

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas



**APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA LA REACTIVACIÓN DE LA
MINA ENCANTO EN LA U.E.A. PARCOY DE LA EMPRESA CONSORCIO
MINERO HORIZONTE S. A., 2019.**

TESIS PROFESIONAL

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. Hugo Enrique Ramos Burga

Asesor:

M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzáles Yana

Cajamarca – Perú

2020

DEDICATORIA

A mis padres Laura y Hugo por su apoyo
y consejos durante toda mi carrera
universitaria, que forjaron mi autoestima,
valores, carácter y coraje.

A mi esposa Blanca que, con su amor,
compresión e incondicionalidad, a pesar
de todos los obstáculos, permitieron
desarrollarme profesionalmente.

A mis hijos Mia Emma y Pietro David,
quienes por ellos soy lo que soy y el
motivo para seguir dando lo mejor de mí.

Ramos Burga, Hugo E.

AGRADECIMIENTO

A mi alma mater, la Universidad Nacional de Cajamarca, a los catedráticos de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas por contribuir en mi formación profesional.

Al M. Cs. Ing. Roberto Gonzáles Yana, por sus consejos, dedicación y compromiso con la presente tesis.

A mis compañeros y amigos de CONSEM y CMH por todas las facilidades brindadas para poder desarrollar y recopilar los datos necesarios para la presente tesis.

Ramos Burga, Hugo E.

ÍNDICE

	Pág.
DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
LISTA DE TABLAS.....	vii
LISTA DE FIGURAS	ix
LISTA DE ABREVIATURAS.....	xi
RESUMEN	xvii
ABSTRACT	xviii
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO II. MARCO TEÓRICO.....	3
2.1. Antecedentes teóricos de la investigación.....	3
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	3
2.1.2. Antecedentes nacionales.....	3
2.1.3. Antecedentes locales.....	4
2.2. Bases teóricas	4
2.2.1. Relleno hidráulico	4
2.2.2. Parámetros físicos de la pulpa de relave.....	7
2.2.3. Reología de las pulpas de relave.....	9
2.2.4. Flujo en tuberías.....	14
2.2.5. Transporte de pulpas y pérdidas de carga	18
2.2.6. Análisis químico y granulométrico del relave.....	24
2.2.7. Propiedades hidráulicas del relleno hidráulico.....	29
2.2.8. El transporte de fluidos por tuberías HDPE	33

	Pág.
2.2.9. Hidrociclón.....	37
2.3. Definición de términos básicos.....	40
CAPÍTULO III. MATERIALES Y MÉTODOS	41
3.1. Ubicación y accesibilidad.....	41
3.2. Geología Regional.....	42
3.2.1. Batolito de Pataz.....	42
3.2.2. Estratigrafía	43
3.3. Geología local.....	45
3.3.1. Geología estructural	45
3.3.2. Geología económica.....	46
3.4. Geomecánica	47
3.4.2. Geomecánica del relleno hidráulico.....	48
3.5. Operaciones mineras.....	50
3.5.1. Corte y relleno ascendente convencional.....	50
3.5.2. Corte y relleno ascendente mecanizado.....	51
3.5.3. Ventilación	57
3.5.4. Servicios auxiliares.....	57
3.6. Operación de relleno hidráulico	58
3.6.1. Funciones del personal obrero	59
3.7. Planta de beneficio	60
3.8. Planta de relleno hidráulico	60
3.8.1. El agua en el proceso de relleno hidráulico	61
3.8.2. Bomba centrífuga DIN Monoblock Hidrostaal 40-200.....	63
3.8.3. Bomba Feluwa ZHL 110/135	65

	Pág.
3.8.4. Bomba ASH BH 046 6" x 6"	67
3.8.5. Balanza de densidad y gravedad específica Marcy (METSO).....	68
3.9. Metodología de la investigación	69
3.9.1. Tipo, nivel, diseño y método de investigación	69
3.9.2. Población, muestra y unidad de análisis.....	69
3.9.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	69
3.9.4. Recursos materiales.....	70
CAPÍTULO IV. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	71
4.1. Análisis granulométrico del relave	71
4.1.1. Coeficiente de uniformidad (Cu) para el hidrociclón D10.....	73
4.1.2. Coeficiente de uniformidad (Cu) para el hidrociclón D15.....	74
4.1.3. Coeficiente de uniformidad (Cu) de la pulpa.....	74
4.1.4. Velocidad de percolación.....	74
4.2. Registros y estadística de la U.E.A. Parcoy CMH del 2019.....	75
4.3. Requerimiento de relave para relleno hidráulico	77
4.4. Selección del diámetro de la tubería HDPE.....	80
4.5. Máxima distancia horizontal de transporte por gravedad	81
4.6. Velocidad de sedimentación (Vs)	84
4.7. Pérdida de carga	84
4.7.1. Pérdida de carga por singularidad.....	85
4.8. Selección de la bomba a utilizar	86
4.9. Análisis químico y metalúrgico del relave	87
4.9.1. Composición mineralógica del relleno	88
4.10. Análisis de costos, productividad e impacto medioambiental	88

	Pág.
4.10.1. Costo unitario de relleno hidráulico.....	88
4.11. Contrastación de la hipótesis.....	92
CAPÍTULO V. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	93
5.1. Conclusiones	93
5.2. Recomendaciones	94
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	95
ANEXOS	101
PLANOS.....	119

LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 01. Resumen de fórmulas de los parámetros físicas.....	8
Tabla 02. Tipos de singularidades.....	23
Tabla 03. LPM descarga de efluentes de actividades minero-metalúrgicas.....	24
Tabla 04. Tamices de la serie ASTM.	26
Tabla 05. Ejemplo de análisis granulométrico de una muestra de 100 g.	27
Tabla 06. Dimensiones tubería HDPE - Duratec PE100 (ISO 4427, ISO 4065)...	34
Tabla 07. Coordenadas de la concesión y límites de la Unidad Parcoy CMH.....	41
Tabla 08. Distancias en tiempos promedios, desde la ciudad de Lima y Trujillo..	41
Tabla 09. Análisis granulométrico del Hidrociclón D10.	71
Tabla 10. Análisis granulométrico del Hidrociclón D15.	72
Tabla 11. Resumen de la producción: feb. - jul. de 2019.	75
Tabla 12. Cumplimiento de plan de minado: feb. - jul. de 2019.....	76
Tabla 13. Comparativo Ejec. vs Prog. según finos de Au (Recp. 89.5 %)... ..	76
Tabla 14. Resumen clasificación de underflow y overflow feb. - jul. de 2019.....	77
Tabla 15. Determinación de la clasificación por día según producción actual.....	77
Tabla 16. Diámetro de ápex y vórtex en pulgadas.	78
Tabla 17. Resumen de la clasificación de los hidrociclones D10 y D15.....	78
Tabla 18. Necesidad teórica de relleno de la mina subterránea.....	79
Tabla 19. Tramos de análisis de la línea de relleno.	83

LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 20. Tramos con distancias horizontales con la relación D_{Hmax} y h	83
Tabla 21. Pérdida de carga por fricción de troncal y línea auxiliar.	85
Tabla 22. Pérdida de carga en singularidades	86
Tabla 23. Resumen de las variables del sistema.	86
Tabla 24. Prestaciones de las bombas disponibles en CMH	87
Tabla 25. Resultados del informe de análisis químico del relave en CMH.....	87
Tabla 26. Resultado del análisis metalúrgico de relave en CMH	88
Tabla 27. Resultado del análisis metalúrgico de relave en CMH - LPM.....	88
Tabla 28. Staff supervisión CMH.....	89
Tabla 29. Costo total de planilla de supervisión y administración en RH	89
Tabla 30. Estructura del Costo unitario de Relleno hidráulico de CMH.....	90
Tabla 31. Tabulación del Costo unitario de relave enviado a mina	91
Tabla 32. Resumen zona Sur con el aporte de mina Encanto alto 2020.....	91
Tabla 33. Comparativo: Producción 2020 de Au con aporte de Encanto alto.	91
Tabla 34. Relleno hidráulico con aporte de Encanto alto en 2020.	92

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 01. Modelo de viscosidad en estado estacionario.....	9
Figura 02. Viscosidad aparente y efectiva.....	10
Figura 03. Curvas teóricas de ratio de corte y esfuerzo cortante para pulpas.	12
Figura 04. Régimen de flujo.	15
Figura 05. Régimen medio de flujo.....	15
Figura 06. Clases de Pulpas.	16
Figura 07. Tipos de flujo.....	17
Figura 08. Pérdida de carga y velocidad de flujo.....	21
Figura 09. Ábaco tuberías HDPE PE 100 PN 10 / 16 (HAZEN - WILLIAMS).....	22
Figura 10. Juego de tamices superpuestos.....	25
Figura 11. Curva granulométrica de un suelo areno-limoso.....	28
Figura 12. Fotografía real de copla Victaulic estilo 995.....	35
Figura 13. Trayectoria de flujos de un hidrociclón.....	38
Figura 14. Accesibilidad de la U.E.A. Parcoy CMH desde la ciudad de Trujillo.....	42
Figura 15. Estado inicial de la labor.	48
Figura 16. FS < 1.0. Labor sin sostenimiento.....	49
Figura 17. Labor sostenida según estándar de labor temporal. FS de 1.2.....	49
Figura 18. Estabilidad de las cajas completando el relleno hidráulico. FS > 1.5. ...	50
Figura 19. Diseño idealizado del corte y relleno ascendente convencional.	51

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 20. Corte y relleno ascendente mecanizado en 3 vistas.	53
Figura 21. Perforación horizontal con jumbo.	54
Figura 22. Ciclo de Minado - Voladura (1 hora de carguío del frente).	54
Figura 23. Limpieza con scooptram de 4 yd ³	55
Figura 24. Sostenimiento con robot lanzador apoyado del mixer.	55
Figura 25. Acarreo con scooptram de 4 yd ³	56
Figura 26. Ciclo de minado – dimensiones cámara de carguío.	56
Figura 27. Carguío con scooptram de 6 yd ³ a los volquetes de 25 Tn.	56
Figura 28. Circuito de planta de Relleno Hidráulico.	62
Figura 29. Designación y nomenclatura de las bombas Hidrostal.	63
Figura 30. Bomba Hidrostal.	64
Figura 31. Bomba Hidrostal en planta de relleno hidráulico.	64
Figura 32. Panel informativo de la bomba y válvula de control.	64
Figura 33. Bomba Feluwa en la planta de relleno hidráulico CMH.	66
Figura 34. TDF y tablero de control de la bomba Feluwa (440 V).	66
Figura 35. Bomba ASH en planta de relleno hidráulico CMH.	67
Figura 36. Balanza Marcy.	68
Figura 37. Discos intercambiables según peso específico de los sólidos.	68
Figura 38. Organigrama de relleno hidráulico CMH.	89

LISTA DE ABREVIATURAS

%	Tanto por cada 100 unidades.
<	Menor que.
>	Mayor que.
≤	Menor o igual que.
≥	Mayor o igual que.
° C	Grados Celsius.
3D	Tres dimensiones.
4'	Pie.
4"	Pulgada.
a	Grupo Ambo.
abr.	Abril.
Acum. (-)	Acumulado negativo.
Acum. (+)	Acumulado positivo.
ago.	Agosto.
Ak	Alimak.
am	Antes del mediodía.
aprox.	Aproximadamente.
As	Arsénico.
ASTM	American Society of Testing Materials (Asociación Americana de Ensayo de Materiales).
ATSA	Aero Transporte S. A.
Au	Oro.
Bach.	Bachiller.
c	Grupo Copacabana.
c/u	Cada uno.
Cant.	Cantidad.
CDR	Código dentro de rango
CF.	Costos fijos.
CFM	Cubic feet per minute (Pies cúbicos por minuto).
Ch	Chimenea.
cho	Formación Chota.

LISTA DE ABREVIATURAS

Ci	Carbonífero inferior.
CI-JRI	Centro de Investigación Juan Rayo Ingenieros.
Cm	Complejo Marañón.
cm	Centímetro.
cm ²	Centímetro cuadrado.
cm ³	Centímetro cúbico.
CMH	Consortio Minero Horizonte.
CN ⁻	Cianuro.
Conf.	Confinamiento.
CONSEM	Construcciones y Servicios Múltiples.
cr	Formación Crisnejas.
Cu	Coeficiente de uniformidad.
Cump.	Cumplimiento.
Cx	Crucero.
d	Diámetro.
D.S.	Decreto Supremo.
D10	Hidrociclón de 10 pulgadas de diámetro.
D15	Hidrociclón de 15 pulgadas de diámetro.
Dh	Distancia horizontal.
dic.	Diciembre.
DIN	Deutsches Institut für Normung (Instituto Alemán de Normalización).
Dv	Distancia vertical.
E	Este.
e	Relación de vacíos.
E. I. R. L.	Empresa Independiente de Responsabilidad Limitada.
EACH	Empresa Administradora Chungar.
Ej.	Ejemplo.
Ejec.	Ejecutado.
ene.	Enero.
EO	Estándar operativo.

LISTA DE ABREVIATURAS

EPP's	Equipos de protección personal.
etc.	Etcétera.
F	Formato
Fe	Hierro.
feb.	Febrero.
FS	Factor de seguridad.
<i>g</i>	Aceleración de la gravedad.
g	Gramo.
GG.	Gatos generales.
go	Grupo Goyllarisquizga.
GPa	Gigapascal.
GSI	Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica).
h	Hora.
HDPE	High Density Polyethylene (Polietileno de alta densidad).
HP	Horse Power (Caballo de fuerza).
HQ	Diámetro de testigo en perforación Diamantina (63.5 mm).
ICBA	Ingeniería de Ciclones, Bombas y Automatización.
Inc.	Incorporated (Corporación).
Ing.	Ingeniero.
INGEMMET	Instituto Geológico Minero y Metalúrgico.
ISO	International Organization for Standardization (Organización Internacional de Estandarización).
jul.	Julio.
jun.	Junio.
K/Ar	Datación Potasio-Argón.
Kg	Kilogramo.
Kgf	Kilogramo-Fuerza.
Ki	Cretácico inferior.
Km	Kilómetro.
KN	Kilonewton.
L	Litro.
LL. BB. SS.	Leyes y beneficios sociales.

LISTA DE ABREVIATURAS

LPM	Límites permisibles máximos.
μ	Micra.
m	Metro.
M. Cs.	Maestro en Ciencias.
m.c.l.	Metros por columna de líquido.
m.s.n.m.	Metros sobre el nivel del mar.
m ²	Metro cuadrado.
m ³	Metro cúbico.
Ma	Millón de años.
mar.	Marzo.
may.	Mayo.
MEM	Ministerio de Energía y Minas.
mi	Grupo Mitu.
MINAM	Ministerio del Ambiente
mm	Milímetro.
MPa	Megapascal.
N	Norte.
N°	Número.
NE	Norte-Este.
nov.	Noviembre.
NQ	Diámetro de testigo en perforación Diamantina (47.6 mm).
NS	Norte-Sur.
Nv	Nivel.
NO	Norte-Oeste.
oct.	Octubre.
Oz	Onza.
P.U.	Precio unitario.
PA	Potencial de acidez.
Pa	Pascal.
Pág.	Página.
Pb	Plomo.
Pe	Precámbrico.

LISTA DE ABREVIATURAS

Pb	Plomo.
Pe	Precámbrico.
PE	Polyethylene (Polietileno).
PETS	Procedimiento de Trabajo Seguro.
pH	Potencial de hidrogeniones.
Pi	Pérmico Inferior.
pm	Pasado del mediodía.
PN	Presión nominal.
Pn	Potencial de neutralización.
Prod.	Producción.
Prog.	Programado.
Ps	Permiano Superior.
pu	Grupo Pucará.
PUCP	Pontificia Universidad Católica del Perú.
Q	Caudal.
RB	Rase Boring.
Recp.	Recuperación.
RH	Relleno hidráulico.
RMR ₈₉	Rock Mass Rating (Clasificación de la masa rocosa) 1989.
RNG	Raúl Navarro Grau.
Rp	Rampa.
S	Sur.
s	Segundo.
S. A.	Sociedad Anónima.
S. A. A.	Sociedad Anónima Abierta.
S. A. C.	Sociedad Anónima Cerrada.
s.f.	Sin fecha.
S/.	Sol (moneda peruana).
SDR	Relación dimensional estándar.
SE	Sur-Este.
set.	Setiembre.
SI	Sistema Internacional de Unidades.

LISTA DE ABREVIATURAS

SN	Sur-Norte.
SO	Sur-Oeste.
TDF	Tablero de fuerza.
Tji	Triásico Jurásico.
Tm-VI	Volcánicos Lavasen.
TMD	Toneladas métricas día.
TMH	Toneladas métricas húmedas.
TMS	Toneladas métricas secas.
Tn	Tonelada.
U.E.A.	Unidad Económicamente Activa.
U/Pb	Datación Uranio-Plutonio.
UNC	Universidad Nacional de Cajamarca.
Und.	Unidad.
UNSA	Universidad nacional San Agustín.
UNT	Universidad Nacional de Trujillo.
US\$	Dólares americanos.
UTM	Universal Transverse Mercator (Sistema de coordenadas universal transversal de Mercator).
v	Velocidad.
V	Volumen.
vp	Velocidad de percolación.
O	Oeste.
Zn	Zinc.
ε	Rugosidad.
ρ	Densidad.
σ_1	Esfuerzo principal mayor.
σ_3	Esfuerzo principal menor.
τ_w	Esfuerzo cortante.
ω	Humedad.

RESUMEN

La Unidad Económicamente Activa Parcoy de Consorcio Minero Horizonte, está ubicada en el distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad. Consorcio Minero Horizonte atraviesa una etapa de recesión producto de los bajos valores de las leyes de cabeza y el desfase de las principales vetas, ha implementado dos planes para sostener el costo de los avances y de la infraestructura: la recuperación de pilares y la reactivación de minado. La mina Encanto en sus cotas superiores es una zona con potencial de reactivación y se planea minarla utilizando el método de corte y relleno utilizando relleno hidráulico. Para acceder se ingresará mediante rampas positivas que aumentará la cota y la red de tuberías debe vencer la resistencia de columna vertical de carga. Se cuenta con dos bombas Feluwa y Ash con un caudal de bombeo de salida inversamente proporcional a su presión efectiva. El objetivo de esta investigación fue aplicar el relleno hidráulico para lograr la reactivación de la mina Encanto en la Unidad Económicamente Activa Parcoy de Consorcio Minero Horizonte, para lo cual se realizó el análisis físico y químico del relave obtenido en la clasificación de planta de relleno hidráulico, se estudió la infraestructura y geometría de las labores de la zona y por último se analizó los costos, productividad e impacto medioambiental. Se obtuvo un coeficiente de uniformidad de 5.24 y una velocidad de percolación de 6.03 con un pH de 7.97 y un potencial de neutralización de 11.35. Desde superficie hasta el crucero 2324, se analizó 10 tramos de red troncal con un total de 1566 m y en la rampa 2352 positiva de 1414 m. El diámetro de la tubería de polietileno de alta densidad será de 4" y se utilizará la bomba Feluwa. Se logrará disminuir en US\$ 0.95 el costo unitario de relleno hidráulico y se aumentará la producción en un 24.50 %.

Palabras claves: Relleno hidráulico, planta de relleno hidráulico, pulpa de relave, percolación, minería subterránea, corte y relleno, reactivación de minado.

ABSTRACT

The Parcoy Economically active Unit of Consorcio Minero Horizonte, is located in the district of Parcoy, province of Pataz, department of La Libertad. Consorcio Minero Horizonte is going through a recession stage due to the low values of the head laws and the lag of the main veins; it has implemented two plans to support the cost of advances and infrastructure: pillar recovery and reactivation of mining. The Encanto mine on its upper levels is an area with reactivation potential and it is planned to undermine it using the method of cutt and fill using hydraulic backfill. To access it will be entered through positive ramps that will increase the elevation and the pipe network must overcome the resistance of vertical load column. There are two Feluwa and Ash pumps with an output pump flow inversely proportional to their effective pressure. The objective of this investigation was to apply the hydraulic backfill to achieve the reactivation of the Encanto mine in the Parcoy Economically active Unit of Consorcio Minero Horizonte, for which the physical and chemical analysis of the tailings obtained in the hydraulic backfill plant classification was performed, the infrastructure and geometry of the labor in the zone was studied and finally the costs, productivity and impact were analyzed environmental. A uniformity coefficient of 5.24 and percolation speed of 6.03 were obtained with a pH of 7.97 and a neutralization potential of 11.35. From the surface to cross 2324, 10 sections of the backbone network were analyzed with a total of 1566 m and in the ramp 2352 positive of 1414 m. The diameter of the high-density polyethylene pipe will be 4 " and the Feluwa pump will be used. The unit cost of hydraulic backfill will be reduced by US \$ 0.95 and production will increase by 24.50.

Key Words: Hydraulic backfill, hydraulic backfill plant, tailings pulp, percolation, underground mining, cut and fill, reactivation of mining.

CAPÍTULO I.

INTRODUCCIÓN

La U.E.A. Parcoy CMH está ubicada en el distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad. Actualmente, CMH atraviesa una etapa de recesión producto de los bajos valores en las leyes de cabeza en la profundización y el desfase de las principales vetas, siendo necesario avanzar más de 800 m c/u de las 3 rampas principales para volver a interceptar el mineral económicamente rentable. Por tanto, ha implementado dos planes para sostener el costo de los avances y de la infraestructura de la profundización: la recuperación de pilares y la reactivación de labores minadas años anteriores en los niveles superiores y paralizados en su momento. La mina Encanto en sus cotas superiores es una de las zonas con potencial de reactivación; se planea minarla con el método de corte y relleno, utilizando relleno hidráulico para aumentar la producción y alcanzar una mejor rentabilidad económica por tonelada minada.

Por otro lado, la red de tuberías en la profundización recorre tramos verticales descendentes y horizontales considerables, pero columnas verticales ascendentes de menor consideración (máximo 30 m en las basculantes) que no ofrecen mayor resistencia al circuito. Para acceder a la parte alta de la mina Encanto se ingresará mediante rampas positivas que aumentará la cota en 140 m, por tanto, la red de tuberías a instalar debe vencer la resistencia de columna vertical de carga, considerando que la vertical descendente será menor a 400 m. Se cuenta con dos bombas Feluwa y Ash con caudal de bombeo de 45.50 y 58.80 m³/h respectivamente, pero con presión efectiva inversamente proporcional a su caudal.

El problema se plantea en: ¿Cómo aplicar el relleno hidráulico para lograr la reactivación de la mina Encanto en la U.E.A. Parcoy de la empresa Consorcio Minero Horizonte S. A.?, cuya hipótesis es: La aplicación de relleno hidráulico en reactivación de la zona alta de la mina Encanto la U.E.A. Parcoy de la empresa Consorcio Minero Horizonte S. A., aumenta la producción y rentabilidad económica al menos en 15 %.

La justificación de la tesis busca aplicar el método de corte y relleno de manera eficiente y rellenar los espacios minados con relleno hidráulico para reactivar la zona alta de la mina Encanto con una alta efectividad, lograr un minado continuo sin dejar puentes, disminuir la inestabilidad de los bloques encajonantes, minimizar la caída y estallido de rocas, aumentar la producción y alcanzar una mejor rentabilidad económica. Se aplicarán los fundamentos de mecánica de fluidos para lograr transportar la pulpa de relave por tuberías y rellenar el laboreo producto de la explotación de la mina Encanto. Además, se contribuirá con el retorno de relave producto del proceso de flotación como relleno a interior mina, aumentando la vida útil de la relavera de Alpamarca. El proyecto comprende el estudio de las propiedades físicas e hidráulicas de la pulpa de relave que se usará para el relleno de las labores subterráneas minadas entre los niveles 2300 y 2400, zona alta de la mina Encanto de U.E.A. Parcoy CMH, según el planeamiento de minado a mediano plazo (2020). El período de recolección de información comprende 6 meses de duración a partir de febrero de 2019.

El objetivo general es aplicar el relleno hidráulico para lograr la reactivación de la mina Encanto en la U.E.A. Parcoy de la empresa Consorcio Minero Horizonte S. A., teniendo como objetivos específicos:

- Describir y analizar las características físicas y químicas de la pulpa de relave.
- Determinar la red de tubería y la bomba a utilizar.
- Cumplir con el requerimiento de relave apto para relleno hidráulico.
- Demostrar la rentabilidad económica de la aplicación de relleno hidráulico.

Se desarrolla en cinco (05) capítulos: El Capítulo I contiene el planteamiento del problema, justificación, delimitación y objetivos planteados de la investigación. Los antecedentes teóricos a modo de estado del arte, se detallan en el Capítulo II, las bases teóricas y definición de términos básicos también forman parte de este capítulo. En el Capítulo III se detalla el procedimiento, análisis y tratamientos de datos y, por último, los resultados de la investigación. El análisis y discusión de resultados se describen y explican en el Capítulo IV, y el Capítulo V contiene las conclusiones y recomendaciones finales.

CAPÍTULO II.

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes teóricos de la investigación

2.1.1. Antecedentes internacionales

Vives (2015) en su obra: Evaluación técnica y económica de una mina subterránea utilizando relleno cementado (tesis de pregrado) Universidad de Chile, Santiago de Chile; menciona que en el Centro de Investigación JRI, surgió la inquietud de diseñar y evaluar técnica y económicamente un caso real de explotación de un pórfido de cobre chileno. El objetivo principal fue realizar el diseño de una mina subterránea utilizando relleno de relaves cementados para aumentar la recuperación de mineral con condiciones de estabilidad segura, extender la vida útil de la mina y minimizar la subsidencia ocasionada por la explotación minera. Concluye que el uso de relleno de relaves cementado en una mina de cobre chilena es factible, siendo posible implementarla en yacimientos de otros minerales y en otros lugares de Sudamérica. Además, esta tecnología agrega valor al negocio incrementando los beneficios económicos, la vida útil de la explotación, y reduce el tonelaje de relaves que debe conducirse y depositarse en tranques de relaves.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Choquehuanca (2015) en su obra: Aplicación de relleno hidráulico en el método de corte y relleno ascendente zona Animas – Minera Bateas (Tesis de pregrado). UNSA, Arequipa; demuestra que mediante la aplicación de relleno hidráulico se logra reducir la inestabilidad durante la explotación de la Veta Animas. Nos muestra el método de clasificación del relave empleado para el relleno hidráulico de la veta Animas, para lograr aumentar la producción de 562 a 1300 TMH/día. También, se enfoca en las mejoras ajustables a su sistema para optimizar el proceso. Finalmente, mediante factores financieros demuestra la viabilidad del proyecto gracias a la aplicación de relleno hidráulico.

Mendieta (2014) en su obra: Optimización de los costos operativos en la unidad Cerro Chico (Tesis de pregrado). PUCP, Lima; resalta la necesidad de la reducción de los costos operativos de la explotación de un yacimiento mediante un minado más efectivo y la reducción de consumo de materiales de sostenimiento pasivo (cuadros de madera y cimbras metálicas). Enfoca su investigación en la reducción de costos implementado el relleno hidráulico cementado, lográndose optimizar los costos operativos gracias a un nuevo método de minado, la implementación del sostenimiento mecanizado y los resultados de los ensayos de las probetas de relleno hidráulico cementado se obtuvieron parámetros de seguridad donde el factor de seguridad es mayor a 1, por ende, es factible su aplicación.

2.1.3. Antecedentes locales

Rodríguez (2017) en su obra: Optimización del sistema de relleno hidráulico mediante la implementación de una tercera línea en la red de tubería de relleno hidráulico en la empresa Consorcio Minero Horizonte S. A., 2016 (Tesis de pregrado) UNT, Trujillo; implementa una tercera línea de tubería para rellenar labores abandonadas para evitar el traslado de tubería, además alargaría la vida útil de la relavera, ya que se rellenarán labores consideradas como pasivos. Divide su investigación en tres etapas: el mapeo de la red actual de tuberías, determinación de las propiedades físicas del relave y, por último, analiza los tiempos muertos generados en el traslado de tubería. Concluye definiendo la factibilidad del proyecto medido en el aumento de volumen rellenado, aumentando la vida útil de la relavera.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Relleno hidráulico

La terminación relleno hidráulico se refiere al transporte de una mezcla de sólidos en un líquido que obtiene propiedades hidráulicas (Santiváñez 2009).

Debe contener propiedades que consienta el transporte a través de tuberías hasta las labores minadas (Rodríguez 2017).

Diseñar un sistema de relleno hidráulico implica consideraciones como las características geomecánicas del terreno y esfuerzos circundantes de la labor minada, el análisis del abastecimiento de relave de la planta, el diseño operacional de las densidades de pulpa, los requerimientos de impacto ambiental, clasificación, permeabilidad óptima y la impulsión por gravedad o bombeo (Ortiz 2015).

Las aplicaciones del relleno hidráulico son: minimizar o evitar la subsidencia estabilizando el macizo rocoso; reducir el desplazamiento de las cajas y disminuir los estallidos de roca; favorecer la recuperación de pilares y proporcionar una plataforma de trabajo (Choquehuanca 2015).

La aplicación del relleno hidráulico permite la explotación mediante métodos de alta recuperación y selectividad, aumentando la productividad, versatilidad y fluidez del ciclo de minado, disminuyendo el periodo no productivo del ciclo de minado. Al utilizar relaves de flotación, el costo operacional es cero, ya que es cargado a la planta concentradora. Además, el transporte por tuberías es más económico, veloz y eficiente que cualquier otro medio y la diferencia de nivel entre la entrada y descarga permite transportar el relleno horizontalmente (Mallqui 2009).

Por otro lado, presenta desventajas. Se deben mantener en buen estado las cunetas porque se envía de 25 a 35 m³/h de agua en promedio y los finos de relleno son arrastrados en la filtración, obstruyéndolas y ocasionando problemas en el drenaje. El derrame, obstrucción y atoramiento en tuberías por altas densidades de la pulpa, por desacople o roturas de tuberías, fugas de relleno hidráulico por rotura de la tela poliyute y de los postes de las barreras, son problemas habituales cuando no se aplican adecuadamente los procedimientos (Rodríguez 2017).

Al producirse un vacío debido a los trabajos de explotación, este repercute sobre las capas del techo y la superficie del terreno, dependiendo de la calidad de la roca, del tamaño y de la profundidad de la excavación, lo cual permite diseñar las áreas, direcciones, sostenimientos y relleno de las labores minadas (Mendieta 2014).

Los sólidos transportados deben poseer ciertas características físicas, como granulometría apropiada, porcentaje de sólidos en pulpa, velocidad de transporte superior a la velocidad crítica de sedimentación, entre otras más (Mendieta 2014).

La pulpa al ser depositada en las labores debe poseer propiedades adicionales como son una velocidad de percolación apropiada y grado de cohesión para el soporte de los esfuerzos circundantes. Así mismo, debe poseer estabilidad química para evitar la formación de aguas ácidas por la presencia de pirita en su proceso de oxidación del sulfuro y lixiviación de los metales asociados (Mendieta 2014).

2.2.1.1. Mezclas heterogéneas, mezclas de 2 fases y la pulpa de relave.

Una mezcla es una combinación de dos o más sustancias en la que estas conservan sus propiedades. No poseen composición constante, por tanto, las muestras de aire obtenidas en distintas ciudades probablemente diferirán en su composición a causa de diferencias de altitud o contaminación atmosférica. Pueden ser homogéneas o heterogéneas (Chang 2010).

Una pulpa es un fluido que comprende dos fases: una sólida o transportada y una líquida o transportante. En tal caso, se habla de una mezcla heterogénea porque su composición no es uniforme. Cualquier mezcla, sea homogénea o heterogénea, se puede formar y luego separar por medios físicos sin cambiar la identidad de tales componentes, después de la separación, los componentes de la mezcla tendrán la misma composición y propiedades que al principio (Ortiz 2015).

Se denomina hidráulico al relleno por la manera de transportarlo, en forma de pulpa (mezcla heterogénea) a través de tuberías, haciendo uso de un fluido dinámico energizado (el agua), y que se comportará como vehículo de transporte. 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. El proceso de lodización (adición de la fase líquida); tiene por finalidad la formación de pulpa mediante la adición de agua. Este proceso se efectúa en un agitador donde los sólidos son mezclados con el agua una vez que el relave (sólidos) haya sido transportado desde la planta concentradora. El lodo formado conserva su individualidad, es decir, que el líquido y las partículas sólidas se comportan de una manera independiente (Ortiz 2015).

2.2.2. Parámetros físicos de la pulpa de relave

Existen características físicas que definen a una pulpa y que básicamente dependen de la cantidad de partículas sólidas que albergan, de la densidad de estas y de la densidad del líquido transportante (López 2014).

2.2.2.1. Concentración de sólidos en peso

Es la relación que existe entre el peso de la fase sólida con respecto a toda la mezcla, según la ecuación (López 2014):

$$C_w = \frac{C_v \times \rho_s}{\rho_m} = \frac{C_v \times \rho_s}{C_v \times \rho_s + (100 - C_v)} \quad \text{Ecuación 01}$$

C_v : concentración de sólidos en volumen.

C_w : concentración de sólidos en peso.

ρ_s : densidad de los sólidos (Kg/m³).

ρ_m : densidad de la pulpa (Kg/m³).

ρ_L : densidad del líquido (Kg/m³).

CL_w : concentración de líquido en peso.

CL_v : concentración de líquido en volumen.

2.2.2.2. Concentración sólidos en volumen

Es la relación entre el volumen de sólidos con respecto al volumen total de la mezcla, según la ecuación (López 2014):

$$C_v = \frac{C_w \times \rho_m}{\rho_s} = \frac{C_w / \rho_s}{C_w / \rho_s + (1 - C_w) / \rho_L} \quad \text{Ecuación 02}$$

De la Ecuación 01 y Ecuación 02 se desprenden las ecuaciones (Rodríguez 2017):

$$CL_w = 1 - C_w \quad \text{Ecuación 04}$$

$$CL_v = 1 - C_v \quad \text{Ecuación 03}$$

2.2.2.3. Densidad de pulpa en función a concentraciones de peso y volumen

El concepto de densidad en una pulpa se entiende como el cociente de la masa y el volumen de pulpa existente. Muchas veces es relacionarlo con otros parámetros como la concentración en peso, concentración en volumen y la densidad de las fases. Se expresa según la siguiente ecuación (López 2014):

$$\rho_m = \frac{C_v \times \rho_s}{C_w} = \frac{1}{C_w / \rho_s + (1 - C_w) / \rho_L} \quad \text{Ecuación 05}$$

Es usual expresar este parámetro como gravedad específica, se obtiene de dividir la densidad de la pulpa con la densidad del agua. Así, se plantea una nueva ecuación (López 2014):

$$S_m = \frac{\rho_m}{\rho_L} = \frac{C_v \times S_s}{C_w} \quad \text{Ecuación 06}$$

S_m : gravedad específica de la pulpa.

S_s : gravedad específica de los sólidos.

S_L : gravedad específica del líquido.

Tabla 01. Resumen de fórmulas de los parámetros físicas.

Parámetro	En función de:		
	C_v	C_w	S_m
C_v	Igual	$\frac{S_L \times C_w}{S_s - (S_s - S_L) \times C_w}$	$\frac{S_m - S_L}{S_s - S_L}$
C_w	$\frac{S_s \times C_w}{S_L + (S_s - S_L) \times C_v}$	Igual	$\left(\frac{S_m - S_L}{S_s - S_L}\right) \times \frac{S_s}{S_m}$
S_m	$S_L + (S_s - S_L) \times C_v$	$\frac{S_L \times C_w}{S_s - (S_s - S_L) \times C_w}$	Igual

Fuente: López 2014.

2.2.3. Reología de las pulpas de relave

La Reología estudia los principios físicos que regulan el movimiento de los fluidos y su deformación. Estos principios están ligados al comportamiento que tiene los fluidos en movimiento, con respecto al gradiente de velocidad, al esfuerzo de corte aplicado y a la viscosidad. Para entender cómo se relacionan estos parámetros, se puede imaginar un fluido entre dos grandes láminas y suponer que se le aplica movimiento a la lámina inferior, como muestra la Figura 01. La fuerza de cizallamiento aplicada generará una deformación, mientras que el flujo de cantidad de movimiento se transmitirá capa por capa en estado estacionario y será dependiente del gradiente de velocidad (López 2014).

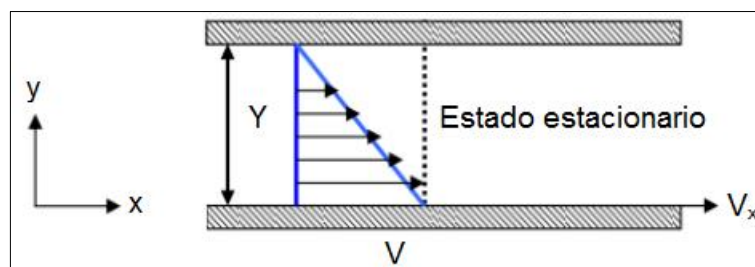


Figura 01. Modelo de viscosidad en estado estacionario.

Fuente: López 2014.

Así, la viscosidad será determinada por la dependencia existente entre el esfuerzo de corte y el gradiente de velocidad. Esta dependencia genera una clasificación entre pulpas que obedecen la ley de viscosidad de Newton o pulpas Newtonianas y las que no (pulpas no Newtonianas) (López 2014).

2.2.3.1. Viscosidad aparente y efectiva

Viscosidad es la interacción entre el esfuerzo de corte y el gradiente de velocidad, según la ecuación (López 2014):

$$\mu_a = \frac{\tau}{\dot{\gamma}} \quad \text{Ecuación 07}$$

μ_a : viscosidad aparente (constante para fluidos newtonianos) (Pa x s).

τ : esfuerzo cortante aplicado a una determinada altura (Pa).

$\dot{\gamma}$: gradiente de velocidad o ratio de corte (1/s).

μ_a es constante para fluidos newtonianos, sin embargo, para fluidos no newtonianos esta dependerá del gradiente de velocidad. La viscosidad efectiva o local, tiene el mismo sustento que la aparente, pero discretizado en un diferencial de esfuerzo aplicado. Se define como (López 2014):

$$\mu_1 = \frac{\partial \tau}{\partial \dot{\gamma}} \quad \text{Ecuación 08}$$

μ_1 : viscosidad efectiva (Pa x s).

$\partial \tau$: diferencial de esfuerzo cortante aplicado a una determinada altura (Pa).

$\partial \dot{\gamma}$: diferencial de gradiente de velocidad o ratio de corte (1/s).

