

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**“PLANIFICACION DEL MINADO
PROYECTO CERRO LA TORRE
1500 TMD”**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

ELABORADO POR:

JOSÉ LUIS SALLERES PAZ

ASESOR

ING. ADOLFO CHAVEZ VALDIVIA

LIMA – PERU

2012

AGRADECIMIENTO

Deseo expresar mi agradecimiento a mi Alma Mater, mis maestros, el equipo de docentes de la universidad, mis compañeros de trabajo y a las empresas en las que he laborado, por su aporte y apoyo, por haberme brindado la oportunidad de aprender y compartir de su cultura.

DEDICATORIA

Quiero dedicar con todo mi corazón este trabajo a mi amada Esposa, quien con su ejemplo de lucha me ha dado el soporte para llegar a la meta y conseguir objetivos, conciliando los valores con mis necesidades personales y los intereses de las organizaciones en las que he laborado.

RESUMEN

Minera Cori Puno S.A.C., ha proyectado explotar por minado a cielo abierto el yacimiento aurífero Cerro La Torre en su Unidad Minera Untuca, ubicado en el distrito de Quiaca, provincia de Sandia, departamento de Puno. El Departamento de Ingeniería, bajo la supervisión de la superintendencia general, desarrollo el presente Plan de Minado para el Tajo Cerro La Torre.

Cori Puno, ha considerado el modelo de bloques, de 5m x 5m x 5m, representativo del yacimiento. Los recursos geológicos estimados están en 5'170,800 TM una ley de 2,26 gr/TM.

El Tamaño de Producción será de 1,500 TMD día de mineral. Se ha estimado una Ley de Corte Interna de 0.682 Gr Au/TM. Al Precio Au US\$ 1,350/Oz. Se toma un precio referencial de oro 1350 US\$ / OZ., que permita una holgura ante cualquier cambio en el precio internacional.

Los Recursos Encima de Ley de Corte se estiman en: 5' 003 903 TM con 2.378 Gr Au/TM. El Límite Final de Minado a partir de un Cono Optimo, se ha suavizado, Incluidos rampas, diseñando el Límite Final de Minado.

Las Reservas Minables, dentro del Límite Final, son de 2' 450 914 TM, con 2,316 Gr Au/TM, de mineral, con una relación BL+ D/M de 0,499/1.

Como infraestructura auxiliar al Tajo se hará un Botadero de Desmote y un Depósito de mineral de baja ley. Estas construcciones tendrán sistemas de prevención de contaminación de aguas acidas a la cuenca, mediante drenes, canales o canales de coronación, además de contar en punto clave con pozas de control de pH. El proyecto usara perforadoras tipo rock dril y track drill para los trabajos de perforación.

Para los trabajos de carguío se usaran excavadoras tipo CAT 345, Cargador frontal CAT 980 y Tractores Oruga para apilamiento. El transporte de mineral se efectuará mediante 10 volquetes de 20 m³ y el combustible a consumir analmente se estima en 374082 galones de petróleo diesel. El proyecto en la operación de Voladura usara aproximadamente 535,991 kg de ANFO y 231,425 kg de emulsión. La mitigación de polvo se hará mediante el regado con cisternas en todos los accesos y zonas de explotación.

El costo de inversión del proyecto en infraestructura y equipamiento es de 13' 117, 000 dólares americanos y la inversión en maquinaria será de US\$ 7' 800, 000, e cual será financiado vía leasing.

CORI PUNO apuesta por invertir en el Perú con el afán no solo de satisfacer la rentabilidad de sus accionistas sino además con el espíritu de participar del desarrollo sostenible de los pueblos del área de influencia del proyecto. Aliados estratégicos y socios en su desarrollo y progreso mutuo.

INDICE

AGRADECIMIENTO	I
DEDICATORIA	II
RESUMEN	III
INDICE	V
INTRODUCCION	1
CAPITULO I: FUNDAMENTO TEORICO	
1.1 PREAMBULO	7
1.2 LA GEOESTADISTICA	7
1.3 LA TÉCNICA DE KRIGING.....	8
1.3.1 El krigeage.....	8
1.3.2 Métodos del Kriging.....	9
1.4 EL VARIOGRAMA	11
1.4.1 Elementos del Variograma	11
1.4.2 Semivarianza y Semivariograma	12
1.4.3 Variograma esférico	13

1.4.4	Determinación del Semivariograma	13
1.4.5	Cálculos de pesos	14
1.4.6	Interpolar otros puntos	14
1.5	RECONOCIMIENTO GEOLOGICO Y EL CALCULO DE RESERVA	15
1.5.1	Sondajes	15
1.5.2	Muestreo de canales	15
1.5.3	Recursos Geológicos	15
1.5.4	Recursos Geológicos Medidos	15
1.5.5	Recursos Geológicos Indicados	16
1.6	ESTUDIO GEOTECNICO	16
1.7	ZONIFICACION GEOTÉCNICA DE LA MASA ROCOSA ...	19
1.8	CALIDAD DE ROCA	20
1.9	ESTABILIDAD DE TALUDES	23
1.9.1	Peligro Sísmico	23
1.9.2	Condiciones Estáticas	24
1.9.3	Condiciones Seudoestáticas	25
1.9.4	Método de Newmark	25
1.9.5	Análisis de Estabilidad	25
1.9.6	Diseño de Taludes	26
1.9.7	Mecanismo de Falla por Vuelco	26
1.9.8	Angulo de talud Inter Rampa	26
1.9.9	Angulo final del Pit	27

1.9.10 Software SLIDE	27
1.9.11 Factor de Seguridad Mínimo	27
1.10 HIDROLOGÍA Y ESTABILIDAD HIDROLÓGICA	28
1.10.1 Estabilidad Hidrológica	28
1.10.2 Hidrología	28
1.10.3 Estudio Hidrológico.....	28
1.10.4 Estudio Sismológico	28
1.10.5 Cuenca Hidrográfica	29
1.10.6 Microcuenca	29
1.10.7 Intensidad de Lluvias	29
1.10.8 Caudales Máximos por Microcuenca	29
1.10.9 Caudales Medios por Microcuenca	30
1.10.10 Formula de Manning	30
1.10.11 Obras Hidráulicas	30
1.10.12 Canal de coronación	31
1.11 ESTABILIDAD GEOQUIMICA	31
1.12 PLAN DE CIERRE DE MINA	32
1.13 ELEMENTOS Y PLAN DE MINADO	33
1.14 CARACTERISTICAS DE LAS OPERACIONES UNITARIAS .	35
1.15 COSTOS Y EVALUACION DE LA INVERSION	38
1.15.1 Tasa de Interés	38
1.15.2 Tasa de Descuento	38
1.15.3 Capitalización de Intereses	38
1.15.4 Periodo de Capitalización	38

1.15.5	Flujo de caja de un Proyecto	38
1.15.6	Inversión	38
1.15.7	Proyecto de Inversión	39
1.15.8	Costo de Operación	39
1.15.9	Evaluación Económica	39
1.15.10	Valor Presente Neto (VAN)	40
1.15.11	Índice de Rentabilidad	41
1.15.12	Tiempo de Recuperación de la Inversión	41
1.15.13	Tasa Interna de Retorno (TIR)	41
1.15.14	Vida Económica del Proyecto	42
1.15.15	Riesgo de un Proyecto Minero	42
1.16	SEGURIDAD MINERA	42
1.16.1	Seguridad e Higiene Minera	42
1.16.2	Análisis de Trabajo Seguro (ATS)	42
1.16.3	Procedimiento Escrito de Trabajo de Alto Riesgo (PETAR)	43
1.16.4	Plan de Preparación y Respuesta para Emergencias.	43
1.16.5	Verificación de Estándares Operativos (VEO)	44
1.16.6	Reglamento Interno de Seguridad y Salud Ocupacional	44
1.16.7	Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro (PETS)....	44
1.16.8	Riesgo	44
1.16.9	Peligro	45

CAPITULO II: METODOLOGIA DE ESTUDIO

2.1 PREAMBULO	46
2.2 RECONOCIMIENTO GEOLÓGICO Y EL CALCULO DE RECURSOS	46
2.2.1 Calculo de Recursos	47
2.3 ESTUDIO GEOTECNICO Y EL ANALISIS DE LA ESTABILIDAD EL PIT	47
2.4 CLASIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA..	48
2.5 ZONIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA...	48
2.6 CALIDAD DE ROCA	49
2.7 ESTABILIDAD DE TALUDES	50
2.7.1 Identificación de mecanismo de falla	50
2.7.2 Métodos de cálculo de factor de estabilidad	50
2.7.3 Estudio de estabilidad Hidrológico y geoquímica del tajo y botaderos.....	51
2.7.4 Hidrología local	52
2.7.5 Estabilidad Hidrológica	53
2.7.6 Estudio de estabilidad física de desmonteras y botaderos	53
2.7.7 Estudio de estabilidad geoquímica	54
2.8 ESTUDIO DEL CONO OPTIMO Y EL PLAN DE MINADO...	54
2.9 EL DISEÑO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS	55
2.10 EL COSTO DE OPERACIÓN	55
2.11 PREVENCION DE RIESGOS EN SEGURIDAD MINERA..	55

CAPITULO III: GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

3.1 UBICACIÓN Y ACCESO	56
3.2 MARCO GEOLÓGICO	58
3.2.1 Geomorfología	58
3.2.2 Geología Regional	59
3.2.3 Geología Local	64
3.2.4 Geología Estructural	65
3.2.5 Geológica Económica	67

CAPITULO IV: FACTORES DE DISEÑO DE MINADO Y ELEMENTOS DE DISEÑO

4.1 MODELO DE BLOQUES	68
4.2 RECURSOS GEOLÓGICOS	69
4.3 INVESTIGACIONES GEOMECAICAS	70
4.3.1 Caracterización de la Masa Rocosa	70
4.3.2 Clasificación Geomecánica de la Masa Rocosa	72
4.3.3 Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa	73
4.4 RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	73
4.5 RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES	74
4.6 RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA	75
4.7 CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA	76
4.8 PELIGRO SISMICO	77
4.9 ANALISIS DE ESTABILIDAD Y DISEÑO DE TALUDE	78
4.10 IDENTIFICACION DE LOS MECANISMOS DE FALLA....	79
4.11 CONDICIONES DE ANALISIS DE ESTABILIDAD	82

4.12	FACTORES DE SEGURIDAD MÍNIMOS	82
4.13	RESULTADO DEL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD	83
4.13.1	Drenaje	84
4.13.2	Voladura	84
4.13.3	Registro de información para diseño geotécnico Progresivo.	84
4.13.4	Monitoreo	84
4.14	ESTABILIDAD HIDROLÓGICA Y GEOQUÍMICA DEL TAJO CLT	85
4.14.1	Hidrología Local	86
4.15	CALCULO DE CAUDALES MEDIOS	88
4.16	ESTABILIDAD HIDROLOGICA	88
4.17	ESTABILIDAD GEOQUIMICA	92
4.18	BOTADERO DE DESMONTE	98
4.19	DEPOSITO DE BAJA LEY	98
4.20	ESTABILIDAD FISICA DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO DE BAJA LEY.....	98
4.21	ANALISIS DE ESTABILIDAD FISICA	99
4.22	ESTABILIZACIÓN HIDROLOGICA DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO DE BAJA LEY.	100
4.23	ESTABILIZACION GEOQUIMICA DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO DE BAJA LEY.	100
4.24	FORMA DE CONSTRUCCION Y SECUENCIA DE LLENADO DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO	

DE BAJA LEY.	101
CAPITULO V: PLANIFICACION DE OPERACIÓN MINERA	
5.1 TAMAÑO DE PRODUCCION	102
5.2 LEY DE CORTE INTERNA	102
5.3 RECURSOS ENCIMA DE LA LEY DE CORTE	103
5.4 CONO OPTIMO	105
5.4.1 Parámetros Utilizados	105
5.4.1.1 Parámetros Geológicos	105
5.4.1.2 Parámetros Geométricos	105
5.4.1.3 Parámetros económicos y operativos	106
5.4.2 Cono Optimo	107
5.5 LIMITE FINAL DE MINADO	108
5.6 RESERVAS MINABLE	109
5.7 LIMITE DE MINADO POR AÑOS	111
5.8 OPERACIONES UNITARIA	113
5.9 PERFORACION	113
5.10 DIAMETRO PROMEDIO DE FRAGMENTACION	116
5.11 VOLADURA	117
5.12 CARGUÍO	125
5.13 ACARREO	125
5.14 EQUIPAMIENTO	126
5.15 PERFORACION	126
5.16 CARGUIO	127
5.17 ACARREO	128

5.18	LISTADO DE EQUIPOS REQUERIDOS	129
5.19	INSTALACIONES AUXILIARES	130
5.20	MANO DE OBRA	131
5.21	CONSUMO DE COMBUSTIBLE	133
5.22	REQUERIMIENTO DE EXPLOSIVOS	133
5.23	DEMANDA DE AGUA	134
5.24	COSTO DE INVERSION	134
5.25	COSTOS DE OPERACIONES	136
5.26	EVALUACION ECONÓMICA Y DE RENTABILIDAD DE LA INVERSION	137
5.27	SEGURIDAD MINERA	139
5.28	PRINCIPALES CAUSAS DE ACCIDENTES EN CP S.A.C..	139
5.29	POTENCIALES DE RIESGO EN LAS OPERACIONES	140
5.30	PROTOCOLOS DE SEGURIDAD	140
	CONCLUSIONES	141
	RECOMENDACIONES	143
	BIBLIOGRAFÍA	145
	ANEXOS	147

