de obra	0.43	\$/ TM mineral	

4.3.4. COSTO DE MANTENIMIENTO

El costo de mantenimiento de la planta de relleno hidráulico y de los equipos de bombeo de agua se estimó en experiencias similares de otras empresas mineras. En el cuadro siguiente se puede observar dicho costo:

COSTO DE MANTENIMIENTO (estimado de comparación con otras minas)		
Costo de Mantenimiento	0.50	Soles/ m ³ de RH
Costo de Mantenimiento	0.18	Soles / TM mineral
Costo de Mantenimiento	0.05	\$/ TM mineral

4.3.5. COSTO DE MATERIALES

El costo de materiales se analiza en el cuadro siguiente:

COSTO DE MATERIALES				
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	P.U. S/.	TOTAL S/.
Puntales de 10" y 8"	TM	1.38	126.4	
Poliyute	m ²	1	300	300
Tablas de 2"x8"x10	pies ²	60.00	0.80	47.76
Otros (Químicos y aditivos)	kg	172.69	0.41	69.94
TOTAL				811.84
Costo de mano de obra	3.41	Soles/ m ³ de RH		
Costo de mano de obra	1.20	Soles / TM mineral		
Costo de mano de obra	0.37	\$/ TM mineral		

4.3.6. COSTO DE TRANSPORTE DE AGREGADOS

. Los costos de transporte se muestra en el cuadro siguiente:

COSTO DE TRANSPORTE DE AGREGADOS			
Descripción para 152m ³ de RH	Hr/día	P.U. S./hora	Total S./ / Día
Transporte hasta el SILO 4	5.40	148.18	783.97
Equipo de carguío en SILO 4	3.20	93.85	300.32
Transporte de desmonte de Nv 310	2.50	54.80	137.00
Equipo de carguío Nv 310	3.20	93.85	300.32
Equipo de LHD para diques	3.00	93.85	281.55
TOTAL			1,803.16
Costo de mano de obra	12.02	Soles/ m ³ de RH	
Costo de mano de obra	4.22	Soles / TM mineral	
Costo de mano de obra	1.30	\$/ TM mineral	

A continuación se presenta un cuadro donde se muestra todos los costos de operación de relleno hidráulico:

RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN DE RH	
RESUMEN C.O RH	\$/TM MINERAL
Costo de depreciación	0.46
Costo de mano de obra	0.43
Costo de transporte	1.30
Costo de energía	0.17
Costo de materiales	0.37
Costo de mantenimiento	0.05
COSTO TOTAL DE OPERACION	2.77

4.4. AHORRO CON LA APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO:

El ahorro conseguido con el proyecto de relleno hidráulico se resume en el siguiente cuadro:

AHORRO CON LA APLICACIÓN DE RH		
Costo de Sostenimiento antes de aplicar RH	\$/TM	5.99
Costo de Sostenimiento aplicando RH (1)	\$/TM	1.83
Costo de RH (2)	\$/TM	2.77
Subtotal: (1) + (2)	\$/TM	4.60
Ahorro por tonelada	\$/TM	1.39
Ahorro Mensual	\$/mes	13910.49
Ahorro Anual	\$/mes	166925.94

CONCLUSIONES

Luego de haber realizado el análisis de la presente tesis, se llega a las siguientes conclusiones y recomendaciones:

- a.** La aplicación del relleno hidráulico ofrece una serie de ventajas las cuales se traducen en la reducción de costos, mayor productividad y seguridad operacional.
- b.** Con la aplicación del relleno hidráulico se considera aprovechar un 40% a 50% del relave producto de los avances de la mina y el tratamiento de minerales, esto se traduce en mayor vida útil de la relavera actual, reduciendo el impacto ambiental negativo y aumentando la rentabilidad del proyecto.
- c.** Con la aplicación del relleno hidráulico el rendimiento por hombre guardia se incrementará de 4.71 TM/tarea a 9.11 TM/tarea.
- d.** El consumo cimbras y de madera por tonelada de mineral roto antes de aplicar relleno hidráulico es de 28.40kg/TM, para la madera y 4 cimbras/TM. Aplicando el relleno hidráulico se reduce a 4.6 kg/TM, para la madera y ya no se usaran cimbras.
- e.** El costo de sostenimiento sin utilizar relleno hidráulico es de 5.99 \$/TM, al aplicar el relleno hidráulico este costo se reducirá a 1.83 \$/TM. Esta diferencia nos representaría de ahorro en sostenimiento básicamente con cimbras y madera. El costo del relleno hidráulico es de 2.77 \$/TM, esto representa \$ 332,400 por año; por lo tanto se tendría un ahorro neto de \$ 166,800 por año.

- f. Se tomó la decisión de implementar el Silo 4 considerando que desde allí el tendido de las tuberías para llegar a los tajos del Nv 310- Veta principal recorren un tramo mucho más corto, el silo 4 que está ubicado a la entrada de la rampa Terry tiene que tener un ratio de alcance del relleno de 1 a 6. Los cálculos indican que el relleno por un 1 m de vertical tiene un alcance de 7.5 m en horizontal, pero por seguridad se trabajó con la relación de 1 a 6, por toda la rampa Terry.
- g. Los análisis granulométricos determinaron que se tiene: $D_{60} = 1893$ micras y $D_{10} = 152$ micras, con lo cual se obtiene un coeficiente de uniformidad (CU) de 12.45.
- h. La gravedad específica de la mezcla de agregados es de 2.65 con una densidad aparente de 1.54 g/cm^3
- i. Para obtener una pulpa homogénea es necesario unas 1400 RPM en el tanque agitador.
- j. El relleno hidráulico tendrá una densidad de pulpa: 1900 g/L , con un 76 % en contenido de sólidos.
- k. De las pruebas de compactación se determinó que el relleno se compacta hasta en un 10 %
- l. Para un volumen de producción de mineral de 333 TM/día ó $10,000 \text{ TM/mes}$, es decir de $3,509 \text{ m}^3/\text{mes}$ ó $116 \text{ m}^3/\text{día}$, la producción de relleno debería ser de $40 \text{ m}^3/\text{hora}$ ó $200 \text{ m}^3/\text{día}$ de pulpa; pero luego de realizar las pruebas en tajos se calculó un caudal de ingreso de $92 \text{ m}^3/\text{hora}$, lo cual hace posible incrementar la producción.

m. El consumo de agua para la planta de relleno hidráulico será de 80 m³/día. De los cuales se utilizarán para el transporte de los sólidos y 30 m³ para el lavado de tuberías.