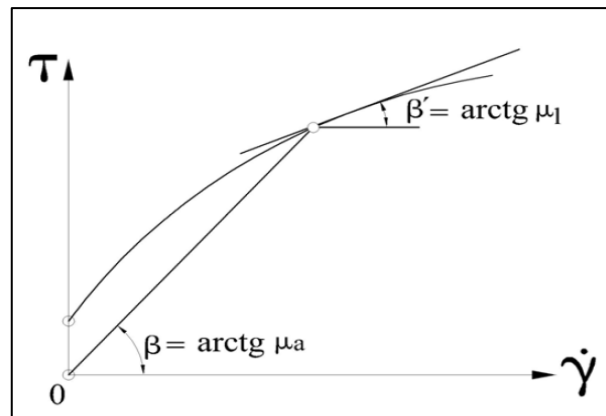


Figura 02. Viscosidad aparente y efectiva.

Fuente: López 2014.

En la Figura 02 se pueden apreciar las dos viscosidades, la aparente como viscosidad secante y la efectiva como tangente. Para el caso específico de un flujo de fluido en el interior de una tubería, bajo un diferencial de presiones aplicadas en una longitud determinada, el esfuerzo cortante generado en las paredes se define por equilibrio de fuerzas mediante la Ecuación 09 (López 2014).

$$\tau = \frac{\Delta p \times d}{4L} \quad \text{Ecuación 09}$$

τ : esfuerzo cortante (Pa).

Δp : diferencia de presiones (Pa).

d : diámetro (m).

L : longitud de la tubería (m).

Según la teoría de Poiseville para régimen laminar, la diferencia de presiones se define mediante la siguiente ecuación (López 2014):

$$\Delta p = \frac{32\mu_a \times L \times v}{d^2} \quad \text{Ecuación 10}$$

- Δp : diferencia de presiones (Pa).
 μ_a : viscosidad aparente (Pa x s).
 L: longitud de la tubería (m).
 v: velocidad media (m/s).
 d: diámetro (m).

Luego, si se reemplaza la Ecuación 09 en la Ecuación 08, se obtiene la Ecuación 10 y, comparándola con la Ecuación 07, se puede obtener la expresión dada en la Ecuación 11 para calcular el gradiente de velocidad o ratio de corte.

$$\tau = \frac{8\mu_a \times v}{d} \quad \text{Ecuación 11}$$

- τ : esfuerzo cortante (Pa).
 μ_a : viscosidad aparente (Pa x s).
 d: diámetro (m).
 v: velocidad media (m/s).

$$\partial v / \partial y = \frac{8v}{d} \quad \text{Ecuación 12}$$

- ∂v : diferencial de gradiente de velocidad o ratio de corte (1/s).
 v: velocidad media (m/s).
 d: diámetro (m).
 $\partial v / \partial y$: cambio de velocidad respecto a la distancia (gradiente de velocidad) (1/s).

2.2.3.2. Pulpas Newtonianas

Cumplen con el modelo de viscosidad enunciado por Newton y tienen origen en la existencia de un gradiente de velocidad que se incrementa linealmente mientras mayor sea el esfuerzo cortante aplicado. La viscosidad en estas pulpas es

constante respecto del esfuerzo de corte aplicado, su alteración solo dependerá de la presión y temperatura del fluido, se expresa:

$$\tau = \mu \frac{\partial v}{\partial y} \quad \text{Ecuación 13}$$

τ : esfuerzo cortante a una altura “y” (Pa).

μ_a : viscosidad aparente (Pa x s).

$\partial v/\partial y$: cambio de velocidad respecto a la distancia (gradiente de velocidad) (1/s).

2.2.3.3. Pulpas No Newtonianas

No obedecen la ley de la viscosidad, la viscosidad no permanece constante y el esfuerzo de corte aplicado no es lineal con la gradiente de velocidad, pero sigue existiendo dependencia. La variación del comportamiento de estas propiedades dependerá de la naturaleza del fluido. Se definen con la Ecuación 14 (López 2014).

$$f(\tau) = \frac{\partial \gamma}{\partial t} \quad \text{Ecuación 14}$$

τ : esfuerzo cortante aplicado (Pa).

γ : o $\partial v/\partial y$: gradiente de velocidad (1/s).

t: tiempo (s).

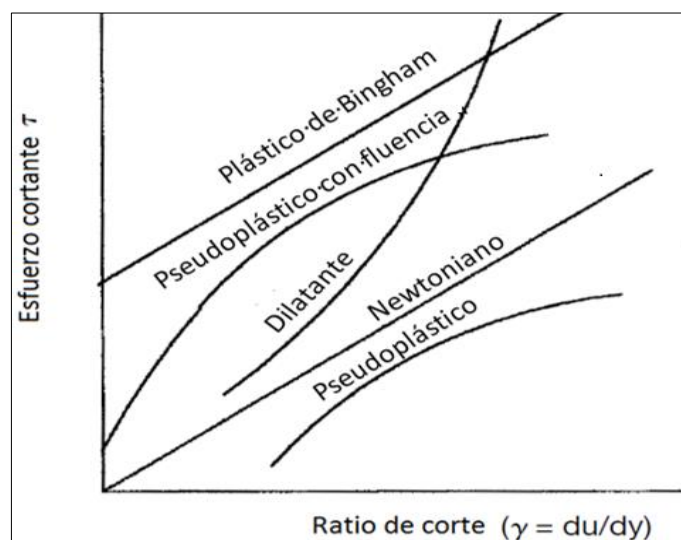


Figura 03. Curvas teóricas de ratio de corte y esfuerzo cortante para pulpas.

Fuente: López 2014.

Dentro de esta categoría, existe una clasificación de pulpas que dependen de la forma que tome la función de la Ecuación 14 y que se reflejará en las curvas de esfuerzo de corte y radio cortante como se muestra en la Figura 03. A continuación, se detallan las más comunes (López 2014).

La pulpa tipo plástico Bingham solicita un esfuerzo de corte inicial que debe ser superado para superar el umbral e iniciar el movimiento, a partir de ese punto, el fluido adopta un comportamiento similar al newtoniano. El modelo matemático que define este tipo de pulpa se muestra en la Ecuación 15 (López 2014).

$$\tau - \tau_0 = \eta \frac{\partial \gamma}{\partial t} \quad \text{Ecuación 15}$$

- τ : esfuerzo cortante aplicado (Pa).
- τ_0 : esfuerzo cortante de fluencia (Pa).
- η : Constante de rigidez (Pa x s).
- γ : o $\partial v / \partial y$: gradiente de velocidad (1/s).
- t : tiempo (s).
- $\partial \gamma / \partial t$: ratio de deformación de corte con respecto al tiempo (1/s).

El fluido pseudoplástico, es el más común dentro de los no newtonianos y su característica básica es que solicita un esfuerzo infinitesimal para iniciar el movimiento; además, el incremento del esfuerzo de corte con respecto de la gradiente de velocidad disminuye mientras mayor sea la gradiente de velocidad. El esfuerzo en función de la gradiente de velocidad se expresa mediante la ley de potencia en la Ecuación 16 (López 2014).

$$\tau_w = K \left(\frac{\partial \gamma}{\partial t} \right)^n \quad \text{Ecuación 16}$$

- K : factor de consistencia (Pa x sⁿ).
- n : índice de comportamiento.
- $\partial \gamma / \partial t$: ratio de deformación de corte con respecto al tiempo (1/s).

2.2.4. Flujo en tuberías

Las características físicas de la pulpa y el comportamiento reológico que puede presentar, es necesario exponer cómo se comporta el flujo de pulpa dentro de una tubería. Como ya se ha mencionado, la pulpa es un flujo bifásico que dentro de una tubería se muestra diferente al agua, de una sola fase. El hecho de que coexistan dos fases provocará un comportamiento dependiente de la velocidad de flujo, el tamaño de partícula, la densidad de los sólidos viscosidad, etc. (López 2014).

Para comprender el fenómeno se exponen a continuación el régimen de flujo y tipo de pulpa.

2.2.4.1. Régimen de flujo

Cuando los fluidos poseen viscosidad, existe un rozamiento interior que origina tensiones tangenciales entre las capas del fluido. Este fenómeno origina que los fluidos bajo determinadas condiciones, pueden estar en régimen laminar, turbulento o transitorio. Para determinar dentro de que régimen se encuentra un fluido se utiliza el número de Reynolds, que es el ratio que existe entre la fuerza inercial y la fuerza viscosa y se define mediante (López 2014):

$$Re = \frac{\rho \times v \times d}{\mu} \quad \text{Ecuación 17}$$

Re: número de Reynolds.

ρ : densidad (Kg/m³).

V: velocidad media del flujo (m/s).

d: diámetro (m).

μ : viscosidad dinámica (Pa x s).

Se denomina laminar, al movimiento de un fluido cuando se mueve en láminas paralelas y cada partícula de fluido sigue una trayectoria ordenada. Es típico a bajas velocidades o viscosidades altas. El perfil de velocidades para este régimen es bastante pronunciado como se observa en la Figura 04, donde la velocidad de las capas adheridas a las paredes será nula, mientras que en el centro la velocidad es mucho mayor, formando un perfil tipo paraboloides (López 2014).

El régimen turbulento es mucho más común que el anterior en sistemas hidráulicos y se caracterizan en que las partículas viajan en forma caótica, formando pequeños remolinos aperiódicos. Las capas se entrecruzan sin conservar su individualidad, entonces si se mide la velocidad instantánea en varios puntos de una sección, se observa que varía tanto en magnitud como en dirección sin ninguna regularidad, como se ve en la Figura 04, lo mismo sucederá con la presión (López 2014).

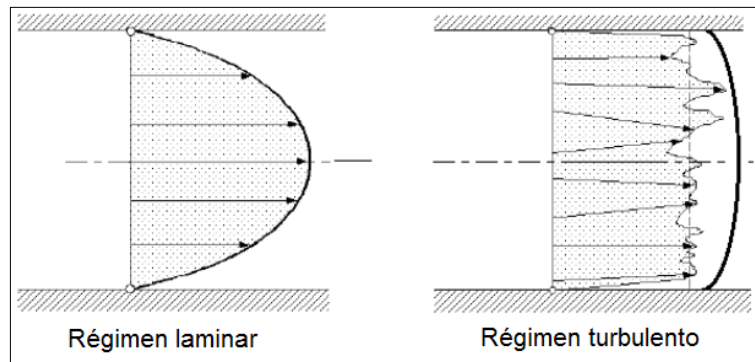


Figura 04. Régimen de flujo.

Fuente: López 2014.

Tanto para el caso de flujo laminar o turbulento se definen valores medios de velocidad y presión que generan un régimen ficticio que se conoce como movimiento o régimen medio. Este modelo no es aplicable a zonas próximas a las paredes, donde prevalece la teoría de la capa límite (López 2014).

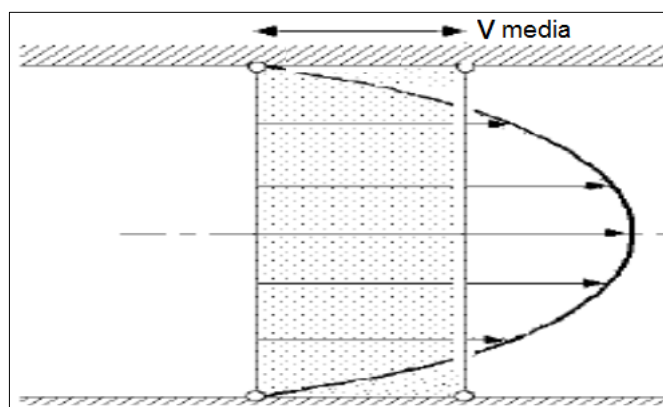


Figura 05. Régimen medio de flujo.

Fuente: López 2014.

2.2.4.2. Tipos de flujo

En la Figura 06, se muestra que para un rango de velocidades (1.2 a 2.1 m/s), se puede observar que a grandes tamaños de partículas y alta densidad de los sólidos el flujo es heterogéneo, mientras que a pequeños diámetros de partícula y baja densidad de los sólidos el flujo se hace homogéneo (López 2014).

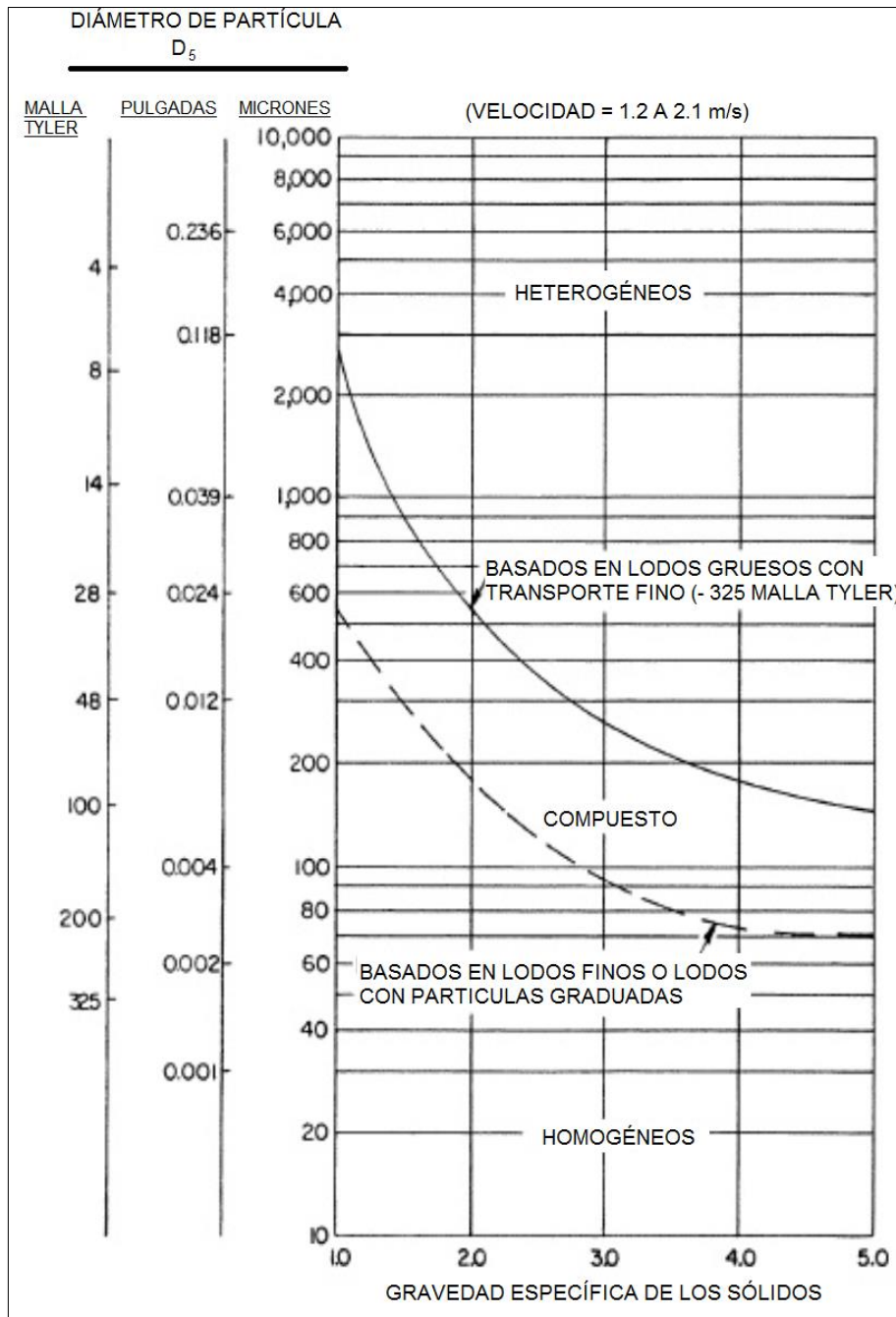


Figura 06. Clases de Pulpas.

Fuente: López 2014.

En el flujo homogéneo las partículas sólidas se encuentran uniformemente distribuidas en el medio líquido, de tal manera que la relación de la concentración en el fondo de la tubería y en un plano superior sea lo más próximo a uno. Estos flujos se caracterizan por su alta concentración en peso, entre 50 y 60 %, la cual produce que la viscosidad incremente, desarrollando en muchos casos comportamientos no newtonianos. Con respecto al tamaño de partícula de sólido, Abulnaga y otros autores definen el tamaño típico menores a 70 μm (López 2014).

Cuando se presenta flujo Heterogéneo, las partículas sólidas no están distribuidas uniformemente y existe un gradiente de concentraciones. En el caso de pulpas en tuberías, la mayor concentración se encuentra en el fondo y las más ligeras se mantienen en suspensión. Según Abulnaga, la concentración en peso de partículas para estos flujos es baja, menor a 25 %. Una característica básica de este flujo es que cada fase mantiene sus propiedades independientes de la otra (López 2014).

En el flujo con Lecho móvil, la velocidad de flujo es baja y existe un gran número de partículas gruesas, el lecho se mueve como dunas de arena. En la parte superior, las partículas se arrastran con el movimiento del flujo, produciendo que las capas superiores se muevan más rápido que las capas del fondo en una tubería horizontal. El flujo con Lecho fijo, surge cuando la velocidad del flujo disminuye, y la cama o lecho se espesa. Sin embargo, el flujo que se encuentra sobre el lecho se mueve y tratará de arrastrar las partículas de la superficie del lecho, provocando que estas rueden y salten. Como la velocidad cae, la presión se incrementará para mantener el flujo y la tubería terminará por bloquearse (López 2014).

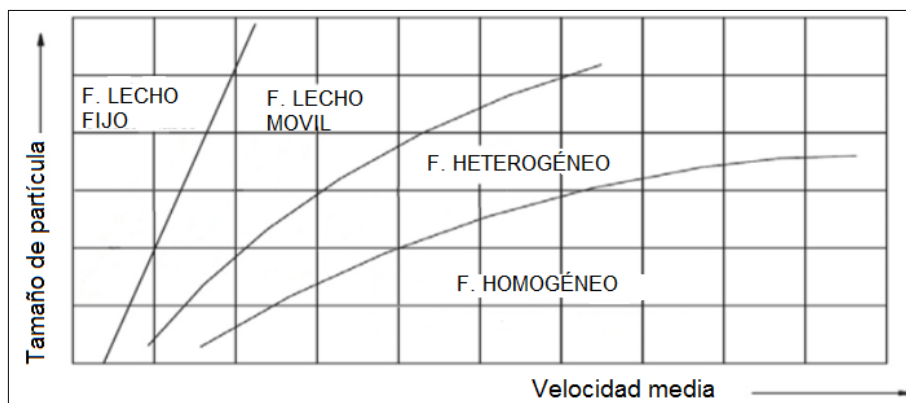


Figura 07. Tipos de flujo.

Fuente: López 2014.

2.2.5. Transporte de pulpas y pérdidas de carga

En muchos de los procesos de minería, es necesario transportar flujos de pulpa a niveles superiores o descargarlos a presiones considerables. Para esto se hace uso de bombas que dotan del caudal necesario para presurizar el flujo dentro de las tuberías. Sin embargo, la presión al inicio del sistema va variando a medida que el flujo recorre la trayectoria de la tubería (López 2014).

Esta variación surge debido a que existen pérdidas de carga por fricción entre las paredes internas de la tubería y el flujo, generando así un gradiente de presiones hasta la salida. Estas pérdidas en flujo de pulpa tienen una tendencia diferente a las del agua, considerando la existencia de partículas sólidas. Además de las pérdidas friccionales, un factor determinante cuando se transporta partículas sólidas en tuberías será la velocidad, pues si esta es muy baja las partículas sedimentarán y si es muy alta el desgaste por abrasión será mucho más acelerado (López 2014).

2.2.5.1. Ecuación de Continuidad

Se basa en la conservación de la masa del fluido a lo largo de la tubería en un mismo espacio de tiempo, se expresa con la ecuación:

$$\dot{M} = \rho_1 \times Q_1 = \rho_2 \times Q_2 \quad \text{Ecuación 18}$$

\dot{M} : flujo de masa (Kg).

ρ : densidad (Kg/m³).

Q: caudal (m³/s).

Considerando que una pulpa es un flujo incompresible, se concluye que el caudal debe ser constante a lo largo de la tubería según la ecuación:

$$Q = v_1 \times A_1 = v_2 \times A_2 \quad \text{Ecuación 19}$$

v: velocidad media (m/s).

A: área transversal al flujo (m²).

Entonces, si se requiere analizar la velocidad media para un caudal determinado que atraviesa un área transversal, se tiene:

$$v = \frac{Q}{A} \quad \text{Ecuación 20}$$

2.2.5.2. Ecuación de Bernoulli

Nace de la aplicación de la segunda ley de Newton a una partícula inmersa en una línea de corriente, dentro de un fluido newtoniano en régimen permanente. De este equilibrio de fuerzas se generaliza en un equilibrio de energía que al ser aplicado en un flujo de pulpa en una tubería generan la Ecuación 21 (López 2014).

$$(E_p + E_v + E_z)_1 + E_A = (E_p + E_v + E_z)_2 + E_E + E_f + E_m \quad \text{Ecuación 21}$$

- E_p : energía debida a la presión estática.
- E_v : energía debida a la presión dinámica.
- E_z : energía debida a altura del fluido.
- E_A : energía agregada al sistema (Ej. Bomba).
- E_E : energía extraída del sistema (Ej. Turbina).
- E_m : energía debida a la pérdida de carga en una pulpa.
- E_f : energía debida a la pérdida de carga por accesorios.

Los subíndices 1 y 2 se refieren al inicio y final de la línea de corriente que se está analizando. El equivalente a la ecuación anterior es la Ecuación 22, pero en función de los parámetros que están involucrados con cada clase de energía.

$$\frac{p_1}{\rho} + \frac{v_1^2}{2} + Z_1 g + E_A = \frac{p_2}{\rho} + \frac{v_2^2}{2} + Z_2 g + E_E + E_f + E_m \quad \text{Ecuación 22}$$

- p : presión (Pa).
- ρ : densidad (Kg/m³).
- v : velocidad media (m/s).
- Z : altura (m).
- g : aceleración de la gravedad (m/s²).

2.2.5.3. Impulsión de fluidos en un sistema hidráulico

El desplazamiento de fluidos, líquidos o gases (en ocasiones incluso con sólidos en suspensión) se desarrolla normalmente en sistemas de flujo, más o menos largos y complejos que implican conducciones rectas, generalmente cilíndricas de diámetros variados, enlazadas por uniones convenientes, curvaturas, codos y válvulas. A través de estos sistemas el fluido sólo fluye espontáneamente si su energía total disminuye en la dirección del flujo. De no ser así, habrá que comunicarle energía desde el exterior mediante dispositivos tales como bombas, en el caso de líquidos, o compresores, soplantes o ventiladores, en el caso de gases. Tal aporte de energía puede invertirse en aumentar la velocidad, la altura o la presión del fluido. La cuantía de la energía que deberá suministrarse a un fluido para conseguir su desplazamiento por un sistema determinado dependerá de su caudal, de la altura a que deba elevarse, de la presión con que se requiera al final de su recorrido, de las longitudes y diámetros de los tramos rectos de conducción, de los accidentes (ensanchamientos, estrechamientos, curvaturas válvulas y codos) y de sus propiedades físicas, fundamentalmente viscosidad y densidad (Martín et al. 2019).

2.2.5.4. Pérdida de carga

Como se puede ver en la Figura 08, la tendencia de la pérdida de carga en las pulpas es siempre mayor a la del agua y no necesariamente proporcional al cuadrado de la velocidad, como sí es el caso del agua. También se observa que, a bajas velocidades, cuando el flujo se encuentra en el régimen de lecho fijo y móvil, la caída de presión aumenta a pesar que la velocidad disminuye, debido a que el impacto de las partículas en el fondo de la tubería genera una disipación muy fuerte de energía, además de disminuir el área de flujo. Por otro lado, a altas velocidades la pulpa simula el comportamiento de un líquido (López 2014).

Desde la construcción del primer sistema de tuberías con pulpas, se han elaborado varios modelos para predecir la caída de presión en una pulpa. El fenómeno de pérdida de carga en una pulpa, no solo se presenta por la fricción entre el líquido transportante con la tubería, sino también por la energía necesaria para sustentar

las partículas en el medio líquido, así como la energía disipada por el choque entre las partículas con otras partículas y con la pared de la tubería (López 2014).

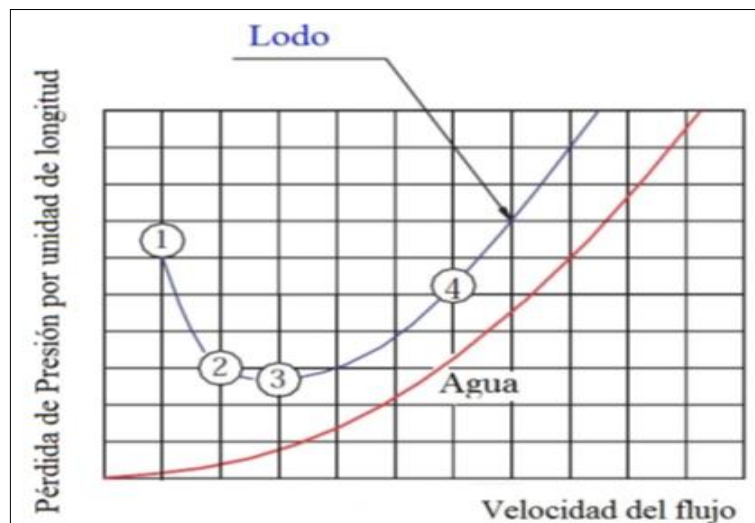


Figura 08. Pérdida de carga y velocidad de flujo.

Fuente: López 2014.

2.2.5.5. Pérdidas de carga según Hazen – Williams

Las ecuaciones que relacionan el flujo de un fluido con su caída de presión en un sistema de tuberías involucran un factor de fricción que depende del material de la tubería. La rugosidad se considera con el coeficiente C, que para tuberías de HDPE se considera 150 (Duratec s. f.).

Hazen – Williams define la pérdida de carga se según las siguientes ecuaciones:

$$h_f = 10.674 \frac{Q^{1.852}}{C^{1.852} \times d^{4.871}} \times L \quad \text{Ecuación 23}$$

$$h = 10.674 \frac{Q^{1.852}}{C^{1.852} \times d^{4.871}} \quad \text{Ecuación 24}$$

h_f : pérdida de carga (m.c.l.).

h : pérdida de carga unitaria (m.c.l./m).

Q : caudal (m^3/s).

d : diámetro interno (m).

L : longitud de la tubería (m).

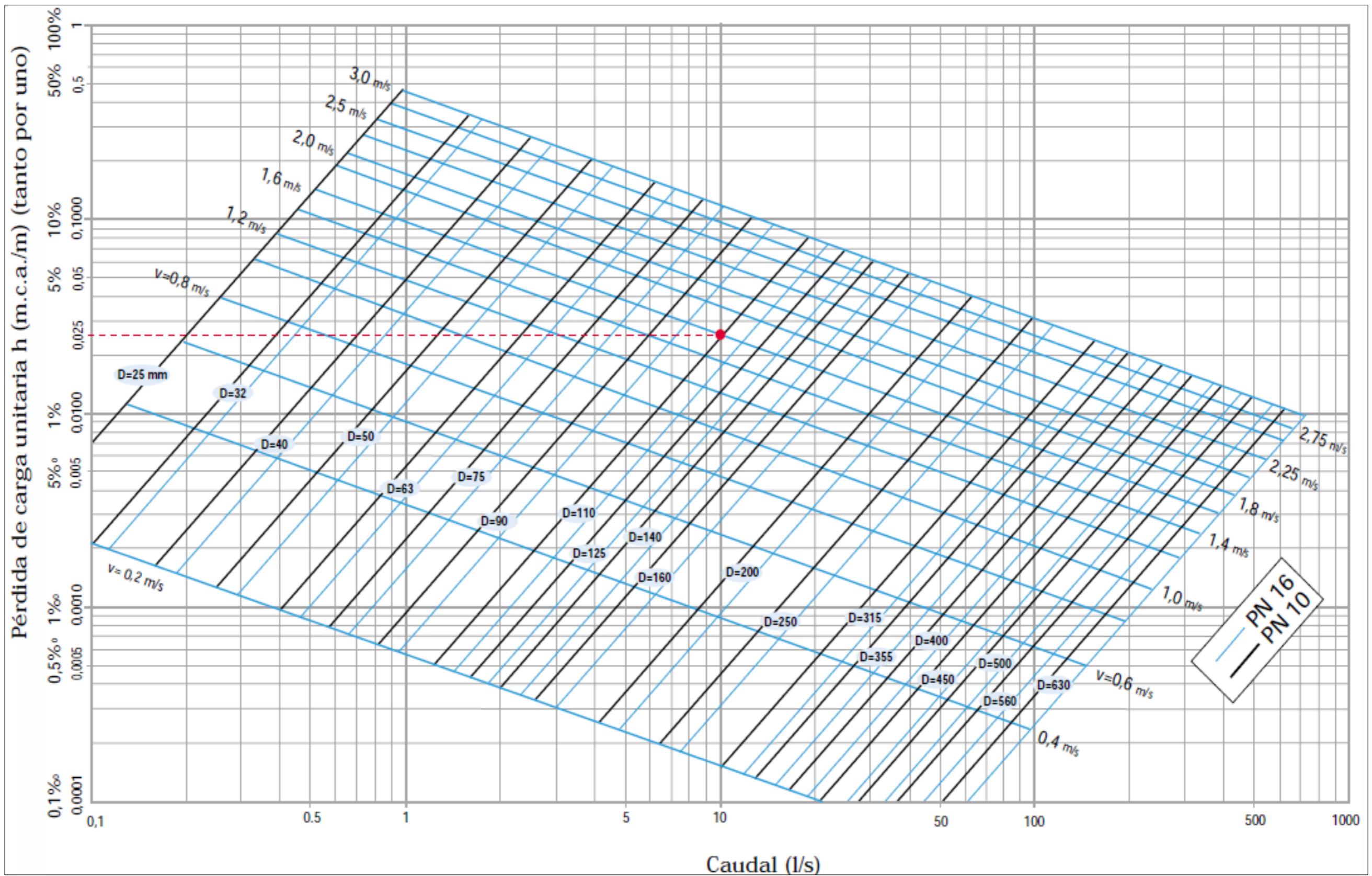


Figura 09. Ábaco tuberías HDPE PE 100 PN 10 / 16 (HAZEN - WILLIAMS).

Fuente: Duratec s. f.

En la Figura 09, se presenta un ábaco para la fórmula de Hazen - Williams, que permiten determinar directamente los valores deseados (pérdida de carga y velocidad de escurrimiento o conducción) con una muy buena aproximación, sin tener que realizar la serie de cálculos que implica la utilización de la fórmula. Es para tuberías de HDPE PE 100 dimensionadas según la norma ISO 4427 para presiones nominales PN 10 y PN 16. Cabe señalar que para entrar a los ábacos se utiliza directamente el diámetro nominal de la tubería.

2.2.5.6. Pérdida de carga por singularidad

Se originan en puntos singulares de la tubería (cambios de dirección, codos, juntas) y que se deben a fenómenos de turbulencia (Santiváñez 2009).

En la Tabla 02 se listan varios componentes comunes de sistemas de tuberías y la caída de presión asociada, expresada como una longitud equivalente de tubería recta en términos de diámetros. Al multiplicar los diámetros de longitud equivalente por el diámetro interno se obtiene la longitud equivalente de tubería. Esta longitud equivalente se suma al largo total de tubería para calcular la pérdida de carga total del sistema. Estas longitudes equivalentes se pueden considerar como buenas aproximaciones para la mayoría de las instalaciones.

Tabla 02. Tipos de singularidades.

Tipo de singularidad	K _m	L/D
Válvula de compuerta (totalmente abierta)	0.2	13
Válvula de compuerta (abierta ¾")	1.15	35
Válvula de compuerta (abierta ½")	5.6	160
Válvula de compuerta (abierta ¼")	24	900
Codo a 90° de radio corto (con bridas)	0.90	32
Codo a 90° de radio normal (con bridas)	0.75	27
Codo a 90° de radio grande (con bridas)	0.60	20
Codo a 45° de radio corto (con bridas)	0.45	-
Codo a 45° de radio normal (con bridas)	0.40	-
Codo a 45° de radio grande (con bridas)	0.35	-

Fuente: Duratec, s. f.

2.2.6. Análisis químico y granulométrico del relave

Los relaves de mina están compuestos por material molido y agua. En la composición de un relave el 99 % son minerales formadores de roca, y en el 1 % se puede encontrar otro tipo de elementos como cobre, oro o plata. Otro tipo de elementos contaminantes, se pueden encontrar por partes por millón. Al relave de flotación a utilizarse en relleno hidráulico, principalmente se le realizan pruebas de potencial de acidez, potencial de neutralización y pH. El objetivo de estos ensayos es determinar que el relave a usarse no alterará la estabilidad química del entorno de trabajo y de la labor a rellenar. Los reactivos químicos utilizados la flotación (colectores, espumantes, activadores y depresores) son reactivos orgánicos a base de sales amónicas y sulfhídricas; que se concentran en el agua en el proceso de filtrado y que será reutilizada en el proceso. Por tanto, no es relevante en relleno hidráulico el estudio de su composición química (Moreno 2016).

Tabla 03. LPM descarga de efluentes de actividades minero-metalúrgicas.

Parámetro	Und.	Límite en cualquier valor	Límite para el periodo anual
pH		6 - 9	6 - 9
Sólidos en suspensión	mg/L	50	25
Aceites y grasas	mg/L	20	16
Cianuro total	mg/L	1	0.8
Arsénico total	mg/L	0.1	0.08
Cadmio total	mg/L	0.05	0.04
Cromo hexavalente	mg/L	0.1	0.08
Cobre total	mg/L	0.5	0.4
Hierro (disuelto)	mg/L	2	1.6
Plomo total	mg/L	0.2	0.16
Mercurio total	mg/L	0.002	0.0016
Cianuro total	mg/L	1.5	1.2

Fuente: MINAM 2010.

En el caso de los relaves empleados para el relleno de mina, es común la presencia de sulfuros metálicos sin valor económico, tales como pirita, calcopirita, pirrotita entre otros. Una vez depositado el relleno en los tajos, los sulfuros comienzan a

oxidarse y a liberar anhídrido sulfuroso que se introduce al medio ambiente. En la práctica, la cantidad de gas sulfuroso emitido es mucho menor debido a que la oxidación de la pirrotita nunca es completa. El relleno tiene una buena percolación, el agua no estará suficiente tiempo en contacto con el sulfuro de hierro y el azufre; con la carencia de oxígeno cesará la reacción. El sulfuro ferroso formara una película alrededor de cada grano de pirrotita protegiéndolo de mayor oxidación. Los otros sulfuros comunes en los relaves de la planta de flotación como la pirita, tienen un proceso de oxidación muy lento, para que sus emisiones de gases tengan influencia durante el ciclo de minado (Santiváñez 2009).

2.2.6.1. Análisis granulométrico del relave

Se entiende como todo procedimiento manual o mecánico por medio del cual se pueda separar las partículas constitutivas del agregado según tamaños, para conocer las cantidades en peso de cada tamaño que aporta el peso total. Para separar por tamaños se utilizan las mallas de diferentes aberturas, las cuales proporcionan el tamaño máximo de agregado en cada una de ellas. En la práctica los pesos de cada tamaño se expresan como porcentajes retenidos en cada malla con respecto al total de la muestra. Estos porcentajes retenidos se calculan tanto parciales como acumulados en cada malla, ya que con estos se procede a trazar la gráfica de valores de material o granulometría (Simeón s. f.).

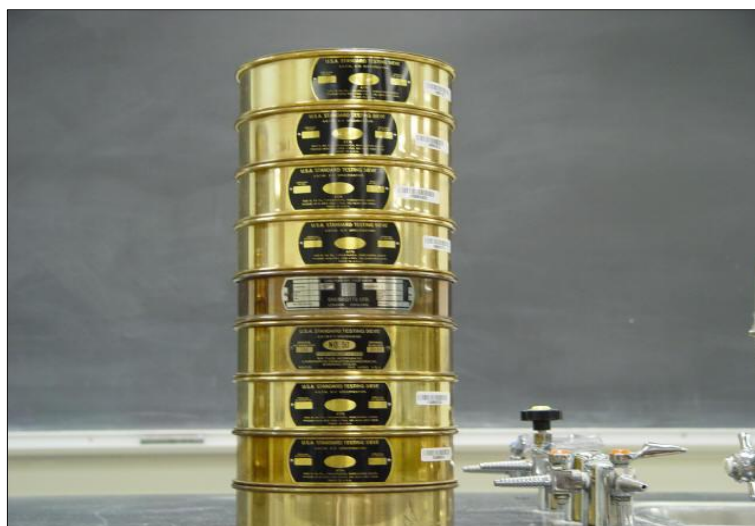


Figura 10. Juego de tamices superpuestos.

Fuente: UTA 2007.

2.2.6.2. Método de ensayo estándar para análisis por malla de agregado grueso y fino (ASTM¹ C 136 – 01).

Es usado para determinar la graduación de materiales propuestos para usarse como agregados o que están siendo usados como agregados. Los resultados son utilizados para determinar el cumplimiento de la distribución del tamaño de las partículas. Trata de separar una muestra de agregado seco de masa conocida, a través de una serie de tamices de aberturas progresivamente menores, para determinar los tamaños de las partículas (Simeón s. f.).

Tabla 04. Tamices de la serie ASTM.

N°	Abertura (mm)	N°	Abertura (mm)	N°	Abertura (mm)	N°	Abertura (mm)
5"	127.00	1"	25.40	6	3.35	50	0.36
4.24"	107.70	7/8"	22.23	7	0.50	60	0.250
4"	107.60	3/4"	19.05	8	0.43	70	0.212
3 1/2"	88.90	5/8"	15.88	9	0.36	80	0.180
1 3/4"	82.55	0.53"	13.46	12	1.70	100	0.150
3"	76.20	1/2"	12.70	14	1.40	120	0.125
2 1/2"	63.50	7/16"	11.11	16	1.18	140	0.106
2.12"	53.85	3/8"	9.53	18	1.00	170	0.090
2"	50.80	5/16"	7.94	20	0.85	200	0.075
1 3/4"	44.45	0.265"	6.73	25	0.71	130	0.065
1 1/2"	38.10	1/4"	6.35	30	0.60	270	0.053
1 1/4"	31.75	4	4.75	35	0.50	325	0.041
1.06"	26.92	5	4.00	40	0.43	400	0.035

Fuente: Tamices 2015.