ÍNDICE DE CUADROS

Tabla 1. Límite de Bloques del Proyecto.	69
Tabla 2. Recursos Geológicos por Mantos	69
Tabla 3. Sistema de Discontinuidades Estructurales.....	71
Tabla 4. Criterios de Clasificación de la Masa Rocosa	72
Tabla 5. Resumen de la calidad de la Masa Rocosa	73
Tabla 6. Resumen de Zonificación Geomecánica	73
Tabla 7. Resultados de los Ensayos de Compresión Triaxial	74
Tabla 8. Resultados de los Ensayos de Propiedades Físicas	74
Tabla 9. Ángulos de Fricción resultados Tablero Inclinable	75
Tabla 10. Resultado del corte directo de Discontinuidades	75
Tabla 11. Características de resistencia de la masa Rocosa	76
Tabla 12. Aceleración Sísmica Máximas para la Unidad Minera Untuca ..	77

Tabla 13. Resumen del Análisis de Estabilidad del talud Final	83
Tabla 14. Intensidad de Lluvias (mm)- Caudales Máximos m ³ /s	87
Tabla 15. Intensidad de Lluvias (mm) - Caudales Máximos m ³ /s	88
Tabla 16. Caudal Medio por Microcuenca	88
Tabla 17. Parámetros de Diseño del Canal Hidráulico con el software H – Canales	91
Tabla 18. Potencial Neto de Neutralización	92
Tabla 19. Ubicación de los Pozos Sedimentadores	93
Tabla 20. LMP para la Descarga de Efluentes Líquidos	95
Tabla 21. Aceleraciones Máximas y Retorno	99
Tabla 22. Costo de Tratamiento en Adelante	103
Tabla 23. Recursos Geológicos por Banco	104
Tabla 24. Parámetros Económicos y Operativos	106
Tabla 25. Coordenadas de Ubicación del Centro del Tajo	109
Tabla 26. Movimiento de Mineral y Desmonte	110
Tabla 27. Movimiento de Material – Primer Año	111
Tabla 28. Movimiento de Material - Segundo año	111
Tabla 29. Movimiento de Material - Tercer año	112

Gráfico 10. Características Hidráulicas y Geométricas del canal de Coronación del CLT en Operación (Software H canales).	92
Gráfico 11. Construcción de las Cunetas y Canales en el Pit del Cerro la Torre	94
Gráfico 12. Cobertura Tipo I	96
Gráfico 13. Cobertura Tipo II	96
Gráfico 14. Llenado de Bancos en Botaderos	101
Gráfico 15. Diseño del Proyecto de Voladura PY – 134	118
Gráfico 16. Configuración de Carga Explosiva	119
Gráfico 17. Simulación de la Detonación	120
Gráfico 18. Carga Operante	120
Gráfico 19. Control de Vibraciones	121
Gráfico 20. Análisis de los Datos de Vibraciones de Voladura – Obtenidos del software Blastware 10.	122
Gráfico 21. Grupos de Taladros con Altos Valores de Onda PPV y Verticales	123
22 y 23.- Control Sismográfico en Campamento Minero San Miguel	124

Tabla 30. Movimiento de Material - Cuarto año	112
Tabla 31. Movimiento de Material - Quinto año	112
Tabla 32. Horas Efectivas de Trabajo	113
Tabla 33. Cálculo del Índice de Volabilidad	115
Tabla 34. Parámetros de Voladura Versus Fragmentación	116
Tabla 35. Norma Alemana DIN 4150 (PPV- Frecuencia) – Criterio de Daño por Voladura	123
Tabla 36. Criterio de Daño por Voladura (Bauer y Calder)	123
Tabla 37. Distancia de acarreo de Mina a Planta	125
Tabla 38. Perforadoras Requeridas	126
Tabla 39. Excavadoras Requeridas	127
Tabla 40. Necesidad de Camión Volquete - (Mineral + Desmonte).	128
Tabla 41. Necesidad de Camión Volquete – Mineral	129
Tabla 42. Requerimiento de Equipamiento Mina	130
Tabla 43. Ubicación en Coordenadas PSAD 56 de las Instalaciones Auxiliares	130
Tabla 44. Requerimiento del Personal de Empresa	131
Tabla 45. Requerimiento de Personal de Empresas Especializadas.	132

Tabla 46. Resumen de Necesidad de Personal Mina	132
Tabla 47. Requerimiento Anual de Diesel 2 por equipos	133
Tabla 48. Requerimientos de Explosivos por Año	134
Tabla 49. Inversiones	135
Tabla 50. Resumen de Costos de Operación	136
Tabla 51. Evaluación Económica	137
Tabla 52. Evaluación Económica de Rentabilidad	138
Tabla 53. Análisis de Sensibilidad	138

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Vista Satélite de la Unidad Minera Untuca	56
Gráfico 2. Ubicación de la Unidad Minera Untuca	57
Gráfico 3. Vista NW-SE de la Estratificación del cerro la Torre	66
Gráfico 4. Plano Geológico estructural del Cerro la Torre	66
Gráfico 5. Diagrama estereográfico de Contorno de Discontinuidades	70
Gráfico 6. Diagrama estereográfico de planos Principales de Discontinuidades	72
Gráfico 7. Mecanismo de Falla por Vuelco, originado por el sistema 2 (fallas y diaclasas) y el Sistema 1 (estratificación).....	80
Gráfico 8. Análisis de Estabilidad Global en el Talud del Sector Norte	85
Gráfico 9. Canal de Coronación del Tajo Abierto Cerro la Torre	91

NOMENCLATURA

CLT: Cerro la Torre

NE: Orientación Nor Este

NW: Orientación Nor Oeste

EW: Orientación Este Oeste

Co: Efecto Pepita

ISRM: International Society for Rock Mechanics

RQD: Rock Quality Designation

Jn: Número del sistema de Juntas

Jr: Número de Rugosidad de las Juntas

Ja: Número de alteración de las Juntas

Jw: Factor de Reducción de Agua

SRF: Factor de Reducción de Esfuerzos

mi: Constante de la Roca Intacta

E: Modelo de Young

JRC: Coeficiente de Rugosidad de las Juntas

Rc: Resistencia a la Compresión de la roca Intacta

F.S.: Factor de Seguridad de la Estabilidad del macizo rocoso

Tr: Tiempo de retorno en Años

a max: Aceleración Máxima

A.F.I : Angulo de Fricción Interna

C: Cohesión

RMR: Rock Mecanic Resistencia valorado por Bieniawski

GSI: Índice de Resistencia Geológica (Geological Strength Index)

LMP: Limite máximo Permisible

BI: Blasting Index (Índice de volabilidad)

RMD: Descripción del Macizo Rocosos

JPS: Espaciamiento de las Discontinuidades

JPO: Orientación de los Planos de Juntas

RDI: Influencia del Peso Específico del Macizo

RSI: Radio de Influencia de la Resistencia a la Compresión

RC: Resistencia a la Compresión de la Roca Intacta

FSe: Factor de seguridad Estático

FSse: Factor de seguridad Seudo Estático

NP: Potencial de Neutralización

AP: Potencial Acido

NNP: Potencial neto de neutralización

X: Diámetro Promedio de Fragmentación

D: Diámetro del Taladro

dc: Densidad de Carga Explosiva en Kilos de Explosivo por Metro de Taladro.

B1max: Burden Máximo

D: Diámetro del Taladro

E: Espaciamiento entre Taladros

c: Constante Empírica (cantidad de explosivo para volar un metro cubico) de roca.

f: Factor de Fijación de la Roca

E/B: Relación Burden Espaciamiento

S: Potencia relativa en Peso del Explosivo

P: Grado de retacado del Explosivo

L: Longitud de la Perforación

V: Volumen de Roca Volado por Taladro en m³.

q: Densidad de carga explosiva en kilogramos de explosivo por metro cubico de roca

Q: Peso de Carga Explosiva por Taladro en Kilogramos

RWS: Potencia en Peso del explosivo con respecto al Anfo

PPV: Velocidad Pico Partícula de la Onda de Voladura

Oz: Onza Troy (31.1035 gramos)

TM: Tonelada métrica

Au Gr/TM: Gramos de Oro por Tonelada Métrica

PETAR: Procedimiento Escrito de trabajo de alto Riesgo

VEO: Check List de Verificación de los Estándares Operativos

IPERC: Identificación de Peligros Evaluación de Riesgos y Controles

PETS: Procedimiento escrito de Trabajo Seguro

EEPS: Implementos de Seguridad

ATS: Protocolo de Análisis de Trabajo Seguro

VAN: Valor Presente Neto

- AG1 : Arreglo General A1**
- M01 : Límite Final Minado**
- M02 : Estabilidad Física de Botadero y Depósito de Baja Ley**
- M03 : Plan de Minado del Año 1**
- M04 : Plan de Minado del Año 2**
- M05 : Plan de Minado del Año 3**
- M06 : Plan de Minado del Año 4**
- M07 : Plan de Minado del Año 5**
- M08 : Estabilización Hidrológica de Botadero y Depósito**
- M09 : Estabilización Geoquímica de Botadero y Deposito**
- M010 : Detalles de Estabilización Hidrológica de Botadero Depósitos**
- M011 : Estabilización Hidrológica del Tajo CLT**
- M012 : Detalles Típicos de Estabilización Hidrológica del CLT**

INTRODUCCIÓN

En este informe, se presenta el desarrollo de los trabajos realizados y los resultados de los mismos, con las recomendaciones sobre los diferentes aspectos del minado para un nivel de producción de 1500 TMD del yacimiento Cerro La Torre, el que se encuentra ubicado en el distrito de Quiaca, provincia de Sandia, departamento de Puno, entre 4,890 y 5,000 msnm de altura.

El Tajo Cerro de La Torre, está actualmente en producción, constituyendo el Plan de Minado de 1500 TMD, una ampliación del mismo.

El tipo de material a minar, es una roca pizarra con intercalaciones de filita y de cuarcitas que pertenece a la formación Sandia medio e inferior del sistema ordovícico de la era paleozoica. La mineralización se encuentra diseminada en la roca en forma de lentes, micro lentes y puntos.

Objetivo y Alcance

El estudio fue llevado a cabo con el objetivo de factibilizar la ampliación del Tajo Cerro La Torre de la Unidad Minera Untuca, en función de los planes de minado de Cori Puno SAC y de los parámetros de diseño; a fin de establecer el planeamiento y el diseño del minado.

Los alcances del estudio son:

El desarrollo de un Plan de Minado para el Tajo La Torre, como guía para un nivel de producción de 1500 TMD, tomando en cuenta las siguientes consideraciones:

El Modelo de bloques de Agosto 2010

El Límite NE: Parcela 4, Parcela 1, y Falla Geológica

El Precio del Au en US\$ 1,350/Oz.

Una Recuperación Metalúrgica de 74.86%

El estudio de las condiciones geotécnicas de la masa rocosa, y las condiciones de estabilidad de los taludes.

El Talud Inter rampa NE 50° Falla

La estimación de la ley de corte

El Plan de Minado optimizado

El Requerimiento de personal y equipos

La estimación del costo de operación

La Evaluación económica

Enfoque del Estudio

En una primera etapa se orientó a obtener y revisar la información disponible a fin de definir las necesidades adicionales.

En una segunda etapa se integró la información obtenida con los trabajos de campo y gabinete adicionales a fin de evaluar la factibilidad de los planes de minado del tajo.

Según los resultados obtenidos del estudio, se formularon las recomendaciones sobre la base de los diferentes aspectos de interés de los parámetros de diseño para el manejo del futuro tajo.

Aspectos Técnicos

Como parte del desarrollo del proyecto, Cori Puno S.A.C., encargó a su Departamento de Ingeniería, la elaboración del Plan de Minado para el Tajo Cerro La Torre, con una producción de 350 TMD (Abril 2009). Según este Plan de Minado, los recursos geológicos que eran de 360,701 TMS con ley de 4.06 g Au/TM (probadas) y 776,860 TMS con ley de 3.46 g Au/TM (probables). En base a estos recursos se diseñó el minado a cielo abierto. El tajo proyectado tenía aproximadamente 200 m (N-S) por 180 m (E-W), siendo la cota del banco más alto 4965 msnm y del banco más bajo 4820 msnm, es decir 145 m de profundidad. Los parámetros geométricos considerados en el diseño del tajo fueron: altura de bancos 5 m, ángulo de talud inter rampa 45° y ángulo de talud de banco 70°. Para adoptar los citados ángulos de taludes se llevó a cabo un estudio preliminar de estabilidad de taludes.

Durante el segundo semestre del 2009, Cori Puno S.A.C. llevó a cabo un nuevo programa de perforaciones diamantinas de exploración del yacimiento. Los resultados obtenidos indicaron mayores recursos de mineral, lo cual significó el diseño de un nuevo tajo. Para ello, Cori Puno S.A.C., con la asesoría del Doctor Alfredo Marín, trabajó el componente Geoestadística en lo relativo a la determinación del variograma, modelo de bloques y cálculo de recursos. Por otro lado Cori Puno S.A.C., encargó el estudio de estabilidad de taludes a DCR Ingenieros S.R.Ltda., quien presentó el “Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Cerro La Torre” en Abril del 2010. Cabe señalar que el nuevo tajo Cerro La Torre tendría 210m en dirección NE, 190 m en dirección EW y una profundidad de 145m. El pre diseño fue elaborado con los nuevos recursos de mineral y con la data geomecánica que procedió del mapeo geotécnico de los testigos rocosos, que se ejecutaron en el nuevo programa de perforaciones diamantinas antes señalado.