RECOMENDACIONES

En base a las conclusiones arribadas se dan las recomendaciones siguientes:

- a.** Como los resultados del análisis técnico de aplicación del relleno hidráulico son favorables, se recomienda implementar el Silo 4 que se encuentra ubicado al ingreso de la rampa Terry de tal manera que se aproveche la gravedad para el impulso y traslado de la pulpa hasta los tajos, ya que por este tramo se utilizaran las RB N°10 Y RB N°14 para aprovechar el impulso de la gravedad.
- b.** El diseño de la implementación del silo 4 debe contemplar la posibilidad de utilizar las lamas finas para obtener mejores propiedades estructurales en el relleno, esto con el fin de minimizar la compactación y atoro de las tuberías que trasladan el RH a interior mina.
- c.** Para la profundización de la mina se debe considerar, dejar desmonte grueso en los tajos y completar con relleno hidráulico, para mejorar la estabilidad de las labores y acelerar el ciclo de minado.
- d.** Se debe considerar la posibilidad de reutilizar el agua que ingresa con el relleno, creando un circuito cerrado de agua, optimizando su utilización en el procesamiento de minerales.
- e.** Se debe rellenar todos los espacios vacíos posibles dejados en los niveles superiores al actual nivel de explotación, con la finalidad de

crear barreras geomecánicas y mejorar las condiciones de estabilidad del macizo rocoso.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ASSUREIRA E., ESTELA., 1989. “Transporte de Partículas Sólidas por Tuberías”. Pontificia Universidad Católica del Perú.
- BELTRAN C., WILFREDO., “Estudio Experimental de Relleno Hidráulico en la Mina Atacocha”. Perú.
- BOUSO, JUAN LUIS., 1993. “Manual de Bombeo de Pulpas”. ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Madrid, España.
- CORDOVA ROJAS, DAVID., 2000. “Técnicas Geomecánicas Básicas para Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”. Mina Chacua, Perú.
- DAVE LANDRIAULT., 1998. “Tecnología de Pasta para Aplicaciones de Relleno Subterráneo”. Golder Paste Technology Ltd. Curso Internacional, Perú.
- F. DE LUCIO, 1972. “Teoría de Relleno Hidráulico”. Perú, XII Convención de Ingenieros de Minas.
- HUANCAYA DELGADO, GUILLERMO, 1998. “Análisis de los Sistemas de Relleno Hidráulico en la Mina Carahuacra - Volcan Compañía Minera S.A.A.”. Lima-Perú.
- INGERSOLL-DRESSER PUMPS, 1994. “CAMERON HYDRAULIC DATA”.C.C. Head, USA.
- MEZA POVIS, EMILIO JOSUÉ, 1978. “Proyecto de Optimización y Ampliación del Sistema de Relleno Hidráulico en la Compañía Minera Huampar S.A.”. Lima-Perú.

- SIFUENTES, SOCRATES., 1995. “Agregados en Relleno Hidráulico para la Explotación por Cámaras y Pilares Temporales en Yacimientos Sub Horizontales”. Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., Perú.
- TOLEDO GARAY, FERNANDO ENRIQUE, 2006. “Reducción del Impacto Ambiental en Minas con la Disposición de Residuos en el Subsuelo”. Lima Perú, Tesis universitaria, Unidad de post grado, UNMSM.
- VALERA, CRISTOBAL., “Requerimiento de Relleno Hidráulico en Uchucchacua”. Compañía de Minas Buenaventura S.A., Perú.

ANEXOS

APÉNDICES

APÉNDICE I: GLOSARIO DE TÉRMINOS

Estas definiciones principales, materia del estudio de investigación se en cuadra en las normas ISO, la normatividad legal del Perú y las ciencias de la Ingeniería de Minas; así tenemos los siguientes en orden alfabético

- **Ambiente:** Alrededores en las cuales la organización opera, incluyendo aire, agua, tierra, recursos naturales, flora, fauna, humanos y sus interrelaciones.
- **Contaminante Ambiental:** Toda materia o energía que al incorporarse y/o actuar en el ambiente, degrada su calidad a un nivel que afecta la salud, el bienestar humano y pone en peligro los ecosistemas (Art.2, D.L. N° 016-93EM).
- **Contaminación Ambiental:** Acción que resulta de la introducción por hombre, directa o indirectamente en el medio ambiente, de contaminantes, que tanto por su concentración, al superar los límites máximos permisibles establecidos, como por el tiempo de permanencia, hagan que el medio receptor adquiera características diferentes a las originales, perjudiciales o nocivas a la naturaleza, a la salud y a la propiedad (Art. 2, D.L. N° 016-93EM).