Para determinar la graduación de material más fino a 75 µm, se debe realizar otros procedimientos (p.e. ASTM C 117 – 95). Para el estudio de la granulometría de relaves para relleno hidráulico, particularmente interesa el material grueso y bien

¹ La Sociedad Americana para Pruebas y Materiales es una de las organizaciones internacionales de desarrollo de normas más grandes del mundo. Alrededor de 12,000+ normas de consenso voluntario de ASTM, definidas y establecidas, están vigentes a nivel mundial (ASTM 2014).

graduado (la malla más fina utilizada normalmente es la N° 200 según ASTM = 75 μm , por tanto, resulta irrelevante ese u otro estudio de granulometría. Los equipos, herramientas, y estándares que no se determinan en ASTM C 136-01, se detallan en otras normas como la ASTM E11², ASTM D75³ y ASTM C702⁴. La gráfica granulométrica es una representación de doble entrada de los resultados del ensayo de granulometría. Denominado log-normal por tener en la horizontal una escala logarítmica, y en la vertical una escala natural (Simeón s. f.).

Tabla 05. Ejemplo de análisis granulométrico de una muestra de 100 g.

N°	Abertura (mm)	Parcial (%)	Acum. (-) (%)	Acum. (+) (%)
20	0.85	2.00	98.00	2.00
30	0.60	10.34	87.66	12.34
35	0.50	7.76	79.90	20.10
40	0.43	9.51	70.39	29.61
50	0.36	16.97	53.42	46.58
60	0.250	15.54	37.88	62.12
70	0.212	9.36	28.52	71.48
80	0.180	9.69	18.83	81.17
100	0.150	6.70	12.13	87.87
120	0.125	1.51	10.62	89.38
140	0.106	2.71	7.91	92.09
200	0.075	1.44	6.47	93.53
325	0.041	0.68	5.79	94.21
400	0.035	5.79	-	100.00

Fuente: Rodríguez 2017.

En la Tabla 05 se presenta un ejemplo de análisis granulométrico realizado a una muestra de relave utilizado como relleno hidráulico, las anotaciones mostradas son tomadas de los porcentajes en pesos parciales de cada tamiz y en una hoja Excel se realizan los cálculos acumulados y el porcentaje en peso pasante. Posterior a ello, se realiza la curva granulométrica como la que se muestra en la Figura 11 y se

² ASTM E11: Estándar de tamaño de tamices para análisis granulométrico.

³ ASTM D75: Muestreo de agregados.

⁴ ASTM C702: Estándar para reducción de las muestras de agregado a tamaño de prueba.

determinan los parámetros que se explican a continuación. Cabe mencionar que es posible además calcularlos analíticamente.

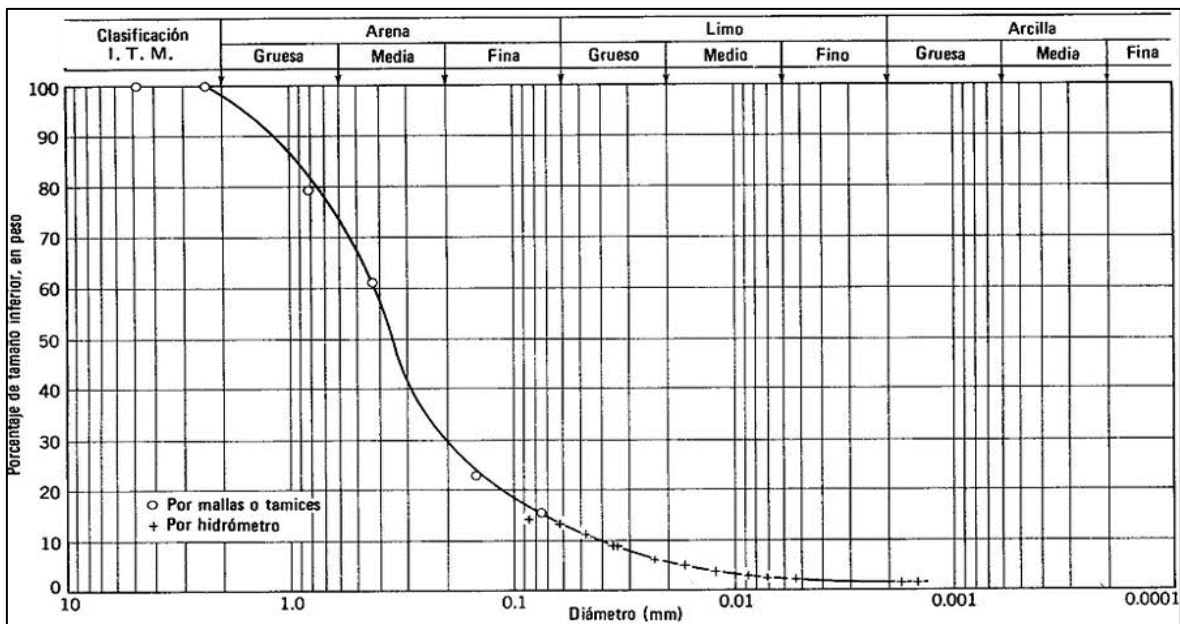


Figura 11. Curva granulométrica de un suelo areno-limoso
Fuente: Wikipedia 2006.

2.2.6.3. Diámetro efectivo y coeficiente de uniformidad

Se conoce como diámetro efectivo (D_{10}) al tamaño nominal de las partículas que corresponden al 10 % del producto más fino o pasante. Según la necesidad u objetivo del análisis granulométrico pueden utilizarse otros diámetros para determinar el diámetro del material pasante en cuestión. El coeficiente de uniformidad (C_u) es la razón del D_{60} y D_{10} , según la ecuación (Cabezas 2016):

$$C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}} \quad \text{Ecuación 25}$$

D_{60} : diámetro de partícula más grande sobre el 60 % del producto más fino (μm).

D_{10} : diámetro de partícula más grande sobre el 10 % del producto más fino (μm).

Para poder obtener D_{60} y D_{10} se utilizará la interpolación lineal. Consiste en trazar una recta que pasa por dos puntos conocidos y $y = r(x)$ y calcular los valores intermedios según esta recta. La ecuación de una recta conocido dos puntos (x_1, y_1) y (x_2, y_2) es:

$$\frac{(y-y_1)}{(y_2-y_1)} = \frac{(x-x_1)}{(x_2-x_1)} \quad \text{Ecuación 27}$$

Despejando, se obtiene:

$$y = y_1 + \frac{(y_2-y_1)}{(x_2-x_1)} (x-x_1) \quad \text{Ecuación 26}$$

Estadísticamente se ha determinado que un Cu entre 5 y 6 es lo más conveniente. Un Cu mayor de 5 indica gran cantidad de partículas finas, lo cual impide una adecuada percolación y ocasiona el embalse de agua en la labor. Si es menor de 5, se tendrá una baja concentración de partículas finas, produciendo una mayor percolación del agua tiende a producir el fenómeno de embudo, donde el relleno fluye a alta velocidad ensanchándose progresivamente (Choquehuanca 2015).

2.2.7. Propiedades hidráulicas del relleno hidráulico

Las propiedades hidráulicas a considerar son:

2.2.7.1. Velocidad de percolación

Se define como la rapidez o velocidad con la que el agua circula a través de la de la masa granular del relleno por efecto de la gravedad. La percolación varía de acuerdo a las características del material de relleno: tamaño de las partículas y ordenamiento y estructura de las partículas, grado de saturación, volumen de espacios vacíos entre las partículas y composición mineralógica. 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 (Rodríguez 2017):

$$vp = (D_{10} \frac{6}{100})^2 \quad \text{Ecuación 28}$$

vp: velocidad de percolación (cm/h).

D₁₀: diámetro de partícula más grande sobre el 10 % del producto más fino (µm).

Estadísticamente se ha comprobado que una vp igual a 10 cm/h es la más adecuada. Un relleno con una vp < a 4 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 $v_p > 20$ cm/h puede causar el fenómeno llamado embudo, formando pequeños conductos abiertos dentro de la masa granular del relleno, el que a su vez causará el flujo de la pulpa a gran velocidad con posible afección a los accesos y formando vacíos en la masa de relleno ocasionando derrumbes (Rodríguez 2017).

2.2.7.2. Máxima distancia horizontal de transporte por gravedad

La distancia horizontal, a que podrá ser enviada la pulpa debido al impulso adquirido durante su caída vertical (gravedad) para evitar la sedimentación y atoro de tubería en caso de una falla de las bombas o desempate de tubería, será (Rodríguez 2017):

$$D_H = 2 \frac{h \times d \times g}{W \times C} \quad \text{Ecuación 31}$$

$$W = \rho_m \left[C_p + \frac{0.0018}{v \times d / 2} \right] \quad \text{Ecuación 30}$$

$$v = \frac{Q}{A} \quad \text{Ecuación 29}$$

- D_H: distancia horizontal (m).
- h: altura de caída (m).
- g: aceleración de la gravedad (m/s²).
- C: coeficiente = 0.00045 para tubería de Ø 4".
- W: coeficiente de resistencia.
- d: diámetro interior de la tubería (m).
- ρ_m: densidad de la pulpa (Kg/m³).
- C_p: constante para pulpas (C_p = 0.3).
- v: velocidad de la pulpa.
- A: área de la sección de la tubería.
- Q: caudal de bombeo (m³/h).

2.2.7.3. Velocidad crítica de sedimentación

Es la velocidad de flujo para que las partículas empiezan a depositarse en el fondo de la tubería. Esta velocidad es muy importante para el diseño, pues se toma como un referente de seguridad para asegurar que las partículas sólidas no sedimenten. La mejor estimación de la velocidad crítica de sedimentación se obtiene de manera experimental, con la pulpa que se va a transportar. Sin embargo, cuando no se tienen los recursos para realizar una experimentación, el diseñador puede remitirse a correlaciones o modelos teórico-experimentales (Rodríguez 2017).

La velocidad de sedimentación de las partículas dependerá de la densidad, viscosidad, movimiento del fluido, forma, tamaño, y gravedad específica de las partículas (sólidos de relleno). Se determina por la ley de Stokes (Santiváñez 2009):

$$V_s = \frac{2g \times D_{50}^2 (\rho_s - \rho_L)}{9 \mu_L} \quad \text{Ecuación 32}$$

V_s : velocidad de sedimentación (cm/s).

D_{50} : diámetro de partícula más grande sobre el 50 % del producto más fino (μm).

ρ_s : densidad de los sólidos (g/cm^3).

ρ_L : densidad del agua a 21 °C (g/cm^3).

g : aceleración de la gravedad (cm/s^2).

μ_L : Viscosidad del agua (21 °C aprox.) ($\text{g}/\text{cm} \times \text{s}$).

2.2.7.4. Efecto del agua en el relleno hidráulico

El agua puede presentarse en el relleno hidráulico en forma de partículas alrededor de los granos u ocupando parte o todos los vacíos. 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 (Cabezas 2016).

2.2.7.5. Densidad relativa y el comportamiento mecánico del relleno hidráulico

La densidad relativa está en función de tres factores principales: Los rellenos de partículas con formas angulares tienden a tener una densidad relativa baja y son susceptibles a un fuerte reordenamiento y reducción de volumen. Además, 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. Y, por último, la manera de depositarse, ya que 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 (Cabezas 2016).

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, se logra a expensas de algunas propiedades dependientes (Cabezas 2016).

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:

$$\frac{vp_{(1)}}{vp_{(2)}} = \frac{e_{(1)}^2}{e_{(2)}^2} \quad \text{Ecuación 33}$$

$$e = \frac{V_v}{V_s} \quad \text{Ecuación 34}$$

V_v : volumen de vacíos (m^3).

V_s : volumen de sólidos (m^3).

vp : velocidad de percolación.

e : relación de vacíos.

Por otro lado, 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 (Cabezas 2016).

2.2.8. El transporte de fluidos por tuberías HDPE

Los polietilenos de alta densidad (HDPE), poseen características particulares que permiten diseñar sistemas para aplicaciones donde los materiales tradicionales son inadecuados o demasiado costosos. Denominado PE100, es usado en sistemas a presión (280 Bar), obteniéndose un ahorro en el espesor de pared de las tuberías en aproximadamente 35 % comparado con una HDPE tradicional (Duratec s. f.).

Son químicamente inertes. Existe sólo un número reducido de productos químicos que podrían afectarlas y los químicos naturales del suelo no pueden causarles degradación. Gracias a sus paredes lisas y a las características de impermeabilidad del PE, es posible obtener una mayor capacidad de flujo y mínimas pérdidas por fricción. Para los cálculos de flujo bajo presión, se utiliza comúnmente un factor "C" de 150 para la fórmula de Hazen - Williams. (Duratec s. f.).

Se pueden unir mediante termofusión por soldadura a tope, electrofusión o soldadura tipo soquete. También pueden unirse por medios mecánicos, tales como coplas de compresión o uniones tipo Victaulic. No se pueden unir mediante solventes o adhesivos. La tubería no es frágil, es flexible, por lo que puede curvarse y absorber cargas de impacto en un amplio rango de temperaturas (Duratec s. f.).

Esta resistencia y flexibilidad permiten a la tubería absorber sobrepresiones, vibraciones y tensiones causadas por movimientos del terreno. Pueden deformarse sin daño permanente y sin efectos adversos sobre el servicio a largo plazo. Esto permite que sean instaladas sin problemas en terrenos con obstáculos, respetando ciertas tolerancias de curvatura (radios mínimos) (Duratec s. f.).

Las tuberías de HDPE han dado excelentes resultados al utilizarse en distintos procesos de aplicaciones mineras, son ideales para: conducción de relaves, riego de pilas de lixiviación, conducción de soluciones ácidas y alcalinas, conducción de concentrados y sistema de combate contra incendios. Las dimensiones de tubería HDPE están definidas según la normativa ISO. En la Tabla 06 se presentan las dimensiones de tuberías fabricadas con HDPE (polietileno de alta densidad) PE 100, de acuerdo a la norma ISO 4427 (Duratec s. f.).

Tabla 06. Dimensiones tubería HDPE - Duratec PE100 (ISO 4427⁵, ISO 4065⁶).

Diámetro Nominal (mm)	Diámetro Nominal equivalente ⁷ (pulg.)	Relación dimensional estándar SDR ⁸															
		SDR 41		SDR 27.6		SDR 21		SDR 21		SDR 13.6		SDR 11		SDR 9			
		Presión nominal PN ⁹															
		PN 4		PN 6		PN 8		PN 10		PN 12.5		PN 16		PN 20			
Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m	Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m	Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m	Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m	Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m	Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m	Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m	Esesor mínimo mm	Peso medio Kg/m		
16	3/8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.3	0.10		
20	1/2	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.3	0.14		
25	3/4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.3	0.17	2.8	0.20		
32	1	-	-	-	-	-	-	2.3 ¹⁰	0.23	2.4	0.24	3.0	0.28	3.6	0.33		
40	1 1/4	-	-	-	-	2.3 ⁹	0.29	2.4	0.30	3.0	0.36	3.7	0.44	4.5	0.52		
50	1 1/2	-	-	2.3 ⁹	0.37	2.4	0.38	3.0	0.46	3.7	0.56	4.6	0.68	5.6	0.81		
63	2	-	-	2.3	0.47	3.0	0.59	3.8	0.73	4.7	0.89	5.8	1.07	7.1	1.28		
75	2 1/2	-	-	2.8	0.66	3.6	0.84	4.5	1.03	5.6	1.26	6.8	1.51	8.4	1.81		
90	3	2.3	0.68	3.3	0.94	4.3	1.20	5.4	1.49	6.7	1.82	8.2	2.18	10.1	2.61		
110	4	2.7	0.96	4.0	1.38	5.3	1.80	6.6	2.21	8.1	2.68	10.0	3.23	12.3	3.88		
125	5	3.1	1.25	4.6	1.80	6.0	2.32	7.4	2.83	9.2	3.45	11.4	4.20	14.0	5.01		
160	6	4.0	2.03	5.8	2.91	7.7	3.81	9.5	4.65	11.8	5.66	14.6	6.86	17.9	8.35		
200	8	4.9	3.12	7.3	4.57	9.6	5.94	11.9	7.25	14.7	8.84	18.2	10.90	22.4	13.07		
250	10	6.2	4.93	9.1	7.13	11.9	9.19	14.8	11.30	18.4	14.06	22.7	17.00	27.9	20.36		

Fuente: Duratec s. f.

Nota 1: Los pesos están calculados en base a valores medios de diámetro y espesor, según tolerancias especificadas en la norma ISO 11922-1¹¹.

Nota 2: La tubería HDPE de las medidas con color rojo, son distribuidas en rollos, las demás en tiras.

⁵ ISO 4427 (1996). Polyethylene (PE) pipes for water supply - Specifications.

⁶ ISO 4427 (1996) Polyethylene (PE) pipes for water supply - Specifications.

⁷ Diámetro nominal equivalente en pulgadas, como referencia con la norma ASME B36.10.

⁸ La relación dimensional estándar SDR corresponde al cociente entre el diámetro externo y el espesor de pared de la tubería. Es adimensional.

⁹ La presión nominal PN corresponde a la máxima presión de operación admisible de la tubería a 20° C, en bar.

¹⁰ Valores no cubiertos por la norma ISO 4427. En base a nuestra experiencia, recomendamos un espesor mínimo de 2.3 mm para estas medidas.

¹¹ ISO 11922-1 (1997) Thermoplastics pipes for the conveyance of fluids - Dimensions and tolerances - Part 1: Metric series.

2.2.8.1. Unión tipo Victaulic

Las uniones tipo Victaulic reúnen las ventajas de la rapidez de la instalación, integridad del diseño y confiabilidad del funcionamiento. El acoplamiento métrico estilo 995 está diseñado específicamente para unir mecánicamente la tubería de HDPE de tamaños métricos de las especificaciones dimensionales ISO 161-1¹² y DIN 8074¹³ para SDR de 32.5 a 7.3. El acoplamiento cuenta con hileras de dientes de sujeción integrales en ambos lados de la carcasa. A medida que se aprietan las carcasas, los pernos fuerzan a los dientes a morder la tubería. Este diseño permite unir directamente tuberías de HDPE sin necesidad de un equipo de termofusión. Los acoplamientos métricos estilo 995 vienen con empaquetadura de grado “E” (rango de temperatura de -34° C a 110° C), para servicio de agua dentro del rango recomendado de temperatura, además de una variedad de ácidos diluidos, numerosos productos químicos y aire libre de aceite (Duratec s. f.).

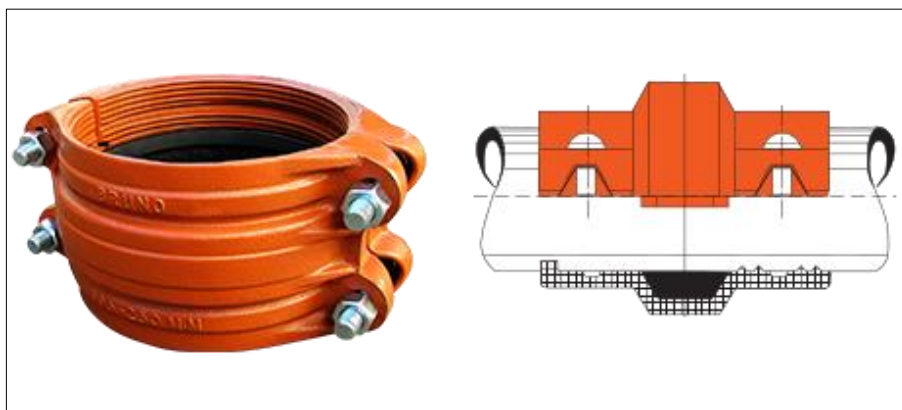


Figura 12. Fotografía real de copla Victaulic estilo 995.

Fuente: Duratec s. f.

¹² ISO 161-1 (1996). Thermoplastics pipes for the conveyance of fluids - Nominal outside diameters and nominal pressures - Part 1: Metric series.

¹³ DIN 8074 (1999). High-density polyethylene (PE-HD) pipes. Dimensions.

2.2.8.2. Aplicaciones en conducción de pulpas

Por sus cualidades de dureza y superficie interior lisa, las tuberías HDPE son altamente resistentes a la abrasión y las hace ideales para el transporte de pulpas. La instalación de líneas de pulpas es generalmente superficial, pues esto proporciona facilidad de acceso si se produce una obstrucción, y además permite la rotación de la tubería para distribuir el desgaste en la superficie interna. Es difícil predecir las características del desgaste que se producirá al usar tuberías de HDPE para transporte de pulpas, ya sea por la velocidad de flujo, concentración de sólido, tamaño de partícula y/o temperatura. Se recomienda una velocidad máxima de 3.5 a 4.0 m/s. Se aconseja también que la concentración de sólidos no sea mayor al 25 %, con un tamaño de partículas de hasta 6 mm (Duratec s. f.).

2.2.8.3. Cálculo hidráulico y selección del diámetro interno de la tubería

Para poder trasladar la pulpa de relave por tuberías de manera óptima, con el diámetro de tubería adecuado, es necesario definir relaciones aritméticas y geométricas que nos permitan definir tales parámetros y otros relacionados con la mecánica de fluidos. La diferencia básica en el dimensionamiento hidráulico de tuberías de HDPE con respecto a tuberías de materiales tradicionales, reside en la bajísima rugosidad que éstas presentan. Las tuberías de HDPE tienen una superficie extremadamente lisa, con una excelente capacidad de escurrimiento. Tienen alta resistencia a la corrosión, incrustaciones y al crecimiento de bacterias. Por sus excelentes propiedades, se necesita un diámetro menor para transportar un volumen determinado comparado con tuberías de acero o concreto. Además, mantienen estas características de flujo durante toda su vida útil (Duratec s. f.).

A partir de la velocidad media del fluido, se determina el diámetro interno por:

$$d = 18.8 \sqrt{Q/V} \quad \text{Ecuación 35}$$

d: diámetro interno de la tubería (mm).

Q: caudal (m³/h).

v: velocidad media (m/s).

2.2.9. Hidrociclón

Es un equipo clasificador y desaguador que utiliza las fuerzas centrípetas generadas dentro de un vórtice de agua que utiliza para realizar la clasificación por tamaños. El hidrociclón es un equipo destinado principalmente a la separación de suspensiones sólido – líquido. Consiste de una parte cónica seguida por una cámara cilíndrica, en la cual existe una entrada tangencial para la suspensión de la alimentación (feed). La parte superior del hidrociclón presenta un tubo para la salida de la suspensión diluida (overflow) y en la parte inferior existe un orificio de salida de la suspensión concentrada (underflow). El ducto de alimentación se denomina inlet, el tubo de salida de la suspensión diluida se denomina vórtex, y el orificio de salida del concentrado se denomina ápex (Rodríguez 2017).

La suspensión es bombeada bajo presión, y entrando al hidrociclón a través del tubo de alimentación se genera un movimiento de tipo espiral descendente debido a la forma del equipo y la acción de la fuerza de gravedad; se produce una zona de baja presión a lo largo del eje del equipo, por lo que se desarrolla un núcleo de aire en ese lugar. A medida que la sección transversal disminuye en la parte cónica, se superpone una corriente interior que genera un flujo neto ascendente también de tipo espiral a lo largo del eje central del equipo, lo que permite que el flujo encuentre en su camino al vórtex que actúa como rebalse. Las partículas en el seno del fluido se ven afectadas en el sentido radial por dos fuerzas opositoras: una hacia la periferia del equipo debido a la aceleración centrífuga y la otra hacia el interior del equipo debido al arrastre que se mueve a través del hidrociclón, consecuentemente la mayor parte de las partículas finas abandonarán el equipo a través del vórtex, y el resto de las partículas (los gruesos), saldrán a través del ápex (Rodríguez 2017).

En la Figura 13 se puede observar la trayectoria de flujos dentro del hidrociclón. Básicamente los cuatro parámetros independientes que permiten variar las condiciones de operación son: la densidad de la pulpa, la caída de presión en la alimentación, el diámetro del vórtex, el diámetro del ápex. El tamaño de corte y la eficiencia de la separación son controlados mediante el ajuste de estos parámetros. Hidrociclones de mayor diámetro producen separaciones gruesas e hidrociclones de menor diámetro producen separaciones finas (ICBA 2016).

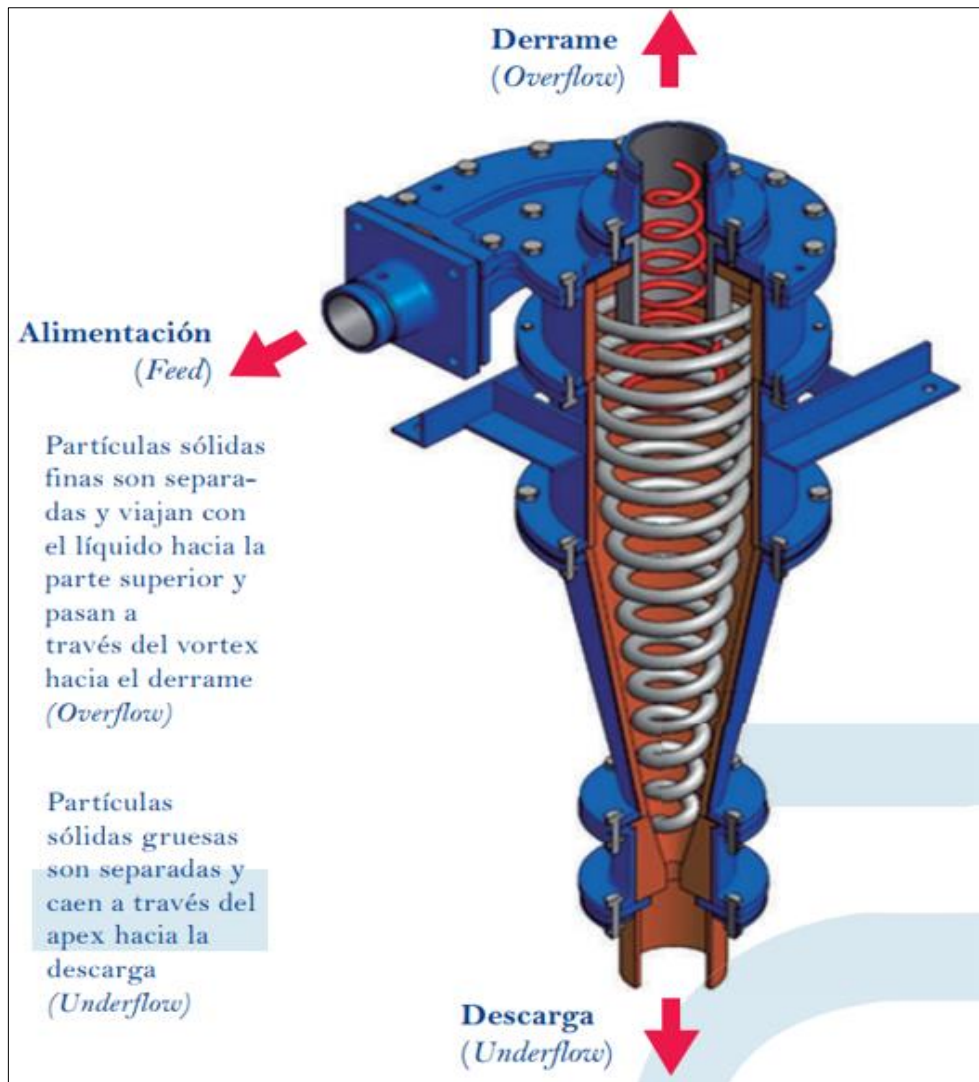


Figura 13. Trayectoria de flujos de un hidrociclón.

Fuente: ICBA 2016.

2.2.9.1. Principio básico de funcionamiento del Hidrociclón

Las fuerzas que actúan sobre las partículas livianas dentro de un medio denso, provocando la suspensión de éstas, producen además que estas asciendan a la superficie, mientras que las partículas más densas, al ser más pesadas que el fluido que desplazan, se hunden. Las magnitudes de estas fuerzas, gravitacionales y de empuje, regirán la velocidad con la que se producirá la separación de las partículas, lo cual a su vez determinará cual debe ser la capacidad del hidrociclón. En un hidrociclón, las fuerzas actuando sobre una partícula que se encuentra en el cilindro de alimentación son 20 veces mayores que la fuerza de gravedad. En la sección

cónica del hidrociclón, sin embargo, la velocidad tangencial de la partícula aumenta siguiendo la siguiente relación (Rodríguez 2017):

$$B=v \times R^{1/2} \qquad \text{Ecuación 36}$$

B: constante de aceleración en el ápex.

v: velocidad (m/s).

R: radio del hidrociclón (m).

Con lo que se obtiene que, en el Ápex, la aceleración aumente hasta ser del orden de 200 veces la aceleración de gravedad. Los separadores de medios densos que existen actualmente tienen, en su mayoría, diámetros que se mueven en el rango de 0.5 - 1.0 m, donde los de 0.5 m de diámetro tienen capacidades de procesamiento del orden de las 15 Tn/h. Un ángulo usual para la sección cónica es de 20 grados. El fluido que entra a gran velocidad debido a la presión de entrada, comienza a deslizarse tangencialmente por las paredes del ciclón, formando el espiral exterior ascendente. La presencia del ápex en la cabeza de parte cónica hace que una parte del fluido se separe de la masa descendente de la espiral exterior, originando el flujo de descarga, llamado también underflow, que arrastra consigo los productos gruesos de la separación. Este flujo aumenta cuando el ángulo de la sección cónica crece. La cantidad de flujo que no descarga en el ápex sigue su movimiento rotatorio con un cambio en la componente vertical de su velocidad que origina una espiral interior que lleva consigo los materiales más finos de la separación, los cuales salen por la abertura superior (vórtex). Este flujo ascendente se llama overflow (Rodríguez 2017).

2.2.9.2. Dimensionamiento de Hidrociclones

El objetivo del dimensionamiento de hidrociclones es calcular el tipo y cantidad de hidrociclones necesario para poder trabajar con un determinado caudal de pulpa de la planta de relleno hidráulico, con el fin de aumentar el porcentaje de sólidos en peso en el underflow, así como eliminar la mayor cantidad de finos en el overflow. El método más usado para realizar el dimensionamiento es el método Krebs, el cual utiliza una serie de nomogramas para determinar los valores de los coeficientes de corrección del D_{50} (Rodríguez 2017).

2.3. Definición de términos básicos

Caudal: Cantidad de fluido (pulpa) que circula a través de una sección del ducto (tubería) por unidad de tiempo. Es la descarga de la tubería y en el SI se mide en m^3/s (Martín; Salcedo; Font 2011).

Densidad: Cantidad de masa en un determinado volumen de una sustancia. Se considera relativa y adimensional cuando es comparada con la de otra sustancia. En el SI se mide en Kg/m^3 (White 2004).

Flujo en tuberías: Movimiento ejercido de la pulpa gracias a las propiedades hidráulicas del agua utilizada para suspender y transportar las partículas sólidas (López 2014).

Fricción de flujo: Suma de la fricción entre partículas y la fricción con las paredes de la tubería por roce (Mott 2006).

Malla: Número de aberturas en un tamiz por pulgada lineal (Simeón s. f.).

Método de explotación: Es la estrategia global que permite la excavación y extracción de una zona mineralizada del modo técnico y económico más eficiente. Define los principios generales según los que se ejecutan las operaciones unitarias; define así mismo, los criterios con respecto al tratamiento de las cavidades que dejan la extracción (Sotomayor 2015).

Por ciento de sólidos en la pulpa: Es el porcentaje de sólidos en la pulpa tanto en volumen como en peso (Ortiz 2015).

Pulpa: Mezcla de partículas sólidas y líquidas en donde no pueden químicamente rechazarse uno del otro. Las dos partes pueden ser prontamente separadas sólo por procesos mecánicos (Ortiz 2015).

Relave: Desecho que resulta del tratamiento de beneficio de los minerales, compuesto de ganga, roca, agua y reactivos químicos (Huamán 2007).

Tajo: Es el bloque insitu de donde se arranca el mineral para extraerlo y beneficiarlo (Huamán 2007).

CAPÍTULO III. MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Ubicación y accesibilidad

La Unidad Minera Parcoy CMH se encuentra ubicada la localidad de Retamas, distrito Parcoy, provincia Pataz, departamento La Libertad. Geográficamente está localizada en la cordillera Oriental de los Andes de Perú, entre los 2700 y 3200 m.s.n.m. El área donde se emplaza la mina ocupa la confluencia de los ríos Llacuabamba y Parcoy. Encerrada dentro de la Zona N° 18, banda M (UTM)¹⁴ con las siguientes coordenadas (Datum WGS-84): (Rosado 2010).

Tabla 07. Coordenadas de la concesión y límites de la Unidad Parcoy CMH.

Punto	Norte	Este	Punto	Norte	Este
1	9110900	229000	3	9110900	225000
2	9110900	229000	4	9110900	225000

Es accesible por vía terrestre desde Lima, pasando por Trujillo, Huamachuco para luego llegar a la localidad de Retamas. Por vía aérea se accede desde la ciudad de Lima como también de la ciudad de Trujillo en avionetas (ATSA Airlines).

Tabla 08. Distancias en tiempos promedios, desde la ciudad de Lima y Trujillo.

Origen - Destino	Distancia (Km)	Tiempo (h)	Tipo de carretera
Lima – Trujillo	558	08:21	Asfaltada
Trujillo – Huamachuco	190	05:32	Asfaltada
Huamachuco – Retamas	182	03:56	Afirmada

¹⁴ UTM (Universal Transverse Mercator), es el sistema de coordenadas basado en la proyección cartográfica transversa de Mercator. A diferencia del sistema de coordenadas geográficas, las magnitudes en el sistema UTM se expresan en metros al nivel del mar (Fernández 2001).

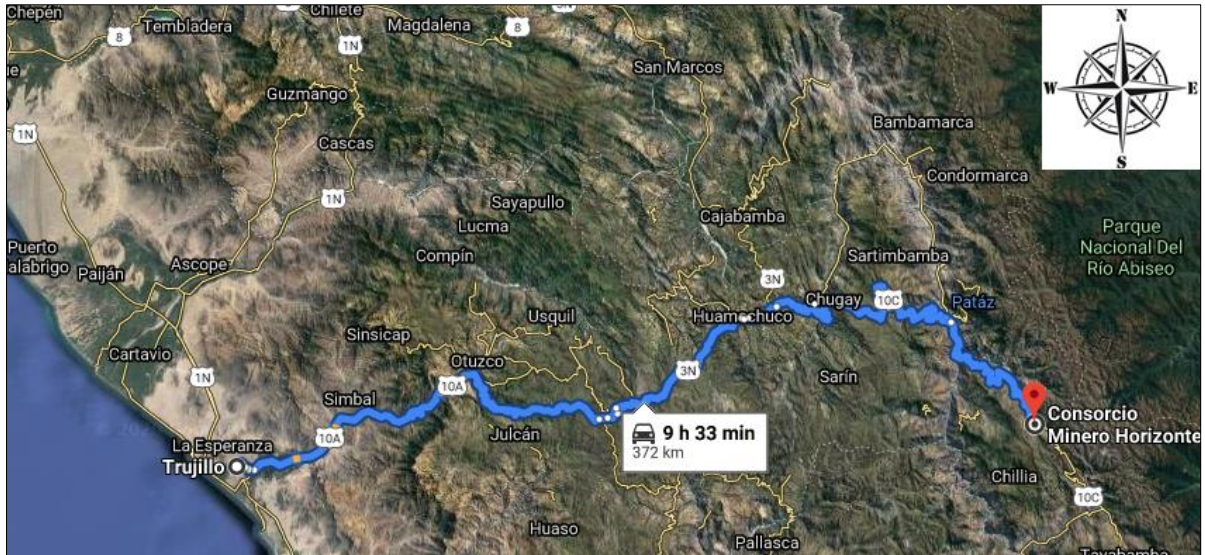


Figura 14. Accesibilidad de la U.E.A. Parcoy CMH desde la ciudad de Trujillo.

Fuente: Google Earth 2019.

3.2. Geología Regional

La geología regional del distrito Parcoy, está cartografiada por tres sectores: el basamento Precámbrico del Complejo Marañón al Este, los estratos deformados del Pérmico a Cenozoico al Oeste y el Batolito Carbonífero de Pataz en la parte Central. El magmatismo y el tectonismo del Carbonífero produjeron una gran zona de debilidad tectónica en la secuencia metavolcánica y sedimentos del Proterozoico Carbonífero del valle del Marañón que sirvió de emplazamiento al Batolito de Pataz y a la consecuente mineralización aurífera posterior, considerándose el cuerpo intrusivo más importante de la región (Castañeda 2019).

3.2.1. Batolito de Pataz

El Batolito de Pataz de edad Carbonífero inferior (Paleozoico), muestra una configuración alargada y lenticular, existe una marcada tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional de la dirección de los andes (NO-SE) y sigue a lo largo de 65 Km teniendo una extensión aproximada de 150 Km² y en el área de la mina varía de 2.5 a 5.0 Km de ancho. Litológicamente está constituido generalmente de granodiorita y tonalitas de grano medio, los eventos de intrusión más tempranos son gabro-dioritas y cuarzo-dioritas, luego deviene un flujo intrusivo de tonalitas y granodioritas, más tardíamente por cuerpos intrusivos de

monzogranitos. Según los métodos K/Ar y U/Pb, tiene una edad de 329 Ma, la mineralización fue determinada en edades de 312 Ma y 305 Ma para dos etapas de mineralización (Castañeda 2019).

Es el cuerpo intrusivo dominante en la región. El yacimiento aurífero está emplazado en las rocas intrusivas del Batolito de Pataz, las que están constituidas por granodiorita, tonalita y monzogranitos, asociados estructuralmente a una zona de cizallamiento. Las vetas están hospedadas en las rocas intrusivas y están constituidas por cuarzo, sulfuros (pirita, galena, esfalerita, arsenopirita, calcopirita), oro libre y electrum. El sulfuro más importante es la pirita, siendo la más masiva y fina la que contiene el mayor porcentaje de oro. La alteración de la roca caja es producto de la sericitización y cloritización. Todas las características litológicas, estructurales, mineralógicas y de tipo de fluido sugieren que el yacimiento de Parcoy es de tipo orogénico de oro o mesotermal aurífero (Geoservice 2019).

3.2.2. Estratigrafía

3.2.2.1. Complejo del Marañón (Pe-Cm)

Formación potente de rocas metamórficas que afloran ampliamente en la cordillera central. Ocupan una faja que se extiende de NO a SE por más de 100 Km de largo y hacia el SE, se ensancha considerablemente. El espesor de esta formación puede llegar hasta los 2000 m. En este complejo metamórfico se distinguen tres unidades, una inferior representada por mica esquistos; otra media compuesta por metaandesitas esquistas y otra superior caracterizada por filitas negras y pizarras. Las dos últimas unidades son las de mayor distribución en la zona. A este complejo se le ubica una edad Precambriano y Cambriano (Geoservice 2019).

3.2.2.2. Grupo Ambo (Ci-a)

Pertenece a este grupo una secuencia cuya litología consiste en areniscas y lutitas con intercalaciones de conglomerados y espesor total de 200 m que se observa en el valle del Marañón. La edad asignada a este grupo es el Missisipiano medio (Geoservice 2019).