Finalmente, los nuevos trabajos de exploración del yacimiento han hecho crecer las reservas de mineral por lo que se ha realizado un nuevo diseño del Tajo Cerro La Torre. Basado en las nuevas reservas de mineral de 2'450,914 TM con una ley promedio de 2.316g Au/TM. Las nuevas dimensiones del futuro Tajo Cerro La Torre son: 340m en dirección NS, 250m en dirección EW y una profundidad de 145m considerando la cota más alta (4965) respecto a la cota más baja (4820).

Todos los parámetros que se establecieron y las conclusiones que se obtuvieron, tienen el sustento técnico que son presentados en el presente.

Metodología y Actividades Realizadas

El estudio realizado, combinó observaciones, acopio y revisión de información anterior, levantamiento de información de campo, pruebas de laboratorio y trabajos de gabinete, utilizando técnicas adecuadas entre las alternativas disponibles.

Las investigaciones comprendieron lo siguiente:

Reconocimiento geológico y el cálculo de recursos por el método Geoestadística

Estudio Geotécnico y el análisis de la estabilidad el pit por volteo, falla circular y deslizamiento de cuñas.

Estudio de estabilidad Hidrológico y geoquímica del tajo y botaderos

Estudio de estabilidad física de desmontaras y botaderos

Estudio del cono óptimo y el Plan de Minado

Plan de cierre del tajo y botaderos

El diseño de las operaciones unitarias (perforación, voladura, carguío, transporte y servicios).

Estudio de las necesidades de mano de obra

Estudio de la selección de equipos

El cálculo de las necesidades de combustible y explosivo

Definición de la Ley de Corte

La Estimación del Costo de Operación

Las Necesidades de inversión

Para cada año de vida del proyecto se estimo las inversiones, ingresos y costos.

Se calcularon los gastos que no son efectivos, pero que implican un escudo fiscal para el proyecto (depreciación, amortización, valor residual).

Se calcularon los gastos financieros vinculados al proyecto

Se construyó el estado de ganancias y pérdidas, para determinar el monto del impuesto a la renta.

Se estableció la tasa de descuento del proyecto (costo ponderado de capital y costo de oportunidad del accionista).

En todo momento se analizaron los resultados

En la determinación de la rentabilidad del proyecto no se ha considerado los gastos de la preinversión, dado que son gastos inevitables y el yacimiento se encuentra en operación. Sin embargo, si se consideran en la contabilidad de la empresa.

En la evaluación de expansión, se ha considerado los ingresos y costos incrementales por efectos de realizar la ampliación

Las fuentes de rentabilidad se establecieron de la ganancia por la inversión y de la ganancia por financiamiento y de la capacidad para generar renta en la vida del proyecto.

El estableció al van como la mejor decisión para medir la rentabilidad otro indicador será bueno sólo si es coherente con los resultados del van.

El análisis de riesgos y de la seguridad minera.

La generación del informe técnico final, incluyendo la elaboración de planos, gráficos, cuadros, figuras, etc. Con las conclusiones y recomendaciones de efectuar el proyecto.

CAPITULO I

FUNDAMENTO TEORICO

1.1 PREAMBULO

En este capítulo se presenta un resumen de las teorías y fundamentos a utilizar en la investigación del presente informe. Mencionando las disciplinas de apoyo para el desarrollo del planeamiento de minado.

1.2 LA GEOESTADISTICA

Rama de la estadística que trata la estimación, simulación y predicción de la continuidad de los fenómenos espaciales naturales. Surge a partir de la década de los años 50 con los estudios realizados por D.G. Krige y por otros Ingenieros mineros en las minas de oro de Rand, África del Sur, desarrollaron un procedimiento ponderado de estimación, con determinados coeficientes correctores empíricos.

El desarrollo posterior es atribuido, en paralelo, a Matérn y Matheron, quien estuvo ligado directamente a la Escuela de Minas de París,

desarrollo la teoría de las variables regionalizadas, que provee una buena base para los recursos naturales, esta teoría incluye una técnica de estimación óptima llamada Kriging, esta técnica se hizo conocida debido a que Matheron hizo las publicaciones en textos en Inglés.

1.3 LA TÉCNICA DE KRIGING

1.3.1 El krigeage

Es un método Geoestadístico de estimación de puntos que utiliza un modelo de variograma para la obtención de datos. Calcula los pesos que se darán a cada punto de referencia usados en la valoración. Esta técnica de interpolación se basa en la premisa de que la variación espacial continúa con el mismo patrón.

El kriging puede ser entendido como una predicción lineal o una forma de inferencia bayesiana. Parte del principio: puntos próximos en el espacio tienden a tener valores más parecidos que los puntos más distantes. La técnica de kriging asume que los datos recogidos de una determinada población se encuentran correlacionados en el espacio. Esto es, si en un punto p es x , será muy probable que se encuentren resultados muy próximos a x cuanto más próximos se esté del punto p (principio de Geoestadística). Sin embargo, desde una cierta distancia de p , ciertamente no se encontrarán valores próximos a x porque la correlación espacial puede dejar de existir.

1.3.2 Métodos del Kriging

a) **Kriging Simple:** Asume que las medias locales son relativamente constantes y de valor muy semejante a la media de la población que es conocida. La media de la población es utilizada para cada estimación local, en conjunto con los puntos vecinos establecidos como necesarios para la estimación.

Para este caso, utilizar la media de todos los datos. Implicando, por tanto, que no se normalice en la ubicación promedio de los pesos, como en el anterior. Así, tenemos casi la misma ecuación, excepto por la exclusión de λy por la última ecuación. La característica principal de este método es la generación de gráficos más lisos y más estéticamente suaves. Cabe señalar que este caso es menos exacto que el caso anterior. Los valores de los pesos para el p -ésimo punto serán dados por:

$$\begin{cases} w_1 S(d_{11}) + w_2 S(d_{12}) + \dots + w_n S(d_{1n}) = S(d_{1p}) \\ w_1 S(d_{21}) + w_2 S(d_{22}) + \dots + w_n S(d_{2n}) = S(d_{2p}) \\ \vdots \\ w_1 S(d_{n1}) + w_2 S(d_{n2}) + \dots + w_n S(d_{nn}) = S(d_{np}) \end{cases}$$

b) **Obtención de Punto Interpolado:** Cuando llegamos a los valores de w_1, w_2, \dots, w_n , se calculan los valores de f_p .

$$f_p = w_1 f_1 + w_2 f_2 + \dots + w_n f_n$$

De esa manera, se calcula el valor interpolado para todos los puntos deseados. Se resalta que solamente deben ser utilizados los valores adquiridos arriba.

c) Kriging Ordinario: Las medias locales no son necesariamente próximas de la media de la población, usándose apenas los puntos vecinos para la estimación. Es el método más ampliamente utilizado en los problemas. En ese caso es utilizada la media local de los puntos mostrados. Por consiguiente, debe normalizarse la media de los pesos. Consecuentemente, se tiene un resultado más preciso del Kriging Simple. El uso será de las siguientes ecuaciones para determinar los valores de los pesos en el *pésimo* punto:

$$\left\{ \begin{array}{l} w_1 S(d_{11}) + w_2 S(d_{12}) + \dots + w_n S(d_{1n}) + \lambda = S(d_{1p}) \\ w_1 S(d_{21}) + w_2 S(d_{22}) + \dots + w_n S(d_{2n}) + \lambda = S(d_{2p}) \\ \vdots \\ w_n S(d_{n1}) + w_2 S(d_{n2}) + \dots + w_n S(d_{nn}) + \lambda = S(d_{np}) \\ w_1 + w_2 + \dots + w_n = 1 \end{array} \right.$$

d) Cokriging: Es una extensión de las situaciones anteriores en las que dos o más variables tienen una dependencia espacial y esa variable se estima que no se muestra con la intensidad con la que otros son variables dependientes, con estos valores y sus dependencias para estimar la variable requiere.

e) **Variable Regionalizada:** Dado que x , es un punto en el espacio R^3 y $z(x)$ es el valor de la función para el punto x , en el que se está interesado. Esta función es llamada "Variable Regionalizada", por ejemplo puede ser la consistencia de un depósito en un punto, o la gravedad específica de los minerales. Tal función usualmente es altamente variable y no-continua y no puede ser estudiada correctamente. El estudio se realiza, examinando sus incrementos.

1.4 EL VARIOGRAMA

Es un estimador de la varianza poblacional, por lo tanto la población debe tener una tendencia de estacionariedad; el variograma está relacionado con una dirección y distancia (h), es la principal herramienta básica, que da soporte a las técnicas de Kriging, permite representar cuantitativamente la variación de un fenómeno regionalizado en el espacio. El variograma modela como dos valores en el espacio o tiempo se ponen en correlación.

1.4.1 Elementos del Variograma

El Variograma está conformado por los siguientes elementos:

Efecto Pepita (Co): Generalmente el variograma no tiende a cero como lo hace la distancia h , el Efecto pepita indica la discontinuidad del semivariograma para distancias que sean

menores, que la menor distancia que se da entre los puntos muestrales. Parte de esta discontinuidad puede también ser dividida en errores de medición, una pobre precisión analítica, o más a menudo por mineralización altamente errática a baja escala.

Umbral (Sill = C1 + Co): Es el valor alcanzado por el variograma en el Alcance. El Sill de un variograma, puede ser denotado como la varianza de la muestra.

Escala (C1): Es el valor tal que; $C1 + Co = Sill$.

Alcance (a): Es la distancia dentro de la cual, las muestras están correlacionadas espacialmente.

1.4.2 Semivarianza y Semivariograma

La semivarianza es la medida del grado de dependencia espacial entre dos muestras. La magnitud de la semivarianza entre dos puntos depende de la distancia entre ellos, implicando en semivarianzas menores para distancias menores y semivarianzas mayores para distancias mayores. El gráfico de las semivarianzas en función de la distancia a un punto es llamado de semivariograma. A partir de una cierta distancia, la semivarianza no más aumentará con la distancia y se estabilizará en un valor igual a la varianza media, dando a esa región el nombre de silo o patamar (sill).

1.4.3 Variograma esférico

Una forma esférica es la más utilizada en el silo. Su forma es definida por:

$$v = \begin{cases} c_0 + c[1.5(\frac{h}{a}) - 0.5(\frac{h}{a})^3], & \text{se } h < a \\ c_0 + c, & \text{se } h > a \end{cases}$$

v : Varianza

c_0 : Efecto Pepita

a : Alcance

$c_0 + c$: Varianza asintótica

h : Distancia de separación

1.4.4 Determinación del Semivariograma

Tomando como base una simulación de un sistema de dos dimensiones (2 D) que contienen un número finito de puntos donde es posible una medición de cualquier tamaño. Luego de la adquisición de estos datos, se iniciará la interpolación Kriging buscando alcanzar una mayor resolución. El primer paso es construir un **semivariograma experimental**. Para tal, se calcula la semivarianza de cada punto en relación a los demás y se ve en un gráfico de la semivarianza por la distancia.

$$v(h = d_{ip}) = \frac{1}{2n} \sum_{i=1}^n (f_i - f_p)^2$$

A partir de ese gráfico se estima el modelo de variograma que mejor se aproxima a la curva obtenida. El efecto pepita puede estar presente en el semivariograma experimental y debe ser

considerado. Determinado el modelo de semivariograma a ser usado, se inicia la fase de cálculos. Siendo el semivariograma una función que depende de la dirección, es natural que presente valores diferentes conforme la dirección, recibiendo este fenómeno el nombre de **anisotropía**.

1.4.5 Cálculos de pesos

Considere, para el cálculo del kriging, la siguiente fórmula:

$$F(x, y) = \sum_{i=1}^n w_i f_i$$

donde n es el número de muestras obtenidas, f_i es el valor obtenido en el punto i y w_i es el peso designado al punto i . A fin de obtener los pesos de cada uno de los n puntos, para cada uno de ellos se realiza un cálculo de w_1, w_2, \dots, w_n . Tal procedimiento depende del tipo de **kriging** que está siendo utilizado. Hacemos hincapié en la siguiente notación:

w_j : peso del j -ésimo punto

$S(d_{ij})$: valor de la semivarianza de d_{ij}

λ : variable temporaria

1.4.6 Interpolación de otros puntos

La obtención del valor interpolado en otro punto requiere la repetición de todos los cálculos realizados a partir de la obtención del modelo de variograma.

1.5 RECONOCIMIENTO GEOLOGICO Y EL CALCULO DE RESERVA

1.5.1 Sondajes

Perforación relativamente grande en longitud y diámetro, a fin de obtener testigos o detritus de roca que posibiliten caracterizar al macizo rocoso y el yacimiento.

1.5.2 Muestreo de canales

Canal georeferenciado, excavado con una profundidad de dos pulgadas a lo largo de la potencia de la estructura a fin de representar espacialmente el contenido metálico.