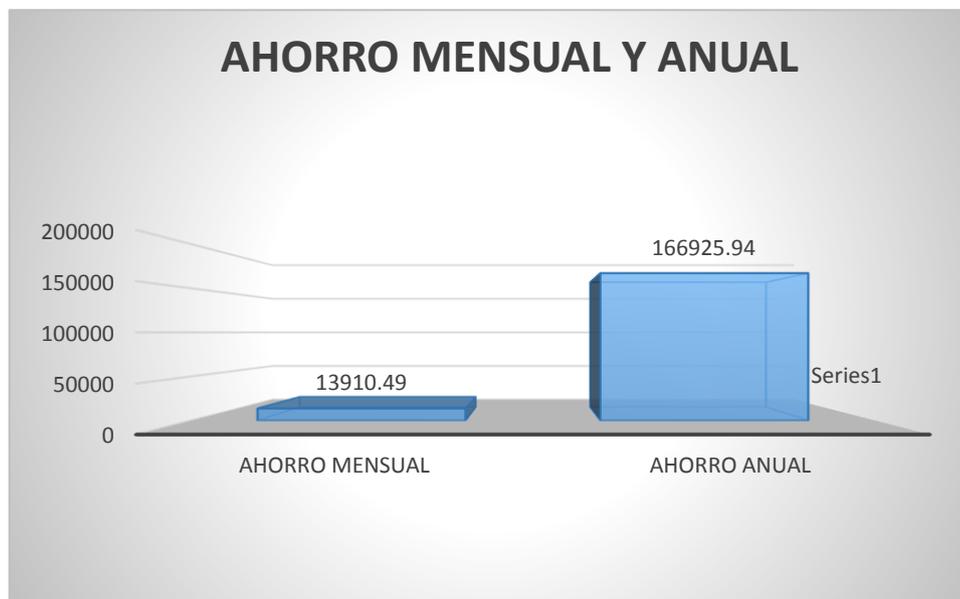
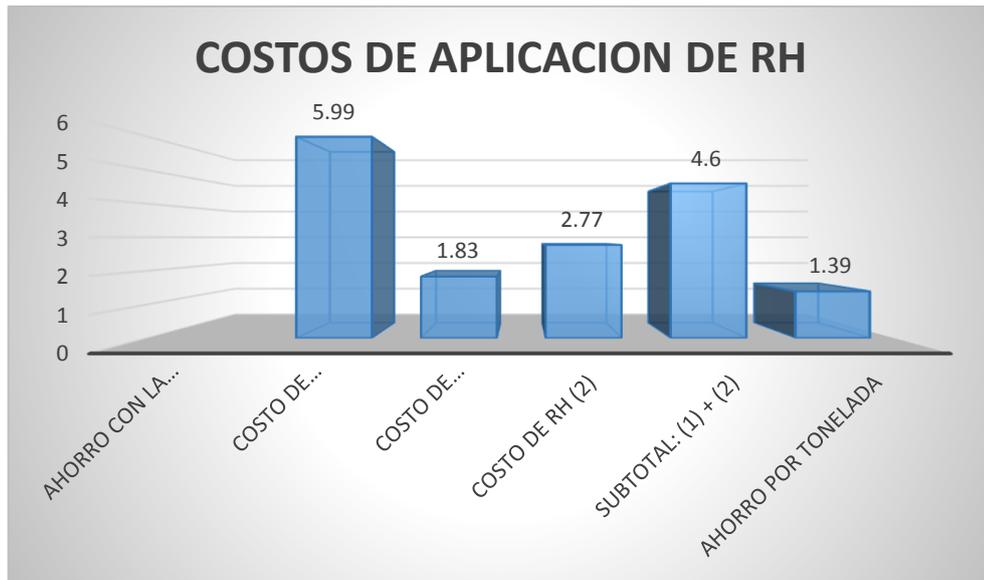
- **Chimenea:** Excavación minera subterránea de forma tubular, de posición vertical o inclinada, perforada desde un nivel inferior para alcanzar otro nivel superior, con fines exploratorios, de ventilación, u otros servicios.
- **Desmonte:** Material formado por las rocas sin valor económico que se extrae del laboreo de una mina.
- **Desmontera:** Lugar del espacio superficial terrestre donde se colocan los residuos sólidos de desmonte provenientes de las labores de desarrollo en mina.
- **Galería:** Túneles o excavaciones subterráneas, perforadas en diferentes niveles siguiendo las estructuras mineralizadas (vetas, cuerpos y mantos), cuando estas dejan las estructuras mineralizadas para unirse a otras galerías se denominan cruceros.
- **Impacto Ambiental:** Cualquier cambio al ambiente, ya sea adverso o benéfico, total o parcial, resultante desde las actividades, productos o servicios de una compañía (ISO 14001).
- **Ley:** Grado de concentración del o los metales en un mineral que se mide en porcentaje (%) para la mayoría de los metales y en gramos por toneladas (g/t) para los metales preciosos (platino, oro y plata).
- **Ley de Corte:** Concentración del metal que por su valor cotizado en el mercado internacional se encuentra en el límite económico de los costos de explotación.

- **Mejoramiento Continuo:** Proceso de realzar el sistema de administración ambiental para lograr mejoramiento en el desempeño total ambiental, en línea con la política ambiental de la compañía.
- **Nota:** El proceso necesita no tomar lugar en todas las áreas de actividad simultáneamente (ISO 14001).
- **Mena:** Mineral o conjunto de minerales con valor económico, que después del beneficio se obtiene un metal o conjunto de metales comercializables.
- **Mineral:** Elemento o combinación natural de estos que se encuentran dentro o como constituyente de las rocas en la corteza terrestre.
- **Mineral Económico:** Es la mena factible de comercialización inmediata que deja un margen de utilidad al deducirse todos los costos.
- **Mineral Marginal:** Es la mena, el mineral o conjunto de minerales cuya concentración metálica o económica referida en la ley, tiene un valor que sólo cubre todos los costos, sin dejar utilidad a la empresa.
- **Objetivo Ambiental:** Metas ambientales totales que surgen de la política ambiental y que una organización establece por sí misma para lograrlo, y que son cuantificados cuando es práctico.
- **Operación Minera:** Conjunto de trabajos realizados en el arranque, extracción, tratamiento, transporte y comercialización de las sustancia económica materia de explotación, así como los servicios auxiliares prestados con esta finalidad.

- **Relave:** Desecho que resulta del tratamiento de beneficio de los minerales, compuesto de ganga, roca, agua y reactivos químicos.
- **Relleno Convencional:** Llamado también relleno detrítico, cualquier material rocoso disgregado por el intemperismo, utilizado para rellenar las cavidades del subsuelo originadas por la extracción del mineral.
- **Relleno Hidráulico:** Se define como relleno hidráulico al material que es transportado en forma de pulpa por tuberías. En su mayoría el material es el relave de planta concentradora, pero también se utiliza otros materiales granulares que se encuentra en la naturaleza
- **Tajeo:** Es el bloque insitu de donde se arranca el mineral para extraerlo y beneficiarlo.