3.2.2.3. Grupo Copacabana (Pi-c)

Cerca de Chagual afloran calizas arenosas, estratificadas en capas delgadas entre las cuales son comunes las intercalaciones de lutitas negras a limolitas. Pertenecen al Grupo Copacabana y son de edad Pérmico Inferior (Geoservice 2019).

3.2.2.4. Grupo Mitu (Ps-mi)

Rocas de este grupo se han encontrado en afloramientos aislados tales como en los sectores comprendidos entre Vijus – Chagual – Pías. Consta de areniscas y conglomerados de color rojo oscuro, estratificados en capas delgadas, que yacen en discordancia paralela sobre el grupo Copacabana y Ambo. Se la asigna una edad aproximada entre Permiano Medio o Superior (Geoservice 2019).

3.2.2.5. Grupo Pucará (Tji-pu)

Este grupo se compone de calizas que superyacen con discordancia angular o erosional a las unidades descritas arriba. Se le encuentra en el flanco oriental del valle del Marañón (Geoservice 2019).

3.2.2.6. Grupo Goyllarisquizga (Ki-go)

En la región estudiada el grupo está compuesto por areniscas grises, marrones y rojizas de grano medio a grueso, que corresponde a la denominada Facies de plataforma por haberse depositado sobre el Geo-anticlinal del Marañón. Tienen un grosor variable de 50 a 150 m (Geoservice 2019).

3.2.2.7. Formación Crisnejas (Ki-cr)

Secuencia de calizas y margas que afloran en el área del valle del Marañón. Esta tiene un espesor de 200 m con una litología parecida a la de la Formación Chúlec, pero con una menor proporción de calizas (Geoservice 2019).

3.2.2.8. Formación Chota (Ki-cho)

Esta formación sobreyace discordantemente a la Formación Crisnejas y está compuesta de conglomerados y areniscas rojas que se asemejan a las areniscas

de la Formación Goyllarisquizga, pero se distinguen por su asociación con conglomerados gruesos. Afloran principalmente en las quebradas Curaubamba y Alpamarca (Geoservice 2019).

3.2.2.9. Volcánicos Lavasen (Tm-VI)

Litológicamente éstos constan de un miembro inferior compuesto por derrames andesíticos de color gris oscuro, grano fino, a veces microporfiríticos; y un miembro superior conformado de tufos y piroclásticos de composición dacítica. Se estima que estos volcánicos alcanzan un grosor máximo de 1500 m, correspondiendo los primeros 800 a 900 m el miembro inferior (Geoservice 2019).

3.3. Geología local

Las fracturas preexistentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas NS con buzamiento variable al NE. La mineralización ha rellenado estas estructuras con cuarzo y pirita que posteriormente fue afectada por fallas transversales dando origen a que estas vetas presenten el modelo tipo rosario. Estas fallas transversales son de corto desplazamiento a excepción de las fallas horizontales la cual llega a desplazar 60 m horizontales a la veta (Castañeda 2019).

La Granodiorita constituye el mayor componente litológico del batolito de Pataz, de textura holocristalina de grano medio, color gris claro que no muestran cambios o contactos marcados. En las granodioritas y variantes monzograníticas se observa enclaves de microdioritas. El contenido es: cuarzo 40 %, plagioclasas 35 %, hornblenda 15 % y ortosa < 10 % (Castañeda 2019).

3.3.1. Geología estructural

El Distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos pasados en los últimos 300 Ma dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone instruyó la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización y de nuevo por fallamiento post mineralización (Castañeda 2019).

3.3.1.1. Sistema de Fallas NO-SE

Son fallas regionales de alto ángulo, de decenas de kilómetros en dirección NO-SE con fallamiento en bloques de tipo inverso, cortadas por fallas transversales de dirección Este-Oeste. Son de edad Cenozoica. Estas fallas son: falla Parcoy – Yuracyacu, falla Trapiche – Pilancón y falla Los Loros (Castañeda 2019).

3.3.1.2. Sistema de Fallas Transversales

Son de tipo sinistral y dextral en dirección OSO-ENE que cortan verticalmente a las fallas regionales NO-SE y al Batolito de Pataz en bloques levantados y hundidos. Se distingue siguiendo las quebradas tributarias del río Parcoy formadas a partir de zonas fracturadas poco competentes; las fallas de este tipo son: falla Quichibamba, falla Tacshana, falla Los Muertos, falla Balcón, falla Lúcumas, falla Rumpuy, falla Llacuabamba (Castañeda 2019).

3.3.2. Geología económica

3.3.2.1. Mineralogía

La mineralogía de las vetas se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y micro tonalitas del Batolito de Pataz al que se considera responsable de esta mineralización. La reacción con las rocas encajonantes provocó alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional. Se tiene una mineralogía en orden de abundancia como el cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita, oro, electrum, galena, calcopirita y esporádicamente pirrotina y jamesonita (Castañeda 2019).

3.3.2.2. Estructuras mineralizadas

Se presenta un sistema de estructuras mineralizadas NO-SE, la diferencia está en el buzamiento de 40° a 80° NE, todo como resultado del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla. Las potencias son muy variables, desde centímetros hasta 24 m formando las vetas tipo rosario, en otros casos se observan ramificaciones que son lazos sigmoideos (veta candelaria), Las principales estructuras de cuarzo-pirita son: veta Lourdes, Rosa, Encanto y Candelaria (Castañeda 2019).

3.4. Geomecánica

El espaciado es mayormente entre 0.02 a 0.20 m, con 4 a 5 familias de discontinuidades, la resistencia de la roca entre 30 a 75 MPa, la alteración es intensa en las cajas y moderado en el mineral, el relleno de fisuras es por calcita, cuarzo, clorita y limpia, las aguas subterráneas son por goteo en las cajas y pequeños flujos en la estructura mineralizada (Consorcio Minero Horizonte 2018).

Las labores primarias están emplazadas principalmente en la granodiorita muy fracturada y húmeda debido a la presencia del agua subterránea que circula por las discontinuidades que causan una disminución de la calidad de roca y cuñas que ocasionan desprendimientos de rocas (Consorcio Minero Horizonte 2018).

Las labores de desarrollo secundario están emplazadas en las estructuras mineralizadas con cajas de granodioritas intensamente fracturadas y muy húmedas. Las vetas son de potencia variable emplazadas en forma de clavos oreshoots, con labores de explotación de hasta 17 m de ancho, 6.5 m de alto y 80 m de largo (Consorcio Minero Horizonte 2018).

La unión entre los bloques determina el comportamiento mecánico del macizo rocoso bajo un nivel dado de tensiones, en este caso son cúbicos, paralelepípedos y triangulares. El grado de fracturamiento, de acuerdo a la clasificación GSI, es muy fracturada (de 12 a 20 fracturas / m) a intensamente fracturada (mayor de 20 fracturas / m) y triturada en la zona de fallas (Consorcio Minero Horizonte 2018).

3.4.1.1. Descripción Geomecánica de la roca

Por su génesis:	Roca Intrusiva Ígnea (Granodiorita).
Color:	Gris claro a blanco Grisáceo.
Granos de roca:	Medio a grueso.
Textura:	Fanerítica holocristalina.
Alteración:	El fragmento de roca presenta mediana alteración.
Resistencia:	Blanda, se rompe con un golpe de martillo (< 1 MPa).
Durabilidad:	De alto debilitamiento y desintegración al ser expuesta a agua.
Permeabilidad:	Presenta permeabilidad secundaria por las fracturas.

3.4.2. Geomecánica del relleno hidráulico

Las labores explotadas de forma mecanizada para posteriormente rellenar con relleno hidráulico, son sostenidas mediante el uso de shotcrete proyectado con robot lanzador y complementado con pernos de anclaje expansivos (Consortio Minero Horizonte 2019).

Se muestra un caso de una labor desde su estado inicial, pasando por el minado, sostenimiento y relleno para demostrar la eficiencia del relleno hidráulico en el método de corte y relleno ascendente (Consortio Minero Horizonte 2019).

Se analiza una labor típica de 3.5 m x 3.5 m minada con el método de corte y relleno ascendente mecanizado. Para el caso, se ha considerado condiciones geomecánicas desfavorables tales como: mala calidad de roca, baja resistencia, zonas con alteración filítica, relleno suave en fracturas principalmente hacia la caja techo de la estructura mineralizada. El análisis se realiza en el software UnWedge 3D (Consortio Minero Horizonte 2019).

En la Figura 15 se muestra una sección típica tipo Baúl, de la una labor subterránea que a ser minada siguiendo el buzamiento de estructura mineralizada (veta). Ambas cajas (derecha e izquierda) se consideran con las mismas características geológicas y geotécnicas y se le considera estable antes de iniciar la explotación.



Figura 15. Estado inicial de la labor.

Fuente: Consortio Minero Horizonte 2019.

En la Figura 16, en la labor minada sin sostenimiento, se muestra cómo afecta la estabilidad del macizo rocoso principalmente en la corona y en la periferia de la estructura mineralizada.

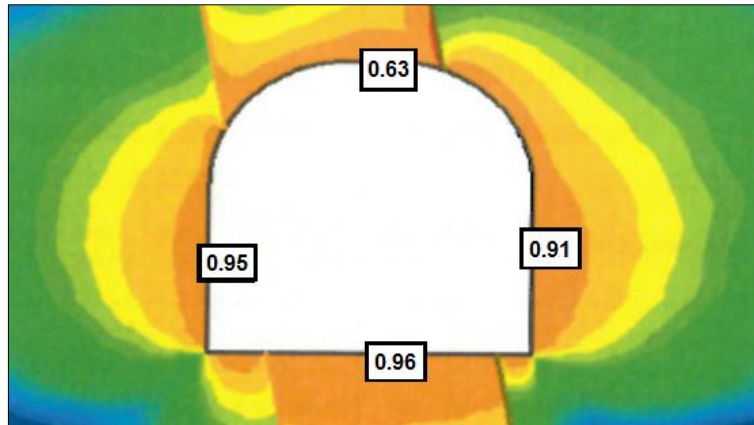


Figura 16. FS < 1.0. Labor sin sostenimiento.
Fuente: Consorcio Minero Horizonte 2019.

En la Figura 17 se observa la labor rellena con 70 % de relleno detrítico, se aumenta el FS de los hastiales, pero es necesario rellenar con hidráulico para aumentar el FS en la corona. El sostenimiento utilizado es shotcrete de 2" con pernos Swellex espaciados 1.0 m x 1.0 m, el cual garantiza la estabilidad de la excavación durante el proceso de rotura y relleno.

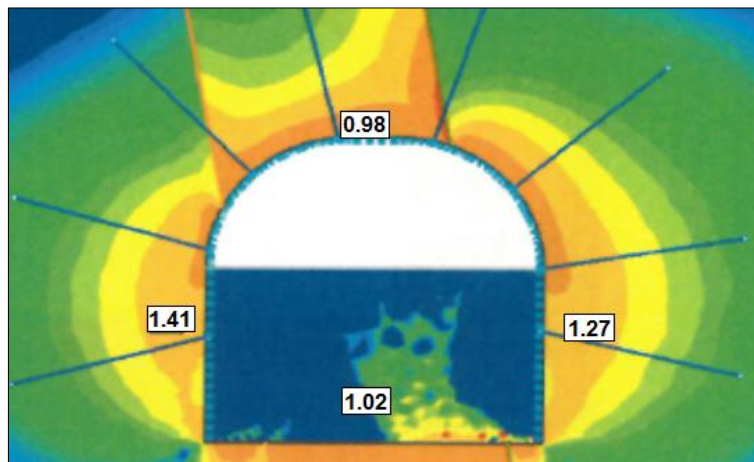


Figura 17. Labor sostenida según estándar de labor temporal. FS de 1.2.
Fuente: Consorcio Minero Horizonte 2019.

Como se ve en la Figura 18, luego del relleno hidráulico el Factor de seguridad supera a 1.5, consiguiendo las prestaciones necesarias para utilizar ese corte como nuevo piso para continuar minando en la parte superior. Para garantizar la estabilidad del siguiente corte de minado, se deberá dar celeridad a proceso de relleno, para no sobrepasar el tiempo de autosoporte de la excavación.

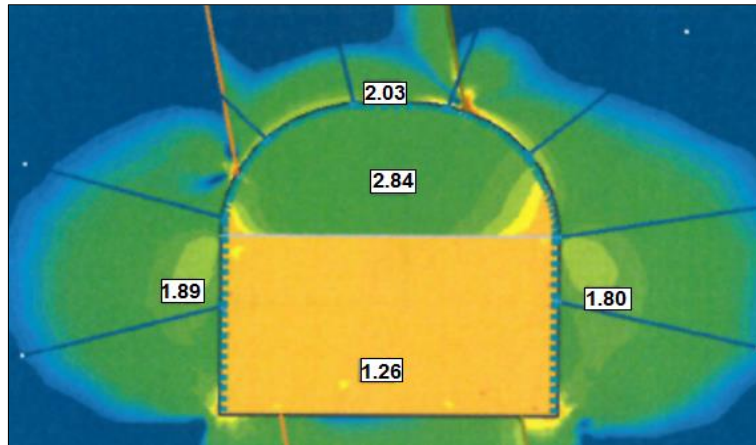


Figura 18. Estabilidad de las cajas completando el relleno hidráulico. FS > 1.5.

Fuente: Consorcio Minero Horizonte 2019.

3.5. Operaciones mineras

Es una mina subterránea con una producción diaria de 1700 TMH y 8.1 g Au/Tn ley de cabeza en promedio, siendo su producción en finos de 300 a 320 Kg Au/mes. El Yacimiento de Parcoy está conformado por un sistema de vetas bien definidas que alcanzan una extensión de 7 Km de longitud y 1570 m en vertical. Las vetas más importantes son Lourdes, Candelaria, Encanto y Rosa. Los accesos principales son de sección 4.2 x 4.5 m (sección volquete 25 y 30 TMH), el cual se ramifica en rampas independientes en cada veta de sección 3.5 x 4.0 m y de gradiente -12 %.

Se aplican 02 métodos de explotación con sus respectivas variantes aplicadas cada uno de acuerdo a las características de la estructura mineralizada.

3.5.1. Corte y relleno ascendente convencional

Este Método es sido aplicado en las vetas que tienen un buzamiento entre 45° y 60° con una potencia 1.20 m en promedio. Se desarrolla a partir de subniveles dejando un puente 3.0 m promedio con la galería inferior y el corte de mineral es de forma ascendente a lo largo del todo el block. Se perforan taladros horizontales o subniveles de 4' a 6' de longitud mediante máquinas jackleg, empleando dinamita para la voladura. El mineral roto es acarreado con Winches eléctricos hasta las chimeneas en donde por gravedad llegan a las tolvas (Mendieta 2014).

Es un método de minado selectivo en el cual los cortes horizontales del mineral son extraídos avanzando hacia arriba y los vacíos son rellenos con material detrítico o de mayor consistencia (relleno hidráulico). Este método es recomendado si se cumple los siguientes requisitos: el cuerpo mineralizado presenta paredes débiles, no es continuo, leyes altas, se desea gran selectividad y menor dilución (Mendieta 2014).

El laboreo del método de corte y relleno convencional aplicado en macizos rocosos con RMR_{89} menor a 35, es necesario sostenerlo con cuadros de madera en avanzada, para posteriormente rellenos cuando la tajada horizontal es minada por completo en ese subnivel. Este método es combinado con equipos trackless cuando el laboreo de acceso lo permite, eso acelera los ciclos de carguío y acarreo (Coral y Atoc 2016).

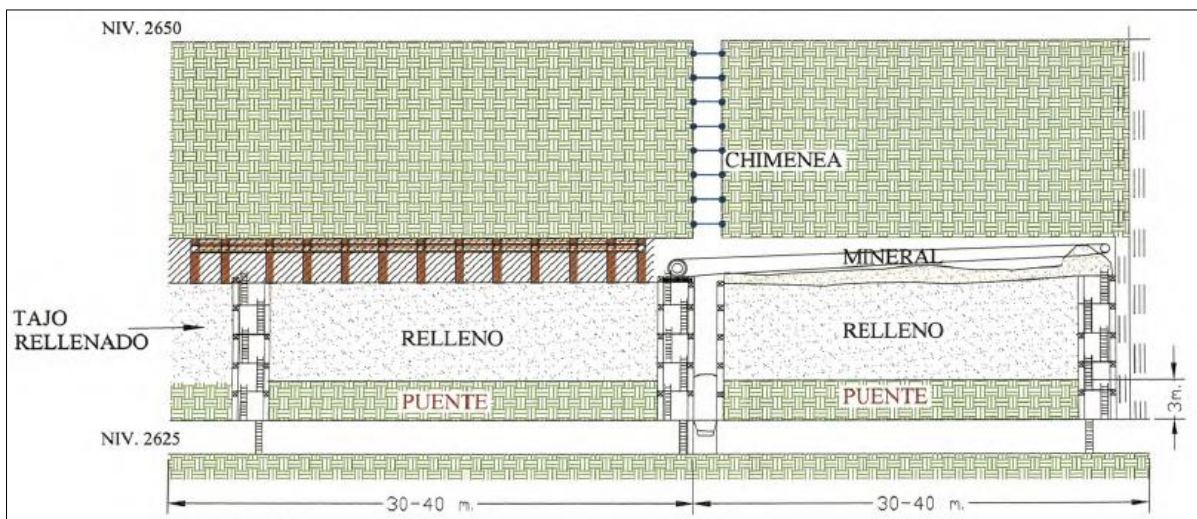


Figura 19. Diseño idealizado del corte y relleno ascendente convencional.

Fuente: Coral y Atoc 2016.

3.5.2. Corte y relleno ascendente mecanizado

Este método se aplica donde las vetas tienen un buzamiento de 65° y 75° y potencias de 2.0 m en promedio. La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso de la estructura, a partir de la rampa se desarrollan ventanas (rampa -15 % gradiente) hacia la estructura, una vez cortada la estructura se desarrollan galerías Norte y Sur con longitudes de 35 y 40 m en promedio (límite del tajo), para el cambio de piso se rellena la galería y se desquincha la ventana de acceso (rebatido).

La limpieza de mineral en los tajos se efectúa con scooptram de 4 yd³. Para el acarreo se utilizan scooptram de 4 yd³ y dumper de 15 Tn. Para la extracción se usan volquetes de 25 y 30 Tn. Como labores principales se realizan rampas de desarrollo, bypass y galerías de preparación y chimeneas de ventilación. La perforación se realiza en forma horizontal, se usa jumbos electrohidráulicos y los taladros son de 14' de longitud.

Para la voladura se utiliza la dinamita, después de los disparos se ventila los frentes, se desata y para luego proceder a la limpieza de mineral roto, luego según la calidad de roca se sostiene con shotcrete de 2" o 4" con fibra metálica y pernos Split set, hidrabolt, expandabolt, pernos helicoidales. Una vez completada el corte de minado de aproximadamente 50 m por cada ala se rellena con relleno detrítico o relleno hidráulico con una abertura de 30 cm para el siguiente corte.

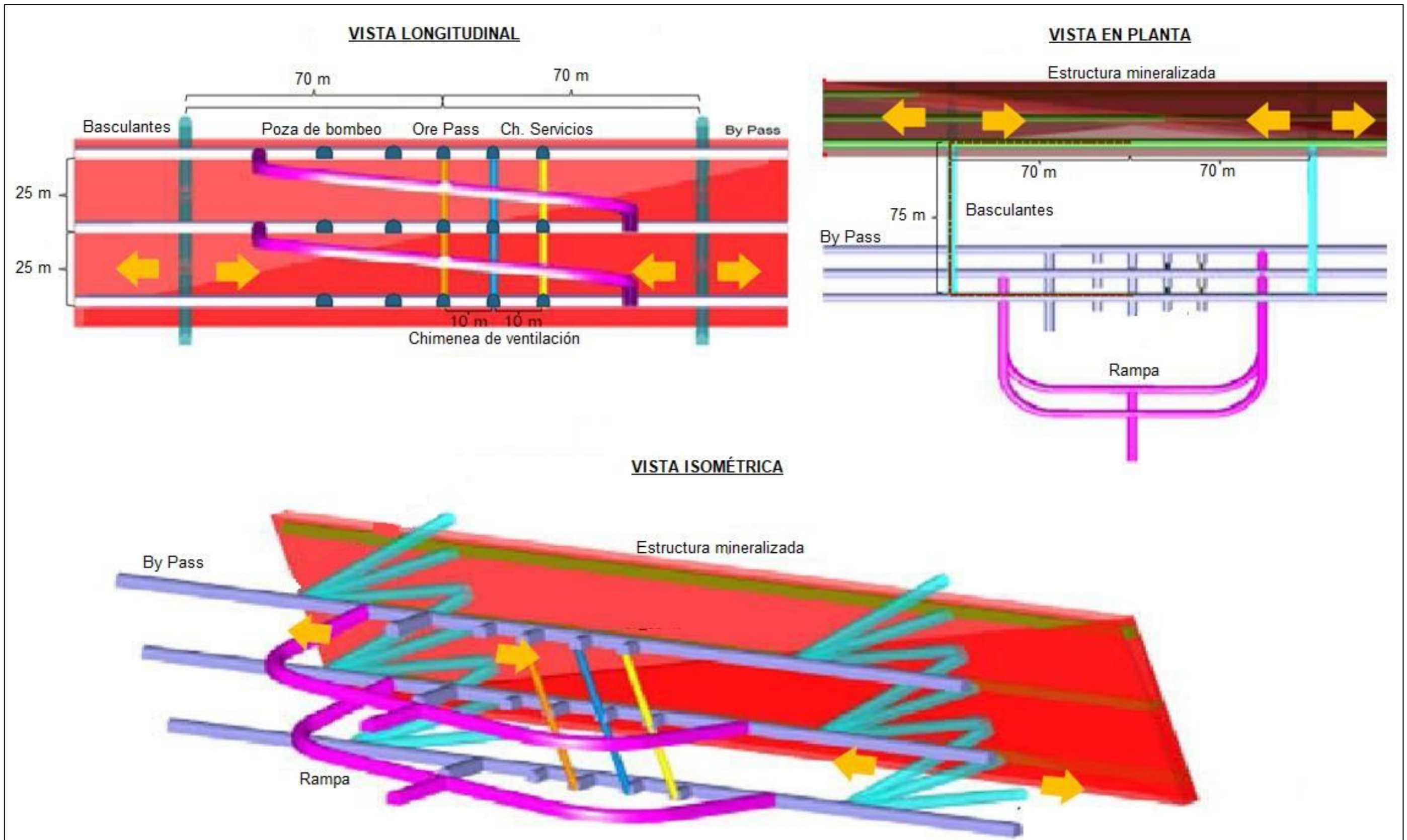


Figura 20. Corte y relleno ascendente mecanizado en 3 vistas.

El ciclo de minado del método de corte y relleno mecanizado, comprende:

3.5.2.1. Perforación

La perforación en los tajos es horizontal y se realiza con jumbos electrohidráulicos donde se usan barras de 14' de longitud, el diámetro de perforación varía entre 45 a 60 mm con un burden y espaciamiento entre 0.60 – 0.60 m para tajos y para labores de avance entre 0.40 – 0.60 m. En promedio, el tiempo de perforación de un frente de 3.5 m x 3.5 m es de 2 horas.

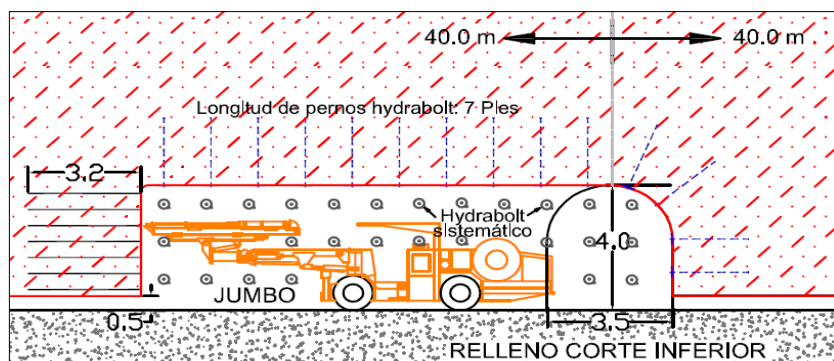


Figura 21. Perforación horizontal con jumbo.

3.5.2.2. Voladura

Culminado el proceso de perforación se realiza el carguío, para esto se utiliza como explosivo la dinamita Semexa y Exadit (los taladros de producción se cargan con Semexa y los taladros de contorno con Exadit) y como accesorios el Carmex con mecha rápida. El tiempo promedio de la etapa de carguío es de 1 hora. Horarios de disparo establecido (06:00 am y 06:00 pm.).

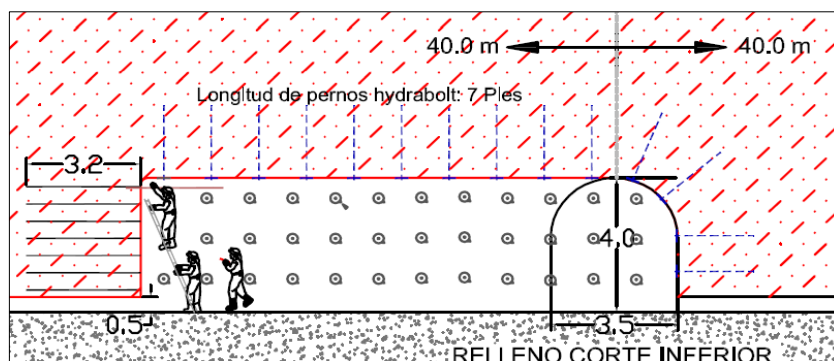


Figura 22. Ciclo de Minado - Voladura (1 hora de carguío del frente).

3.5.2.3. Limpieza

La operación de limpieza en los tajos mecanizados se realiza con scooptram de 4 yd³ los cuales evacuan el mineral directamente al orepass que está en el bypass de acceso. También se acumula carga en cámaras de acumulación, los cuales son cargados a volquetes con scooptram de 6 yd³.

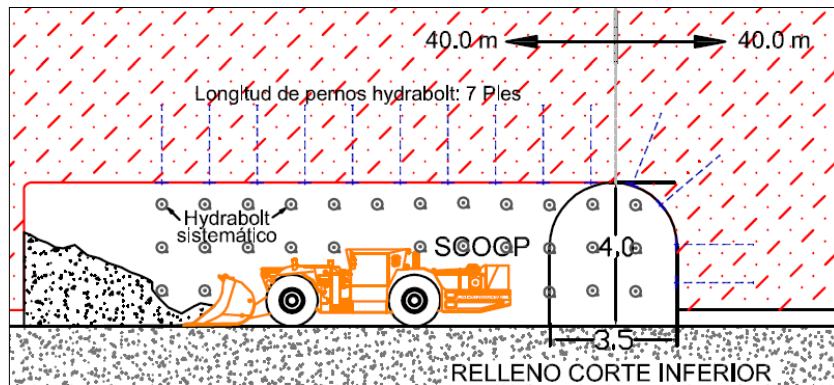


Figura 23. Limpieza con scooptram de 4 yd³.

3.5.2.4. Sostenimiento

El sostenimiento de los tajos se realiza de acuerdo a la clasificación Geomecánica del macizo rocoso, utilizando como base el estudio geomecánico que se utilizó en la unidad en función al tipo de labor si serán labores temporales o labores permanentes. El espesor del shotcrete está dado por la recomendación Geomecánica diaria, después del lanzamiento, se deberá esperar fraguar 3 horas como mínimo.

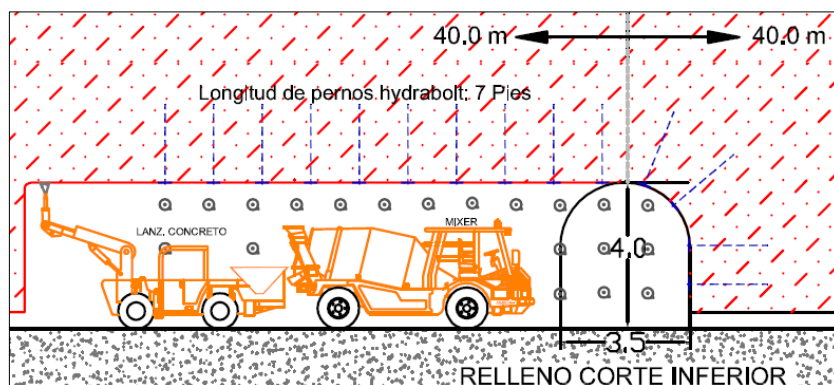


Figura 24. Sostenimiento con robot lanzador apoyado del mixer.

3.5.2.5. Acarreo

El mineral es acarreado a las cámaras de acumulación con scooptram de 4 yd³.

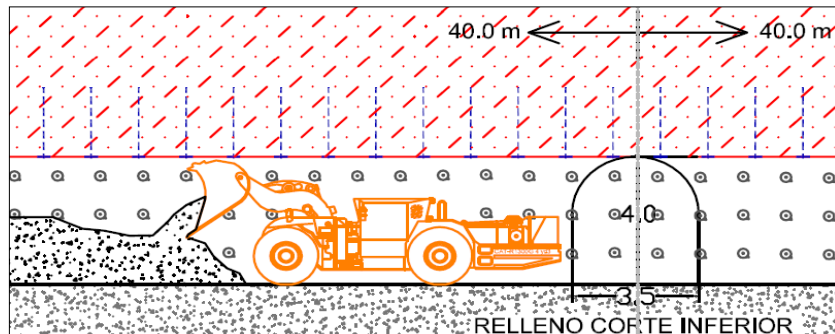


Figura 25. Acarreo con scooptram de 4 yd³.

3.5.2.6. Transporte

Una vez que el mineral está acumulado, es cargado hacia los volquetes de 25 Tn de capacidad y transportados hacia la planta de beneficio ubicada en superficie.

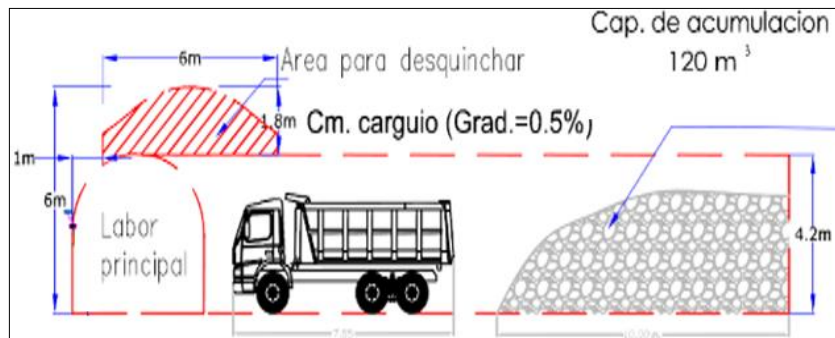


Figura 26. Ciclo de minado – dimensiones cámara de carguío.

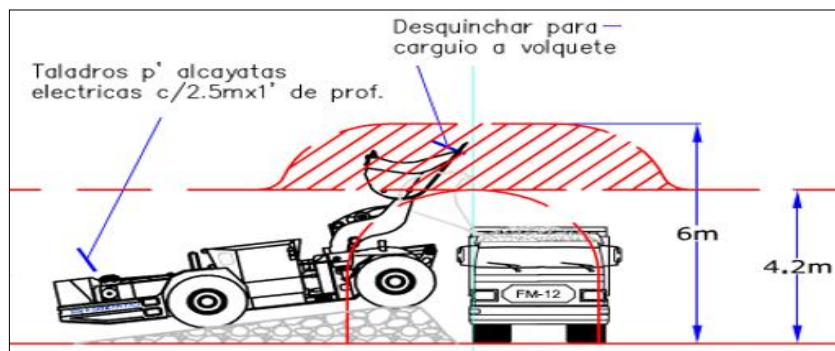


Figura 27. Carguío con scooptram de 6 yd³ a los volquetes de 25 Tn.

3.5.3. Ventilación

La ventilación en interior mina es forzada por ventiladores eléctricos principales de 180000 y 150000 CFM de capacidad instalados en Chimeneas Alimak de sección 2.5 x 2.5 m para la ventilación los cuales están ubicados en los extremos y parte central de las vetas Candelaria, Encanto, Rosa, Lourdes y Milagros, estos ventiladores en los extremos trabajan como extractores de aire contaminado. El aire limpio requerido para la operación ingresa a través de la bocamina por la rampa RNG, bocamina Balcón Nv2430 y por las chimeneas ubicadas en la parte central de las vetas. Para la ventilación auxiliar se usan ventiladores de 30000 y 60000 CFM como inyectores de aire limpio a labores ciegas.

3.5.4. Servicios auxiliares

3.5.4.1. Aire comprimido.

El aire comprimido es generado por cuatro compresoras de 1200 a 1500 CFM alcanzando juntas una capacidad instalada de 5435 CFM concentradas en superficie más una compresora de 1000 CFM de capacidad como stand by. Luego el aire comprimido es ingresado por la Ch Rb RNG y continua por la Ch090Ak, llegando al nivel 2430 mediante una tubería de acero alvenius de 12" de diámetro, alimentando la mayor parte de la zona baja donde se concentra las operaciones actualmente con tuberías HDPE de 4" de diámetro y tubería HDPE de 2" de diámetro para los tajos y tope de labores de avance.

3.5.4.2. Agua a presión.

El agua para la operación de mina es captada de la quebrada ribereña de Balcón, debajo del Nv2780 Potacas Balcón II en el cual se tiene un reservorio 36 m³ y de la cual se usa para la distribución una tubería HDPE de polietileno de 4" y 2" de diámetro respectivamente por su maniobrabilidad y bajo costo. La presión del agua a la que trabaja es de 2 a 6 bar empleando rompe presiones en zeta para bajar la presión en algunas zonas. El requerimiento de agua está basado en el volumen de agua a utilizar en la fase de explotación por los siguientes consumos: perforación, sostenimiento y servicios.

3.6. Operación de relleno hidráulico

Antes de comenzar con el relleno, la preparación del tajo será supervisada por el jefe de servicios auxiliares mina, quien dará la orden de iniciar el relleno de dicha labor cuando el tajo tenga todas sus instalaciones en perfectas condiciones. Dada la orden de rellenado, el capataz comunica por teléfono o radio portátil al operador de la planta de relleno para el inicio, para lo cual se lavará inicialmente la tubería por un tiempo de 05 a 10 minutos, para verificar el caudal de llegada al tajo.

Al empezar el relleno con la pulpa, debe efectuarse a una altura de 0.80 m desde el piso y en etapas para facilitar la clarificación del agua para su drenaje respectivo. Al finalizar el relleno se deberá cortar el envío de relleno y mandar agua por un lapso de 20 a 25 minutos para el lavado respectivo de la tubería y evitar que se sedimenten en las paredes internas de la tubería y evitar atoramientos posteriores. Se considera que la tubería ha sido lavada correctamente cuando llega agua limpia.

Antes de iniciar el relleno se procede a la limpieza de cunetas y se preparan barreras secundarias al pie del tajo a rellenar donde se acumula el material fino que escapa del relleno y así evitar que se acumule a lo largo de la galería y, durante el proceso de rellenado es muy importante eliminar rápidamente el agua excedente del tajo y esto se logra instalando adecuadamente drenajes a lo largo del tajo. Por otro lado, mediante tuberías agujereadas (quenas) a lo largo del tajo, se drenará el agua instalándolas lo más alto posible.

A medida que el relleno ascienda saldrá el agua y una vez que empiece a salir pulpa, se dará por concluido el relleno. Las cuadrillas de relleno hidráulico para una operación normal con una producción de aproximadamente 50000 TMH/mes cuenta con un personal especializado de 10 obreros, supervisado por un jefe de turno por guardia los cuales deben ser organizados de la siguiente manera: 1 capataz, 1 operador de planta de relleno, 2 bomberos, 1 maestro rellenador, 2 maestros tuberos y preparadores, 3 ayudantes.

3.6.1. Funciones del personal obrero

3.6.1.1. Capataz

Supervisa todo el trabajo programado al iniciar la guardia e informa inmediatamente al jefe de turno sobre cualquier problema detectado en la instalación y preparación del tajo, o cualquier imprevisto que interrumpa el proceso (atoro de tubería, falta de relave, problemas de bombeo y agua).

3.6.1.2. Operador de planta

Es el personal que tiene a su cargo el trabajo de los ciclones, el repulpado de relave, controla el abastecimiento normal del relave y su misión básica es de proporcionar un flujo constante de relleno.

3.6.1.3. Bombero

Encargados de bombear el agua de relleno de los diferentes tajos, evitando los contratiempos que puedan surgir mientras se realiza el relleno (problemas con las bombas, inundación, rebalse de sedimentadores).

3.6.1.4. Maestros rellenadores

Controlan la marcha normal del relleno del tajo, evitando escapes, desacoples, fugas, éste soluciona cualquier problema que se presenta en la red de tubería de relleno.

3.6.1.5. Maestros tuberos y preparadores

Es el personal que instala o acondiciona las tuberías en las chimeneas y tajeas, además coloca yute, rafia o polipropileno y asegura el tajo para evitar filtraciones.

3.6.1.6. Ayudantes de servicios

Ayuda en la preparación del tajo, revisión de líneas de tubería, recuperación de materiales, orden y limpieza de galerías debido a escapes, atoros u otros.

3.7. Planta de beneficio

Tiene una capacidad de procesamiento de 2000 Tn/día de mineral. Para beneficiar el mineral primero, se realiza un proceso de reducción de tamaño (chancado y molienda), luego el mineral molido pasa por los procesos de gravimetría y flotación, obteniendo el concentrado de oro. Este concentrado es procesado por el método de cianuración tanto en molinos de remolienda y tanques agitadores. El oro disuelto en solución de cianuro se recupera en el proceso de Merrill Crowe en mayor proporción y una pequeña parte se recupera en el proceso de Carbón en Pulpa. El producto final es el concentrado de oro del Merrill Crowe y oro en carbón activado.

El mineral está básicamente constituido por sulfuros de pirita aurífera, oro libre, además de otros sulfuros (Arsenopirita, Galena y Sulfuros de zinc), la ganga está constituida por cuarzo. Una parte del oro está asociada a cuarzo y una gran proporción de oro y plata se encuentra alojados en micro fracturas de los sulfuros, lo cual hace que para su beneficio en CMH requiera de métodos concentración gravimetría – flotación seguida de cianuración de los concentrados obtenidos; finalmente la recuperación de finos en precipitación Merrill Crowe y Carbón activado. Los subproductos de los dos procesos de flotación y cianuración son los relaves que se depositan en canchas separadas y que se generan en una proporción de 8:1 respectivamente.