1.5.3 Recursos Geológicos

Según el código de Jorc, es una concentración u ocurrencia de material de interés económico intrínseco en o sobre la corteza de la Tierra en forma y cantidad en que hay probabilidades razonables de una eventual extracción económica.

1.5.4 Recursos Geológicos Medidos

Es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un alto nivel de confianza el tonelaje, su densidad, forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en exploración detallada y confiable, información sobre muestreo y pruebas obtenidas mediante técnicas apropiadas de lugares como ser afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes.

1.5.5 Recursos Geológicos Indicados

Es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un nivel razonable de confianza el tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido mineral. Se basa en información sobre exploración, muestreo y pruebas reunidas mediante técnicas apropiadas en ubicaciones como ser: afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes.

1.6 ESTUDIO GEOTECNICO

- a. **Mapeo Geotécnico:** Método de ingeniería para presentar la caracterización y propiedades del suelo, subsuelo y macizo rocoso cartográficamente; con fines de planificación y proyectos en cimentaciones, taludes, excavaciones y estabilidad de labores subterráneas y superficiales.
- b. **Discontinuidades:** Rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, planos de estratificación, fallas, zonas de corte, juntas sin desplazamiento ó diaclasas, zonas de exfoliación, contacto litológico, vetillas.
- c. **Sistemas de Discontinuidades:** Cuando un grupo de discontinuidades que se presentan con similar orientación ó son aproximadamente paralelas.
- d. **Espaciado de discontinuidades:** Distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Determina el tamaño de bloque.

- e. **Persistencia de Discontinuidades:** Extensión de una discontinuidad, cuanto menor sea la roca será más estable.
- f. **Rugosidad de Discontinuidades:** Aspereza de la superficie de la discontinuidad cuanto mayor sea esta la masa rocosa será más competente.
- g. **Apertura de Discontinuidades:** Separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad, a menor abertura la condición de la masa rocosa será mejor.
- h. **Relleno entre Discontinuidades:** Material que se encuentra dentro de la discontinuidad. Mientras más suave, la masa rocosa es menos competente.
- i. **Roca Intacta:** Bloque ubicado entre discontinuidades, podría ser representado por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio.
- j. **Masa Rocosa:** Medio In-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades y rasgos estructurales.
- k. **Técnicas Estereográficas:** Metodología para representar mediante polos y trazas las discontinuidades en un estereograma.
- l. **Rumbo:** Dirección que tiene una estructura o discontinuidad en el espacio, ya sea un estrato, una veta, una fractura, una falla, etc., medido en un plano horizontal.
- m. **Buzamiento:** Es el ángulo que forma el plano a medir con respecto a un plano horizontal, y debe ir acompañado por el sentido en el que el plano buza o baja.

- n. Dirección de Buzamiento:** Es el sentido u orientación de la inclinación de los estratos en un relieve de plegamiento formado en rocas sedimentarias, que son las que se disponen en forma de capas o estratos.
- o. Índice de Calidad de la Roca (Rock Quality Designation - RQD):** Porcentaje de trozos de testigos recuperados mayores a 10 cm., respecto a la longitud total del taladro.
- p. Clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR – 1989):** Criterio para definir las condiciones de la masa rocosa en acuerdo a cinco criterios: resistencia a la compresión, índice de calidad de la roca (Rock quality designation-RQD), espaciamiento de discontinuidades, condiciones de las discontinuidades (referidas a: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización).
- q. Índice de Calidad Tunelera de Roca (Q- Barton):** Desarrollado por Barton et.al. (1974), del instituto Geotécnico de Noruega. Determinando las características de la masa rocosa entre 0.01 hasta un máximo de 1000. Como una función de: Índice de calidad de la roca (RQD), el número de sistema de juntas (Jn), el número de rugosidad de las juntas (Jr), el numero de alteración en las juntas (Ja), el factor de reducción de agua (Jw) y el factor de reducción de los esfuerzos (SRF).
- r. Tamaño de Bloque:** Relación entre el RQD / Jn.
- s. Relación de Rugosidad y Características Fricciónales:** Relación Jr / Ja.

- t. **Esfuerzo Efectivo:** Relación entre el J_w (presión de agua que disminuye el esfuerzo normal) / SRF (carga de deformación).
- u. **Mapeo Geotécnico por Celdas de Detalle:** Mediciones sistemáticas de las discontinuidades dentro de una celda de área variable u homogénea. Cada celda de detalle, constituye una estación de medición registrándose en total 20 estaciones.
- v. **Valoración del Macizo Rocoso:** Método cuantitativo para determinar la clase de roca en acuerdo a los parámetros del macizo rocoso solicitados por el criterio de valoración (RMR, GSI, Q u otro).
- w. **Filitas:** Las filitas, del latín filu (hilo), son rocas metamórficas de características intermedias entre las pizarras y los esquistos micáceos.
- x. **Pizarras:** Son rocas originadas por metamorfismo regional, a base de rocas sedimentarias arcillosas. Son de color negro azulado y grano muy fino.

1.7 ZONIFICACION GEOTÉCNICA DE LA MASA ROCOSA

Masa rocosa bajo estudio dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, las que se han planteado en planos.

- a. **Esquistos:** del griego schistós (dividido), son cualquiera de las rocas originadas por metamorfismo regional que presente estructura laminar, y aspecto pizarroso y homogéneo; especialmente aquellos cuyas superficies de exfoliación poseen

brillos satinados. Contienen minerales en granos grandes y muchos otros micáceos (a la orientación de las micas se debe su brillo satinado), todos ellos distribuidos microscópicamente mediante alineaciones diferenciadas.

- b. Aspectos Geoestructurales:** Consiste en la definición de planos, diaclasas, juntas, y planos de estratificación, los que cortan a la masa rocosa.
- c. Grado de Intemperismo:** Grado de descomposición física, química ó biológica de la masa rocosa.
- d. Alteración Hidrotermal:** Alteración producida en la masa rocosa debido a fluidos ó gases magnaticos que ascienden por las discontinuidades (Silisificación, seritización. Argilitización).

1.8 CALIDAD DE ROCA

- **Calidad del Macizo Rocoso:** Caracterización que comprende alteración, intemperización, estructura, color, tamaño de grano, resistencia compresiva de la roca intacta, y el tipo de discontinuidades.
- **Compresión Triaxial:** Ensaye confiable de laboratorio de campo, donde los esfuerzos exteriores se realizan aplicando un esfuerzo axial a una muestra de roca intacta sometida a presión hidrostática hasta que se produzca la falla, Cuyos resultados pueden ser procesados con el programa llamado ROCKDATA.
- **Resistencia Compresiva Uniaxial de la Roca Intacta:** Resultado

de la prueba donde los esfuerzos horizontales son nulos, La prueba se realiza aplicando un esfuerzo axial a una muestra de roca de aproximadamente 50 mm de diámetro y 100 mm de longitud, obviando la etapa de presión hidrostática y solo aplicando la etapa de carga que conduce a la falla.

- **Ensayo de Tracción Indirecta (Ensayo Brasileiro):** Consiste en aplicar una carga de compresión a una muestra con forma de disco, de diámetro mayor o igual a 54 mm. y espesor igual a un radio, hasta producir su ruptura por esfuerzos de tracción perpendiculares a la dirección de la carga vertical aplicada.

$$R_t \text{ (Kg/cm}^2\text{)} = 0.636 P \text{ (carga en Kg)} / (D \text{ (diámetro en cm)} * T \text{ (espesor en cm)}).$$

- **Constante “mi” de la roca intacta:** Constante de la roca intacta, determinada en los ensayos de compresión triaxial.
- **Cohesión (C):** Resistencia cohesiva o resistencia a la cizalla, la unidad de medida es en Kg/cm² ó Mpa.
- **Angulo de Fricción Interna (Φ):** Angulo de rozamiento interno su unidad de medida es en grados (°).
- **Coefficiente de Poisson:** Relación entre la deformación lateral y la deformación axial en una probeta con carga axial. Es la constante que relaciona el módulo de rigidez y el módulo de Young.
- **Módulo de Young:** O módulo de elasticidad longitudinal, es un parámetro que caracteriza el comportamiento de un material elástico, según la dirección en la que se aplica una fuerza.

- **Modulo de Rigidez:** Cuantifica la rigidez de un elemento resistente bajo diversas configuraciones de carga. Normalmente se calcula como la razón entre una fuerza aplicada y el desplazamiento obtenido por la aplicación de esa fuerza.
- **Criterios de Falla Mohr-Coulomb:** Criterio de fallamiento, universalmente aceptado por la mecánica de rocas, formula un factor de seguridad en función de los esfuerzos generados en la roca, el ángulo de fricción interna y la cohesión

$$\text{F.S.} = \frac{C \times \cos(\phi) + 0.5 \times (\sigma_{\max} + \sigma_{\min}) \times \sin(\phi)}{0.5 \times (\sigma_{\max} - \sigma_{\min})}$$

- **Ensayos del Tablero Inclinable (“tilt table test”):** Barton y Bandis (1990), sugirieron que el coeficiente de rugosidad de la junta (JRC) también podía ser estimado a partir de ensayos sencillos del tablero inclinable, en el cual un par de superficies aparejadas de discontinuidades aparejadas son inclinadas hasta que uno deslice sobre el otro. Constituyendo el JRC una función directa de la diferencia entre el ángulo de inclinación y el ángulo de fricción básica, e inversa al cociente del logaritmo de la resistencia compresiva de la pared diaclasada (JCS) entre la resistencia a la compresión de la roca intacta.
- **Ensayos de Corte Directo:** El ensayo consiste en aplicar una carga compresiva continua y paulatinamente en aumento sobre la

probeta, hasta producir su ruptura. Si la razón l / d es inferior a 2 se aplica la siguiente ecuación de ajuste:

$$R_c = R_c / [0.88 + (0.24 * D/L)]$$

- **Criterio de Falla de Hoek & Brown:** Criterio aplicable a la roca intacta o a la masa rocosa severamente diaclasadas las que pueden ser consideradas homogéneas e isotrópicas. El criterio no debería aplicarse a rocas altamente esquistosas en las que sus propiedades son controladas por un único sistema de discontinuidades.
- **Programa ROCLAB de Rocscience:** RocLab es un programa de software para determinar los parámetros de resistencia de la masa de roca, basados en la versión más reciente del criterio generalizado de falla de Hoek-Brown.
- **Índice de Resistencia Geológica (Geological Strength Index-GSI) de Hoek y Marinos (2000):** Criterio o categoría de masa rocosa compatible con el criterio RMR. Considera dos parámetros: la condición del fracturamiento de la estructura de la masa rocosa y las condiciones de resistencia de la misma.

1.9 ESTABILIDAD DE TALUDES

1.9.1 Peligro Sísmico

El peligro sísmico es una magnitud geofísica que da la probabilidad de ocurrencia de sismos en un área geográfica específica durante un intervalo de tiempo determinado e

involucrando aceleraciones del suelo por encima de cierto valor dado. Da idea por tanto de la probabilidad de que se produzcan determinadas aceleraciones del suelo.

Máxima aceleración sísmica para un periodo de retorno de 100 años: El período de retorno es el tiempo esperado o tiempo medio entre dos sucesos improbables y con posibles efectos catastróficos. en ingeniería sísmica es el tiempo medio entre dos terremotos de intensidad mayor que un cierto umbral.

También llamado período de recurrencia, el período de retorno es un concepto estadístico que intenta proporcionar una idea de hasta qué punto un suceso puede considerarse raro, en términos de una determinada horquilla temporal habitualmente expresada en años. Suele utilizarse con distribuciones de variables extrémales referidas a un periodo de referencia. El período de retorno para lo cual se debe dimensionar una obra varía en función de la importancia de la obra (interés económico, socio-económico, estratégico, turístico), y de los daños que implicaría la ruptura: pérdida de vidas humanas, costo y duración de la reconstrucción, costo del no funcionamiento de la obra, etc.

1.9.2 Condiciones Estáticas

Análisis de estabilidad donde se supone que la estructura sólo estará sometida a la acción de las fuerzas debidas a su peso

propio, carga aplicada y a las condiciones de infiltración, las cuales generan condiciones de presión de poros que influyen en la estabilidad de la estructura.

1.9.3 Condiciones Seudoestáticas

Método de análisis de la estabilidad de un talud considerando la aceleración sísmica. En este análisis se considera que la estructura estará sometida además del peso propio a la acción de la fuerza horizontal que es proporcional al peso de la estructura, el coeficiente sísmico considerado es de 0.20.

1.9.4 Método de Newmark

Método para calcular desplazamientos permanentes en presas de tierra utilizando más de 350 registros sísmicos, concluyéndose que estas estructuras analizadas con el método pseudo-estático, con factores de seguridad mayores que 1.0 utilizando un coeficiente sísmico horizontal de $0.5 \times \text{PGA}$, no desarrollan deformaciones mayores a 1 metro, que es un valor arbitrario que puede ser tolerado por presas de tierra, sin representar una amenaza a la integridad de la estructura.

1.9.5 Análisis de Estabilidad

La estabilidad de un talud se determina por la relación existente entre las fuerzas que tienden a producir la inestabilidad y las fuerzas resistentes producidas por las características del macizo rocoso.

Fuerzas Provocadoras de la Inestabilidad: Los esfuerzos debido al campo tectónico residual, la acción gravitacional, la presencia de agua, etc.