APÉNDICE II: AHORRO CON LA APLICACIÓN DE RH

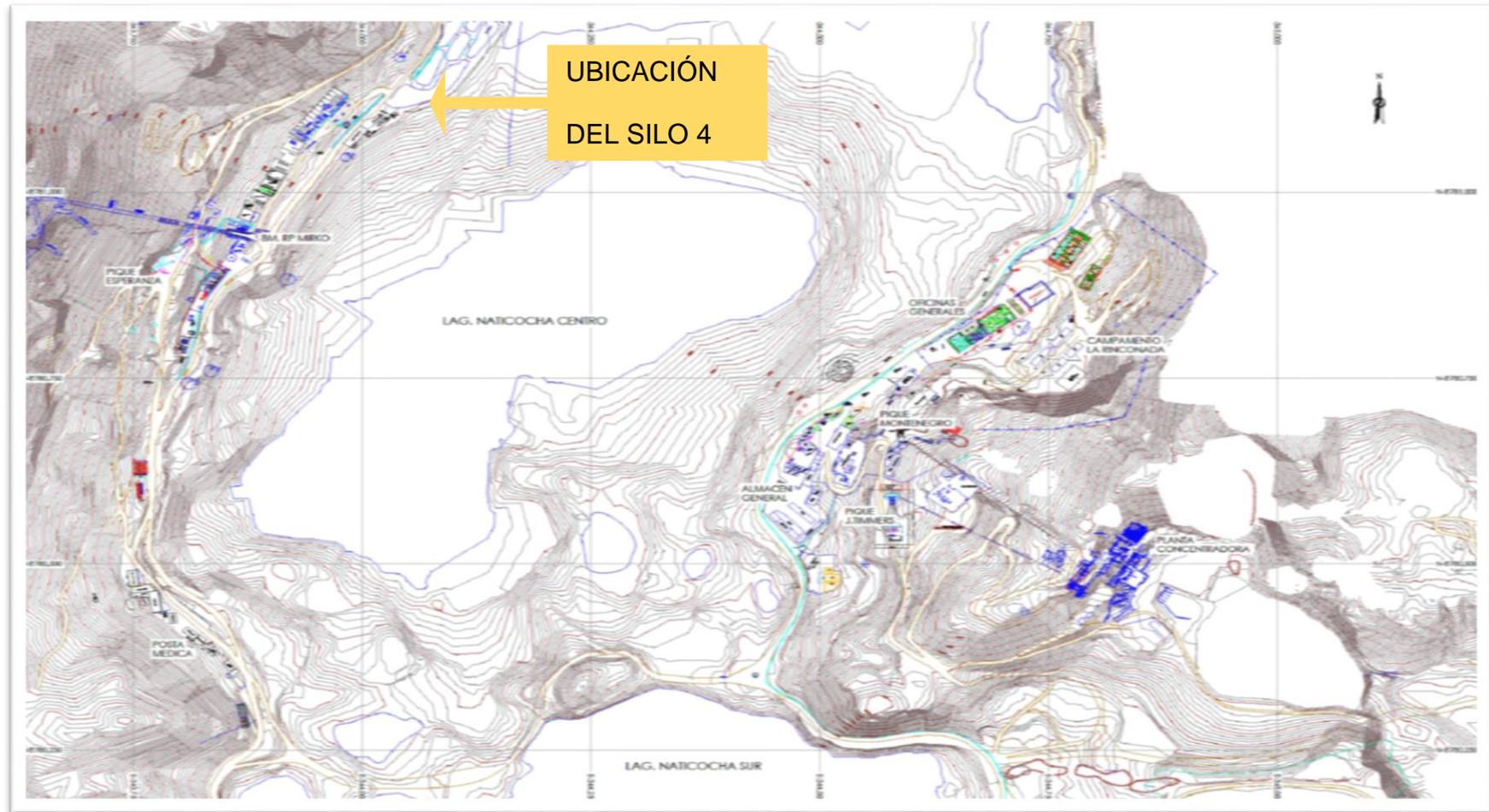
AHORRO CON LA APLICACIÓN DE RH		
Costo de Sostenimiento antes de aplicar RH	\$/TM	5.99
Costo de Sostenimiento aplicando RH (1)	\$/TM	1.83
Costo de RH (2)	\$/TM	2.77
Subtotal: (1) + (2)	\$/TM	4.60
Ahorro por tonelada	\$/TM	1.39
Ahorro Mensual	\$/mes	13910.49
Ahorro Anual	\$/mes	166925.94