3.8. Planta de relleno hidráulico

Actualmente CMH cuenta con una planta de relleno hidráulico (Nv2735) con una capacidad de almacenamiento de 600 m³ de sólidos (underflow) requeridos para el relleno de los tajos en explotación. Tiene la función principal de producir carga con granulometría apropiada para las labores de relleno dentro de mina. Este relave que aporta la planta concentradora producto del proceso de flotación es dirigido por impulsión de una bomba ASH de 6" x 6" a la zona de recepción de la planta de relleno hidráulico mediante una tubería de 6" y, esta es ingresada a un sistema de clasificación a través de dos hidrociclones (D10, D15). La fracción fina (overflow) es enviada a la relavera de Alpamarca; la fracción gruesa (underflow) clasificada (en promedio 15 m³/h) es depositada en 2 silos de almacenamiento de 300 m³ c/u a la espera de ser utilizados en el relleno de labores minadas.

Anteriormente se contaba con un tercer hidrociclón D10, debido a que los otros dos hidrociclones eran D18, el cual reclasificaba el overflow de los dos primeros hidrociclones mediante una bomba REVAL 3" x 2" y se obtenían 3.8 m³/h en promedio de underflow. El underflow obtenido por este hidrociclón era almacenado en un tercer tanque de 300 m³, y era usado para el rellenado de labores abandonadas (pasivos). Actualmente se utiliza el tercer tanque como contingencia de overflow si ocurre algún imprevisto en la línea de tubería hacia la relavera. El relave almacenado en los silos, es direccionado al repulpador de 7'x7' para uniformizar el relave, convirtiéndolo en pulpa y permitiendo controlar la densidad requerida en mina para posteriormente ser bombeado. Se cuenta con dos bombas encargadas de bombear la pulpa a interior mina, una bomba Feluwa ZHL 110/135 y una Bomba ASH BH SRH/SRC 6" x 6". Además, se completa el circuito de la planta de relleno hidráulico con una zaranda vibratoria clasificadora de impurezas y 2 tanques de agua con capacidad de 25 m³ c/u para el lavado de la tubería terminado el relleno hidráulico.

3.8.1. El agua en el proceso de relleno hidráulico

El agua utilizada en el proceso de relleno hidráulico es captada desde la zona de Candelaria en superficie (río Parcoy – Nv2800) y, usando diferencia de cotas y mediante tubería HDPE de 4" es direccionada hasta una primera poza de almacenamiento y sedimentación de finos ubicada en bocamina Rumpuy (Nv2750), en ese punto se cuenta con una bomba GRINDEX Major y mediante tubería HDPE de 2" es impulsada hasta los 2 tanques de almacenamiento. Durante el proceso de relleno hidráulico se utiliza el agua de los tanques principalmente para el lavado de la tubería una vez concluido el bombeo de pulpa (aproximadamente entre 20 a 40 minutos según la distancia y profundidad de la labor con el caudal de la bomba utilizada en el relleno). También se utiliza para comprobar la continuidad de la línea desde la planta de relleno hasta la labor a rellenar (se envía mediante gravedad durante 5 minutos) antes de iniciar el bombeo de pulpa. Por último, se utiliza para controlar la densidad en el repulpador cuando se solicita enviar pulpa con menor densidad a la clasificada con los hidrociclones. Por otro lado, el agua que forma parte de la pulpa, es enviada junto al relave desde planta de beneficio y regula su alcalinidad (6.5 - 8.2) para no alterar el entorno de a labor a rellenar.

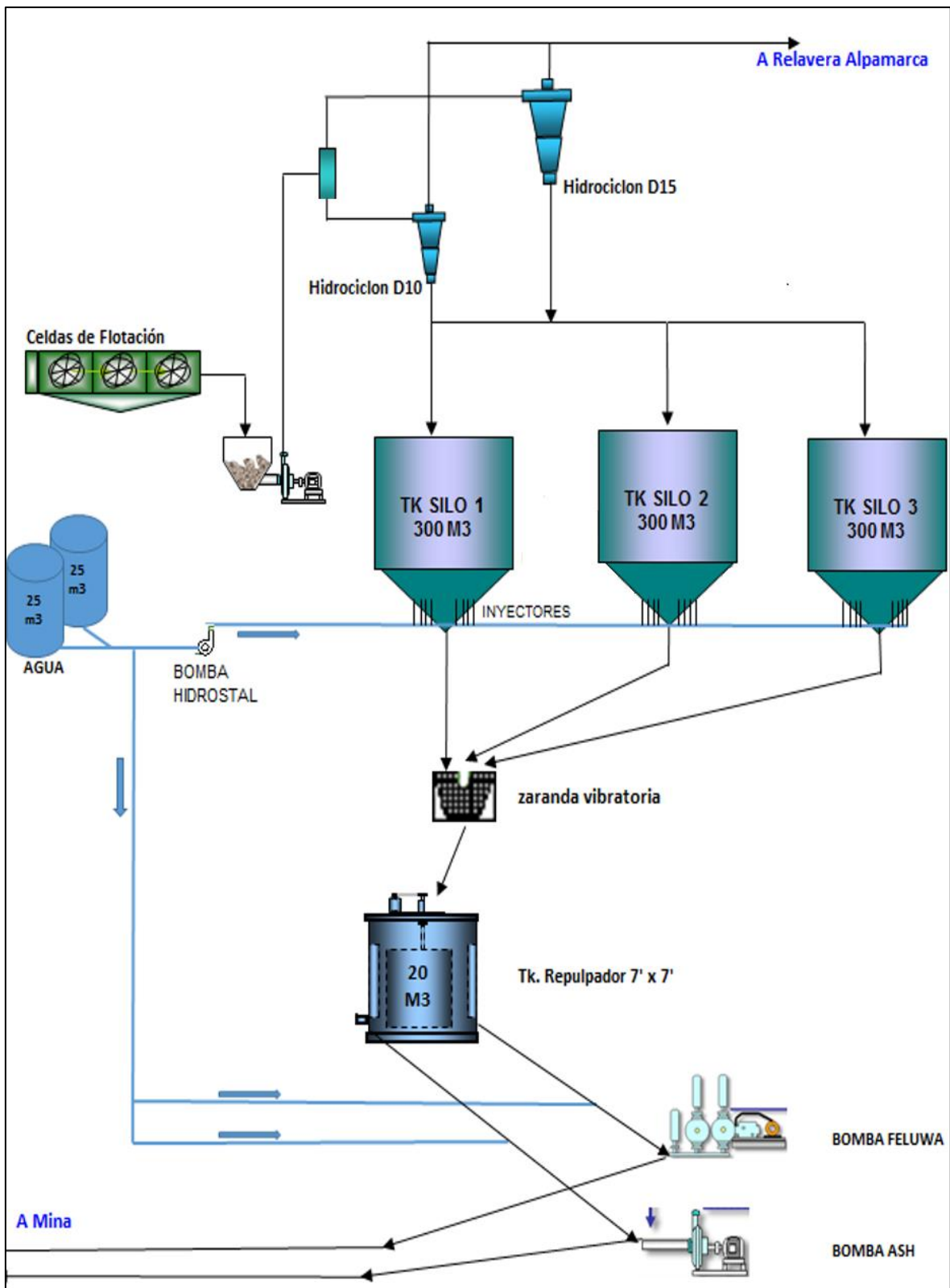


Figura 28. Circuito de planta de Relleno Hidráulico.

Fuente: Anexo 01.

3.8.2. Bomba centrífuga DIN Monoblock Hidrostral 40-200

Del tipo centrífugo cerrado. Fabricado en hierro fundido gris, alternativamente se suministra en bronce y en acero inoxidable. Está diseñado para una máxima eficiencia de bombeo. Balanceado electrónicamente para evitar vibraciones. Hidrostral es un fabricante especializado en bombas de altas presiones y prestaciones. La designación de las bombas Hidrostral se da la siguiente manera (Hidrostral, 2012).

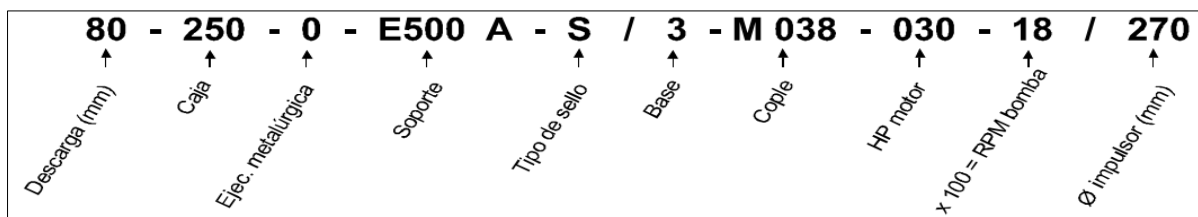


Figura 29. Designación y nomenclatura de las bombas Hidrostral.

Fuente: Hidrostral 2012.

El modelo exacto de la bomba es: 40-200-1-D395E-S/3-M024-030-36/035, según la nomenclatura de la Figura 29. Son características a resaltar (Hidrostral 2012):

- Descarga: 80 mm.
- Potencia del motor: 30 HP.
- RPM del motor: 3600.

En la planta de relleno hidráulico, se utiliza una bomba Hidrostral para la inyección de agua a presión en los conos de los silos de almacenamiento de relave, el cual se sedimenta y compacta parcialmente dificultando su flujo hacia el repulpador. En la Figura 28 se muestra la bomba Hidrostral y los inyectores. El agua utilizada es tomada de los tanques de 25 m³ que almacenan el agua para todo el circuito.



Figura 30. Bomba Hidrostal.
Fuente: Hidrostal 2012.



Figura 31. Bomba Hidrostal en planta de relleno hidráulico.



Figura 32. Panel informativo de la bomba y válvula de control.

3.8.3. Bomba Feluwa ZHL 110/135

Con el objeto de eliminar las desventajas de las bombas de diafragma tradicional, FELUWA ha desarrollado su bomba de desplazamiento recíprocante, herméticamente sellada y a prueba de fugas, denominada como Bomba de Pistón con Diafragma – Tubular. Esta bomba ha sido satisfactoriamente operada en distintas aplicaciones por todo el mundo durante 40 años. Se caracteriza por un extraordinario alto avalúo técnico y económico. Con la bomba FELUWA de pistón con diafragma tubular, el ampliamente utilizado principio del diafragma plano ha sido mejorado al añadir un diafragma tubular flexible de manera que el fluido bombeado este en contacto directo solo con el interior del diafragma tubular y las válvulas. Un sistema de válvula mecánica en la cámara de aceite hidráulico, asegura un control automático y compensación del volumen de líquido hidráulico sin la necesidad de una bomba de aceite o una unidad de control (Feluwa 2000).

3.8.3.1. Características técnicas de la bomba Feluwa

Fabricante:	FELUWA PUNPEM GMBH.
Modelo:	ZHL 110/135-2K180-4SM460HD.
Serie:	14041 2070890 1 2070845.
Tipo de bomba:	Pistón de membrana de manguera.
Caudal de trabajo:	45.5 m ³ /h.
Potencia:	200 HP.
Presión máxima:	50 Bar.
Eficiencia:	92 %.
Carga dinámica:	280 m.c.l.
Carrera:	135 mm/s.
Ø pistón / Ø eje:	1800 mm / 8/6 mm.
Ø polea bomba:	1010 mm.
Ø polea motor:	275 mm.
RPM pistón:	1207.
Carreras:	62.7/min.
Marca del motor:	US – MOTORS.
Nº del motor:	HD 2873/Z04Z018044OR-1.
RPM del motor:	1190.



Figura 33. Bomba Feluwa en la planta de relleno hidráulico CMH.

La bomba Feluwa cumple exigencias de prestaciones debido a que soporta presiones elevadas y logra vencer columnas de carga mayores a 400 m.



Figura 34. TDF y tablero de control de la bomba Feluwa (440 V).

La bomba Feluwa es normalmente utilizada en CMH para rellenar labores donde la línea de tubería recorre tramos verticales ascendentes debido a que la bomba ASH trabaja con presiones más bajas que la Feluwa. También es utilizada cuando el caudal de agua a enviar a interior mina no podrá controlarse y se necesitará un menor caudal de agua para poder rellenar de manera continua durante un tiempo prolongado.

3.8.4. Bomba ASH BH 046 6" x 6"

La bomba horizontal de pulpa ASH BH 6" x 6", con sello seco, centrífuga, ideal para pulpas abrasivas y trabajo de tiempos prolongados. Es una bomba robusta y de grandes prestaciones.

Características técnicas de la bomba:

Fabricante:	ASH.
Modelo:	BH 046 6 x 6 SRC/SRH.
Serie:	15785 A6545 TRE004.
Tipo de bomba:	Centrífuga horizontal de sello seco.
Caudal de trabajo:	58.8 m ³ /h.
Potencia:	40 HP.
Presión máxima:	8 Bar.
Eficiencia:	54 %.
Carga dinámica:	60 m.c.l.

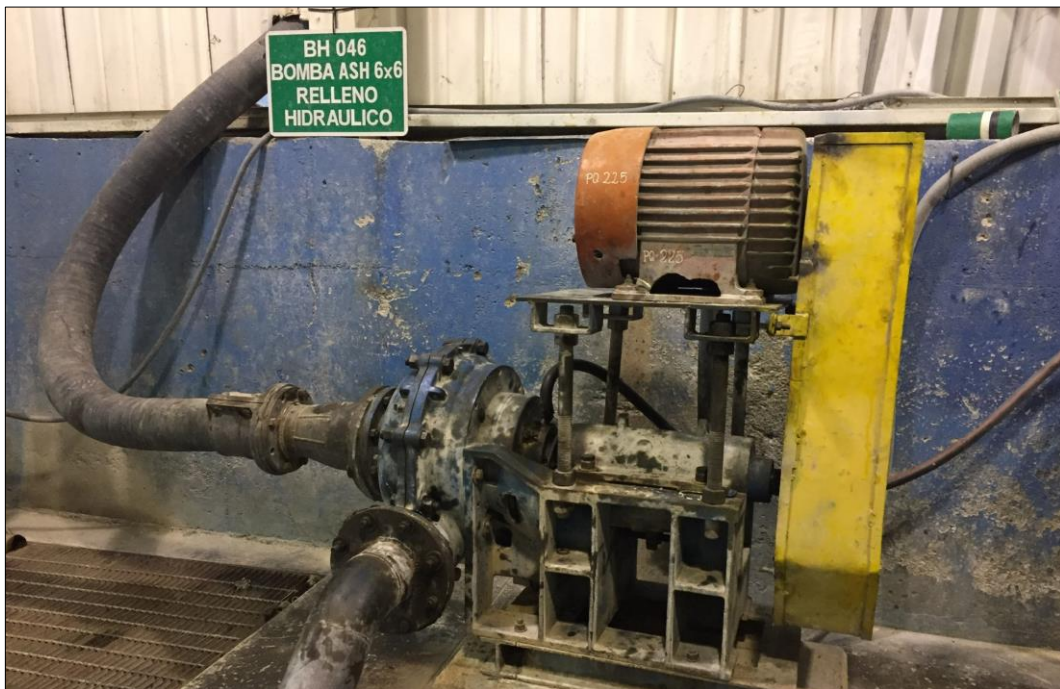


Figura 35. Bomba ASH en planta de relleno hidráulico CMH.

3.8.5. Balanza de densidad y gravedad específica Marcy (METSO)

La balanza de lectura directa de gravedad específica y de densidad de Pulpa Marcy acelera la determinación de la densidad de la pulpa, la gravedad específica tanto de pulpa como líquidos, y la determinación de la gravedad específica de sólidos secos. Elimina los errores al leer cuadros o gráficos, y evita los errores de cálculo.



Figura 36. Balanza Marcy.



Figura 37. Discos intercambiables según peso específico de los sólidos.

3.9. Metodología de la investigación

La investigación empelada es no experimental, se utiliza el método deductivo-intuitivo, porque de datos particulares se generaliza para toda el área estudiada, partiendo de la caracterización de la pulpa de relave y la geometría de las labores mineras de la U.E.A. Parcoy CMH.

3.9.1. Tipo, nivel, diseño y método de investigación

Se desarrolla una investigación tecnológica y aplicada, de nivel descriptivo y explicativo, usando un diseño y método de investigación no experimental tomando como base los datos tomados en campo, para su posterior interpretación en gabinete.

3.9.2. Población, muestra y unidad de análisis

Pulpa de relave clasificada de la planta de beneficio de la Unidad Parcoy CMH.

3.9.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

La metodología seguida, ha constado de tres etapas principales que ayudaron a cumplir los diferentes procesos de la investigación.

3.9.3.1. Etapa de Gabinete

Se buscó información en base al problema planteado, información de precedentes y actual de planos, ábacos, tablas, informes técnicos, bibliografía especializada.

Se elaboró un programa de ejecución y recojo de datos cuantitativos y cualitativos, asimismo se definieron las etapas y puntos de recolección de información específica de campo.

3.9.3.2. Etapa de Campo

En esta etapa realizaremos observaciones y la recopilación de datos. Se recopiló la información necesaria y específica del proceso de relleno hidráulico. Por medio del trabajo de campo se efectuó un reconocimiento de algunos puntos de cuellos de botella que se podrían mejorar y/o reajustar. Para la presente investigación se

utilizó una serie de actividades como la recopilación, organización, evaluación, análisis y representación de los datos obtenidos en la Unidad Parcoy CMH.

3.9.3.3. Análisis, interpretación y redacción del informe final

Todos los datos recopilados en campo han sido trasladados a una base de datos y trabajados hasta obtener el trabajo final. Se sintetizó la información en tablas, gráficos y planos, utilizando softwares; Microsoft Office para la digitalización del informe, AutoCAD para la representación de la zona de estudio en planos y UnWedge para el análisis geomecánico. Por último, se muestra las conclusiones y recomendaciones.

3.9.4. Recursos materiales

Durante el desarrollo de la investigación, fueron necesarios algunos equipos y materiales para la recopilación de datos para su posterior interpretación en gabinete. Los equipos y materiales utilizados fueron:

3.9.4.1. Equipos

- Balanza Marcy, utilizada para medir densidad de la pulpa de relave en la planta de relleno hidráulico.
- Celular, para tomar fotografías, guardar registro y evidenciar el trabajo.
- Mallas de Tyler, para tamizar las muestras de relave y obtener la curva granulométrica en ambos hidrociclones.
- Flexómetro, empleado para medir dimensiones en las labores a rellenar o en la planta de relleno.
- Laptop, para realizar el informe y planos en los softwares correspondientes.
- EPP's según la actividad realizada. Es obligatorio.

3.9.4.2. Materiales

- Libreta de campo, para realizar anotaciones de las observaciones en campo y datos de importancia.
- Utilices de escritorio, para las actividades de campo y gabinete.
- Imagen satelital, para ubicarnos geográficamente en la zona de estudio.

CAPÍTULO IV. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. Análisis granulométrico del relave

El sistema de clasificación de RH está conformado por 02 hidrociclones, uno D15 y uno D10; estos reciben como alimentación el relave luego de la etapa de concentración por flotación en la planta de beneficio.

En el análisis se utilizó un caudal de alimentación de 67.65 Tn/h y una densidad de 1.32 Tn/m³ (ver Tabla 17). Se tomó dos muestras de 300 g (cantidad mínima según la ASTM-C-136-01) de cada hidrociclón y se realizó el análisis mediante tamizado y posteriormente se graficó en la curva granulométrica. Por último, se determinó el coeficiente de uniformidad (Cu) y la velocidad de percolación (vp) de la pulpa.

Tabla 09. Análisis granulométrico del Hidrociclón D10.

Malla	μm	Alimentación		Underflow		Overflow	
		% Peso	Acum. (-) (%)	% Peso	Acum. (-) (%)	% Peso	Acum. (-) (%)
40	425	0.00	100.00	0.19	99.81	0.00	100.00
50	300	0.45	99.56	0.95	98.86	0.07	99.93
70	212	3.83	95.73	38.70	60.16	0.04	99.89
100	150	11.17	84.56	19.38	40.78	0.13	99.76
140	106	16.06	68.50	17.57	23.21	2.91	96.85
200	75	9.76	58.74	5.46	17.75	7.46	89.39
270	53	10.36	48.37	3.41	14.34	13.51	75.88
325	45	3.60	44.77	2.15	12.19	7.75	68.13
400	38	2.62	42.15	2.78	9.41	6.25	61.88
500	25	6.45	35.70	1.47	7.94	6.56	55.32
635	20	3.39	32.31	0.85	7.09	2.99	52.33
-635		32.31	0.00	7.09	0.00	52.33	0.00
Total		100.00		100.00		100.00	

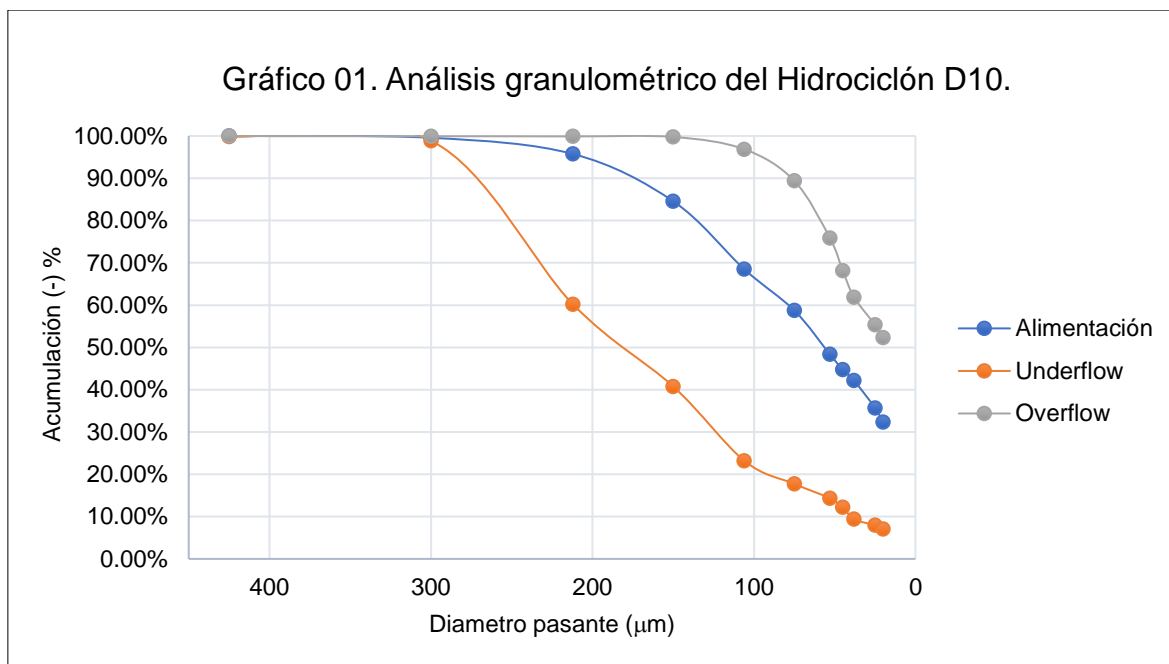
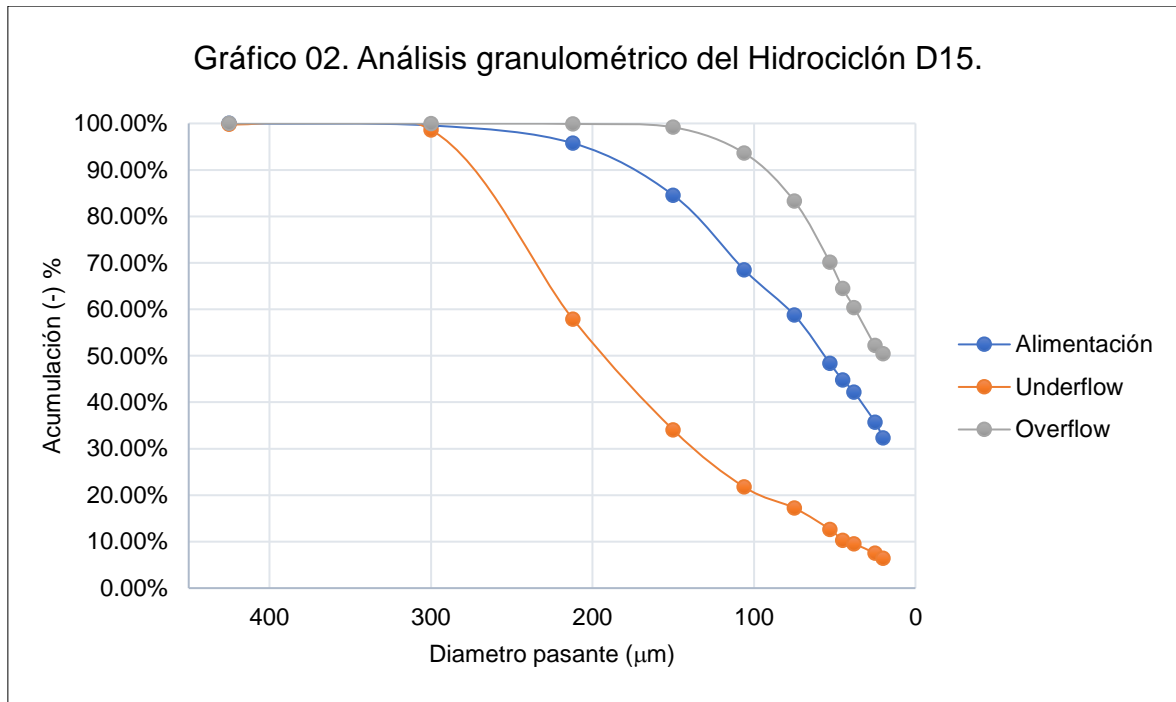


Tabla 10. Análisis granulométrico del Hidrociclón D15.

Malla	μ	Alimentación		Underflow		Overflow	
		% Peso	Acum. (-) (%)	% Peso	Acum. (-) (%)	% Peso	Acum. (-) (%)
40	425	0.00	100.00	0.21	99.79	0.00	100.00
50	300	0.45	99.56	1.18	98.61	0.03	99.97
70	212	3.83	95.73	40.76	57.85	0.09	99.88
100	150	11.17	84.56	23.80	34.05	0.71	99.17
140	106	16.06	68.50	12.29	21.76	5.55	93.62
200	75	9.76	58.74	4.52	17.24	10.35	83.27
270	53	10.36	48.37	4.60	12.64	13.12	70.15
325	45	3.60	44.77	2.37	10.27	5.69	64.46
400	38	2.62	42.15	0.73	9.54	4.10	60.36
500	25	6.45	35.70	2.05	7.49	8.16	52.20
635	20	3.39	32.31	1.07	6.42	1.77	50.43
-635		32.31	0.00	6.42	0.00	50.43	0.00
Total		100.00		100.00		100.00	



El coeficiente de uniformidad de la pulpa, está directamente en función de su granulometría. Se tiene:

$$Cu = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

Además,

$$y = y_1 + \frac{(y_2 - y_1)}{(x_2 - x_1)} (x - x_1)$$

4.1.1. Coeficiente de uniformidad (Cu) para el hidrociclón D10

Cálculo del D_{60} (datos de la Tabla 09)

$$D_{60} = 150 + \frac{(212 - 150)}{(60.16 - 40.78)} (10 - 7.94) = 211.49 \mu\text{m}$$

Cálculo del D_{10} (datos de la Tabla 09)

$$D_{10} = 25 + \frac{(38 - 25)}{(9.41 - 7.94)} (10 - 7.94) = 39.49 \mu\text{m}$$

Cálculo del Cu:

$$Cu_{D10} = \frac{211.49}{39.49} = 5.36$$

4.1.2. Coeficiente de uniformidad (Cu) para el hidrociclón D15

Cálculo del D₆₀ (datos de la Tabla 10)

$$D_{60} = 212 + \frac{(300-212)}{(98.61-57.85)} (60-57.85) = 216.64 \mu\text{m}$$

Cálculo del D₁₀ (datos de la Tabla 10)

$$D_{10} = 38 + \frac{(45-38)}{(10.27-9.54)} (10-9.54) = 42.41 \mu\text{m}$$

Cálculo del Cu

$$Cu_{D15} = \frac{216.64}{42.41} = 5.11$$

4.1.3. Coeficiente de uniformidad (Cu) de la pulpa.

Se obtiene del promedio de ambos hidrociclones.

$$Cu = \frac{Cu_{D15} + Cu_{D10}}{2} = \frac{5.36 + 5.11}{2} = 5.24$$

4.1.4. Velocidad de percolación

Una vez determinado el diámetro efectivo (D₁₀), podemos calcular la vp según:

$$vp = \left(D_{10} \frac{6}{100} \right)^2$$

Por tanto, utilizaremos un valor promedio de D₁₀ de ambos (40.94 mm).

$$vp = \left(40.94 \frac{6}{100} \right)^2 = 6.03 \text{ cm/h}$$

4.2. Registros y estadística de la U.E.A. Parcoy CMH del 2019

La disminución de frentes de trabajo que brinden soporte económico para avanzar con la profundización y el bajo porcentaje de ejecución respecto al Plan de minado CMH 2019 con 86.1 % (ver Tabla 12), de los cuales solo el 14 % es mineral de ley alta (Tabla 13) con un déficit de más de 700 Kg de Au entre febrero y julio de 2019; conllevó a buscar alternativas para aumentar la producción de la Unidad Parcoy CMH. Mediante la reactivación de la zona alta de la mina Encanto se aportará 150 TMH/día en promedio y se necesita rellenar con hidráulico esas labores para continuar con el minado sin dejar pilares y puentes de consideración. Se recopiló datos de febrero a julio de 2019 de: producción diaria (Anexo 08), volumen del relleno hidráulico ingresado a mina (Anexo 09), volumen clasificado de relave en planta de relleno y volumen del relave no aprovechado que termina en la relavera (Anexo 10).

Tabla 11. Resumen de la producción: feb. - jul. de 2019.

Mes	TMS	Mes	TMS
Feb.	34566.84	May.	46568.47
Mar.	44383.20	Jun.	43220.48
Abr.	45207.31	Jul.	38080.80

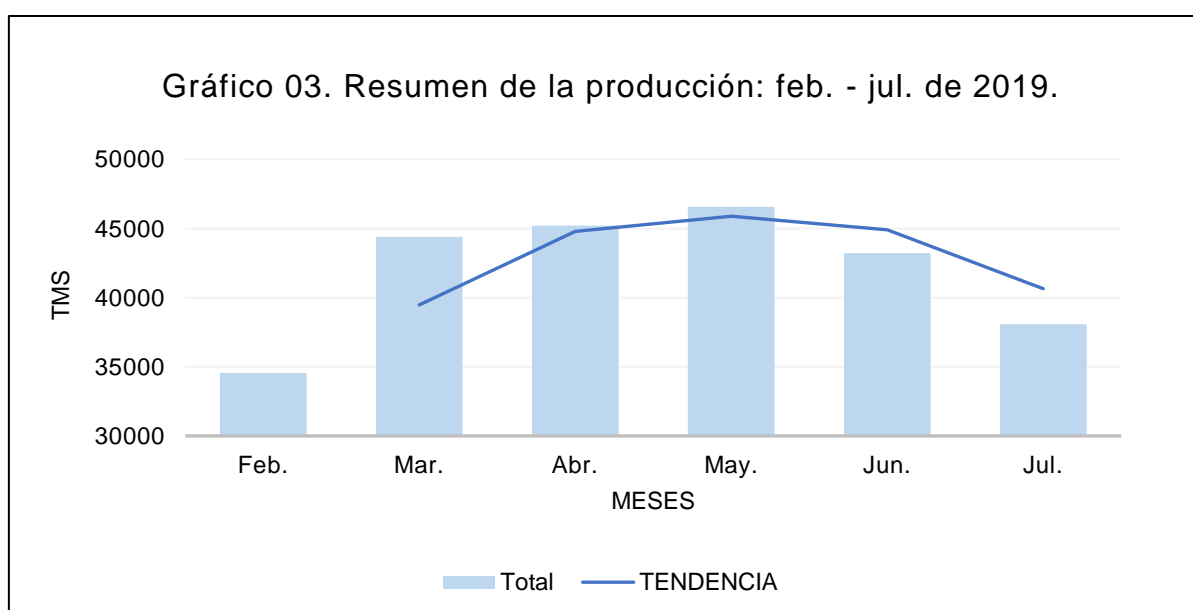


Tabla 12. Cumplimiento de plan de minado: feb. - jul. de 2019.

Mes	Ejec. (TMH)	Prog. (TMH)	Ejec. (%)	Prog. (%)
Feb.	34566.84	46380.00	74.5	100
Mar.	44383.20	51606.00	86.0	100
Abr.	45207.31	47982.00	94.2	100
May.	46568.47	47967.00	97.1	100
Jun.	43220.48	49267.00	87.7	100
Jul.	38080.80	49437.00	77.0	100
Promedio	42004.52	48773.17	86.1	100

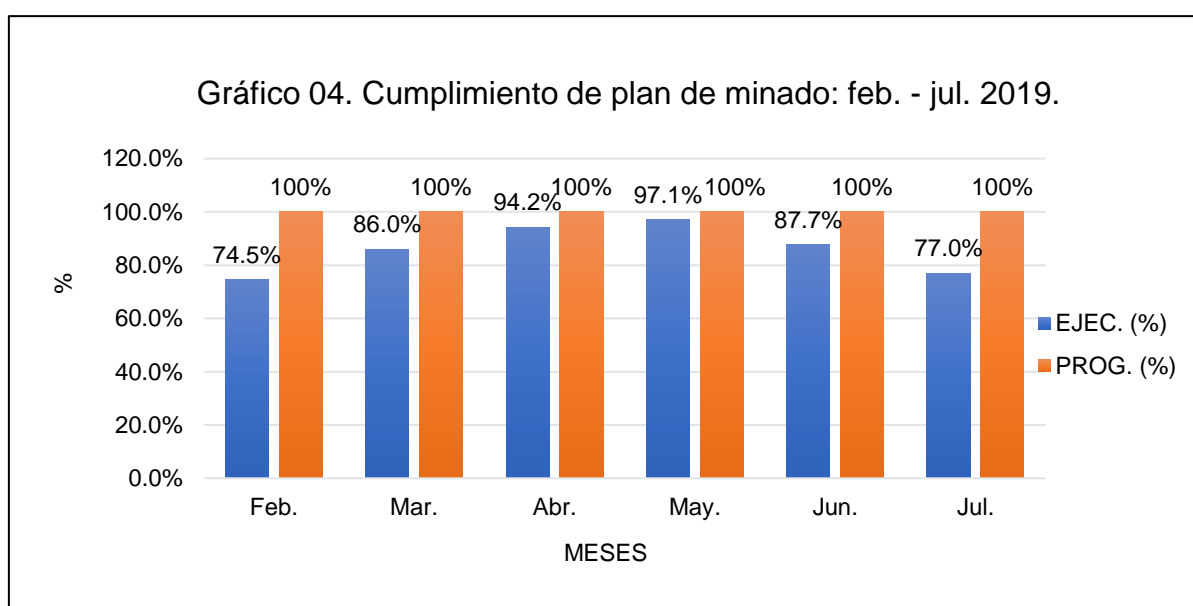


Tabla 13. Comparativo Ejec. vs Prog. según finos de Au (Recp. 89.5 %).

Ítem	TMS	%	Ley (g/Tn)	Finos Au (g)	Au (Kg)
Baja ley	147957.20	59	3.70	547441.64	489.96
Evaluación	68149.29	27	7.60	517934.60	463.55
Mineral	35920.61	14	11.40	409494.95	366.50
Total, Ejec.	252027.10	100	7.57	1474871.20	1320.01
Total, Prog.	292639.00	100	8.05	2355743.95	2108.39
Diferencia	40611.90		0.48	880872.75	788.38

4.3. Requerimiento de relave para relleno hidráulico

En el Anexo 10, se detalla el cubicaje clasificado en underflow y overflow entre febrero y julio de 2019, y se resume en la Tabla 14.

Tabla 14. Resumen clasificación de underflow y overflow feb. - jul. de 2019.

Ítem	Cant. (m ³)
Alimentación de relave	189020.33
Underflow	112582.00
Overflow	76438.32
Relleno hidráulico ejecutado	47033.25
Underflow no utilizado ¹⁵	3458.07

Tabla 15. Determinación de la clasificación por día según producción actual.

Ítem	Cant.	Und.
Tratamiento promedio de la Planta concentradora	1400.00	TMH/día
Ley promedio	8.05	g/Tn
Finos de Au	11270.00	g
Recuperación	89.90	%
Au	10.13	Kg
Relave	1399.99	TMH
Densidad del relave	1.32	Tn/m ³
Relave	1060.60	m ³
Densidad del relave cicloneado enviado a mina	1.78	Tn/m ³
Relave cicloneado (underflow)	585.09	m ³ /día
Porcentaje de relave cicloneado	55.17	%
Relave enviado a relavera (overflow)	475.51	m ³
Densidad de los sólidos	2.65	Tn/m ³
Concentración de sólidos en volumen	47.27	%
Sólidos disponibles para relleno	276.59	m ³ /día

¹⁵ El underflow no utilizado, es producto de la capacidad limitada para almacenar pulpa (600 m³), cuando no hay consumo de pulpa, el relave excedente es derivado por reboce junto al overflow y enviado a la relavera.

Considerando una producción promedio de los 6 meses analizados de 1400 TMS/día, se realizan los siguientes cálculos detallados en la Tabla 15 para determinar la cantidad y calidad de pulpa de relave que se dispone según las prestaciones actuales.

Teniendo un programa de producción mensual y el aumento de producción propuesto de 150 TMS que aportará la zona alta del Encanto, es posible determinar la necesidad de relleno hidráulico en la mina.

Como se puede ver en la Tabla 15, se demuestra teóricamente que la capacidad actual de la planta de relleno satisface las necesidades de la operación para rellenar las labores minadas.

Al momento de la evaluación los hidrociclones tienen incorporados los ápex y vórtex como se muestra en la Tabla 16.

Tabla 16. Diámetro de ápex y vórtex en pulgadas.

Elemento	Hidrociclón D15 (")	Hidrociclón D10 (")
Ápex	2 1/8	1 3/8
Vórtex	5 3/4 x 12	3 1/8 x 10

Tabla 17. Resumen de la clasificación de los hidrociclones D10 y D15.

Hidrociclón / Clasificación	Hidrociclón D15		Hidrociclón D10		Total	
	Tn/h	Tn/m ³	Tn/h	Tn/m ³	Tn/h	Tn/m ³
Alimentación	39.20	1.32	28.45	1.32	67.65	1.32
Underflow	24.85	1.71	20.76	1.77	45.61	1.74
Overflow	14.35	1.26	7.68	1.2	18.54	1.23

Tabla 18. Necesidad teórica de relleno de la mina subterránea.