Fuerzas Resistentes del Macizo Rocosos: Cohesión, fricción del material.

Factor de Estabilidad: Si el factor de seguridad entre las fuerzas resistentes y las fuerzas desestabilizadoras es igual o mayor que 1.0 el talud es estable, y si el cociente es menor que 1.0 la roca de dicho talud es inestable

1.9.6 Diseño de Taludes

Los modos en que falla del macizo y la estabilidad del mismo son controladas en una gran manera por la intersección de las discontinuidades presentes, con la superficie de excavación.

1.9.7 Mecanismo de Falla por Vuelco

Involucra columnas definidas por discontinuidades de buzamiento de gran magnitud. Ocurre en una masa de roca que esta subdividida en discontinuidades las que son paralelas a la superficie del talud. La diferencia entre el buzamiento de la superficie del talud menos el buzamiento de la discontinuidad, es mayor o igual al complemento del buzamiento de la discontinuidad.

1.9.8 Angulo de talud Inter Rampa

Representa la inclinación con que queda el conjunto de

bancos que se sitúan entre una rampa y la rampa consecutiva. Este ángulo se mide desde la pata del banco superior donde se encuentran una rampa hasta la cresta del banco donde se encuentra la otra rampa.

1.9.9 Angulo final del Pit

Representa el ángulo de inclinación con que queda la pared final del rajo, incluyendo todas las singularidades geométricas existentes.

1.9.10 Software SLIDE

Es un programa de análisis de estabilidad de taludes completamente integrado, que permite desarrollar la geometría de los taludes rocosos interactivamente y realizar el análisis utilizando el concepto de equilibrio límite. Fue desarrollado por Rocscience (2003), aplicando el modo de falla circular el método de cálculo considerado fue el GLE/ Morgenstern – Price.

1.9.11 Factor de Seguridad Mínimo

En el caso del factor de seguridad seudo estático no drenado (condiciones críticas), considerando el efecto de la presencia de agua subterránea y el efecto sísmico; es de 1.10. En términos del factor de seguridad estático no drenado, el factor de seguridad mínimo considerado es de 1.4.

1.10 HIDROLOGÍA Y ESTABILIDAD HIDROLÓGICA

1.10.1 Estabilidad Hidrológica

Dimensionamiento de los elementos de conducción para captar la escorrentía producto de la precipitación de alta intensidad y drenarla a los cuerpos receptores o cursos naturales. Está constituido por canales de coronación, de control de drenaje, poza de control del Ph y canal de desagüe a la quebrada Ananea.

1.10.2 Hidrología

Se denomina hidrología a la ciencia o rama de geología que se dedica al estudio de la distribución, espacial y temporal, las propiedades del agua presente en la atmósfera y en la corteza terrestre. Esto incluye las precipitaciones, la escorrentía, la humedad del suelo, la evapotranspiración y el equilibrio de las masas glaciares.

1.10.3 Estudio Hidrológico

Análisis de los factores hidráulicos que afectan un terreno, realizado de acuerdo a los criterios contenidos en las Normas técnicas.

1.10.4 Estudio Sismológico

Análisis del comportamiento de un terreno ante eventos sísmicos, realizados de acuerdo a los criterios contenidos en las Normas técnicas.

1.10.5 Cuenca Hidrográfica

Es una unidad territorial formada por un río con sus afluentes y un área colectora de agua. En la cuenca están contenidos los recursos naturales básicos para las múltiples actividades humanas, como el agua, suelos, vegetación y fauna.

1.10.6 Microcuenca: Son unidades geográficas que se apoyan principalmente en el concepto hidrológico de división del suelo. Sobre estas unidades se analizan la escorrentía, calidad de agua, erosión hídrica y producción de sedimentos.

1.10.7 Intensidad de Lluvias

Cantidad de lluvias precipitada sobre cierta zona geográfica a lo largo de una hora. La unidad de medida utilizada es el mm/h. Analizando la frecuencia y duración a lo largo de un periodo de tiempo permite establecer el valor de referencia aproximado. 1 mm/h es equivalente a 2,78 l/Ha.

1.10.8 Caudales Máximos por Microcuenca

Es un parámetro importante para determinar la capacidad de escurrimiento en obras hidráulicas que no deben ser sobrepasadas, puesto que este hecho acarrearía daños importantes. Cuando se cuenta con registros plurianuales de caudales se suele definir una serie de caudales máximos instantáneos para cada año.

1.10.9 Caudales Medios por Microcuencia

A partir de las precipitaciones medidas en las estaciones pluviométricas es posible el determinar lo caudales medios.

1.10.10 Formula de Manning

Es una evolución de la fórmula de Chézy para el cálculo de la velocidad del agua en canales abiertos y tuberías, propuesta por el ingeniero irlandés Robert Manning, en 1889.

1.10.11 Obras Hidráulicas

La construcción de infraestructura que tenga naturaleza inmueble destinada a la captación, extracción, desalación, almacenamiento, regulación, conducción, control y aprovechamiento de las aguas, así como el saneamiento, depuración, tratamiento y reutilización de las aprovechadas y las que tengan como objeto la recarga artificial de acuíferos. La actuación sobre cauces, corrección del régimen de corrientes y la protección frente a avenidas, tales como presas, embalses, canales de acequias, conducciones, y depósitos de abastecimiento a poblaciones, instalaciones de desalación, captación y bombeo, alcantarillado, colectores de aguas pluviales y residuales, Instalaciones de saneamiento, depuración y tratamiento, estaciones de aforo, piezómetros, redes de control de calidad, diques y obras de encauzamiento y defensa contra avenidas.

1.10.12 Canal de Coronación

Zanja en el contorno de la cresta superior a fin de evitar la infiltración y la presión de agua.

1.11 ESTABILIDAD GEOQUIMICA

- **Estabilidad Geoquímica:** De acuerdo al potencial de generación de agua ácida, de los desmontes y mineral de baja ley la cobertura que se propone es una capa de material impermeable (geomembrana HDPE 1mm), material granular de $e= 0,20$ m, y material orgánico $e=0,30$ m.
- **Drenaje Acido:** Proceso natural de oxidación química y bacteriana de rocas sulfuradas expuesta a condiciones ambientales.
- **Test ABA:** Criterio ácido básico, aplicado con el fin de evaluar el potencial de generación de drenaje ácido por meteorización u oxidación.
- **Potencial de Neutralización (NP):** Capacidad de neutralización reportada en unidades de carbonato de calcio.
- **Potencial Acido (AP):** Capacidad de generación ácida reportada en unidades de carbonato de calcio.
- **Potencial Neto de Neutralización (NNP):** Diferencia entre el potencial de neutralización y el potencial ácido, en el caso de

resultar un valor negativo indicaría un potencial drenaje ácido.

Si $NNP > +20 \text{ Kg CaCO}_3/\text{TM}$: No se producirá drenaje ácido.

Si $NP/AP > 3.0$: No se producirá drenaje ácido.

Si $-20 < NNP < +20$: Rango de incertidumbre.

Si $NNP < -20 \text{ Kg CaCO}_3/\text{TM}$: Si se producirá drenaje ácido.

- **Límites Máximos Permisibles (LMP) de Efluentes:** Valor máxima en términos de calidad del efluente a fin de garantizar el consumo y fines agrícolas aguas abajo.

1.12 PLAN DE CIERRE DE MINA

Es un instrumento de gestión ambiental conformado por acciones técnicas y legales efectuadas por los titulares de actividades mineras. Está destinado a adoptar las medidas necesarias antes, durante y después del cierre de operaciones, con la finalidad de eliminar, mitigar y controlar los efectos adversos al área utilizada o perturbada por la actividad minera, para que esta alcance características de ecosistema compatible con un ambiente saludable, adecuado para el desarrollo biológico y la preservación paisajista.

En este sentido, el plan de cierre de minas deberá describir las medidas de rehabilitación, su costo, la oportunidad y los métodos de control y verificación para las etapas de operación, cierre final y post cierre. Asimismo, deberá indicar el monto y plan de constitución de garantías ambientales exigibles.

El titular de la actividad minera que no cuente con el plan de cierre de minas aprobado, está impedido de iniciar el desarrollo de operaciones mineras.

1.13 ELEMENTOS Y PLAN DE MINADO

- **Botadero de Desmonte:** Zonas de acumulación de materiales con bajo contenido metálico.
- **Deposito de Baja Ley:** Zonas de acumulación de materiales con minerales por debajo, pero cercanas a la ley de corte.
- **Misión Empresarial Minera:** Base que guía todo los esfuerzos, define la razón de ser de la organización, para el logro de objetivos.
- **Planificación Conceptual:** Delineamiento estratégico con la misión y las restricciones, que busca responder que hacer con el recurso geológico al analizar las definiciones relevantes del negocio.
- **Tamaño de Operación:** Está definida por la magnitud de los recursos que posee la mina, así como de los procesos posteriores. Se determina desde una perspectiva global teniendo presente la inversión, costo de operación, curva tonelaje-ley.
- **Ley de Corte Interna:** Es la ley que nos permite discriminar si un bloque, que estando dentro del Límite Final de Minado es mineral

o desmonte que por consiguiente va a ser extraído a superficie, lo debemos de enviar a la Planta de Tratamiento o al Botadero de Desmonte.

- **Razón Estéril Minera:** Cantidad de material estéril que se retira con respecto a la cantidad de mineral aprovechable.
- **Método de Lerchs-Grossman:** Permite diseñar la extracción de grandes cantidades de bloques del modelo del yacimiento generando el pit con la máxima utilidad neta, utilizando programas automatizados.
- **Cono Móvil Óptimo:** Rutina que consiste en extraer un bloque y su respectiva sobrecarga si el beneficio neto es mayor ó igual a un beneficio deseado generándose un cono invertido donde la superficie lateral representa el ángulo del talud con el que se obtiene la máxima utilidad.
- **Limites Finales:** Frontera que define hasta donde es conveniente extender la explotación minera.
- **Secuencia de Explotación:** Forma en que se extraen los materiales del tajo en acuerdo a la estrategia de consumo de reservas hasta llegar al límite.
- **Reservas Minables:** Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado.

- **Desmante:** Acumulación de materiales con contenido económico debajo de la ley de corte.
- **Mineral:** Acumulación de sustancias minerales con contenido económico por encima de la ley de corte.
- **Mineral de Baja Ley:** Acumulación de mineral con contenido económico por debajo y cercano a la ley de corte.
- **Valor Económico de un Bloque:** Valor económico de la mineralización presente en el bloque menos los gastos de costo directo.
- **Mina:** Es un yacimiento de mineral que se encuentra en proceso de explotación

1.14 CARACTERISTICAS DE LAS OPERACIONES UNITARIAS

- **Operación Unitaria:** Cada una de las actividades que comprenden los procesos de las actividades mineras.
- **Planes de Producción:** Planes cuantifican las metas de producción, así como las necesidades de recursos para poder materializarlas.
- **Planificación Operacional:** Conjunto de tareas que resuelven y optimizan permanentemente al corto plazo.
- **Planificación de la Producción:** Proyección y descripción de la secuencia de agotamiento de un pit, relativo a la recuperación de mineral y el movimiento de desmante a través del tiempo.

- **Horizonte de Planificación:** Tradicionalmente se denomina Planificación de Largo (> 5 años), Mediano (< 5 años) y Corto Plazo (Un año); hitos que están asociados a periodos.
- **Perforación:** Proceso unitario de la actividad minera que consiste en realización agujeros en la roca por rotación y/o roto percusión y atravesar una superficie en parte o en su totalidad, con el objetivo de generar mallas con caras libres en áreas de banqueo.
- **Angulo de Talud de Trabajo:** Angulo que tiene el banco en producción, determinado geotécnicamente con el objeto de mantener la seguridad y rentabilidad.
- **Rampas y Accesos:** Caminos por el que se realiza el transporte de material, diseñando de acuerdo a las características geomecánicas.
- **Bermas:** Áreas de protección de los materiales que puedan desprenderse de los bancos superiores, también plataformas de acceso e incluso transporte.
- **Proceso de Voladura:** Es un conjunto de tareas que comprende: el traslado del explosivo y accesorios de los polvorines al lugar de disparo, las disposiciones preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo; con el objetivo de generar la carga solicitada por la secuencia de minado.

- ✓ *ANFO*
 - ✓ *Factor de Carga*
 - ✓ *Software 2DBench – JKSimBlast*
 - ✓ *Índice de Volabilidad (Blasting Indexs “BI”, Lilli (1986, 1992)*
 - ✓ *Modelo de Fragmentación de Kuz – Ram: Kuznetsov y Rosin-*
 - ✓ *Software Blastware 10*
 - ✓ *Velocidad Pico Partícula (PPV)*
 - ✓ *Criterio de Daño por Voladura de Bauer y Calder (1970):*
Velocidad de la Onda P: Campo Cercano
 - ✓ *Campo Lejano*
- **Modelo de Langefors:** Algoritmo para determinar el diseño del burden en perforación.
 - **Carguío:** El carguío consiste en la carga de material mineralizado del yacimiento para conducirlo a los posibles destinos, ya sea el chancado, stock de mineral o botaderos de estéril.
 - **Acarreo:** El transporte es la operación por la que se traslada el material arrancando hasta su destino final en la mina (Planta, Botaderos).
 - **Horas Efectivas de Trabajo:** Horas en que se está en actividad productiva ó en mantenimiento de los elementos de producción.
 - **Tiempo Improductivo:** Tiempo en que la actividad productiva ó de mantenimiento se suspende por razones programadas ó imprevistos originados por causas ajenas al control de la tarea.