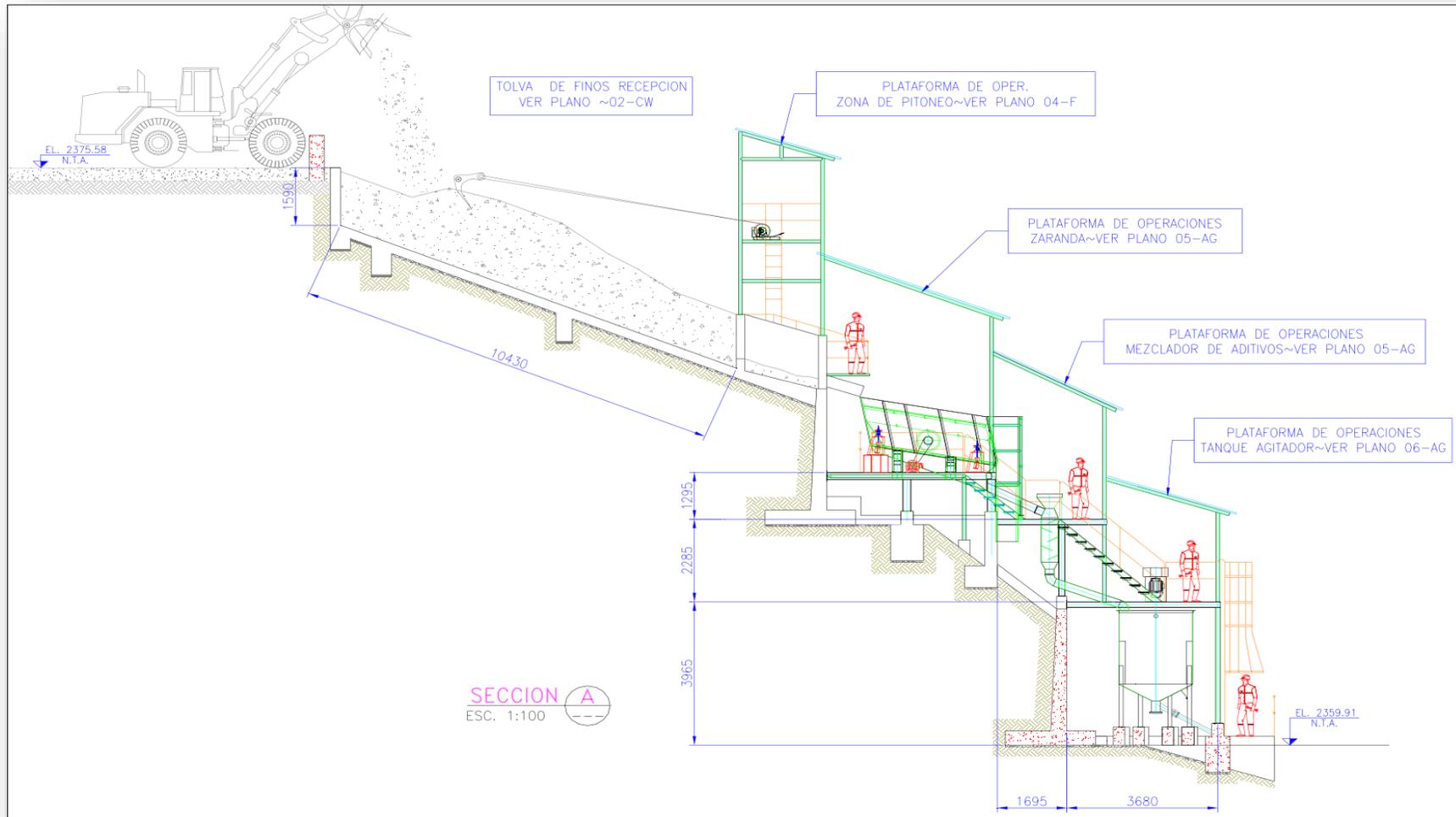
APÉNDICE III: COSTOS DE EXPLOTACIÓN EN VETA PRINCIPAL – NV 310.

	DESCRIPCION	NIVEL	310	310	310	310	310	310	310	310	310	310	310	PROMEDIO DE LOS TAJEOS SIN RH
		LABOR	TJ-000	TJ-100A	TJ-200A	TJ-300B	TJ-400	TJ-500	TJ-600	TJ-100	TJ-700A	TJ-800B	TJ-900	
		UNIDAD / METODO	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	CRA	FVR	FVR	FVR	
CARACTERISTICAS														
	PERFORACIÓN	\$ / ton	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.03	1.14	1.14	1.14	1.13
	VOLADURA	\$ / ton	0.82	0.82	0.82	0.82	0.85	0.83	0.81	0.83	0.86	0.86	0.86	0.83
	LIMPIEZA	\$ / ton	0.98	1.17	0.98	0.98	1.17	2.35	1.17	0.98	1.17	1.17	1.17	1.21
	SOSTENIMIENTO	\$ / ton	6.36	6.36	6.36	5.53	4.20	6.10	5.08	1.83	5.15	5.15	7.81	5.99
Cimbras	Espaciamiento cimbras cojos	m	1.80	1.80	1.80	1.80		1.80	1.80				1.80	1.50
	Densidad de cimbras	cdros/m2	0.31	0.31	0.31	0.31		0.31	0.31				0.31	0.44
	Area a sostener/corte	m2	19.40	40.42	16.17	32.34		64.67	24.25				40.42	32.70
	Rendimiento cimbr. por guard	Cdros cjos	1.00	1.00	1.00	1.00		0.50	1.00				1.00	0.93
	Total cdros por corte	Cdros cjos	6	12	5	10		20	7				12	15
Puntales	Espaciamiento puntales	m					1.50			1.50	1.50	1.50		1.50
	Densidad de puntales	ptal/m2					0.44			0.44	0.44	0.44		0.44
	Area a sostener/corte	m2					8.08			43.50	24.25	45.27		32.70
	Rendimiento puntales por gua	ptales					8.00			8.00	8.00	8.00		8.00
	Total puntales por corte	ptales					3.59			20.83	10.78	20.12		14.54
Cribbing	Espaciamiento cribbings	m	1.80	1.80	1.80	1.80	1.50	1.80	1.80		1.50	1.50	1.80	1.71
	Densidad de cribbings	cribbing/m2	0.08	0.08	0.08	0.08	0.11	0.08	0.08		0.11	0.11	0.08	0.09
	Area a sostener/corte	m2	19.40	40.42	16.17	32.34	8.08	64.67	24.25		24.25	45.27	40.42	31.53
	Rendimiento cribbings/gdia	cribbing/gdia	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	1.00	2.00		2.00	2.00	2.00	1.90
	Total cribbings por corte	cribbing	1.50	3.12	1.25	2.50	0.90	4.99	1.87		2.69	5.03	3.12	2.70
Tablas	Rendimiento de entablado	tablas/gdia	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00
	Entablado de canal de rastrilla	tablas/corte	12.00	25.00	10.00	20.00	5.00	40.00	15.00	1.75	15.00	28.00	25.00	20.36
	Total guardias sostenimiento por cor	gda	6.99	14.56	5.82	11.64	1.00	45.75	8.73	2.64	3.01	5.61	14.56	17.50
	Total tareas sostenimiento por corte	tareas	13.97	29.11	11.64	23.29	3.01	137.24	17.47	5.28	9.02	16.84	43.67	42.95
	Toneladas madera redonda por corte	ton	2.01	4.18	1.67	3.34	0.28	29.09	2.51	0.81	0.67	1.25	4.18	4.87
	Pies cuadrados madera por corte	pies2	841.12	1752.34	700.93	1401.87	475.35	533.20	1051.40	23.33	1426.04	2661.94	1752.34	1498.22
	Total Toneladas madera por corte	ton	3.57	7.44	2.98	5.95	1.16	30.08	4.46	0.85	3.32	6.20	7.44	7.66
	Costo de mano de obra en sostenim	\$ / ton	2.91	2.91	2.91	2.53	1.20	3.42	2.32	0.65	1.50	1.50	4.36	4.08
	Costo de madera redonda	\$ / ton	1.45	1.45	1.45	1.26	0.39	2.53	1.16	0.35	0.39	0.39	1.45	1.61
	Costo de madera cuadrada	\$ / ton	2.00	2.00	2.00	1.74	2.17	0.15	1.60	0.03	2.71	2.71	2.00	1.62
	Costo de jackpot	\$ / ton					0.44			0.80	0.55	0.55		0.44
	Costo de sostenimiento	\$ / ton	6.36	6.36	6.36	5.53	4.20	6.10	5.08	1.83	5.15	5.15	7.81	5.99
	RELLENO DETRÍTICO	\$ / ton												
	RELLENO HIDRÁULICO	\$ / ton								2.77				1.75
	CARGUIO / ACARREO (scoop)	\$ / ton	1.97	0.70	3.04	3.04	1.51	1.16	1.27		3.83	3.83	4.06	2.44
	EXTRACCIÓN (dumper+locom.)	\$ / ton	1.89	2.51	2.51	2.51	2.84	3.22	3.22	3.22	2.84	2.84	2.84	2.77
INDICADORES														
INDICES DE GESTION														
	Toneladas rotas por tarea	ton / tr	4.80	4.67	4.80	5.21	5.45	3.57	5.30	9.11	5.09	5.09	3.12	4.71
	Toneladas rotas por tonelada de ma	ton / ton-mad	30.97	30.97	30.97	35.62	49.49	30.64	38.72	217.39	41.59	41.59	30.97	36.15
	Kilogramos de madera por tonelada	kg-mad / ton	32.29	32.29	32.29	28.07	20.20	32.64	25.83	4.60	24.04	24.04	32.29	28.40
	Toneladas rotas por pie perforado	ton / pp	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.36	0.32	0.32	0.32	0.32
	Toneladas rotas por kilogramo de ex	ton / kg	3.42	3.42	3.42	3.42	3.42	3.42	3.42	3.80	3.42	3.42	3.42	3.42
AJUSTE DE RECURSOS														