Ítem	Cant.	Und.
Producción de mina (incluida Zona alta Encanto)	1621.00	TMS/d
Densidad del mineral	2.65	Tn/m ³
Volumen a ser relleno	611.70	m ³
Volumen con sobrerotura y sobreexcavación (5 %)	642.28	m ³
Tajos convencionales (20 %)	128.46	m ³
Tajos mecanizados (80 %)	513.83	m ³
Relleno detrítico tajo mecanizado (70 %)	359.68	m ³
Relleno hidráulico tajo mecanizado (30 %)	154.15	m ³
Volumen para relleno hidráulico	282.60	m³/d
Ley promedio	8.05	g/Tn
Finos de Au	13049.05	g
Recuperación	89.90	%
Au	11.73	Kg
Relave	1620.99	TMH
Densidad del relave	1.32	Tn/ m ³
Relave	1228.02	m ³
Densidad del relave cicloneado enviado a mina	1.78	Tn/ m ³
Relave cicloneado (underflow)	677.45	m³/d
Densidad de los sólidos	2.65	Tn/ m ³
Concentración de sólidos en volumen	47.27	%
Sólidos disponibles para relleno	320.25	m³/d

4.4. Selección del diámetro de la tubería HDPE

Para el cálculo del óptimo diámetro de la tubería HDPE para el transporte del relleno hidráulico en la mina Encanto se deben tener en consideración la velocidad media del relleno y el caudal.

$$d = 18.8 \sqrt{\frac{Q}{V}}$$

En CMH se utiliza tubería HDPE 4" PE100 PN16, las dimensiones se toman de la Tabla 06: espesor: 10 mm, diámetro nominal: 110 mm, diámetro interno: 100 mm.

Corroboramos el dimensionamiento:

Para la bomba Ash

$$Q=58.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$V= 58.8/\pi \times 0.050^2 = 2.08 \text{ m/s}$$

$$d=18.8 \times \sqrt{58.8/2.08} = 99.96 \text{ mm}$$

Para la bomba Feluwa

$$Q=45.5 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$V= 45.5/\pi \times 0.050^2 = 1.61 \text{ m/s}$$

$$d=18.8 \times \sqrt{45.5/1.61} = 99.96 \text{ mm}$$

La tubería de 4" cumple con las prestaciones del sistema, y será utilizado para el relleno hidráulico de la mina Encanto.

4.5. Máxima distancia horizontal de transporte por gravedad

Aplicando la siguiente ecuación, obtendremos:

$$D_{Hmax} = \frac{2 h d g}{W C}$$

$$W = \rho_m \left[C_p + \frac{0.0018}{\frac{v d}{2}} \right]$$

Datos:

d: 0.10 m

h: (según el tramo a analizar)

ρ_m : 1740 Kg/m³

V: 2.08 m/s (Ash)

V: 1.61 m/s (Feluwa)

Para la bomba Ash:

$$W = 1740 \left[0.3 + \frac{0.0018}{\frac{2.08 \times 0.10}{2}} \right] = 552.12$$

$$D_{Hmax} = \frac{h \times 0.1 \times 2 \times 9.81}{552.12 \times 0.00045} = 7.89 \text{ h}$$

Para la bomba Feluwa:

$$W = 1740 \left[0.3 + \frac{0.0018}{\frac{1.61 \times 0.10}{2}} \right] = 560.91$$

$$D_{Hmax} = \frac{h \times 0.1 \times 2 \times 9.81}{560.91 \times 0.00045} = 7.77 \text{ h}$$

Por tanto, la distancia máxima que puede recorrer horizontalmente la pulpa es de 7.89 y 7.77 veces para las bombas Ash y Feluwa respectivamente en función a la altura de caída h.

En los tramos ascendentes, para el desatoro de tubería en caso de falla, se desatora la tubería desempatando la tubería en la cota más baja y se inyecta agua y aire a presión. Este proceso es arduo y acapara tiempos prolongados de mano de obra, por lo que en lo posible se dispone la línea de relleno hidráulico utilizando caídas verticales e inclinadas negativas.

La relación entre distancia vertical y horizontal para el transporte por gravedad nos servirá para verificar la red de tubería de la troncal desde planta de relleno en superficie hasta el Cx2324 de la mina Encanto. Además, se debe considerar la relación cada vez que se instalará una red secundaria para rellenar una labor.

A continuación, se presenta un cuadro resumen de los tramos de la red troncal a analizar y se muestra un croquis de la troncal de línea de relleno hidráulico desde planta de relleno hidráulico hasta el Cx2324.

Tabla 19. Tramos de análisis de la línea de relleno.

N° tramo	Orientación	Labor principal	Labor inicial	Labor final	Dv (m)	Dh (m)	Longitud tubería (m)	Pendiente (%)	Pendiente (°)	Nv Labor inicial
01	Inclinada	Superficie	Planta RH	Ch217S	15	120	121	13	7°	2735
02	Subvertical	Ch217S	Superficie	Cx056S	20	4	20	500	79°	2720
03	Horizontal	Cx056S	Ch217S	Ch282S	0	10	10	0	0°	2700
04	Subvertical	Ch282S	Cx056S	Cx1230	100	25	103	400	76°	2700
05	Horizontal	Cx1230	Ch282S	Ch276S	0	5	5	0	0°	2600
06	Subvertical	Ch276S	Cx1230	Rp92442	15	1	15	1500	86°	2600
07	Inclinada	Rp92442	Ch276S	Ch2250Ak	130	860	870	15	9°	2585
08	Vertical	Ch2250Ak	Rp92442	Rp1112	170	5	170	3400	88°	2455
09	Inclinada	Rp1112	Ch2250Ak	Cx2324	20	130	132	15	9°	2285
10	Horizontal	Cx2324	Rp1112	Rp2352	0	120	120	0	0°	2265

Tabla 20. Tramos con distancias horizontales con la relación D_{Hmax} y h

N° tramo	Dh (m)	H	D_{Hmax} (Ash) = 7.89 h	D_{Hmax} (Feluwa) = 7.77 h
3	10	35	276.5	271.9
10	120	335	2643.2	2602.9

En la Tabla 20 se muestra los resultados de los dos tramos de la red troncal que tienen orientación horizontal. Para ambas bombas se demuestra que la red está diseñada correctamente, ambos tramos tienen holgura de más del 500 % respecto a la distancia horizontal máxima (Ver Plano N° 04).

4.6. Velocidad de sedimentación (Vs)

Con el objetivo de evitar la sedimentación en las tuberías, se determina la velocidad mínima para que no ocurra ese fenómeno. Según la siguiente ecuación, tenemos:

$$V_s = \frac{2g \times D_{50}^2 (\rho_s - \rho_L)}{9 \mu_L}$$

Datos:

D_{50} : de la Tabla 09 y Tabla 10, utilizando interpolación lineal = 0.018552 cm

ρ_s : 2.65 g/cm³

ρ_L : 1 g/cm³

g : 981 cm/s²

μ_L : 98.1 x 10⁻⁴ g/cm.s

$$V_s = \frac{981 \times (18.552 \times 10^{-3})^2 (2.65 - 1)}{18 \times 98.1 \times 10^{-4}}$$

$$V_s = 3.095 \frac{\text{cm}}{\text{s}} = 0.031 \text{ m/s}$$

La velocidad crítica de deposición es menor a las velocidades de pulpa (2.08 y 1.61 m/s de las bombas Ash y Feluwa respectivamente), quiere decir que no se tendrá problemas de sedimentación o atoros en condiciones normales de trabajo en las tuberías.

4.7. Pérdida de carga

Se sabe que se utilizará tubería HDPE 4" PE100 PN16, las dimensiones se toman de la Tabla 06 Dimensiones tubería HDPE - Duratec PE100 (ISO 4427, ISO 4065). Es importante mantener la dimensión de la tubería en todo el tramo ya que sino las pérdidas de carga aumentarían de manera considerable. Se tiene: espesor: 10 mm, diámetro nominal: 110 mm, diámetro interno: 100 mm.

Según la fórmula de Hazen – Williams se tiene:

$$h_f = 10.674 \frac{Q^{1.852}}{C^{1.852} \times d^{4.871}} \times L$$

Datos:

Q: 58.8 m³/h = 0.016 m³/s (Ash)

Q: 45.5 m³/h = 0.013 m³/s (Feluwa)

d: 0.1 m

L: 1566 m (Tabla 19) + 1483 m de la línea auxiliar zona alta del Encanto¹⁶.

C: 150

Tabla 21. Pérdida de carga por fricción de troncal y línea auxiliar.

Bomba	Longitud (m)	Diámetro (m)	C	Q (m ³ /s)	h _f (m)
Ash	3050	0.1	150	0.016	110.89
Feluwa	3050	0.1	150	0.013	68.84

4.7.1. Pérdida de carga por singularidad

En CMH, no se acostumbra a utilizar singularidades, solo se utilizan bridas Victaulic (ver 2.2.8.1. Unión tipo Victaulic) para unir las tuberías de 100 m de largo o menos, pero se simulará cada cambio de dirección como un codo a 90° de radio grande para realizar cálculos más exactos y acordes a la realidad.

Según la siguiente ecuación, se tiene:

$$h_m = \sum k_m \times \frac{v^2}{2 \times g}$$

¹⁶ Consideraremos 135 m de cota para la rampa auxiliar positiva (Rp2352) desde el Cx2324, la línea de la red auxiliar para llegar a todas las labores del Encanto tendrá 15 % de pendiente y 60 m de diámetro, lo que nos da un total de 1414 m de longitud de la rampa. Además, se considera 70 m de cada rampa rebatida la cual será el acceso principal de la labor a rellenar.

Datos:

v: 2.08 m/s (Ash)

v: 1.61 m/s (Feluwa)

g: 9.81 m/s²

Tabla 22. Pérdida de carga en singularidades

Bomba	Codo a 90 ° (radio grande)	k _m	g (m/s ²)	V (m/s)	H _m (m)
Ash	13	0.60	9.81	2.08	1.72
Feluwa	13	0.60	9.81	1.61	1.03

Para calcular la pérdida de carga total tendremos:

$$H_r = h_f + h_m$$

Bomba Ash = 112.41 (m.c.l.)

Bomba Feluwa = 69.88 (m.c.l.)

4.8. Selección de la bomba a utilizar

Teniendo en cuenta las características de las bombas de los apartados 3.8.3. y 3.8.4. se resume en la siguiente tabla las características resaltantes para la impulsión de pulpa de relave en la mina Encanto en su parte alta.

Tabla 23. Resumen de las variables del sistema.

Datos	Nomenclatura	Und.	Ash	Feluwa
Altura de entrada	Z ₁	m	2735.00	2735.00
Presión de entrada	p ₁	Bar	1.17	1.16
Velocidad de entrada	v ₁	m/s	2.08	1.61
Altura de salida	Z ₂	m	2400.00	2400.00
Presión de salida	p ₂	Bar	0.00	0.00
Velocidad de salida	v ₂	m/s	2.08	1.61
Caudal	Q	m ³ /s	0.02	0.01
Altura manométrica de la instalación	H _m	m	-335.00	-335.00
Pérdida de carga	H _r	m	112.41	69.88
Altura efectiva de la bomba	H	m	-222.59	-265.12

Tabla 24. Prestaciones de las bombas disponibles en CMH

Característica	Feluwa	Ash	Und.
Caudal de trabajo	45.5	58.8	m ³ /h
Potencia	200	40	HP
Presión máxima	50	8	Bar
Carga dinámica	280	60	m.c.l.
Eficiencia	92	54	%

4.9. Análisis químico y metalúrgico del relave

Análisis químico de la pulpa de relave obtenida en la clasificación de planta de relleno, determina si la pulpa de relave utilizada en las labores a rellenar, no afecta la estabilidad química del entorno y pueda afectar al personal que trabaja en el área.

Moreno (2016) menciona que no es relevante el estudio químico del relave, pero se considera tenerlos en cuenta debido a que existe la posibilidad de contacto directo con el relave y porque podría haber alguna fuga de relave en superficie, afectando el suelo, la flora, la fauna y a la población de la zona de influencia directa.

En la Tabla 25 se muestra los resultados del informe de análisis químico del relave realizado por CMH el 2019.

Tabla 25. Resultados del informe de análisis químico del relave en CMH.

Ítem	Cantidad	Und.
Sulfato (SO ₄)	0.02	%
Azufre (S ₂)	0.02	%
Potencial de acidez (PA)	0.63	%
Potencial de neutralización (Pn)	11.35	
Pn/PA	18.16	
pH	7.97	

4.9.1. Composición mineralógica del relleno

Se realizó el análisis en el laboratorio metalúrgico de CMH (microscopio de minerales opacos y luz reflejada) y se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 26. Resultado del análisis metalúrgico de relave en CMH

Ítem	Cant. (%)	Tamaño (µm)	Observaciones
Ganga	73.2	25 – 400	Mayor porcentaje de sílice y carbonatos
Pirita	21.5	50 – 150	Dureza de 3.5 a 4.0 en escala de Mohs
Esfalerita	2.1	50 – 150	Dureza semejante a la Pirita
Calcopirita	1.9	25 – 100	Dureza semejante a la Pirita
Galena	1.175	50 – 100	Dureza de 6.0 en escala de Mohs

Tabla 27. Resultado del análisis metalúrgico de relave en CMH - LPM

Parámetro	Cant.	Und.
Cu	0.00724	mg/L
Pb	0.000645	mg/L
Zn	0.00371	mg/L
Fe	0.0054	mg/L
As	0.000005	mg/L
CN-	0.0034	mg/L

4.10. Análisis de costos, productividad e impacto medioambiental

4.10.1. Costo unitario de relleno hidráulico

Interviene la supervisión, mano de obra de piso, materiales, herramientas, EPP's y energía utilizada en la planta de relleno hidráulico.

El jefe y el supervisor de servicios CMH forman parte de la planilla de CMH. El residente, ingenieros de seguridad y jefe de turno, capataces y operadores de planta de RH, están contemplados en la estructura de costos fijos y gastos generales de la empresa especializada. Los capataces y operadores de planta RH son personal obrero, pero están incluidos en CF.

Actualmente se cuenta con el siguiente organigrama:

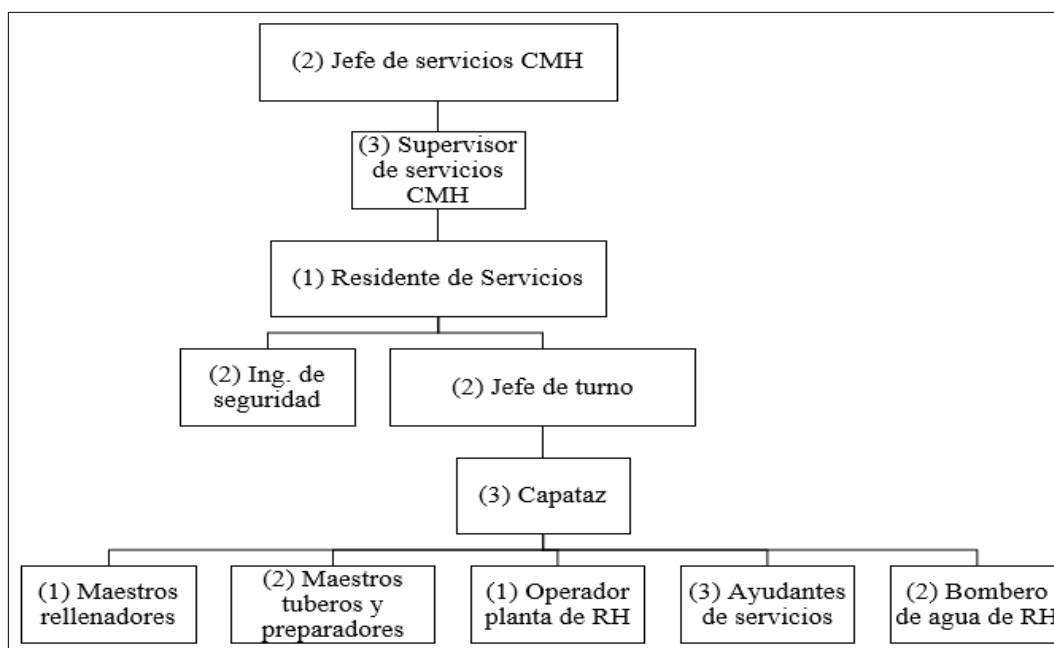


Figura 38. Organigrama de relleno hidráulico CMH.

Tabla 28. Staff supervisión CMH

Cargo	# personas	Ingreso (S/.)	LL. BB. SS. (S/.)	Por trabajador (S/.)	S/. / mes	US\$ / mes
Jefe de servicios	2	12000.00	6847.20	18847.20	37694.40	11221.91
Supervisores	3	9000.00	5135.40	14135.40	42406.20	12624.65
Total	5				80100.60	23846.56

Tabla 29. Costo total de planilla de supervisión y administración en RH

Ítem	Incidencia	Costo total (US\$)	Costo RH (US\$)
Staff CMH	0.3	23846.56	7153.97
CF + GG (EE)	0.3	114020.31	34206.09
Total			41360.06

Tabla 30. Estructura del Costo unitario de Relleno hidráulico de CMH

RELLENO HIDRÁULICO TAJOS CONVENCIONAL Y MECANIZADO						
CDR 9020						
RENDIMIENTO		8000	m ³ /MES		DÍAS/MES	30
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	P.U. (US\$)	SUB TOTAL (US\$)	TOTAL (US\$/m ³)
1 MANO DE OBRA						
	STAFF CMH + (CF + GG EE)	Global		41360.06	41360.06	
	Maestros	Tareas	9	39.37	354.33	
	Ayudante	Tareas	15	36.85	552.75	
	Sub total		24		42267.14	5.28
2 EPP's						
	Con ropa de agua	Tareas	15	4.47	67.05	
	Sin ropa de agua	Tareas	9	2.34	21.06	
	Sub total				88.11	0.01
3 MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
	Tubería HDPE	m	250	4.03	1007.50	
	Copla tipo Victaulic 4"	Und.	12	74.00	888.00	
	Tubo PVC 4" x 3 m	Und.	180	4.91	883.80	
	Tela Arpillera 4 m x 200 m	m ²	2400	1.34	3216.00	
	Clavo 3"	Kg	100	1.70	170.00	
	Clavo 5"	Kg	80	2.05	164.00	
	Madera acerrada 2" x 8" x 3 m	Und.	360	7.54	2714.40	
	Madera redonda Æ 7" x 2.4 m	Und.	180	14.12	2541.60	
	Madera redonda Æ 4" x 3.0 m	Und.	300	6.45	1935.00	
	Herramientas	Global		14.68	352.32	
	Sub total				13872.62	1.73
4 ENERGÍA ELÉCTRICA						
	Consumo promedio	kW-h	120	0.05	4354.56	
	Sub total				4354.56	0.54
COSTOS DIRECTOS						7.57
4 GASTOS GENERALES						
	Imprevistos	%	3		0.23	
	Utilidades	%	10		0.76	
	Sub total					0.98
COSTO TOTAL						8.56

Tabla 31. Tabulación del Costo unitario de relave enviado a mina

Relave (m³)	5000.00	6000.00	7000.00	8000.00	9000.00
P.U. (\$/m³)	13.70	11.41	9.78	8.56	7.61
Costo (\$/m³/mes)	68480.00	68480.00	68480.00	68480.00	68480.00

– Aporte de mina Encanto en el Plan de minado 2020

Tabla 32. Resumen zona Sur con el aporte de mina Encanto alto 2020.¹⁷

Mes	Sin Encanto alto (TMS)	Ley (g/Tn)	Encanto alto (TMS)	Ley (g/Tn)	Con Encanto alto (TMS)	Ley (g/Tn)
Ene.	24157.00	7.84	4230.00	29.24	28387.00	11.03
Feb.	20475.00	6.74	4410.00	32.24	24885.00	11.26
Mar.	23548.00	7.24	4635.00	38.14	28183.00	12.32
Abr.	22497.00	7.24	4627.00	27.19	27124.00	10.64
May.	20874.00	8.04	4580.00	34.70	25454.00	12.84
Jun.	22657.00	6.57	4360.00	36.90	27017.00	11.46
Jul.	21965.00	7.21	4275.00	31.78	26240.00	11.21
Ago.	22476.00	7.35	4470.00	35.04	26946.00	11.94
Set.	24368.00	6.94	4260.00	29.25	28628.00	10.26
Oct.	22754.00	6.85	4610.00	29.34	27364.00	10.64
Nov.	22367.00	6.74	4520.00	34.20	26887.00	11.36
Dic.	21968.00	6.59	4710.00	35.70	26678.00	11.73
Total	270106.00	7.11	53687.00	32.81	323793.00	11.39

Tabla 33. Comparativo: Producción 2020 de Au con aporte de Encanto alto.

Ítem	Au (Onzas)	%
Sin Encanto alto	124230	
Con Encanto alto	164534	
Aumento de la producción	40304	24.50

¹⁷ Recopilación de los Anexos 08 y 09. Densidad insitu de 2.75 m³ y 1.06 de Factor de esponjamiento.

Tabla 34. Relleno hidráulico con aporte de Encanto alto en 2020.

Mes	TMS procesadas	TMH explotadas	Volumen explotado (m ³)	Minado convencional (m ³)	Minado mecanizado (m ³)	Detrítico mecanizado (m ³)	Hidráulico mecanizado (m ³)	Hidráulico total (m ³)
Ene.	4230.00	4483.80	1630.47	326.09	1304.38	913.06	391.31	717.41
Feb.	4410.00	4674.60	1699.85	339.97	1359.88	951.92	407.97	747.94
Mar.	4635.00	4913.10	1786.58	357.32	1429.27	1000.49	428.78	786.10
Abr.	4627.00	4904.62	1783.50	356.70	1426.80	998.76	428.04	784.74
May.	4580.00	4854.80	1765.38	353.08	1412.31	988.61	423.69	776.77
Jun.	4360.00	4621.60	1680.58	336.12	1344.47	941.13	403.34	739.46
Jul.	4275.00	4531.50	1647.82	329.56	1318.25	922.78	395.48	725.04
Ago.	4470.00	4738.20	1722.98	344.60	1378.39	964.87	413.52	758.11
Set.	4260.00	4515.60	1642.04	328.41	1313.63	919.54	394.09	722.50
Oct.	4610.00	4886.60	1776.95	355.39	1421.56	995.09	426.47	781.86
Nov.	4520.00	4791.20	1742.25	348.45	1393.80	975.66	418.14	766.59
Dic.	4710.00	4992.60	1815.49	363.10	1452.39	1016.67	435.72	798.82
Total	4473.92	56908.22	20693.90	4138.78	16555.13	11588.58	4966.54	9105.32

4.11. Contrastación de la hipótesis

Se demostró que con el aporte de 150 TMS/día en promedio de la mina Encanto en su parte alta, aumenta la ley promedio de la zona Sur de 7.11 a 11.39 g/Tn, reflejándose en las 40304 Oz de Oro que representan un 24.50 % en el aumento de su producción.

CAPÍTULO V. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

- Se analizó dos muestras de relave de 300 g c/u por hidrociclón mediante tamizado y posteriormente se graficó en la curva granulométrica. Se obtuvo 5.24 de coeficiente de uniformidad y 6.03 de velocidad de percolación. El relave se encuentra dentro de los parámetros físicos permitidos y adecuados para la percolación y fluidez del relleno hidráulico. Es neutro-alcalino con pH de 7.97 y 11.35 de potencial de neutralización. Los elementos perjudiciales están dentro de los límites máximos permisibles del Ministerio de Energía y Minas.
- Se cuenta con 10 tramos (1566 m) de la red troncal desde planta de relleno en superficie hasta el cruce 2324 y 1414 m de la rampa 2352 positiva, para los cálculos de pérdidas de carga, longitud efectiva y disposición espacial. Además, se considera 70 m de cada rampa rebatida para el acceso principal de la labor a relleno.
- Se trabajará con la bomba Feluwa debido a la columna positiva de carga que vencerá es de 135 m.c.l. y una distancia máxima horizontal de 7.77 veces la altura de carga.
- Se cumple con el requerimiento de pulpa para relleno las labores minadas contempladas en el plan de minado de la parte alta de Encanto. Con una alimentación de 67.65 Tn/h se clasifica 677.45 m³ de pulpa con 1.78 Tn/m³ de densidad y 47.27 % de sólidos en volumen, nos da 320.25 m³/día de sólidos disponibles para relleno hidráulico.
- El aumento de relave enviado a mina, disminuye el costo unitario. Con una producción promedio de 8000 m³/mes de relleno hidráulico, nos costaría 8.56 US\$/m³, pero si aumenta a 9000 m³/mes, el costo bajaría hasta 7.60 US\$/m³. Se enviará 9105.32 m³ de sólidos que equivale a 19262.35 m³ de relave que se enviará a mina en forma de relleno hidráulico.

5.2. Recomendaciones

- Para la optimización y mejora de la clasificación de underflow en planta de relleno, la Superintendencia de Planta de beneficio CMH, debe cambiar ápex y vórtex cada 6 meses, realizando las respectivas pruebas de granulometría, lo que ayudará a clasificar el relave de mayor calidad dentro de los parámetros recomendados.
- Para rellenar labores niveles superiores al Nv2400, Planeamiento de CMH debe construir chimeneas de servicios desde el Nv2600, porque la cota en positivo que recorrerá la red de tubería por la parte baja no podrá ser vencida por la bomba Feluwa.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ASTM (Asociación Americana de Ensayo de Materiales, Estados Unidos de América). 2014. ¿Qué es ASTM International? (en línea). West Conshohocken, Pensilvania, Estados Unidos de América. Consultado 14 jun. 2019. Disponible en https://www.astm.org/images/what_is_astm_spanish.pdf
- Cabezas Armellón, PM. 2016. Aplicación de relleno hidráulico para acelerar el ciclo de minado en la veta principal - Nv310; empresa administradora Chungar S. A. C. (EACH), Unidad Minera Animon (en línea). Tesis Ing. de Minas. Pasco, Perú, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Consultado 09 may. 2019. Disponible en http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/117/1/T026_44404648_T.pdf
- Castañeda Rojas, N. 2019. Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la Rp2705, en la Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S. A. – La Libertad (en línea) Tesis Ing. de Minas. Cusco, Perú, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Consultado 24 ago. 2019. Disponible en http://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/UNSAAC/4441/253T20190474_TC.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Chang, R. 2010. Química. Décima Edición. México D. F., México, The McGraw-Hill Companies Inc.
- Choquehuanca, M. 2015. Aplicación de relleno hidráulico en el método corte y relleno ascendente zona Animas - mina Bateas (en línea). Tesis Ing. de Minas. Arequipa, Perú, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Consultado 04 jun. 2019. Disponible en <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/205/B2-M-18331.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

- CMH (Consortio Minero Horizonte). 2018. Estudio de zonificación Geomecánica Unidad Minera Parcoy N° 1 (libro electrónico). Superintendencia de Geomecánica. Parcoy, Perú.
- CMH (Consortio Minero Horizonte). 2019. Evaluación del Sistema de clasificación de relleno hidráulico de la Unidad Minera Parcoy N° 1 (libro electrónico). Superintendencia de Geomecánica. Parcoy, Perú.
- Coral Caurino, Y; Atoc Caldas, W. 2016. Corte y relleno convencional (en línea). Monografía. Huaraz, Perú, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Consultado 07 jun. 2019. Disponible en <https://es.scribd.com/document/347974215/Corte-y-Relleno-Convencional>
- Duratec Vinilit S. A. s.f. Tuberías y fittings de HDPE (en línea). Santiago de Chile, Chile. Consultado 23 ago. 2019. Disponible en http://hidraulica.weebly.com/uploads/5/3/3/9/5339473/hdpe_-_agua.pdf
- ESPIASA (Espinoza Asociados S. A. C.). 2011. Bombas horizontales para pulpa (en línea). Lima, Perú. Consultado 23 set. 2019. Disponible en <http://www.espiasa.com.pe/bombas-horizontales.html#tiii>
- Fernández, I. 2001. Las coordenadas geográficas y la proyección UTM (en línea). Monografía. Valladolid. Universidad de Valladolid. Consultado 28 ago. 2019. Disponible en: www.cartesia.org/data/apuntes/cartografia/cartografia-geograficas-utm-datum.pdf
- FELUWA. 2000. Bombas de diafragma-tubular (en línea). Folleto. Mexico D.F., Mexico. Consultado 16 jun. 2019. Disponible en <https://docplayer.es/73595053-Bombas-con-diafragma-tubular.html>
- Geoservice. 2019. Servicio de actualización del estudio hidrogeológico del área de operaciones Acumulación Parcoy N° 1 CMH (libro electrónico). Parcoy, Perú.
- Google Earth. 2019. Captura de pantalla. Consultado 21 set. 2019. Disponible en <https://www.google.com/maps/@-7.870948,-79.1674683,94540m/data=!3m1!1e3>

- Hidrostral S A. 2017. Bombas centrifugas DIN monoblock (en línea). Folleto. Lima, Perú. Consultado 14 jul. 2019. Disponible en [http://www.hidrostral.com.pe/pdf/folleto/L1/FOLLETO%20LINEA-1 %20DIN%20MONOBLOCK.pdf](http://www.hidrostral.com.pe/pdf/folleto/L1/FOLLETO%20LINEA-1%20DIN%20MONOBLOCK.pdf)
- Huamán Montes, LW. 2007. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena de Compañía Minera Poderosa S. A. (en línea). Tesis Ing. de Minas. Lima, Perú, Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Consultado 09 jun. 2019. Disponible en http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/handle/cybertesis/3182/Huaman_ml.pdf?sequence=1
- ICBA (Ingeniería de Ciclones, Bombas y Automatización). 2016. Catálogo de productos ICBA (En línea). Catalogo. Lima, Perú. Consultado 28 ago. 2019. Disponible en: http://www.chinalco.com.pe/sites/default/files/prove_archivo/CATALOGO%20ICBA%202016.pdf
- López Bonilla, JM. 2014. Diseño hidráulico de un sistema gravimétrico para relaves mineros con un caudal de 202 m³/h y 220 m de desnivel (en línea). Tesis Ing. de Minas. Lima, Perú, PUCP. Consultado 17 set. 2019. Disponible en http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/5706/LÓPEZ_JOEL_SISTEMA_GRAVIMETRICO_RELAVES_MINEROS.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Mallqui Tapia, AN. (2009). Servicios auxiliares mineros (en línea). Presentación. Huancayo, Perú, Universidad Nacional del Centro del Perú. Consultado 11 ago. 2019. Disponible en <https://es.scribd.com/doc/73807737/SERVICIOS-AUXILIARES-MINEROS>
- Martín, I; Salcedo, R; Font, R. 2011. Mecánica de fluidos: Tema 2. Impulsión de fluidos (en línea). Monografía. Alicante, España, Universidad de Alicante. Consultado 03 jul. 2019. Disponible en https://rua.ua.es/dspace/bitstream/10045/20299/4/tema_2_impulsion.pdf
- MINAM (Ministerio del Ambiente). 2010. Decreto Supremo N° 010-2010 (en línea). Documento. Lima, Perú. Consultado 21 ago. 2019. Disponible en <https://sinia.minam.gob.pe/normas/aprueban-limites-maximos-permisibles-descarga-efluentes-liquidados>

- Mendieta Britto, LA. 2014. Optimización de los costos operativos en la Unidad Cerro Chico (en línea). Tesis Ing. de Minas. Lima, Perú, PUCP. Consultado 03 jul. 2019. Disponible en: http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.1244/5946/MENDIETA_LUIS_OPTIMIZACION_DE_LOS_COSTOS_OPERATIVOS.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Moreno Fernández, I. 2016. Estado actual de los Relaves en Chile: Taller de trabajo Minería e innovación (en línea). Presentación, Santiago de Chile, Chile, Ministerio de Minería. Consultado 17 jul. 2019 Disponible en: https://www.cepal.org/sites/default/files/news/files/ignacio_moreno_-_subsecretario_mineria.pdf
- Mott, RL. 2006. Mecánica de fluidos. Sexta Edición. Mexico D. F., Mexico, Editorial Pearson. Consultado 03 jul. 2019. Disponible en: <https://deymerg.files.wordpress.com/2013/07/mecanica-de-fluidos-robert-mott-6ta-edicion.pdf>
- Ortiz Mamani, RF. 2015. Esquema de diseño del sistema de relleno hidráulico como elemento básico de sostenimiento para la reducción de los costos en el transporte de pulpa mina Arcata (en línea). Tesis Ing. de Minas. Arequipa, Perú. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Consultado 11 ago. 2019. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/63/B2-M-18037.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Rodríguez Reyna, ND. 2017. Optimización del sistema de relleno hidráulico mediante la implementación de una tercera línea en la red de tubería de relleno hidráulico en la empresa Consorcio Minero Horizonte S. A., 2016 (en línea). Tesis Ing. de Minas. Trujillo, Perú, Universidad Nacional de Trujillo. Consultado 22 jun. 2019. Disponible en: <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/9320/RODRIGUEZ%20REYNA%20NINAN%20DE%20Y%20VI.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

- Rosado Castro, FA. 2010. Controles de la mineralización aurífera, en las vetas del yacimiento de Consorcio Minero Horizonte, del batolito de Pataz, La Libertad Perú (en línea). Tesis Ing. Geólogo. Lima, Perú, Universidad Nacional de Ingeniería Consultado 30 ago. 2019. Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/9820/1/rosado_cf.pdf
- Santiváñez Ríos, MA. 2009. Sistema de relleno hidráulico - U.E.A. Cerro de Pasco (en línea). Tesis Ing. de Minas. Lima, Perú, Universidad Nacional de Ingeniería. Consultado 14 jul. 2019. Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/11469/1/santivanez_rm.pdf
- Simeón Cañas, J. s. f. Análisis de tamaño de partículas por tamizado en agregado fino y grueso y determinación de material más fino que el tamiz N° 200 (75 µm) en agregado mineral por lavado (en línea) Artículo científico. San Salvador, El Salvador, Universidad Centroamericana. Consultado 14 jul. 2019. Disponible en: <http://www.uca.edu.sv/mecanica-estructural/materias/materialesCostruccion/guiasLab/ensayoAgregados/GRANULOMETRIA.pdf>
- Sotomayor Simbron, DM. 2015. Optimización técnico económico de la resistencia del relleno cementado considerando la reducción del ancho de minado en los sectores de mayor potencia en U.E.A. Andaychagua, Volcan Compañía Minera S. A. A." (en línea). Tesis de pregrado. Huancayo, Perú, Universidad Nacional del Centro del Perú. Consultado 23 ago. 2019. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/1350>
- Tamices. 2015. ¿Tamices con norma ISO o ASTM? (en línea). Artículo científico. Lima, Perú. Consultado 08 jul. 2019. Disponible en: <https://www.tamices.es/tamices-con-norma-iso-o-astm/>
- Vives, A. 2015. Evaluación técnica y económica de una mina subterránea utilizando relleno cementado (en línea). Tesis Ing. de Minas. Santiago de Chile, Chile, Universidad de Chile. Consultado 25 jul. 2019. Disponible en: <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137234/Evaluacion-tecnica-y-economica-de-una-mina-subterranea-utilizando-relleno-cementado.pdf;sequence=1>

White F. 2004. Mecánica de Fluidos (en línea). Quinta Edición. Editorial McGraw-Hill. México D. F. México. Consultado 22 jul. 2019. Disponible en: https://www.elsolucionario.org/mecanica-de-fluidos_1784/

Wikipedia. 2006. Curva granulométrica (en línea). Página web. Consultado 12 ago. 2019. Disponible en: https://es.wikipedia.org/wiki/Curva_granulom%C3%A9trica#/media/Archivo:Granulometr%C3%ADa.JPG

ANEXOS

	Pág.
01. E. O. de Relleno hidráulico de labores subterráneas.....	102
02. PETS. Instalación y desinstalación de tubería de 4"	108
03. Tabla Geomecánica en U.E.A. Parcoy CMH.	110
04. Manual de uso de la balanza Marcy.	111
05. Plan anual de producción del 2019 en U.E.A. Parcoy CMH	112
06. Plan anual de producción 2020 en U.E.A. Parcoy sin Encanto alto.	113
07. Plan anual de producción 2020 en U.E.A. Parcoy con Encanto alto.	114
08. Registro de la producción feb. – jul. 2019 en U.E.A. Parcoy CMH.	115
09. Registro de labores rellenas feb. - jul. 2019 en U.E.A. Parcoy CMH..	116
10. Clasificación feb. - jul. 2019 en U.E.A. Parcoy CMH.	117
11. Estructura de costos fijos CONSEM E. I. R. L.	118

01. E. O. de Relleno hidráulico de labores subterráneas

Objetivo

- Establecer los lineamientos para rellenar las labores abiertas producto de la operación minera, con la aplicación de relleno hidráulico.

Alcance

- Aplica a todas las labores que requieran relleno hidráulico como parte del ciclo de minado.

Referencias legales y otras normas

- OHSAS 18001:2007 – Requisito 4.4.6.
- D.S. 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM, art. 226, 227, 260.
- D.S. 010-2010-MINAM (Niveles Máximos para Efluentes Minero Metalúrgicos).

Especificaciones del estándar

En planta de relleno hidráulico

- El relave para el relleno hidráulico deberá cumplir con el siguiente parámetro en el underflow: Malla 200 de 10 % a 20 % (porcentaje pasante).
- Se tomará 01 muestra quincenal de pulpa en el underflow para realizar el análisis de granulometría.
- Se deberá determinar la densidad de la pulpa cada 10 minutos y registrarla en control de densidad de pulpa (EO31-F-01). El valor aceptable de la densidad deberá ser de 1.62 Kg/m³ a 1.80 Kg/m³.
- Para la homogenización de la pulpa se utilizará un tanque agitador de 7" x 7" y una balanza de gravedad específica certificada y calibrada.
- Se realizarán estudios de resistencia, límites de contenido de agua y estabilidad física y química del material de relleno.

- El relleno de labores en interior mina se realizará según el programa semanal de relleno hidráulico (EO31-F-02) establecido por las jefaturas de zona mina.
- Los equipos de impulsión de la pulpa y sus parámetros de operación serán: Bomba Feluwa: Caudal de pulpa 45.5 m³/h y Bomba ASH 6 x 6: Caudal de pulpa 58.8 m³/h.

Relleno hidráulico en interior mina

- El volumen de la pulpa necesaria para rellenar la labor se determinará considerando las dimensiones del tajo (ancho, longitud y altura). Siempre teniendo en consideración el 70 – 30 (70 % detrítico y 30 % relleno hidráulico)
- La tela arpillera utilizada en las labores de relleno deberá tener una abertura de malla 400.
- Antes de iniciar los trabajos de relleno, la labor debe estar ventilada y sostenida.
- Las labores convencionales se prepararán con cuadros de madera, puntales, enrejados y yute, para que no se produzca escape de pulpa. De darse el caso se limpiará y retirará el relleno de toda el área afectada.
- En las labores mecanizadas se colocarán diques de contención (detrítico o muro de concreto armado).
- Cuando la longitud del tajo convencional sea superior a 35 m se deberá instalar barreras cada 10 m, además de la barrera final, para facilitar la sedimentación uniforme del relleno.
- Las barreras auxiliares serán construidas con madera preparada (redondos y tablas) con el objetivo de contener los remanentes del proceso y los finos, y contrarrestar el empuje dinámico del relleno. Las características de la barrera serán 1 m de altura x el ancho de la sección a rellenar.
- El tendido de la tela arpillera será acorde a la silueta de la labor a rellenar y sin tensar para evitar su rotura durante el relleno.
- La instalación y acoplamiento de la manguera flexible se realizará en forma horizontal evitando catenarias. Se asegurará con amarras plásticas de 80 cm.