1.15 COSTOS Y EVALUACION DE LA INVERSION

1.15.1 Tasa de Interés

Es el costo por el uso de dinero por unidad de tiempo.

1.15.2 Tasa de Descuento

Es el costo de los fondos requeridos por el proyecto.

También, es la rentabilidad mínima exigida para el proyecto.

Las fuentes de financiamiento pueden provenir de deuda externa o internas del costo de oportunidad.

1.15.3 Capitalización de Intereses

Proceso mediante el cual los intereses se adicionan al principal (capital original), resultando un “nuevo principal” sobre el que se calcularán los nuevos intereses.

1.15.4 Periodo de Capitalización

El tiempo que debe transcurrir para que se capitalicen los intereses.

1.15.5 Flujo de caja de un Proyecto

Es un estado de cuenta que resume las entradas y salidas efectivas de dinero a lo largo de la vida útil del proyecto, por lo que permite determinar la rentabilidad del proyecto.

1.15.6 Inversión

Colocación de capital para obtener una ganancia futura. Al invertir, se resigna un beneficio inmediato por uno improbable.

1.15.7 Proyecto de Inversión

Según Perisse (2001), un proyecto es un conjunto de acciones interrelacionadas, propuesta de **acción**, con un inicio y una finalización definida que a partir de la utilización de los recursos disponibles y limitados, considera posible obtener ganancias (Objetivo). Estos beneficios que no son seguros, pueden ser conseguidos a corto, mediano o largo plazo.

1.15.8 Costo de Operación

Gastos de Ventas, Gastos de Administración, Provisión por perdidas, por desvalorización de activos.

1.15.9 Evaluación Económica

Define la rentabilidad del proyecto y para ello se utilizan fundamentalmente el Valor Presente Neto (VPN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR). La evaluación considera un costo de capital o tasa de descuento (TMAR), y ambas técnicas suponen que las ganancias se reinvierten en su totalidad y que al reinvertirse ganan la misma tasa de descuento a la cual fueron calculadas. Es la determinación de la rentabilidad de un proyecto, mediante uno o más de un indicador a objeto de facilitar el proceso de toma de decisiones. El resultado del indicador se usa como criterio de decisión. Entre los indicadores más utilizados tenemos: El Valor Presente Neto

(VPN), el Valor anual uniforme equivalente (VA o CAUE) y la Tasa Interna de Retorno o de Rendimiento (TIR). El VPN y el VA dependen de los flujos de caja y de la Tasa de interés estimada como Tasa Mínima de Rendimiento (TMAR). Para que un proyecto sea rentable o factible económicamente, tanto el VPN como el VA debe ser mayores o iguales a cero. Mientras que si se usa el TIR, este indicador debe ser mayor o igual a la tasa mínima de rendimiento (TMAR) considerada.

1.15.10 Valor Presente Neto (VAN)

El van es el valor de los flujos de ingresos y egresos futuros, actualizados a una tasa de descuento (k). el proyecto es rentable, si el van >0 . En decisiones de rankear proyectos es un mejor criterio que la TIR y B/C. el van es la mejor decisión para medir la rentabilidad de un proyecto. C cualesquier otro indicador será bueno sólo si es coherente con los resultados del van. Es la actualización de los flujos de caja o FC (ingresos y egresos) estimados en el proyecto. Es traer los flujos al punto cero de la escala de tiempo considerando el valor del dinero a través del tiempo, o sea, es buscar el equivalente de los flujos en el presente.

1.15.11 Índice de Rentabilidad

Muestra la Utilidad obtenida de los recursos propios invertidos, es decir cuánto dinero ha generado el Capital aportado por los dueños de una empresa. Según la Variante que se tome, este índice relaciona la Utilidad Neta o la Utilidad del Periodo Antes de Impuestos con el Capital Propio. En el caso de que el Capital o Patrimonio haya tenido variaciones significativas se debe tomar como denominador el valor medio de éste.

1.15.12 Tiempo de Recuperación de la Inversión

El periodo de recuperación de la inversión - PRI - es uno de los métodos que en el corto plazo puede tener el favoritismo de algunas personas a la hora de evaluar sus proyectos de inversión. Por su facilidad de cálculo y aplicación, el Periodo de Recuperación de la Inversión es considerado un indicador que mide tanto la liquidez del proyecto como también el riesgo relativo pues permite anticipar los eventos en el corto plazo.

1.15.13 Tasa Interna de Retorno (TIR)

La TIR, es la tasa de descuento que hace el van igual a cero. Previamente es necesario definir una tasa de descuento mínima (k). El proyecto será rentable si la TIR es mayor a k.

1.15.14 Vida Económica del Proyecto

Es el número de años que el proyecto estará en operación. Es relevante, a fin de determinar el horizonte del flujo de caja, depende de: la duración teórica de las reservas minerales, la vida económica de los equipos, el agotamiento de las reservas, los precios de los metales y de la estabilidad social y gubernamental.

1.15.15 Riesgo de un Proyecto Minero

Consideración entre el precio utilizado y la proyección de la cotización en el mercado.

1.16 SEGURIDAD MINERA

1.16.1 Seguridad e Higiene Minera

Es el conjunto de conocimientos científicos y tecnológicos destinados a localizar, evaluar, controlar y prevenir las causas de los riesgos en el trabajo a que están expuestos los trabajadores en el ejercicio o con el motivo de su actividad laboral. Es importante establecer que un instrumento de prevención de los riesgos deben considerarse sinónimos por poseer la misma naturaleza y finalidad.

1.16.2 Análisis de Trabajo Seguro (ATS)

Es una herramienta de gestión de seguridad y salud ocupacional que permite determinar el procedimiento de

trabajo seguro, mediante la determinación de los riesgos potenciales y definición de sus controles para la realización de la tarea.

1.16.3 Procedimiento Escrito de Trabajo de Alto Riesgo (PETAR)

Es un documento autorizado y firmado para cada turno por el ingeniero supervisor y el superintendente o responsable del área de trabajo y visado por el Gerente del Programa de Seguridad Ocupacional o, en ausencia de este, por el Ingeniero de Seguridad, que permite efectuar trabajos en zonas o ubicaciones que son peligrosas y consideradas de alto riesgo.

1.16.4 Plan de Preparación y Respuesta para Emergencias

Documento guía detallado sobre las medidas que se deben tomar bajo varias condiciones de emergencia posibles. Incluye responsabilidades de individuos y departamentos, recursos del titular minero disponibles para su uso, fuentes de ayuda fuera de la Empresa, métodos o procedimientos generales que se deben seguir, autoridad para tomar decisiones, requisitos para implementar procedimientos dentro del departamento, capacitación y practica de procedimientos de emergencia, la comunicación y los informes exigidos.

1.16.5 Verificación de Estándares Operativos (VEO)

Listado de los principales parámetros operativos a ser verificados como requisito mínimo de hacer correctamente las cosas antes de iniciar la jornada laboral.

1.16.6 Reglamento Interno de Seguridad y Salud ocupacional

Es un conjunto de disposiciones que elabora el titular minero en base a los alcances del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, adecuándolo a las características particulares de sus actividades mineras.

1.16.7 Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro (PETS)

Documento que contiene la descripción específica de la forma como llevar a cabo o desarrollar una tarea de manera correcta desde el comienzo hasta el final, dividida en un conjunto de pasos consecutivos o sistemáticos. Resuelve la pregunta: ¿Cómo hace el trabajo/tarea de manera correcta?

1.16.8 Riesgo

Es la combinación de probabilidad y severidad reflejados en la posibilidad de que un peligro cause pérdida o daño a las personas, a los equipos, a los procesos y/o al ambiente de trabajo.

1.16.9 Peligro

Todo aquello que tiene potencial de causar daño a las personas, equipos, procesos y ambiente.

CAPITULO II

METODOLOGIA DE ESTUDIO

2.1 PREAMBULO

En este capítulo se presenta la metodología a usarse en el presente informe, que no es más que una descripción genérica de las aplicaciones de las teorías presentadas en el capítulo anterior.

2.2 RECONOCIMIENTO GEOLÓGICO Y EL CALCULO DE RECURSOS

La exploración realizada se ha basado en diversas fuentes de información. Las usadas para el presente proyecto han sido las siguientes:

- Muestro en superficie
- Muestreo en labores subterráneas antiguas rehabilitadas
- Sondajes Diamantinos
- Sondajes con Aire reverso

Con la data geológica obtenida, se han realizado los análisis y

logueos respectivos para luego proceder a estimar los recursos geológicos existentes, tanto probados y probables.

2.2.1 Calculo de Recursos

Mediante la estadística aplicada se realizó el análisis de los variogramas. A partir de aquí se estableció las secciones y sólidos requeridos para el Modelo de bloques, del cual se va haciendo el diseño del Pit de explotación y los detalles ulteriores para su cierre.

Para el desarrollo del modelo se utilizó información de 40 sondajes con un total de 3450.1 metros de longitud y 1419 muestras de canales superficiales y subterráneos con una longitud total de 2087.11 metros.

Se utilizó un krigeaje ordinario donde existe información suficiente y un krigeaje simple donde existe poca información.

2.3 ESTUDIO GEOTECNICO Y EL ANALISIS DE LA ESTABILIDAD EL PIT

Para la caracterización de la masa rocosa del área del Cerro La Torre, se registraron datos a partir del mapeo geotécnico de campo de afloramientos rocosos y del mapeo geotécnico de testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, efectuadas como parte de los trabajos de exploración del yacimiento.

El mapeo geotécnico de afloramientos rocosos se llevó a cabo utilizando el método directo por celdas de detalle, En los testigos

rocosos de las perforaciones diamantinas, el logueo geotécnico se llevó a cabo por métodos convencionales en formatos adecuados también a las normas ISRM.

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades, se procesaron los datos orientacionales mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995). Se han tenido dos fuentes de datos de discontinuidades, el primero procedente del mapeo geotécnico de afloramientos rocosos, el segundo, extraído de los planos litológicos estructurales.

2.4 CLASIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa, se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989).

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

2.5 ZONIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas

similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica común en el diseño de taludes de minas a cielo abierto, sectorizar el tajo en zonas geomecánicas o dominios estructurales

2.6 CALIDAD DE ROCA

Para el presente estudio se realizaron diversas pruebas de calidad de roca según la lista presente:

Resistencia de la roca intacta: Se realizaron ensayos de compresión triaxial.

Resistencia de las discontinuidades: Se determino mediante los ensayos del tablero inclinable (“tilt table test”) y mediante ensayos de corte directo en laboratorio de mecánica de rocas.

Resistencia de la masa rocosa: Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2006), con el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2007).

El agua Subterránea: El principal efecto de la presencia del agua subterránea en la masa rocosa, es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad, por lo que es importante evaluar las características de su presencia.

2.7 ESTABILIDAD DE TALUDES

2.7.1 Identificación de mecanismo de falla

Para la identificación de los modos de falla, se efectuó una evaluación de los problemas de inestabilidad potencial de los taludes, efectuando análisis cinemáticos con utilización de técnicas estereográficas y aplicando el Test de Markland (1976).

Peligro Sísmico: El Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Minera, en su Artículo 230, dispone que la pendiente general de los tajos sea establecida bajo condiciones pseudo-estáticas, asumiendo la máxima aceleración sísmica para un periodo de retorno de 100 años.

En el estudio se llevó a cabo la Evaluación del Peligro Sísmico en la Zona de Untuca. Como parte de esta evaluación se abordaron aspectos de tectónica y sismicidad, principales fuentes sísmicas, zonificación sísmica y mapa de aceleraciones.

2.7.2 Métodos de cálculo de factor de estabilidad

Para el análisis de los taludes finales globales se ha utilizado el software SLIDE, desarrollado por Rocscience (2003), aplicando el modo de falla circular. Este es un programa de análisis de estabilidad de taludes completamente integrado, que permite desarrollar la

geometría de los taludes rocosos interactivamente y realizar el análisis utilizando el concepto de equilibrio límite. Los análisis puede ser determinísticos, para calcular el factor de seguridad, o probabilísticos, para calcular la probabilidad de falla de los taludes. Está preparado para considerar el efecto del agua, de fuerzas externas y sísmicas, y el reforzamiento de los taludes para su estabilización.

La información obtenida con la corrida del SLIDE permitió obtener la información relativa a los siguientes parámetros de diseño:

- Drenaje de los taludes
- Voladura a realizarse
- Registro de información para diseño geotécnico progresivo
- Monitoreo de estabilidad de taludes.

Esta data es el primer paso para establecer los cálculos asociados al diseño del PIT, el tipo de voladura a realizarse, el diseño de sostenimiento, su comportamiento posterior y la secuencia y periodicidad de los monitoreos de estabilidad necesarios para garantizar un nivel de seguridad óptimo sin pérdidas tanto humanas como operativas.

2.7.3 Estudio de estabilidad Hidrológico y geoquímica del tajo y botaderos.

El estudio hidrológico aplicado en este informe considera la evaluación hidrológica de la microcuenca de la quebrada

Ananea donde se ubican las instalaciones del proyecto y las microcuencas de las quebradas contiguas como son las quebradas Umalanta y Azoguine.