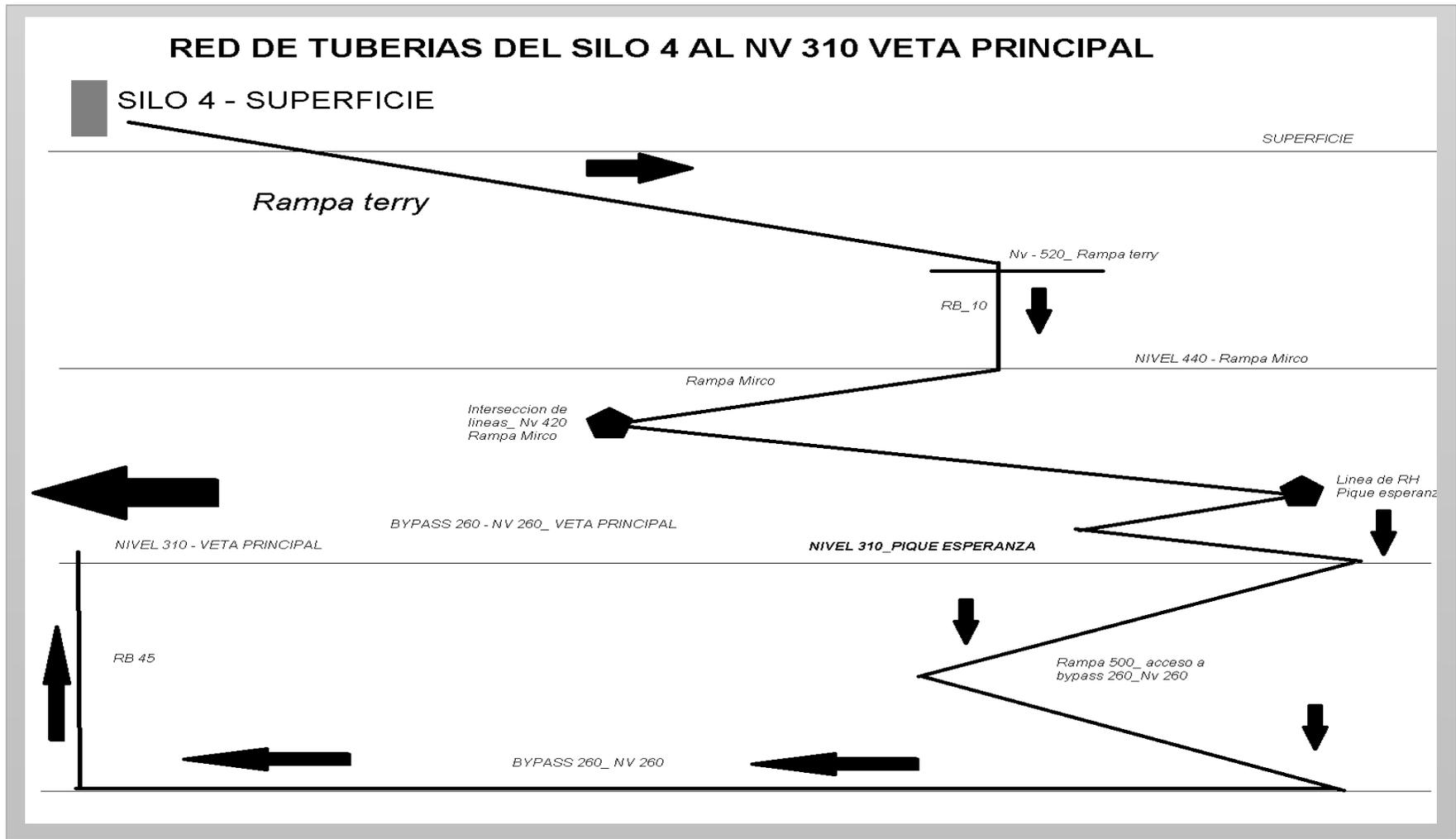
APÉNDICE IV: UBICACIÓN DE PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO (SILO 4)