- La descarga de pulpa en los tajos deberá realizarse en retirada utilizando tuberías de PVC de 4" de diámetro por 6 m de longitud.
- En tajo convencional la posición de la tubería deberá ser horizontal y pegada al sombrero de los cuadros.
- En tajo mecanizado la posición de la tubería deberá ser horizontal y pegada a la corona.
- El sistema de drenaje estará constituido por tubos de PVC instalados verticalmente, cada tubo tendrá agujeros de 3" de diámetro cada 30 cm.
- Las aguas decantadas deberán ser conducidas a las cunetas.
- Después del relleno, se limpiará la chimenea para no causar problemas de ventilación y perforación en el tajo. En el caso de chimeneas con presencia de agua se impedirá la acumulación de lodo.
- La compactación del material y del relleno cubrirá todos los espacios abiertos de la sección para garantizar que no habrá futuras subsidencias o fracturas que afecten la estabilidad del área minada.
- Se deberá registrar los trabajos de relleno en el documento reporte de operación de relleno hidráulico (EO31-F-03).

Captación de sólidos en suspensión

- Como medida de prevención se deberá construir una poza auxiliar en la parte baja de la labor en relleno para la captación de sólidos en suspensión (finos), los cuales serán canalizados para el tratamiento en las pozas principales de decantación de interior mina antes de ser enviadas a superficie.

Responsables

Superintendente Mina

- Velar por el cumplimiento del presente documento.
- Participar en las revisiones y mejoras del estándar, procedimientos y documentos asociados.

Jefe de servicios auxiliares mina

- Cumplir el programa semanal de relleno hidráulico.
- Hacer cumplir los estándares y procedimientos asociados al relleno hidráulico.
- Controlar los sólidos en suspensión generados durante el relleno hidráulico.
- Asegurar que las actividades de relleno hidráulico en las labores minimicen los impactos ambientales negativos.
- Capacitar al personal en la operación de Relleno Hidráulico y respuesta ante derrames productos de su operación.

Jefe de sección mina

- Asegurar que la zona a rellenar con pulpa esté libre de finos de mineral.
- Cumplir con el diseño de la barrera de contención de relleno a aplicar.
- Asegurar que la zona de trabajo tenga ventilación y sostenimiento.
- Jefe de seguridad mina y superficie:
- Hacer cumplir el presente estándar, los estándares de especificaciones técnicas de obra y procedimientos asociados.
- Detener las operaciones en aquellas labores que no cumplan con las especificaciones de los estándares, priorizando las correcciones inmediatas de las desviaciones.

Jefe de laboratorio metalúrgico

- Realizar los análisis granulométricos y densidad del material de relleno.

Jefe de medio ambiente

- Comunicar oportunamente los resultados obtenidos de los monitoreos en los efluentes mineros al responsable para mejorar el proceso de control de relleno hidráulico en caso los sólidos en suspensión excedan los LPM.

Operador de planta y maestro rellenador

- Coordinar para dar inicio y/o finalización del proceso de bombeo de relleno.
- Cumplir el programa semanal de relleno hidráulico.

Formatos

- EO31-F-01 Control de densidad de pulpa.
- EO31-F-02 Programa semanal de relleno hidráulico.
- EO31-F-03 Reporte de operación de relleno hidráulico.
- EO31-F-04 Análisis granulométrico de pulpa para relleno hidráulico.

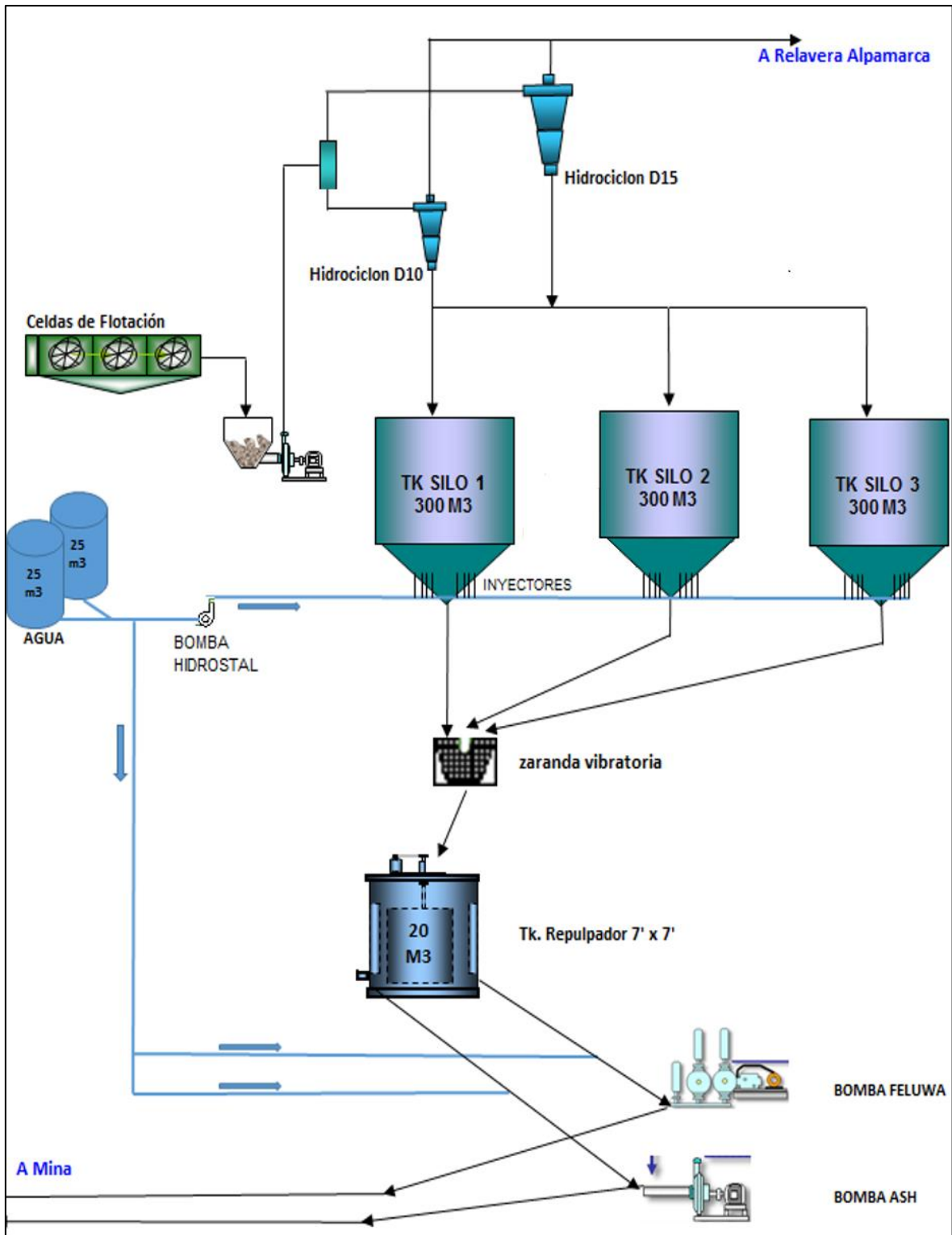
Estándares, Procedimientos, PETS, Manuales, Guías y/o Otros documentos

- EO-05 Drenaje de labores subterráneas.
- PETS-01 Relleno Hidráulico en Tajos.
- EO31-ANEXO-01 Circuito de relleno hidráulico.
- EO31-ANEXO-02 Plan unifilar de relleno Hidráulico.

Control de revisiones

Versión	F. Aprobación	Descripción de cambios realizados
02	12-05-2013	Adecuación al D.S. 055-2010 MEM
03	12-02-2014	Reafirmado
04	15-02-2015	Reafirmado
05	21-02-2017	Adecuación al D.S. 024-2016 MEM
06	05-01-2018	Revisión anual de documentos
07	15-08-2018	Reafirmado
08	17-01-2019	Reafirmado

EO31-ANEXO-01 CIRCUITO DE RELLENO HIDRÁULICO



02. PETS. Instalación y desinstalación de tubería de 4"

Personal

- Capataz de metal mecánica.
- Operario soldador.
- Ayudante de soldador.

Equipos de protección personal

- Mameluco con cintas reflectivas.
- Protector y barbiquejo.
- Guantes de cuero.
- Botas de jebe con punta de acero.
- Correa portalámparas.
- Lámpara minera con batería.
- Lentes de seguridad.
- Respirador con filtros.
- Protector auditivo.

Equipo / herramientas / materiales

- Telehandler.
- Escalera
- Juego de llaves.
- Alicata.
- Martillo de uña.
- Pernos con arandela.
- Tubería de 4" HDPE

Procedimiento

- Verificar la zona de trabajo y herramientas a utilizarse.
- Realizar orden y limpieza.
- Señalizar el área de trabajo.

- Ubícate debajo de un techo seguro, identifica las rocas sueltas o shotcrete craquelado y redesata siempre en avanzada.
- Preparar la tubería de HDPE, estandarizándola con Telehandler, luego colocar las uniones para su posterior aseguramiento con los pernos con arandela.
- Ubicar la escalera adecuada en la unión de las tuberías donde se iniciará el proceso de unión de ambas tuberías. Colócate el arnés, sube y ancla la línea de vida a un punto seguro. Si cuentas con el equipo Telehandler, sube a la canastilla.
- Inicia la instalación de las tuberías, asegurando las uniones con los pernos de con su respectiva arandela.
- Asegura las uniones ya empernadas estandarizándolas.
- Traslada las herramientas a una zona segura. Realizar orden y limpieza al finalizar la tarea diaria.


Restricciones

- No realices la instalación si no cuenta con arnés y su línea de vida.
- No utilices otro equipo (scooptram, dumper) para levantar la tubería.
- No instales la tubería sino se cuenta con alcayatas para línea mensajera.
- No estandarizar con otro material que no sea cadena.

Riesgos potenciales

- Aplastamiento por caída de rocas.
- Corte por manipulación de herramientas.
- Golpes con tubería.
- Atropellamiento por equipos.
- Caídas a diferente nivel.

03. Tabla Geomecánica en U.E.A. Parcoy CMH

 TABLA GEOMECANICA Y ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO UNIDAD PARCOY - CMH							ANEXO-02-E001
TEMPORALES							
Calidad de macizo rocoso	Clasificación RMR		Valuación Índice Q				SOSTENIMIENTO
	RMR	Tipo de roca	De	A	Tipo	Descripción	
Muy Buena	81-100	I Muy buena	50	1000	I-III	Muy Buena - Excep. Buena	Sin sostenimiento
Buena	61-80	II Buena	10	50	IV	Buena	Sin sostenimiento ó puntual
Regular A	51-60	III Regular A	5	10	V	Regular	Según sección de excavacion
Regular B	41-50	III Regular B	1	5	VI	Mala	Según sección de excavacion
Mala A	31-40	IV Mala A	0.1	1	VII	Muy Mala	Según sección de excavacion
Mala B	21-30	IV Mala B	0.1	0.01	VIII	Extremadamente Mala	Según sección de excavacion
Muy Mala	0-20	V Muy Mala	0.01	0.001	IX	Excepcionalmente Mala	Según sección de excavacion

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 1.5 A 3.0 m.	
Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Sin sostenimiento.
Buena	Sin soporte ó pernos expansivos ó fricción de 5" instalados ocasionalmente en cuñas.
Regular A	Pernos expansivos ó fricción de 5" sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8 m.
Regular B	Pernos expansivos de 5" sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5 m con malla electrosoldada.
Mala A	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 5" sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5 m ó malla electrosoldada + pernos de fricción e=1.20 m.
Mala B	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 5" sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2 m ó cuadros de madera de 7".
Muy Mala	Sh. Est. 2" (F/30-35kg) + pernos expansivos de 5" sistemáticos espaciado de 1.0 m ó cuadros de madera de 7".

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.	
Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Sin sostenimiento.
Buena	Sin soporte ó pernos expansivos ó fricción de 7" instalados ocasionalmente.
Regular A	Pernos expansivos ó fricción de 7" sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8 m.
Regular B	Sh. Est. 2" (F/25kg) + pernos expansivos ó fricción de 7" sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5 m ó malla electrosoldada.
Mala A	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos ó fricción de 7" sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5 m.
Mala B	Sh. Est. 2" (F/30-40kg) + pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2 m ó cuadros de madera de 7".
Muy Mala	Sh. Est. 3" (F/35-45kg) + pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 1.0 m ó cuadros de madera de 10".

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 5.0 A 10.0 m.	
Calidad de macizo rocoso	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Muy Buena	Pernos expansivos de 7" instalados ocasionalmente.
Buena	Pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8 m + malla electrosoldada.
Regular A	Pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5 m + malla electrosoldada.
Regular B	Sh. Est. 2" (F/25kg) + pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5 m.
Mala A	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2 m.
Mala B	Sh. Est. 2" (F/30-40kg) + pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 1.0 m.
Muy Mala	Sh. Est. 4" (F/40-45kg) + pernos expansivos de 7" sistemáticos espaciado de 0.8 a 1.0 m.

NOTA: Shotcrete estructural será lanzado de acuerdo a recomendación geomecánica, según procedimiento, dentro de las horas de autosoporte del macizo rocoso. El shotcrete estructural y la instalación de pernos sistemáticos deben de formar un arco de autosoporte de la labor en el macizo rocoso. De presentarse esfuerzos, con potencial de generar crujiidos ó "pseudo estallidos de rocas", se empleará malla de eslabones sobre el esfuerzo indicado en las opciones anteriores. En terrenos de calidad muy mala (Tipo V) se aplicará sostenimiento inmediato y el uso de spilling bar. Las recomendaciones de sostenimiento varían de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

LEYENDA

Pernos de fricción	Split set.
Pernos expansivos	Sw ellex.
Pernos de adhesión	Pernos helicoidales, varillas de f'c.
Inyecciones de consolidación	Con resinas ó lechada de concreto.
Puntales de seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diametro.
Shotcrete estructural	Shotcrete con fibra metálica dramix 65/35 entre 20 a 30 kg/m ³ ó fibra 45/35 a 30 kg/m ³ .
Malla electrosoldada	Malla electro-soldada cocada 4"x4" ó 3"x3".
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3".
Cuadros metálicos	Cuadros de vigas "H" de 4"x4"x13 libras/pie para chimeneas construidos con Alimak, secciones 2.5 x 2.5 m y 3.0 x 3.0 m espaciado c/m.
Cimbras metálicas	Estructuras de vigas "H" de 6"x6" x 20 Libras/pie para labores principales de secciones =ó> a 4x4 m; vigas "H" de 4'4" x 13 Libras/pie para secciones <a 3.5x3.5 m.
Jack pot	Para puntales de madera de 7", 8" a 10" de diametro, son platos infables a presión hidráulica.
Shotcretera manual	Equipo lanzador de shotcrete manual vía húmeda.
Spilling bar	Paraguas de pernos con lechada de cemento instalados en la corona de la labor para proteger la estabilidad de la corona.
Fibra metálica	Fibra metálica dramix según dosificación de tipo de roca y sección.
Jack pat	Mantas metálicas inflables a presión hidráulica, para confinar un wood pack.
Wood pack	Castillos de cribbing.

Fuente: Estándares operativos CMH / Geomecánica – E001- Anexo 02.

04. Manual de uso de la balanza Marcy



MARCY®

PULP DENSITY AND SPECIFIC GRAVITY SCALE OPERATING INSTRUCTIONS

CAUTION: THE SCALES ARE ACCURATELY SET AT THE FACTORY. DO NOT REMOVE THE BACK COVER PLATE TO MAKE ADJUSTMENTS. THE SCALES ARE CONSTRUCTED TO PROVIDE TROUBLE-FREE OPERATION AND WILL PROVIDE ACCURATE MEASUREMENTS IF THE MECHANISM IS NOT ALTERED OR ABUSED.



MOUNTING:

Allow the scale to hang freely from its support ring.

CALIBRATION:

Fill the container with exactly 1000cc of clear water. The slotted holes located near the top of each container are designed to initially retain slightly more than 1000 cc. Using a file, carefully enlarge the bottom of the slotted holes until water begins to leak out. Now the container will retain exactly 1000 cc.

Hang the container full of water on the scale hook. Turn the zero adjustment screw located directly above the scale hook until the scale pointer is vertical, reading 1.000 on the dial outer ring.

The scale is calibrated.

DETERMINING THE SPECIFIC GRAVITY OF DRY SOLIDS:

The desired sample should be dry and between -10 mesh and + 100 mesh (Tyler). Hang the dry, empty container on the scale and pour in the sample of dry material until the pointer indicates 1.000 kilogram on the outer ring of the dial. (The container now has 1.000kg of material in it.)

Remove the sample carefully. Fill the container one-third full with clear water and gradually stir in the dry sample. Insure that the sample is thoroughly wet and that air bubbles are eliminated. Hang the container on the scale and add clear water up to the overflow holes. Read the dry solids specific gravity on the innermost ring of the dial.

TAKING A SAMPLE:

Fill the container with the desired pulp or liquid. The liquid level should reach the container spill holes. Wipe off any spilled material on the outside of the container. Hang the filled container on the scale and determine the pulp specific gravity or percent solids in the pulp.

DETERMINING PULP SPECIFIC GRAVITY:

Hang the filled container on the scale and read the pulp specific gravity on the outer ring of the dial face.

DETERMINING PERCENT SOLIDS:

If you know the specific gravity of dry solids in the pulp (see Determining the Specific Gravity of Dry Solids), you can directly read the percentage in the pulp on the dial. Select the correct dial face for the particular dry solid specific gravity in the pulp. Hang the filled container on the scale. The percent solids in the pulp reads clockwise from the specific gravity number on the red, white and yellow rings of the dial face. Example: A reading of 44% solids at 2.2 specific gravity also reads 39% solids at 2.6 specific gravity and 35% solids at 3.2 specific gravity.

CHANGING DIAL FACES:

Attached to each scale is a dial face which has the following specific gravity range of dry solids: #1, 2.2 2.6 2.8 3.2 3.6 4.0 4.4.

Interchangeable dial faces are furnished as follows:

2, 1.2 1.3 1.4 1.5 1.6 1.7 1.8
3, 1.7 1.8 1.9 2.0 2.1 2.2 2.3
4, 2.2 2.3 2.4 2.5 2.6 2.7 2.8
5, 2.6 2.7 2.8 2.9 3.0 3.1 3.2
6, 3.0 3.1 3.2 3.3 3.4 3.5 3.6
7, 3.4 3.5 3.6 3.7 3.8 3.9 4.0
8, 3.8 3.9 4.0 4.1 4.2 4.3 4.4
9, 4.2 4.3 4.4 4.5 4.6 4.7 4.8
#10, 4.6 4.8 5.0 5.2 5.4 5.6 5.8
#11, 5.6 5.8 6.0 6.2 6.4 6.6 6.8
#12, 6.6 6.8 7.0 7.2 7.4 7.6 7.8

METSO MINERALS INDUSTRIES, INC.
PYRO SYSTEMS

350 RAILROAD STREET, DANVILLE, PA 17821-2046, U.S.A.
TELEPHONE: 570/275-3050 TELEFAX: 570/275-6789

05. Plan anual de producción del 2019 en U.E.A. Parcoy CMH

Nº de días al mes (mina)		31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	365	
Nº de días al mes (planta)		30	28	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	358	
		2019													
		Und.	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Norte	Producción	Tn	26870.00	21821.00	26605.00	24768.00	25681.00	25426.00	25922.00	26020.00	25408.00	26252.00	24298.00	24810.00	303881.00
	Ley	g/Tn	8.91	8.69	9.06	7.71	7.83	8.09	6.72	7.02	7.45	7.92	7.80	8.56	7.98
	Finos mina	g	239538.00	189713.81	240951.00	191023.00	201142.00	205746.00	174138.00	182534.00	189377.00	208024.00	189573.00	212462.00	2425431.42
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.47
	Au	Kg	215.08	170.33	216.66	171.12	180.06	184.43	154.93	162.56	168.83	185.81	169.21	189.96	2170.03
	Prod. día TMS	Tn/día	867	779	858	826	828	848	836	839	847	847	810	800	833
	Prod. día TMH	TMH/día	922	829	913	878	881	902	889	893	901	901	862	851	886
Sur	Producción	Tn	25078.00	24559.00	25001.00	23214.00	22286.00	23841.00	23515.00	25505.00	25938.00	25150.00	25352.00	24041.00	293480.00
	Ley	g/Tn	8.41	8.68	8.94	9.00	8.58	8.83	7.83	7.71	7.49	7.54	7.49	7.09	8.13
	Finos mina	g	210791.09	213135.56	223482.77	208924.73	191300.41	210530.14	184239.99	196539.63	194185.66	189738.34	189961.87	170446.03	2386770.29
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.46
	Au	Kg	189.27	191.35	200.96	187.15	171.25	188.72	163.92	175.04	173.12	169.47	169.56	152.40	2135.20
	Prod. día TMS	Tn/día	809	877	806	774	719	795	759	823	865	811	845	776	804
	Prod. día TMH	TMH/día	861	933	858	823	765	845	807	875	920	863	899	825	855
Total	Producción mina	Tn	51948.00	46380.00	51606.00	47982.00	47967.00	49267.00	49437.00	51525.00	51346.00	51402.00	49650.00	48851.00	597361.00
	Ley	g/Tn	8.66	8.69	9.00	8.36	8.21	8.46	7.28	7.36	7.47	7.73	7.65	7.83	8.06
	Finos Au mina	g	450329.09	402849.37	464433.77	399947.73	392442.41	416276.14	358377.99	379073.63	383562.66	397762.34	379534.87	382908.03	4812201.71
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.47
	Total, Au	Kg	404	362	418	358	351	373	319	338	342	355	339	342	4301
	Onzas	Oz	13000	11628	13427	11519	11295	11997	10251	10854	10994	11423	10892	11007	138287
	Prod. día mina (TMS)	Tn/día	1676	1656	1665	1599	1547	1642	1595	1662	1712	1658	1655	1576	1637
	Prod. día mina (TMH)	TMH/día	1783	1762	1771	1701	1646	1747	1696	1768	1821	1764	1760	1676	1741
	Prod. tratada día (TMS)	Tn/día	1732	1656	1720	1599	1599	1642	1648	1718	1712	1713	1655	1628	1669
	Prod. tratada día (TMH)	TMH/día	1842	1762	1830	1701	1701	1747	1753	1827	1821	1823	1760	1732	1775

Fuente: Consorcio Minero Horizonte 2019.

06. Plan anual de producción 2020 en U.E.A. Parcoy sin Encanto alto

Nº de días al mes (mina)		31	29	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	365	
Nº de días al mes (planta)		30	29	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	358	
2020–sin Encanto alto															
	Und.	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total	
Norte	Producción	Tn	24470.00	19570.00	23368.00	23564.00	23947.00	22861.00	23140.00	24105.00	22764.00	23874.00	24298.00	2275.00	278136.00
	Ley	g/Tn	7.41	7.32	7.61	7.01	6.84	6.91	7.47	7.51	7.64	7.92	6.98	7.23	7.32
	Finos mina	g	181322.70	143252.40	177830.48	165183.64	163797.48	157969.51	172855.80	181028.55	173916.96	189180.44	169600.04	160325.25	2036282.79
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.47
	Au	Kg	162.81	128.61	159.91	147.97	146.63	141.60	153.79	161.22	155.05	168.98	151.38	143.35	1821.86
	Prod. día (TMS)	Tn/día	789	675	754	785	772	762	746	778	759	770	810	715	762
	Prod. día (TMH)	TMH/día	840	718	802	836	822	811	794	827	807	819	862	761	811
Sur	Producción	Tn	24157.00	20475.00	23548.00	22497.00	20874.00	22657.00	21965.00	22476.00	24368.00	22754.00	22367.00	21968.00	270106.00
	Ley	g/Tn	7.84	6.74	7.24	7.24	8.04	6.57	7.21	7.35	6.94	6.85	6.74	6.59	7.11
	Finos mina	G	189390.88	138001.50	170487.52	162878.28	167826.96	148856.49	158367.65	165198.60	169113.92	155864.90	150753.58	144769.12	121128.93
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.46
	Au	Kg	170.05	123.90	153.30	145.91	150.24	133.43	140.90	147.13	150.77	139.22	134.56	129.44	1718.64
	Prod. día (TMS)	Tn/día	779	706	760	750	673	755	709	725	812	734	746	709	740
	Prod. día (TMH)	TMH/día	829	751	808	798	716	803	754	771	864	781	793	754	787
Total	Producción mina	Tn	48627.00	40045.00	46916.00	46061.00	44821.00	45518.00	45105.00	46581.00	47132.00	46628.00	46665.00	44143.00	548242.00
	Ley	g/Tn	7.63	7.03	7.43	7.13	7.44	6.74	7.34	7.43	7.29	7.39	6.86	6.91	7.22
	Finos Au mina	g	370713.58	281253.90	348318.00	328061.92	331624.44	306826.00	331223.45	346227.15	343030.88	345045.34	320353.62	305094.37	3957411.72
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.47
	Total, Au	Kg	333	253	313	294	297	275	295	308	306	308	286	273	3864
	Onzas	Oz	10702	8118	10070	9448	9545	8843	9474	9914	9832	9909	9193	8770	124230
	Prod. día mina (TMS)	Tn/día	1569	1381	1513	1535	1446	1517	1455	1503	1571	1504	1556	1424	1502
	Prod. día mina (TMH)	TMH/día	1669	1469	1610	1633	1538	1614	1548	1598	1671	1600	1655	1515	1598
	Prod. tratada día (TMS)	Tn/día	1621	1381	1564	1535	1494	1517	1504	1553	1571	1554	1556	1471	1531
	Prod. tratada día (TMH)	TMH/día	1724	1469	1664	1633	1589	1614	1599	1652	1671	1653	1655	1565	1629

Fuente: Consorcio Minero Horizonte 2019.

07. Plan anual de producción 2020 en U.E.A. Parcoy con Encanto alto

Nº de días al mes (mina)		31	29	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	365	
Nº de días al mes (planta)		30	29	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	358	
2020 – con Encanto alto															
	Und.	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total	
Norte	Producción	Tn	24470.00	19570.00	23368.00	23564.00	23947.00	22861.00	23140.00	24105.00	22764.00	23874.00	24298.00	22175.00	278136.00
	Ley	g/Tn	7.41	7.32	7.61	7.01	6.84	6.91	7.47	7.51	7.64	7.92	6.98	7.23	7.32
	Finos mina	g	181322.70	143252.40	177830.48	165183.64	163797.48	157969.51	172855.80	181028.55	173916.96	189180.44	169600.04	160325.25	2036282.79
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.47
	Au	Kg	162.81	128.61	159.91	147.97	146.63	141.60	153.79	161.22	155.05	168.98	151.38	143.35	1821.86
	Prod. día TMS	Tn/día	789	675	754	785	772	762	746	778	759	770	810	715	762
	Prod. día TMH	TMH/día	840	718	802	836	822	811	794	827	807	819	862	761	811
Sur	Producción	Tn	28387.00	24885.00	28183.00	27124.00	25454.00	27017.00	26240.00	26946.00	28628.00	27364.00	26887.00	26678.00	323793.00
	Ley	g/Tn	11.03	11.26	12.32	10.64	12.84	11.46	11.21	11.94	10.26	10.64	11.36	11.73	11.39
	Finos mina	g	313076.08	280179.90	347266.42	288686.41	326752.96	309740.49	294227.15	321827.40	293718.92	291122.30	305337.58	312916.12	3688415.38
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.46
	Au	Kg	281.11	251.55	312.26	258.61	292.51	277.65	261.77	286.62	261.85	260.03	272.54	279.78	3299.66
	Prod. día TMS	Tn/día	916	858	909	904	821	901	846	869	954	883	896	861	887
	Prod. día TMH	TMH/día	974	913	967	962	873	958	900	925	1015	939	953	915	944
Total	Producción mina	Tn	52857.00	44455.00	51551.00	50688.00	49401.00	49878.00	49380.00	51051.00	51392.00	51238.00	51185.00	48853.00	601929.00
	Ley	g/Tn	9.22	9.29	9.97	8.83	9.84	9.19	9.34	9.73	8.95	9.28	9.17	9.48	9.36
	Finos Au mina	g	494398.78	423432.30	525096.90	453870.05	490550.44	467710.00	467082.95	502855.95	467635.88	480302.74	474937.62	473241.37	5724698.18
	Recuperación	%	89.79	89.78	89.92	89.58	89.52	89.64	88.97	89.06	89.15	89.32	89.26	89.41	89.47
	Total, Au	Kg	444	380	472	407	439	419	416	448	417	429	424	423	5118
	Onzas	Oz	14272	12222	15181	13072	14119	13479	13361	14399	13404	13793	13630	13604	164534
Prod. día mina (TMS)	Tn/día	1705	1533	1663	1690	1594	1663	1593	1647	1713	1653	1706	1576	1649	
Prod. día mina (TMH)	TMH/día	1814	1631	1769	1797	1695	1769	1694	1752	1822	1758	1815	1676	1754	
Prod. tratada día (TMS)	Tn/día	1762	1533	1718	1690	1647	1663	1646	1702	1713	1708	1706	1628	1681	
Prod. tratada día TMH	TMH/día	1874	1631	1828	1797	1752	1769	1751	1810	1822	1817	1815	1732	1788	

Fuente: Consorcio Minero Horizonte 2019.

08. Registro de la producción feb. – jul. 2019 en U.E.A. Parcoy CMH

Fecha	Zona	Mina	Baja Ley	Evaluación	Mineral
Febrero	Norte	Lourdes	5481.84	3610.66	1790.14
Febrero	Sur	Candelaria	5313.84	1566.62	1052.59
Febrero	Sur	Encanto	4942.06	2190.17	1133.97
Febrero	Sur	Rosa	4259.77	1950.86	1274.32
Marzo	Norte	Lourdes	6708.69	5283.79	2533.08
Marzo	Sur	Candelaria	7470.81	2982.04	1356.56
Marzo	Sur	Encanto	6002.62	1951.41	1438.85
Marzo	Sur	Rosa	5162.27	1947.1	1545.98
Abril	Norte	Lourdes	6937.4	4694.26	2665.98
Abril	Sur	Candelaria	6538.47	2432.34	1573.62
Abril	Sur	Encanto	6509.83	2709.72	1228.94
Abril	Sur	Rosa	5652.16	3261.32	1003.27
Mayo	Norte	Lourdes	8391.04	3856.98	2407.85
Mayo	Sur	Candelaria	6666.42	1647.83	1371.04
Mayo	Sur	Encanto	7053.07	2378.16	1173.45
Mayo	Sur	Rosa	7228.72	3083.08	1310.83
Junio	Norte	Lourdes	8380.98	4531.46	2023.67
Junio	Sur	Candelaria	5412.78	3018.95	1120.76
Junio	Sur	Encanto	7150.2	2709.7	1025.3
Junio	Sur	Rosa	4194.83	2355.41	1296.44
Julio	Norte	Lourdes	7573.62	3844.39	2056.57
Julio	Sur	Candelaria	5004.34	1819.46	1106.33
Julio	Sur	Encanto	5023.66	1895.36	1317.96
Julio	Sur	Rosa	4897.78	2428.22	1113.11
Total, general			147957.2	68149.29	35920.61

09. Registro de labores rellenadas feb. - jul. 2019 en U.E.A. Parcoy CMH

Mes	Zona	Mina	Ejec. (m3)	Prog. (m3)	Cump. (%)
Febrero	Norte	Lourdes	2048.42	2132.62	91.70
Febrero	Sur	Candelaria	958.66	1011.15	93.03
Febrero	Sur	Encanto	1022.51	1073.01	92.70
Febrero	Sur	Rosa	2325.67	2476.831	90.59
Marzo	Norte	Lourdes	3111.99	3327.52	91.26
Marzo	Sur	Candelaria	2071.16	2196.16	93.35
Marzo	Sur	Encanto	555.61	605.2	90.98
Marzo	Sur	Rosa	2800.26	2970.4	91.61
Abril	Norte	Lourdes	4735.74	5076.97	90.46
Abril	Sur	Candelaria	1835.02	2006.76	88.85
Abril	Sur	Encanto	658.86	709.97	88.78
Abril	Sur	Rosa	1205.81	1294.02	90.92
Mayo	Norte	Lourdes	3955.62	4156.62	91.26
Mayo	Sur	Candelaria	1799.29	1917.29	90.96
Mayo	Sur	Encanto	1227.72	1324.72	88.41
Mayo	Sur	Rosa	1833.41	1949.41	91.28
Junio	Norte	Lourdes	3443.41	3575.41	93.73
Junio	Sur	Candelaria	297.61	325.61	90.70
Junio	Sur	Encanto	1537.05	1676.05	86.73
Junio	Sur	Rosa	2633.31	2810.31	91.57
Julio	Norte	Lourdes	1818.15	1917.15	94.34
Julio	Sur	Candelaria	1708.85	1766.85	91.65
Julio	Sur	Encanto	1550.99	1652.99	89.27
Julio	Sur	Rosa	1898.13	2024.13	90.30
Total			47033.25	49977.151	90.90

10. Clasificación feb. - jul. 2019 en U.E.A. Parcoy CMH

Mes	Ejec. (m³)	Alimentación (m³)	Underflow (m³)	Sólidos para RH (m³)	Overflow (m³)
Feb.	6355.26	25925.13	15442.00	6925.50	10483.13
Mar.	8539.02	33287.40	19828.00	8892.56	13459.40
Abr.	8435.43	33905.48	20195.00	9057.15	13710.48
May.	8816.04	34926.35	20801.00	9328.93	14125.35
Jun.	7911.38	32415.36	19308.00	8659.35	13107.36
Jul.	6976.12	28560.60	17008.00	7627.83	11552.60
Total	47033.25	189020.33	112582.00	50491.32	76438.33

11. Estructura de costos fijos CONSEM E. I. R. L.

COSTOS FIJOS Y GASTOS GENERALES CONTRATA OPERACIONES - CONSEM

ACTUALIZADO JULIO DE 2019

T/C = 3.359

1.) COSTOS FIJOS EN UNIDAD MINERA

A) PLANILLA SUPERVISION

	Cargo / ocupación	# personas	Ingreso	Leyes sociales	Por trabajador	Soles/mes	US\$/mes	VIAJES X DIA LIBRE	ALIMENTACION
EMP	Ing. Residente	1	8,000	4,565	12,565	12,565	\$ 3,740.73	Vuelo P-T-P	100% CMH
MG	EMP Ing. Jefes de turno	2	6,500	3,709	10,209	20,418	\$ 6,078.69	Vuelo P-T-P	100% CMH
MG	EMP Ing. de Seguridad	2	5,000	2,853	7,853	15,706	\$ 4,675.91	Vuelo P-T-P	100% CMH
MG	TEC Capataz	3	2,750	1,569	4,318	12,955	\$ 3,856.93	Bus P-H-P	100% CMH
EMP	Jefe de Logística	1	3,500	1,997	5,497	5,497	\$ 1,636.57	Vuelo P-T-P	100% CMH
EMP	Asistente Social	2	3,000	1,712	4,712	9,424	\$ 2,805.55	Vuelo P-T-P	100% CMH
EMP	PSICOLOGA (Solo 15 días)	1	1,750	999	2,749	2,749	\$ 818.28	Vuelo P-T-P	100% CMH
EMP	Asistente Administrativo	1	3,500	1,997	5,497	5,497	\$ 1,636.57	Vuelo P-T-P	100% CMH
EMP	Administrador	1	5,000	2,853	7,853	7,853	\$ 2,337.96	Vuelo P-T-P	100% CMH
Totales		14			S/.	92,665	\$ 27,587		

Nota: 7 personas con medidor de gases (MG).