La presente evaluación se ha realizado sobre la base de la distribución y la magnitud de la precipitación pluviométrica en la zona del proyecto, tomando en consideración las características geomorfológicas, la cobertura vegetal, y demás parámetros fisiográficos de las microcuencas en estudio.

Como información necesaria para el presente estudio se ha considerado una serie de trabajos previos que se han realizado como son las perforaciones diamantinas, ensayos de permeabilidad, logueos geológicos, muestreo de aguas superficiales y subterráneas, etc.

2.7.4 Hidrología local

Las características físicas y funcionales de la cuenca hidrológica están definidas por los diversos factores que determinan la naturaleza de la descarga en un curso principal de agua. El conocimiento de estas características determina la naturaleza de descarga de los ríos, los que pueden ser agrupados en factores que dependen de las características físicas, del uso de la Cuenca Hidrológica o factores fisiográficos y factores que dependen del clima.

2.7.5 Estabilidad Hidrológica

El sistema de manejo de aguas comprenden las obras hidráulicas que ayudan a garantizar la estabilización hidrológica de la zona donde se ubicará el componente.

En ese sentido, los objetivos generales en el diseño del sistema de manejo de aguas son:

- Estabilidad hidrológica en la zona del componente.
- Determinación de las obras necesarias a ser emplazadas en la zona de estudio.
- Diseño hidráulico de las obras en la zona de estudio.

Y los objetivos específicos son:

- Cálculo del caudal de diseño en el área donde se ubicará el componente.
- Determinación de las dimensiones de las estructuras de drenaje.
- Diseño de las estructuras de captación, conducción y descarga.

2.7.6 Estudio de estabilidad física de desmonteras y botaderos

Se busca determinar las características constructivas y de diseño para los elementos de control de la estabilidad física de las tres infraestructuras a implementarse.

- Tajo Cerro la torre
- Botadero de Desmonte
- Deposito de mineral de baja ley

2.7.7 Estudio de estabilidad geoquímica

La estabilidad geoquímica del Tajo Abierto CLT, depende básicamente del balance entre el contenido de sulfuros y el de minerales consumidores de ácido. Por lo que se enviaron muestras de mineral al laboratorio de espectrometría de la Universidad Nacional de Ingeniería, a fin de determinar el Potencial Acido (AP), el Potencial de Neutralización (NP) y el Potencial Neto de Neutralización (NNP). A partir de esta data se determinara las características químicas de las aguas de drenaje que fluirán como resultado de la operación.

2.8 ESTUDIO DEL CONO OPTIMO Y EL PLAN DE MINADO

El plan de minado está basado por varios parámetros de diseño. En este estudio se hace una lista de los parámetros a analizar y deducir:

- Ley de corte interna
- Recuperación Metalúrgica
- Recursos por encima de la ley de Corte
- **Cono Óptimo**

Para el Desarrollo del Cono Optimo se han establecido los siguientes parámetros para este estudio:

- Parámetros Geológicos
 - Parámetros Geométricos
 - Parámetros económicos y operativos

A partir de establecer el Cono optimo encontramos el LIMITE FINAL DE MINADO. En función de este Límite, cruzando la información de

las Reservas Geológicas suministradas por Geología establecemos la RESERVA FINAL DE MINADO y el LIMITE DE MINADO POR AÑOS.

2.9 EL DISEÑO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS

Se establecen en esta parte del informe las operaciones básicas existentes en la operación minera del proyecto, tales como:

- Perforación
- Voladura
- Transporte
- Selección de equipos-
- Carguío
- Instalaciones auxiliares
- Mano de obra.
- Combustible y explosivos.

2.10 EL COSTO DE OPERACIÓN

Para el presente proyecto se establece los costos operativos necesarios y además la Necesidad de inversión a partir de un análisis de rentabilidad y un análisis de sensibilidad.

2.11 PREVENCIÓN DE RIESGOS EN SEGURIDAD MINERA

Se plantea una lista de herramientas de gestión de seguridad necesarias para garantizar que las operaciones mineras se realicen sin generar pérdidas humanas y de propiedad.

CAPITULO III

GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

3.1 UBICACIÓN Y ACCESO

La Unidad Minera Untuca, está ubicada al Sureste del Perú, en el flanco oriental de la Cordillera Oriental de los Andes del Sur, que tiene orientación NW-SE y que está conformada por cumbres que sobrepasan los 4,000 msnm hasta alcanzar altitudes mayores a los 5,000 msnm, presentando muchos de ellos nieve perpetua. Políticamente se ubica en el distrito de Quiaca, provincia de Sandia, departamento de Puno.

GRAFICO 1: Vista satélite de la Unidad Minera Untuca



Fuente: Cori Puno S.A.C.

GRAFICO 2: Ubicación de la Unidad Minera Untuca



Fuente: Cori Puno S.A.C.

El área de estudio está enlazada con la capital de la República mediante la Carretera Panamericana Sur, hasta la ciudad de Arequipa, la cual se encuentra asfaltada en todo su trayecto, con un recorrido de 1,003 km. Desde Arequipa se toma la carretera asfaltada que se dirige hacia la Ciudad de Juliaca, con un recorrido de 288 km. Desde esta ciudad al campamento de Untuca se recorre aproximadamente 194 km, por una carretera asfaltada en gran parte de sus tramos; y afirmada los últimos 54 Km. La otra vía de acceso es la aérea, con la conexión Lima-Arequipa-Juliaca con un tiempo de 1:45 horas, o la de Lima - Juliaca con 1:10 horas.

El Tajo Abierto Cerro la Torre se encuentra en una ladera alejada 400 metros del campamento minero San Miguel, pudiéndose apreciar la configuración del área en el **Plano No AG-01-A**.

3.2 MARCO GEOLÓGICO

3.2.1 Geomorfología

Esta zona está conformada por la Cordillera Oriental de los Andes, con altitudes mayores de los 5,000 msnm, con orientación andina NW-SE, donde se observa la presencia de glaciares, de relieve muy abrupto, con crestas y aristas agudas producto de la acción glaciaria. También se presentan geoformas menores, como los valles en U, que se encuentran erosionados o cubiertos por materiales recientes, así también morrenas, que están siendo erosionadas o cubiertas por depósitos aluviales. Entre la Cordillera Oriental y la pre-Cordillera de Carabaya se puede observar una zona de planicie sub-horizontal, con altitudes entre los 4,400 msnm y 4,600 msnm, producto del relleno de una cuenca por materiales morrénicos y fluvio-glaciares que después fueron erosionados a diferentes niveles. La morfología de la pre-Cordillera de Carabaya presenta una altitud promedio de 4,734 msnm, con pendientes moderadas.

3.2.2 Geología Regional

Las rocas aflorantes en esta región están constituidas principalmente por pizarras, cuarcitas y areniscas, cubiertas por depósitos aluviales, cuyas edades van desde el Ordovícico hasta el Cuaternario.

Regionalmente ha sido afectada por tres fases tectónicas. La Fase Eohercínica (Devoniano Superior) en la cual se producen plegamientos y fallamientos de las Formaciones Sandía y Ananea acompañada de un metamorfismo epizonal, que genera esquistocidades subparalelas, también asociada a intrusiones graníticas. La Fase Tardihercínica (Pérmico Medio a Superior), en la cual se produce un plegamiento amplio en las Formaciones Ambo, Tarma y Copacabana, acompañado por fallas inversas. La Fase Fini-Eocena, que es responsable del plegamiento y fallamientos de las formaciones del Cretáceo. Los depósitos Cuaternarios producto de la meteorización de las rocas existentes, se encuentran distribuidos en todo el área; estos materiales retrabajados, por lo general son inestables debido a sus pendientes muy abruptas.

De la más antigua a la más reciente, la estratigrafía regional es la siguiente:

Formación Sandía (Os-s)

Laubacher, G. (1978), le dio esta denominación a una

secuencia flihoide interestratificada con pizarras y cuarcitas que afloran entre Cuyo Cuyo y las inmediaciones de Sandia. La litología presenta una alternancia monótona, en la zona inferior se encuentran limolitas finas con una foliación paralela de pizarras y cuarcitas de diferentes espesores, las cuarcitas al parecer son predominantes en la base y parte media de la secuencia. A pesar del metamorfismo se puede apreciar estratos de areniscas semiconsolidadas de aspectos sacaroides. El contacto con la formación infrayacente no se observa, mientras con la Formación Ananea el contacto es a través de un sobreescurreamiento.

Formación Ananea (SD-a)

El nombre proviene del nevado Ananea, que fue descrito por Laubacher, G. (1974). La litología de esta Formación corresponde a una homogénea y monótona sucesión de pizarras negras en estratos de 20 hasta 80 cm. Los contactos estratigráficos con la Formación Sandia infrayacente están relacionados a una falla inversa, mientras que el contacto con la formación suprayacente no se observa.

Grupo Ambo (Ci-a)

Estudiado por primera vez por Newell, N.D., Chronic, C.J. y Roberts, T.C. (1949), cerca de la localidad de Ambo. Con la misma denominación de grupo, ha sido estudiado en el Sur Este del Perú por Audebaud, E. (1973) y Laubacher, G.(1978).

Aflora en la pre-Cordillera de Carabaya, reconociendo cuatro unidades litológicas, que se inicia con un conglomerado subanguloso, intercalados con areniscas de grano grueso a medio, seguido de areniscas subredondeadas a redondeadas, intercaladas con lutitas negras, continuando por una monótona sucesión de lutitas negras y violáceas y finalizando por una secuencia de areniscas de grano medio de color gris alternado con lutitas negras. El contacto con la Formación Ananea no es observable y en el tope pasa gradacionalmente al Grupo Tarma

Grupo Tarma (Cs-t)

El nombre de este Grupo se debe a Dumbar, C.D. y Newell, N.D., (1946), para describir una secuencia de lutitas oscuras, con intercalaciones de calizas fosilíferas en la localidad de Tarma. En la región Sureste del país fue estudiado por Laubacher, G. (1978). Este Grupo aflora en la pre-Cordillera de Carabaya, se han distinguido dos unidades litológicas: la inferior que está compuesta por limolitas, areniscas finas y en menor proporción lutitas, de coloración verde; la superior que esta mayormente compuesta por areniscas cuarzosas de grano medio a fino, con intercalaciones esporádicas de areniscas de grano grueso. El contacto inferior con el Grupo Ambo es gradacional y el contacto superior con el Grupo Copacabana es también gradacional.

Grupo Copacabana (Pi-c)

Newell, N.D. (1949) describe como Grupo Copacabana, en la península de Copacabana, a una unidad litológica carbonatada. Aflora a lo largo de pre-Cordillera de Carabaya en forma de franjas. En este grupo se distinguen tres unidades litológicas. La Unidad Inferior, compuesta por calizas finas negras con olor algo fétido, intercaladas con lutitas en capas delgadas. La Unidad Intermedia, conformada por gruesos bancos de calizas bioclásticas, seguida por lutitas marrones y una alternancia de areniscas y calizas, terminando esta unidad con bancos de coquinas alternados con delgadas capas de areniscas y lutitas. La Unidad Superior, compuesta por bancos de areniscas con alternancias de calcarenitas y calizas bioclásticas, como también paquetes de lutitas marrones y rojizas. El contacto inferior de este grupo es gradacional con el Grupo Tarma e infrayace también en forma gradacional a la Formación Moho.

Formación Moho (Kis-mo)

Designado por Newell, N.D. (1945-1949), señalando un secuencia tipo, cerca del pueblo de Moho. Se trata de areniscas finas, limolitas y capas de lutitas rojas laminares. Su contacto inferior es con la Formación Copacabana e infrayace a la Formación Cotachuco.

Formación Cotachuco (Ks-co)

El nombre fue derivado del área típica ubicada a cuatro kilómetros de la ciudad Vilquechico y fue nombrado por primera vez por Newell, N. D. (1945-1949). Aflora en la pre-Cordillera Carabaya, distinguiéndose tres unidades. La Unidad Inferior, conformada por areniscas cuarzosas, subarcósicas de grano medio, areniscas gruesas y conglomerados, con una coloración que varía entre rosado y rojizo. La Unidad Intermedia, compuesta íntegramente por areniscas subarcósicas de grano medio redondeado. La Unidad Superior conformada por areniscas de grano medio a fino. Esta formación sobreyace en forma gradacional a la Formación Moho e infrayace a la Formación Muñani.

Formación Muñani (Ks-mu)

La secuencia tipo de esta formación, se encuentra cerca del pueblo de Muñani, que fue mapeada por primera vez por Newell, N.D. (1945-1949). Esta formación está conformada por areniscas marrones, rojizas y beige clara, las cuales gradan de gruesas a grano medio y fino, conglomerados y lutitas rojas. El contacto inferior es con la Formación Cotachuco y el contacto superior está cubierto por materiales cuaternarios.

Formación Arco Aja (Np-aj)

La Formación fue descrita por Fornari, (1981), en la quebrada

Arco Aja. Se encuentra por debajo de los depósitos morrénicos recientes, siendo su distribución muy restringida. Se ha reconocido dos unidades: la Inferior, conformada por arcilla gris azulada, algunos bancos de gravas y un estrato de material de origen volcánico de color rosado; y la Superior, conformada por conglomerados masivos.