APÉNDICE VI: PERFIL DE PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO SILO 1.

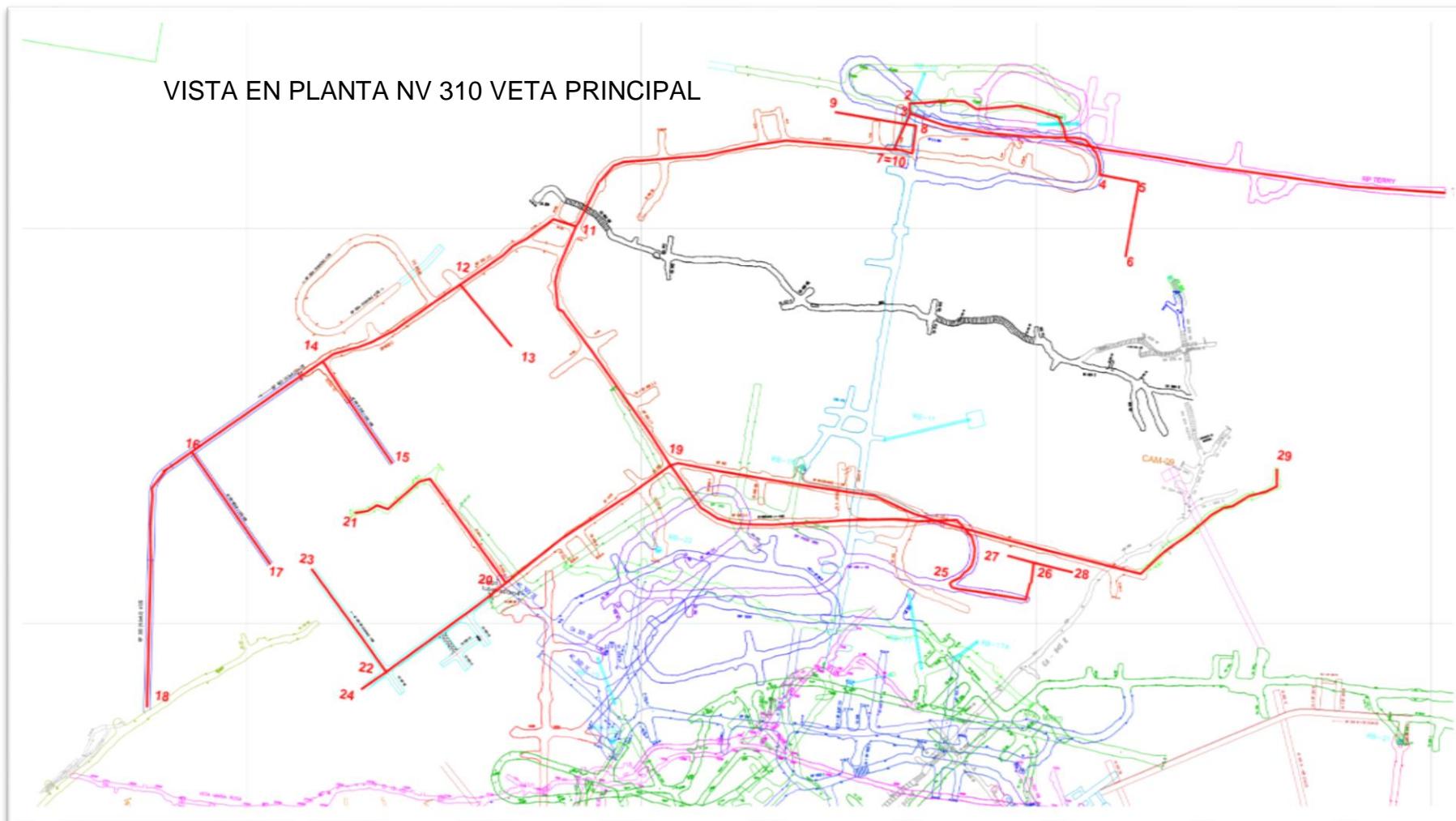


APÉNDICE VII: CROQUIS Y PLANO DE RED DE TUBERÍAS DE RELLENO HIDRÁULICO.