B) PLANILLA SERVICIOS AUXILIARES

	Cargo / ocupación	# personas	Ingreso	Leyes sociales	Por trabajador	Soles/mes	US\$/mes	VIAJES X DIA LIBRE	ALIMENTACION
OBR	ALMUERCERO	3	1,695	968	2,663	7,990	\$ 2,378.61	Bus P-H-P	100% CMH
OBR	OPERADOR DE PLANTA DE RH	3	1,800	1,028	2,828	8,485	\$ 2,525.96	Bus P-H-P	100% CMH
Totales		6			S/.	16,474	\$ 4,904.57		

LEYENDA			
Vuelo P-T-P	Vuelo Parcoy-Trujillo-Parcoy	EMP	Empleado
Bus P-H-P	Pasaje Bus Parcoy -Huamachuco-Parcoy	TEC	Técnico
		OBR	Obrero

LL SS OBR 57.12%
LL SS EMP 57.06%

C) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	# personas	Por trabajador/mes	Soles/mes	US\$/mes
Implementos de Seguridad	20	S/.	52.20	\$ 1,044
			S/.	\$ 310.81

TOTAL COSTOS FIJOS (A+B+C)

DESCRIPCION	Soles/mes	US\$/mes
A+B+C	110,184	32,803
Utilidad 7%	7,713	2,296
COSTOS FIJOS TOTAL	S/.	\$ 35,099

2.) COSTOS INDIRECTOS EN UNIDAD MINERA

E) MOVILIDAD (BASE 30 días, incluye vehículo, chofer y suministros)

DESCRIPCION	# de cam.	Soles/mes/cam.	US\$/mes/cam.	Soles/mes	US\$/mes
Camioneta operaciones	1	10,263	3,600	10,263	3,600
Camion de Servicio	1	10,263	3,600	10,263	3,600
SUBTOTAL				S/.	\$ 7,200
Camioneta: 3 choferes + epps, combustible 7 gl/día					\$ 13,311

F) ALIMENTACIÓN (referencial)

DESCRIPCION	Personas	Tarifa	Veces/mes	Factor	Soles/mes	US\$/mes
Alimentación Obreros (PEC)	280	23.95	30	67.7%	136,141	
Alimentación Empleados	14	30.21	30	66.7%	8,459	
Alimentación Tecnicos	6	26.30	30	66.7%	3,156	
Pasajes obreros (Parcoy - Huamach)	286	155.00	1	66.7%	29,563	
Vuelo Funcionarios (Pias -Trujillo - P	11	\$55.00	2			1,210
COSTO REFERENCIAL ALIMENTACIÓN					S/.	\$ 177,309
						\$ 53,996

G) CAMPAMENTOS (referencial)

DESCRIPCION	Habitaciones	S/./mes	factor	Soles/mes	US\$/mes
Ñuñabamba	50	334.02	1	16,701	
Oficinas	M2	21.73	52.80	1,147	
Almacén	M2	25	238.00	5,950	
Hotel del Pueblo	11			8,250	
COSTO TOTAL POR EQUIPO				S/.	\$ 9,541

G) EQUIPO DE COMUNICACIÓN Y SEGURIDAD

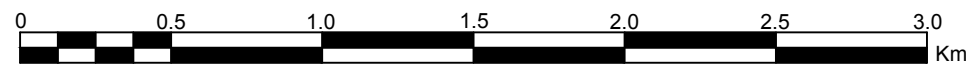
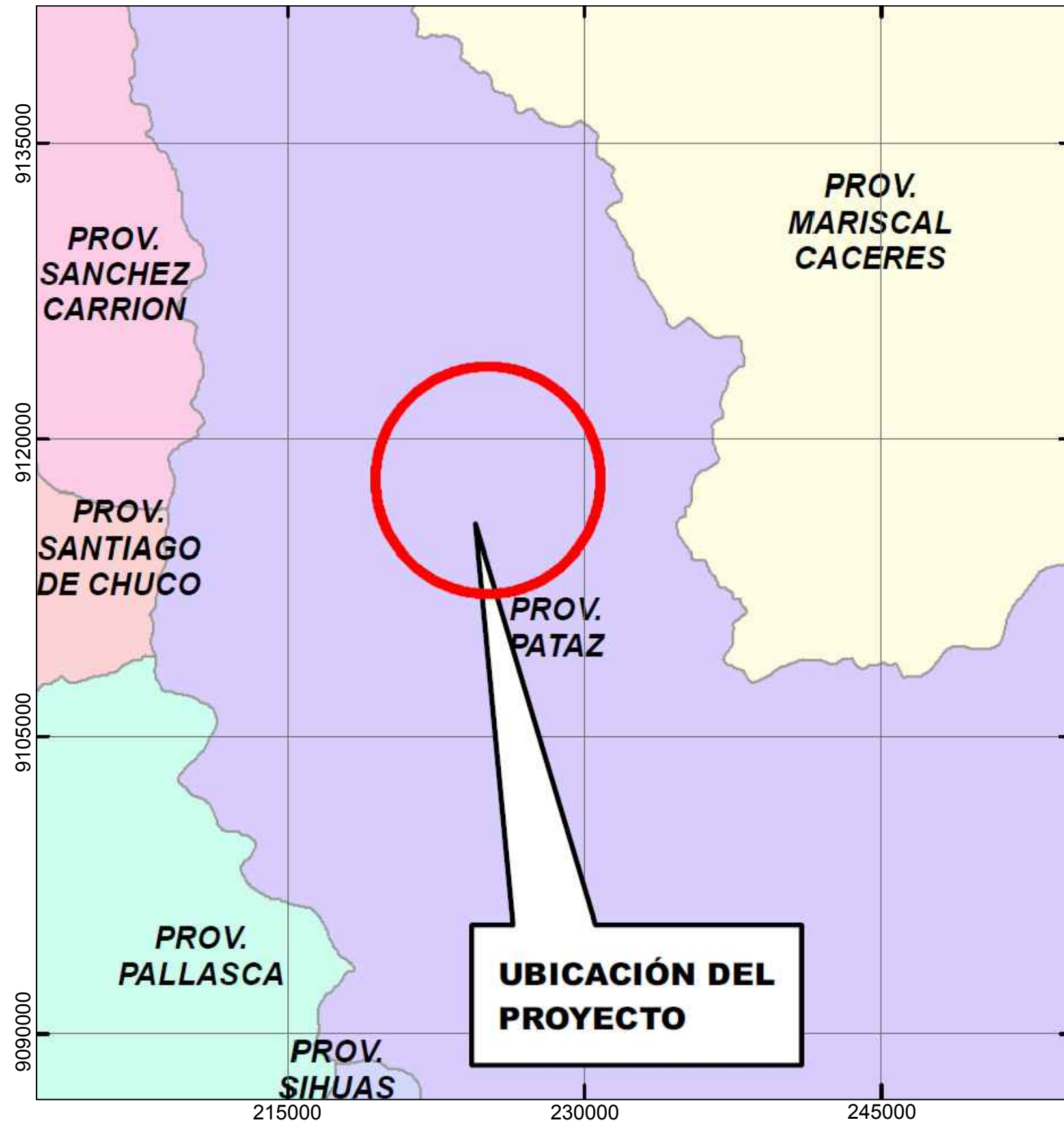
DESCRIPCION	# de items	US\$/item	Vida útil (meses)	Soles/mes	Soles/mes	US\$/mes
Radios	13	387.50	24		705	210
Medidor de Gas	7	4,252	36.00	2,777.31		827
Bebidas rehidratantes	6740	2	1.00		S/.	\$ 13,480

COSTOS INDIRECTOS \$ 78,921.58

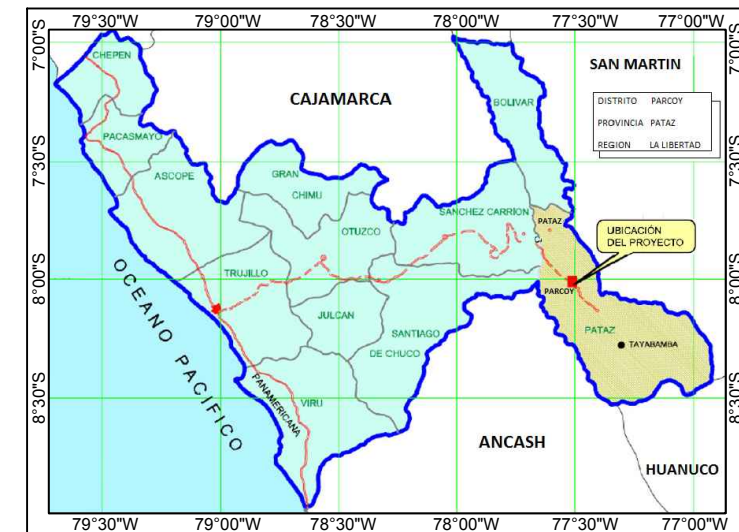
TOTAL CF + GG \$ 114,020.31

PLANOS

01. Columna Lito-estratigráfica del Área Parcoy - Pataz.
02. Ubicación geográfica de la U.E.A. Parcoy CMH.
03. Plano en sección longitudinal de la red troncal de RH para Encanto.
04. Secuencia de minado mecanizado utilizando relleno hidráulico.
05. Planta de relleno hidráulico de la U.E.A. Parcoy CMH - vista horizontal.
06. Planta de relleno hidráulico de la U.E.A. Parcoy CMH - vista isométrica.

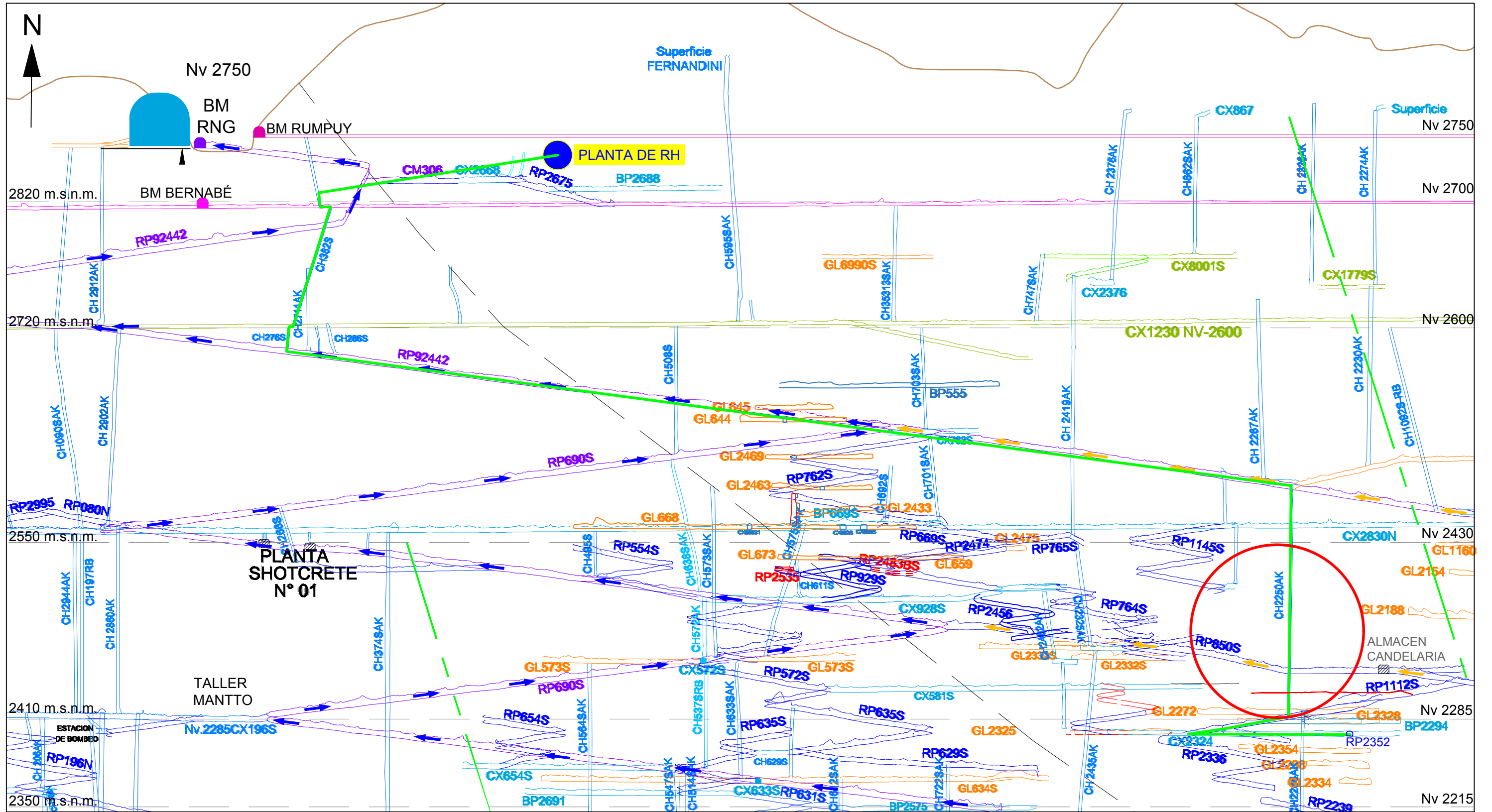


UBICACION NACIONAL



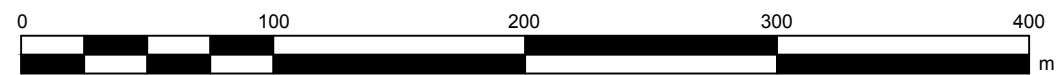
UBICACION DEPARTAMENTAL

	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
	TESIS: APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA LA REACTIVACIÓN DE LA MINA ENCANTO EN LA U.E.A. PARCOY DE LA EMPRESA CONSORCIO MINERO HORIZONTE S. A., 2019.		
	PLANO: UBICACIÓN GEOGRÁFICA DE LA U.E.A. PARCOY CMH		
	TESISTA: RAMOS BURGA HUGO ENRIQUE		
	ASESOR: M. CS. ING. ROBERTO SEVERINO GONZALES YANA		
ESCALA: INDICADA	DATUM: WGS - 84 / UTM ZONA 18M	FECHA: ENERO 2020	



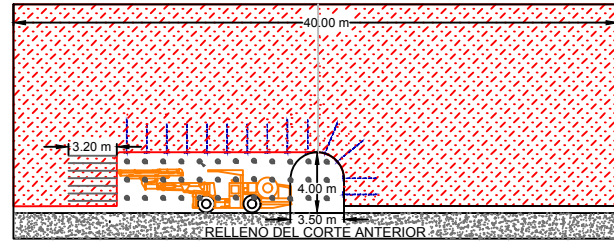
LEYENDA:

Rampas		Ruta de salida Milagros	
CR, BP		Ruta de salida Lourdes	
Galerías		Ruta de salida Rosa	
Explotado años anteriores		Ruta de salida Candelaria	
Zona a explotar accediendo por la RP2352		Red troncal de RH	

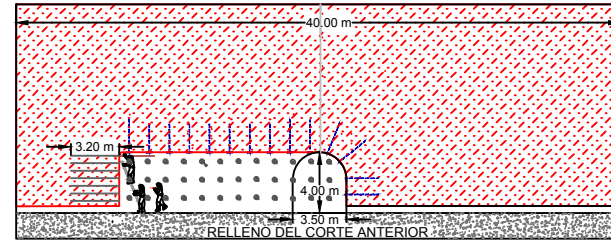


	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
	TESIS: APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA LA REACTIVACIÓN DE LA MINA ENCANTO EN LA U.E.A. PARCOY DE LA EMPRESA CONSORCIO MINERO HORIZONTE S. A., 2019.		
	PLANO: PLANO EN SECCIÓN LONGITUDINAL DE LA RED TRONCAL DE RH PARA LA MINA ENCANTO		
	TESISISTA: RAMOS BURGA HUGO ENRIQUE		
	ASESOR: M. CS. ING. ROBERTO SEVERINO GONZALES YANA		
ESCALA: 1:3000	DATUM: WGS - 84 / UTM ZONA 18M	FECHA: ENERO 2020	03

1. PERFORACION ALA NORTE (2 HORAS)

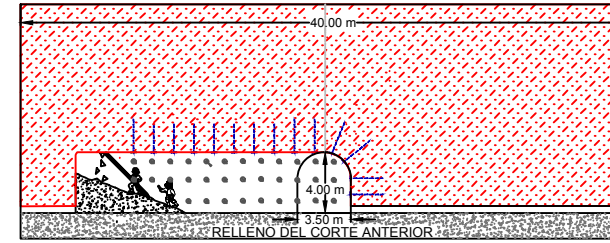


2. VOLADURA (1 HORA)



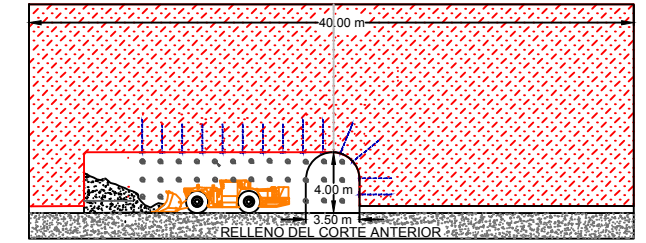
- EL TIEMPO DE 01 HORA CORRESPONDE A LA ETAPA DE CARGUIÓ.
- LA VOLADURA SE REALIZARÁ EN LOS HORARIOS DE DISPARO ESTABLECIDO (6:45 am - 6:45 pm).

3. DESATE MANUAL DE ROCAS (01 HORAS)

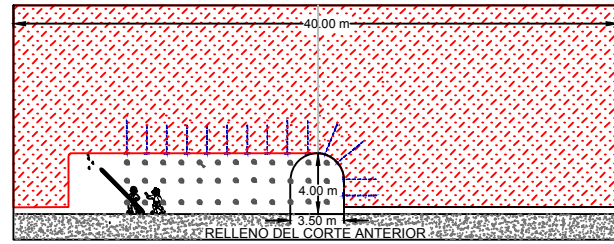


- EL DESATE SE REALIZARÁ SOBRE CARGA EN AVANZADA.
- DE PRESENTARSE ALTURAS MAYORES A 4.0 m POR ELEVACIÓN, SE UTILIZARÁ EL SCALER.

4. LIMPIEZA (02 HORAS)

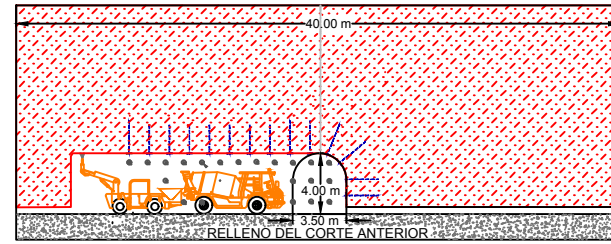


5. REDESATADO MANUAL (0.5 HORAS)



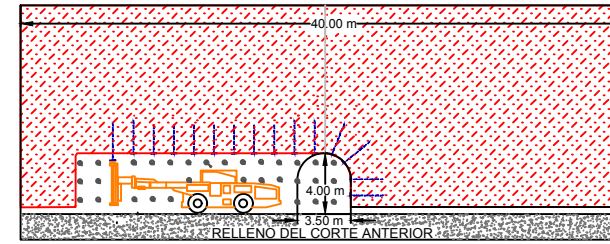
- SE REALIZA UN REDESATADO EN AVANZADA, INCIENDO EN LOS HASTIALES QUE NO FUERON DESATADOS EN EL PASO NÚMERO 3.
- DE PRESENTARSE ALTURAS MAYORES A 4.0 m POR ALGUNA ELEVACIÓN, SE UTILIZARÁ EL SCALER.

6. SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE (01 HORAS)



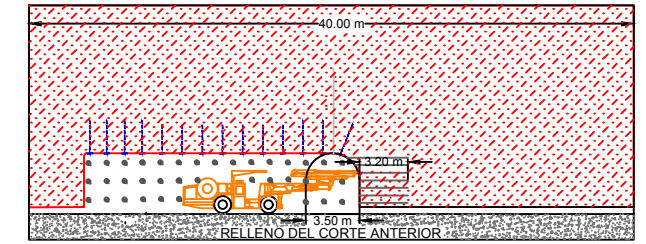
- EL ESPESOR DEL SHOTCRETE ESTÁ DADO POR LA RECOMENDACIÓN DIARIA DE GEOMECÁNICA.
- UTILIZAR CALIBRADORES PARA GARANTIZAR EL ESPESOR REQUERIDO.
- DESPUÉS DEL LANZADO DE SHOTCRETE, ESTE DEBERÁ FRAGUAR COMO MÍNIMO 3.0 HORAS.

7. SOSTENIMIENTO CON HYDRABOLT (01 HORAS)



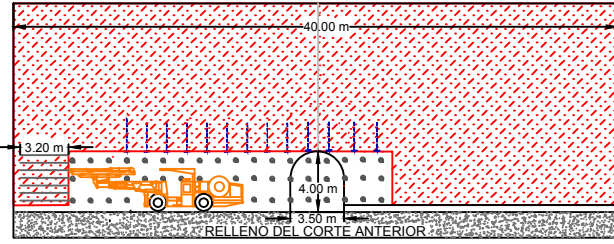
- SE DARÁ INICIO AL SOSTENIMIENTO DESPUÉS DE CUMPLIR CON EL TIEMPO MÍNIMO DE FRAGUADO (3.0 HORAS).
- LA MALLA DE SOSTENIMIENTO CON HYDRABOLT SERÁ DETERMINADA POR GEOMECÁNICA.

8. ALA SUR SECUENCIA 1 AL 7 (02 GUARDIAS HASTA ALEJARSE DE LA INTERSECCIÓN)



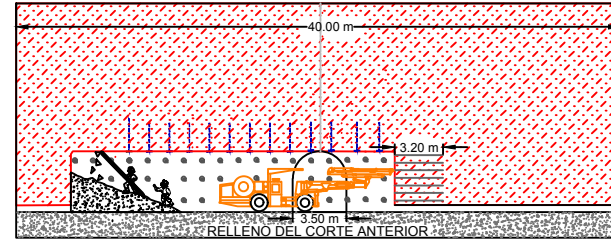
- SE DEBE COMPLETAR EL ALA SUR DESDE EL PASO 1 AL 7, PARA TENER UNA LONGITUD DE 3.2 m DESDE LA CEJA DEL REBATIDO Y ASI NO IMPEDIR EL ACCESO AL ALA NORTE CUANDO SE VUELVA A INICIAR EL CICLO DEL ALA SUR.
- PARA INICIAR LA EXPLOTACIÓN DEL ALA SUR, DEBE EXISTIR COMO MÍNIMO UNA LONGITUD MAYOR A 12 m ENTRE AMBOS FRENTES.

9. ALA NORTE EN PERFORACIÓN + VOLADURA



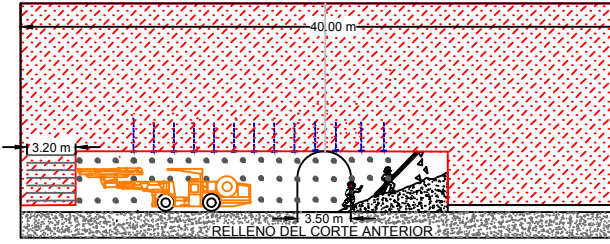
- EL TIEMPO ES DE 02 HORAS DE PERFORACIÓN Y 01 HORA DE CARGUIÓ DE FRENTE.
- LA VOLADURA SE REALIZARÁ AL FINALIZAR LA GUARDIA EN EL HORARIO DE DISPARO.

**10. ALA NORTE SECUENCIA DEL 3 AL 7
10. ALA SUR EN PERFORACIÓN + VOLADURA**



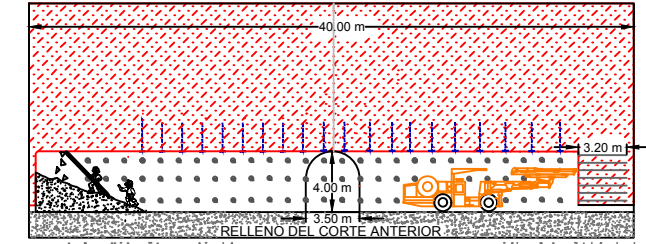
- LAS DOS ALAS CULMINAN LAS ACTIVIDADES AL FINALIZAR LA GUARDIA, EL PASO 7 EN EL ALA NORTE TIENE QUE CULMINAR ANTES DE INICIAR EL CARGUIÓ DE FRENTE EN EL ALA SUR.

**11. ALA NORTE EN PERFORACIÓN + VOLADURA
11. ALA SUR SECUENCIA DEL 3 AL 7**



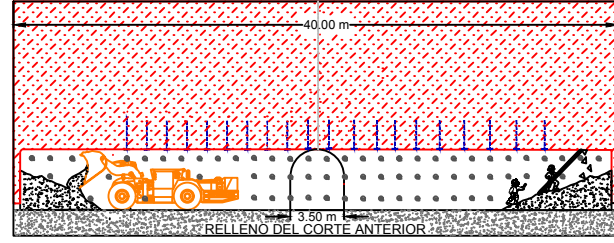
- LAS DOS ALAS CULMINAN LAS ACTIVIDADES AL FINALIZAR LA GUARDIA, EL PASO 7 EN EL ALA SUR TIENE QUE CULMINAR ANTES DE INICIAR EL CARGUIÓ DE FRENTE EN EL ALA NORTE.

**12. ALA NORTE SECUENCIA DEL 3 AL 7 (FIN DE ALA)
12. ALA SUR EN PERFORACIÓN + VOLADURA (ÚLTIMO DISPARO)**



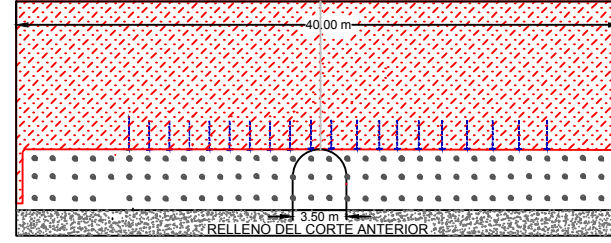
- EN EL ALA NORTE LUEGO DEL ÚLTIMO DISPARO, SE DEBE COMPLETAR CON EL SOSTENIMIENTO HASTA EL PASO 7 A PESAR QUE YA NO SE HARÁ PERFORACIÓN.
- EL PASO 7 EN EL ALA NORTE DEBE CULMINAR ANTES DE INICIAR CON EL CARGUIÓ DE FRENTE DEL ALA SUR.

**13. ALA NORTE EN RELLENO DETRÍTICO
13. ALA SUR EN SECUENCIA 3 AL 7**



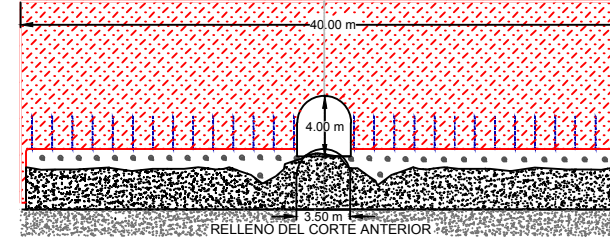
- EN EL ALA NORTE SE INICIA CON EL RELLENO DETRÍTICO.
- AL IGUAL QUE EL ALA NORTE, EL ALA SUR DEBE COMPLETAR CON EL SOSTENIMIENTO HASTA EL TOPE.

14. RELLENO DETRÍTICO DE AMBAS ALAS

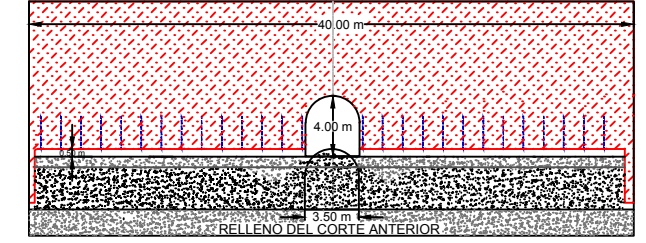


- CULMINADO LA EXPLOTACIÓN DEL ALA SUR, SE CONTINUA CON EL RELLENO DE LABOR DE AMBAS ALAS HASTA COMPLETARLOS, LA ALTURA DE RELLENO DETRÍTICO ES DE 2.8 m.

15. REBATIDO DE BASCULANTE



16. RELLENO HIDRÁULICO DE AMBAS ALAS

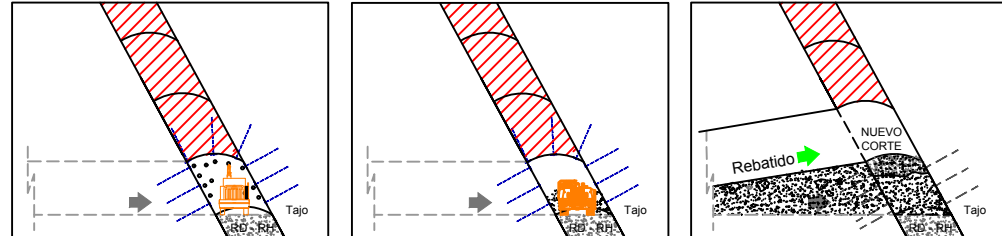


- SE INICIA EL CICLO NUEVAMENTE DESDE EL PASO 1 HASTA EL PASO 16, SE CULMINA UN NUEVO CORTE.



CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO DE LIMPIEZA			
Equipo	: Scopitram de 4.0 Yd ³	Potencia motor	: 185 Hp
Marca	: CAT-R1300G	Capacidad de cuchara	: 600 Kg
Longitud total	: 9.107 m	Radio de curvatura externo	: 5.38 m
Altura	: 2.12 m		
Ancho	: 2.318 m		

BARRETELLAS A EMPLEAR		
LONGITUD EN PIES	ÁNGULO 45°	ÁNGULO 60°
6 pies	2.10 m	2.40 m
8 pies	2.50 m	2.90 m
10 pies	2.90 m	3.40 m
12 pies	3.40 m	4.00 m



CARACTERÍSTICAS DE EQUIPO DE PERFORACIÓN			
Equipo	: Jumbo	Altura mínima	: 2.10 m
Marca	: Atlas Copco	Potencia de motor	: 75 Hp
Modelo drifter	: COP 1238	Radio de curvatura interno	: 2.80 m
Longitud total	: 11.70 m	Radio de curvatura externo	: 4.90 m
Longitud de brazo	: 5.30 m	Altura de cobertura brazo	: 6.08 m
Altura Máxima	: 2.80 m	Ancho de cobertura brazo	: 6.11 m

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS: APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA LA REACTIVACIÓN DE LA MINA ENCANTO EN LA U.E.A. PARCOY DE LA EMPRESA CONSORCIO MINERO HORIZONTE S. A., 2019.

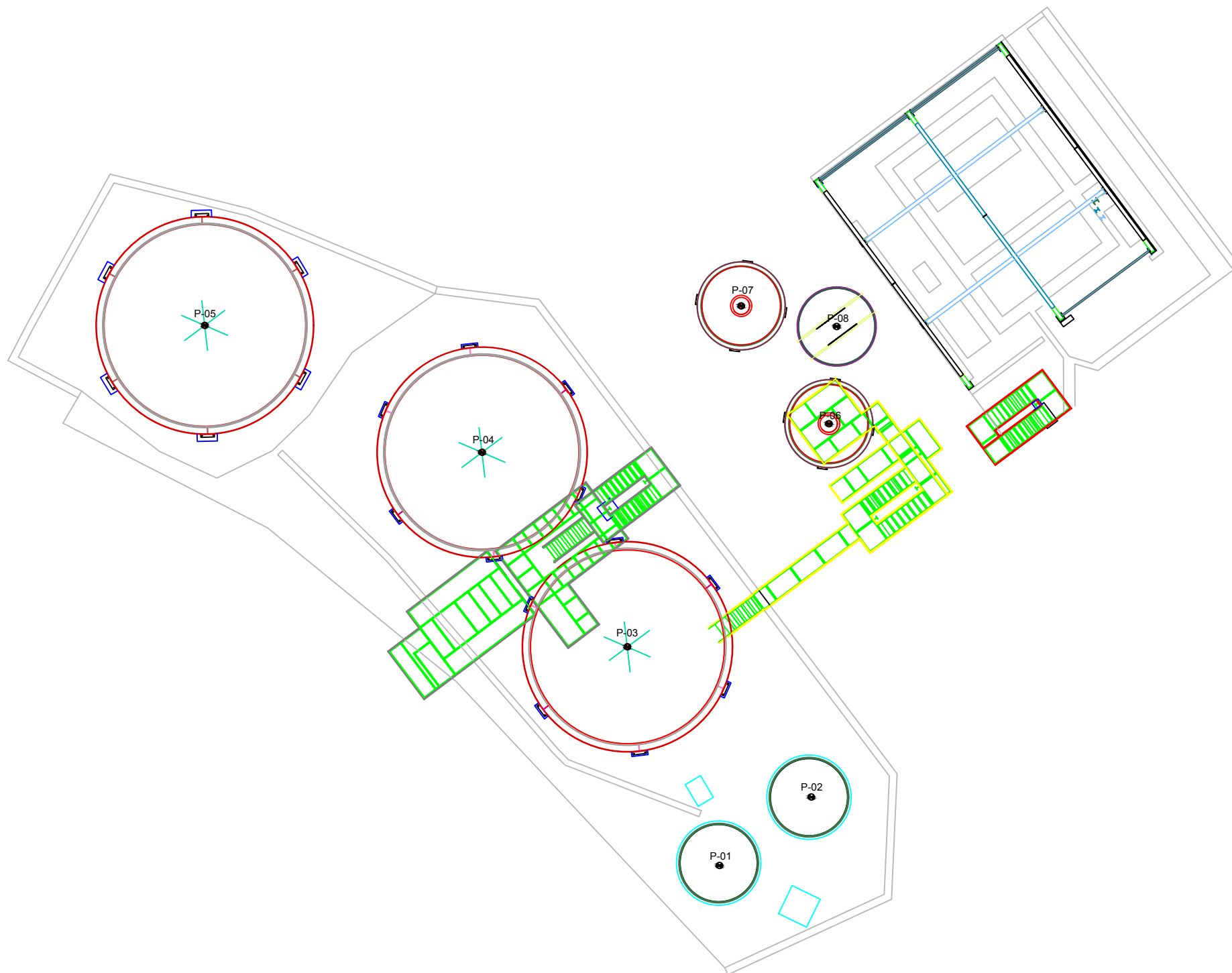
PLANO: SECUENCIA DE MINADO MECANIZADO UTILIZANDO RELLENO HIDRÁULICO

TESISTA: RAMOS BURGA HUGO ENRIQUE

ASESOR: M. CS. ING. ROBERTO SEVERINO GONZALES YANA

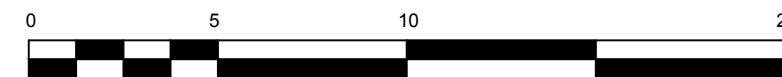
ESCALA: 1:500 DATUM: WGS - 84 / UTM ZONA 18M FECHA: ENERO 2020


04

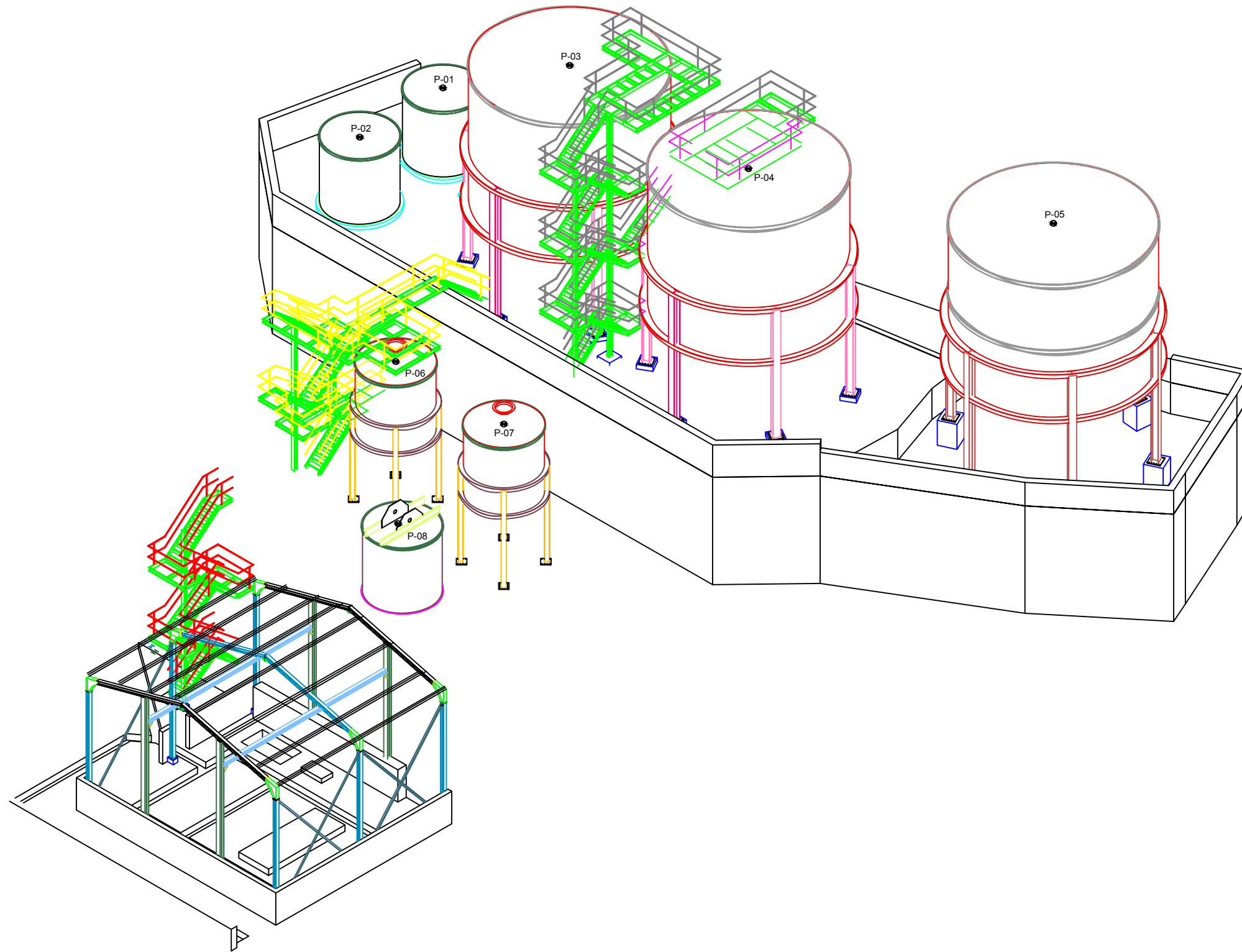


VISTA HORIZONTAL

COORDENADAS DE EQUIPOS			
PUNTOS	ESTE	NORTE	DESCRIPCIÓN
P-01	227011.65	9113203.85	TANQUE DE AGUA N° 01
P-02	227015.28	9113206.55	TANQUE DE AGUA N° 02
P-03	227008.02	9113212.48	SILO DE PULPA N° 01
P-04	227002.28	9113220.15	SILO DE PULPA N° 02
P-05	226991.34	9113225.16	SILO DE PULPA N° 03
P-06	227015.97	9113221.28	TANQUE DE AGUA STAND BY N° 01
P-07	227012.51	9113225.92	TANQUE DE AGUA STAND BY N° 02
P-08	227016.28	9113225.15	TANQUE AGUITADOR




	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS			05
	TESIS: APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA LA REACTIVACIÓN DE LA MINA ENCANTO EN LA U.E.A. PARCOY DE LA EMPRESA CONSORCIO MINERO HORIZONTE S. A., 2019.			
	PLANO: PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO DE LA U.E.A. PARCOY CMH - VISTA HORIZONTAL			
	TESISISTA: RAMOS BURGA HUGO ENRIQUE			
	ASESOR: M. CS. ING. ROBERTO SEVERINO GONZALES YANA			
ESCALA: 1:200	DATUM: WGS - 84 / UTM ZONA 18M	FECHA: ENERO 2020		



VISTA ISOMÉTRICA

COORDENADAS DE EQUIPOS			
PUNTOS	ESTE	NORTE	DESCRIPCIÓN
P-01	227011.65	9113203.85	TANQUE DE AGUA N° 01
P-02	227015.28	9113206.55	TANQUE DE AGUA N° 02
P-03	227008.02	9113212.48	SILO DE PULPA N° 01
P-04	227002.28	9113220.15	SILO DE PULPA N° 02
P-05	226991.34	9113225.16	SILO DE PULPA N° 03
P-06	227015.97	9113221.28	TANQUE DE AGUA STAND BY N° 01
P-07	227012.51	9113225.92	TANQUE DE AGUA STAND BY N° 02
P-08	227016.28	9113225.15	TANQUE AGUITADOR



	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS			06
	TESIS: APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO PARA LA REACTIVACIÓN DE LA MINA ENCANTO EN LA U.E.A. PARCOY DE LA EMPRESA CONSORCIO MINERO HORIZONTE S. A., 2019.			
	PLANO: PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO DE LA U.E.A. PARCOY CMH - VISTA ISOMÉTRICA			
	TESISISTA: RAMOS BURGA HUGO ENRIQUE			
	ASESOR: M. CS. ING. ROBERTO SEVERINO GONZALES YANA			
ESCALA: 1:200	DATUM: WGS - 84 / UTM ZONA 18M	FECHA: ENERO 2020		