RED DE TUBERIAS - PLANO DEL NIVEL 310-VETA PRINCIPAL

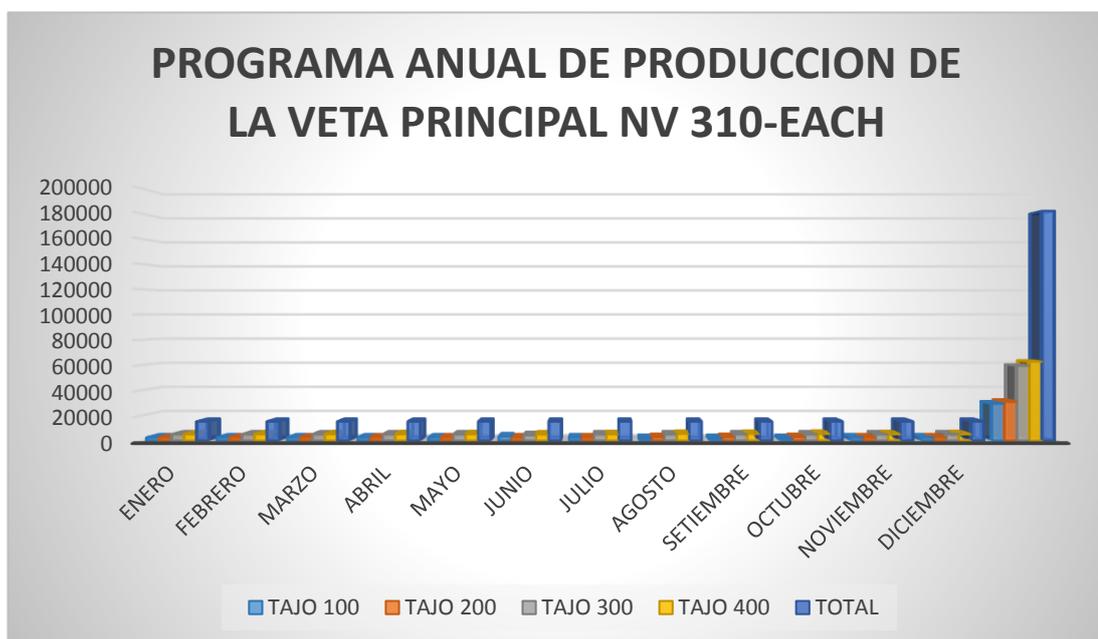
VISTA EN PLANTA NV 310 VETA PRINCIPAL



APÉNDICE VIII: PROGRAMA DE PRODUCCION VET PRINCIPAL NV

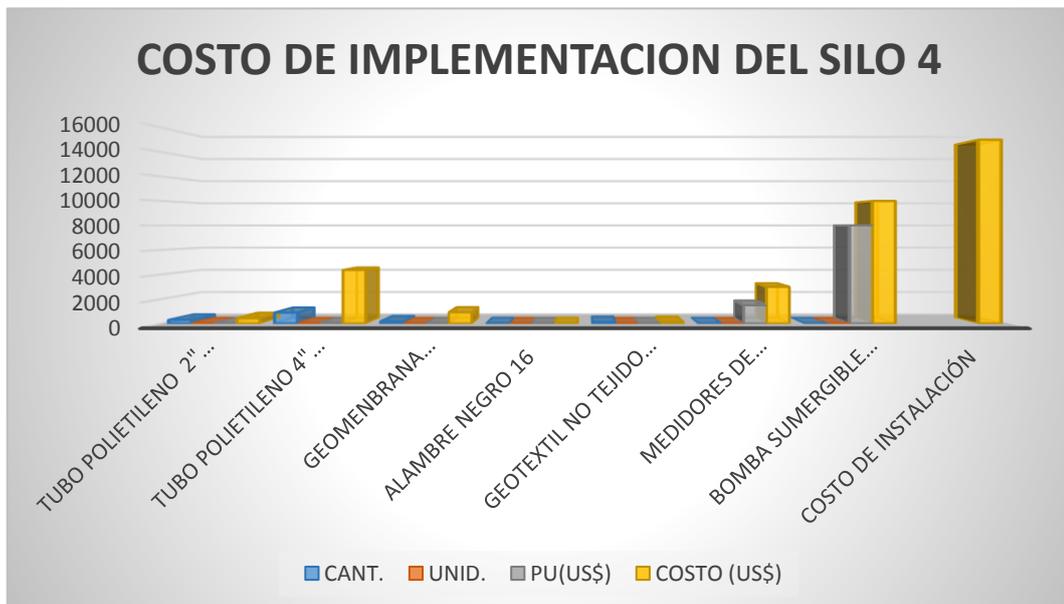
PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION DE LA VETA PRINCIPAL NV 310 – EACH					
MES	TAJO 100 TM	TAJO 200 TM	TAJO 300 TM	TAJO 400 TM	TOTAL TM
Enero	2500	2500	5000	5190	15190
Febrero	2500	2500	5000	5190	15190
Marzo	2500	2500	5000	5190	15190
Mayo	2500	2500	5000	5190	15190
Junio	3350	2500	4350	5000	15200
Julio	2500	2500	5000	5190	15190
Agosto	2000	2800	5000	5390	15190
Setiembre	2000	2800	5000	5390	15190
Octubre	2000	2760	5000	5430	15190
Noviembre	2500	2500	5000	5190	15190
Diciembre	2500	2510	5000	5190	15200
TOTAL	29350	30870	59350	62730	182300
Promedio Mes					15190
Promedio Día					506

310



APÉNDICE X: COSTO DE IMPLEMENTACION SILO 4

N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	UNID.	PU(US\$)	COSTO (US\$)
1	TUBO POLIETILENO 2" CLASE 10	300	m	1.49	447.60
2	TUBO POLIETILENO 4" CLASE 10	900	m	4.85	4363.20
3	GEOMENBRANA TORODIN HYDROS	175	m ²	5.31	929.25
4	ALAMBRE NEGRO 16	10	Kg	0.89	8.92
5	GEOTEXTIL NO TEJIDO MACTEX MT 300/MT 200	120	m ²	0.93	111.72
6	Medidores de densidad	2	Unid.	1500	3000
7	Bomba sumergible de 15 HP	1	Unid.	8000	10000
	Costo de instalación				15000.00
COSTO TOTAL					33,861



**APENDICE XI: COSTO TOTAL DE OPERACIONES DE RELLENO
HIDRAULICO**

RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN DE RH	
RESUMEN C.O RH	\$/TM MINERAL
Costo de depreciación	0.46
Costo de mano de obra	0.43
Costo de transporte	1.30
Costo de energía	0.17
Costo de materiales	0.37
Costo de mantenimiento	0.05
COSTO TOTAL DE OPERACION	2.77