Depósitos Cuaternarios

Durante el Cuaternario el área estuvo sometida a un activo proceso de erosión y depósitos durante el Pleistoceno y el Holoceno. La glaciación pleistocénica ampliamente extendida en las cadenas montañosas, actuó mediante el hielo como agente modelador, formando valles y acumulando depósitos morrénicos y fluvioglaciares.

Rocas Intrusivas

Constituidas por afloramiento de pocas dimensiones de composición granítica, que intruye a la Formación Sandía en forma aislada.

3.2.3 Geología Local

La Unidad Minera Untuca se desarrolla en su gran extensión en la Formación Sandía, que se encuentra fuertemente plegada y fallada. Condicionada por la casi homogeneidad litológica y estructural, sus unidades rocosas han sido deformadas, creándose quebradas profundas por la acción erosiva de las

precipitaciones pluviales y los deshielos provenientes de los glaciares. Es frecuente encontrar laderas fuertemente abruptas, con moderada cubierta aluvial y vegetación incipiente. Localmente en el área de Cerro La Torre, se presentan secuencias de cuarcitas grises de grano medio intercaladas con pizarras en la parte superior, fillitas y pizarras intercaladas con cuarcitas en la parte media, y cuarcitas grises de grano medio en la parte inferior. El área mineralizada se ubica en el flanco de un pliegue echado hacia la Falla San Miguel.

3.2.4 Geología Estructural

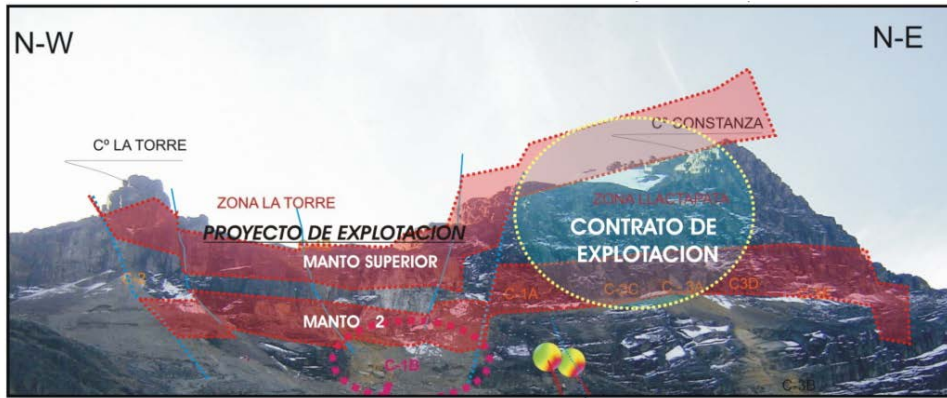
El área de estudio, está conformada por la zona techo de la Falla San Miguel, que presenta rumbo aproximado al NW y buzamiento de 46° NE y que pasa por el eje del sinclinal echado. Esta falla se caracteriza por ser de tipo inversa, de bajo ángulo y forma sigmoidal.

Producto de este proceso existe un intenso fracturamiento, limitando también la mineralización hacia el Oeste.

Gran parte de la zona presenta también intensos fallamientos de segundo y tercer orden, de tipo inverso con dirección $N30^{\circ}W/75^{\circ}-80^{\circ}$ NE y SW y desplazamientos verticales, el fracturamiento es intenso de tipo tensional.

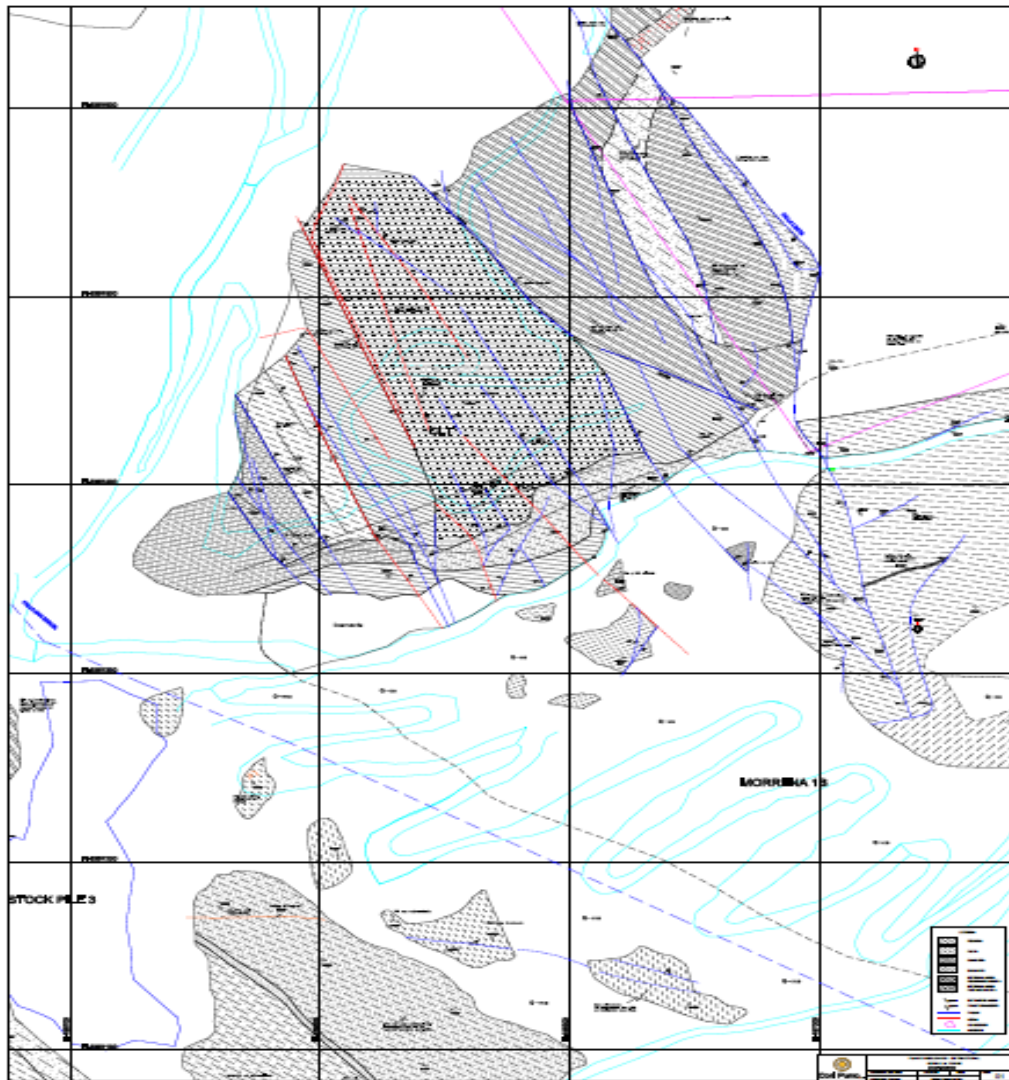
En el sector de Cerro La Torre, la formación presenta una estratificación de bajo ángulo, con valores que varían entre 5° a 26° hacia el SW y con rumbo NW.

GRAFICO 3: Vista NW-SE de la Estratificación del Cerro la Torre



FUENTE: CORI PUNO S.A.C.

GRAFICO 4: Plano Geológico Estructural del Cerro la Torre



Fuente: Cori Puno S.A.C.

3.2.5 Geológica Económica

La mineralización aurífera se encuentra en la filitas de la Formación Sandía Medio, asociada a la ocurrencia de vetas, vetillas y venillas: de cuarzo gris-sulfuros (pirrotita, pirita, etc.)-calaverita/silvanita-oro nativo y cuarzo lechoso- clorita-oro nativo, emplazados en los planos de cizalla, planos de foliación y en rellenos de fracturas oblicuas a la estratificación. También se presenta en forma diseminada en las rocas formando lentes, microlentes y puntos.

Se han ubicado y evaluado dos mantos en el sector Cerro La Torre, el primero con la valoración de 2.26 g Au./TM, mientras que el segundo arroja valores de 0.73 g Au./TM.

Cabe señalar que en el área de Cerro La Torre hay estratificación cruzada y slumpigs con dirección N-W y buzamiento S26°SW, las cuales son muy importantes en el control de la mineralización.

CAPITULO IV

FACTORES DE DISEÑO DE MINADO Y ELEMENTOS DE DISEÑO

4.1 MODELO DE BLOQUES

Para el desarrollo del Plan de Minado del Cerro La Torre se ha utilizado el modelo de bloques, de la Estimación de Recursos Mineros a Agosto 2010, que fue desarrollado por los Geólogos Nancy Acuña y Artemio Maque.

El análisis de los variogramas empleado para el proceso de interpolación fue realizado por el Geoestadista Dr. Alfredo Marín.

Las secciones y sólidos desarrollados para el Modelo de Bloques fueron validados por los geólogos de CORIPUNO.

Para el desarrollo del modelo se utilizó información de 40 sondajes con un total de 3450.1 metros de longitud y 1419 muestras de canales superficiales y subterráneos con una longitud total de 2087.11 metros. Se utilizó un krigeaje ordinario donde existe información

suficiente y un krigeaje simple donde existe poca información.

Seguidamente se muestra las características del modelo de bloques.

TABLA 1: Límites de Proyecto (Bloques)

Parámetros	Mínimo	Máximo	Tamaño	Número
X (columns/i)	456020	457315	5	259
Y (Rows/j)	8386780	8388040	5	252
Z (level/k)	3500	5200	5	340

Fuente: Cori Puno S.A.C.

4.2 RECURSOS GEOLÓGICOS

Utilizando el Modelo de Bloques, N. Acuña y A. Maqui, realizaron la estimación de los siguientes recursos geológicos, diferenciados para el manto superior e inferior, del yacimiento.

TABLA 2: Recursos Geológicos por Mantos

Manto Superior	Toneladas	Au gr/t	Onzas
Medidos	1,667,200	2.93	157,212
Indicados	3,503,500	1.94	218,886
Medido+Indicado	5,170,800	2.26	376,105
Manto Inferior	Toneladas	Au gr/t	Onzas
Medidos	151,200	1.02	4,937
Indicados	1,553,100	0.7	35,022
Medido+Indicado	1,704,300	0.73	39,959
Manto Superior + Inferior	Toneladas	Au gr/t	Onzas
Medidos	1,818,400	2.77	162,150
Indicados	5,056,600	1.56	253,907
Medido+Indicado	6,875,100	1.88	416,062

Fuente: Cori puno S.A.C.

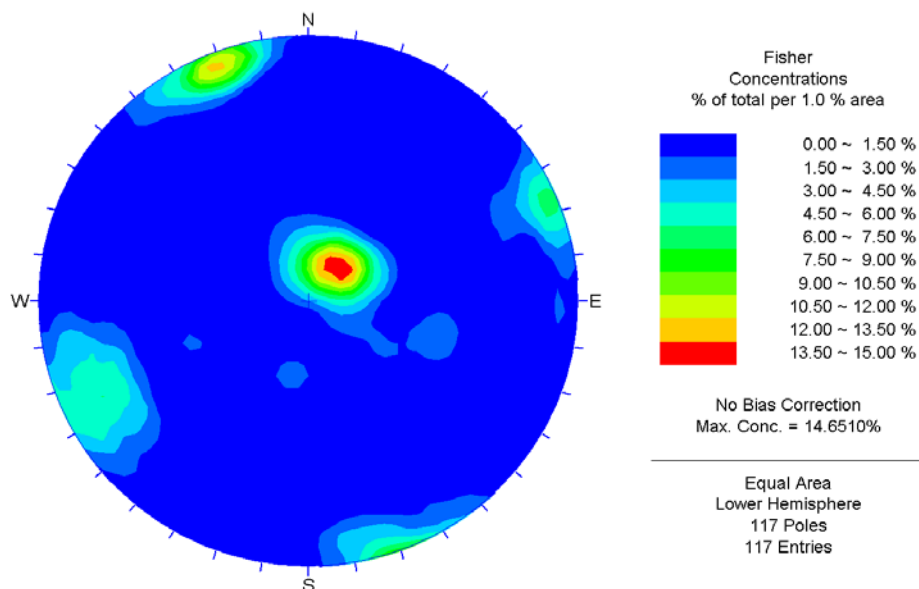
El Plan de Minado, se ha desarrollado en el Manto Superior.

4.3 INVESTIGACIONES GEOMECANICAS

4.3.1 Caracterización de la Masa Rocosa

El mapeo geotécnico de afloramientos rocosos se llevó a cabo utilizando el método directo por celdas de detalle, En los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, el logueo geotécnico se llevó a cabo por métodos convencionales en formatos adecuados también a las normas ISRM.

GRAFICO 5: Diagrama Estereográfico de contornos de discontinuidades



Fuente: Cori Puno S.A.C.

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades, se procesaron los datos orientacionales mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995). Se han tenido dos fuentes de datos de discontinuidades, el primero procedente del mapeo geotécnico de afloramientos rocosos, el segundo,

extraído de los planos litológicos estructurales.

Los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales de ambas fuentes de datos son muy similares, lo cual permite obtener conclusiones válidas a partir de cualquiera de las fuentes de datos o del compósito de los mismos. Aquí se presenta de manera gráfica, los resultados de la distribución de las discontinuidades que corresponde a la primera fuente de datos y un resumen de ambas fuentes y del compósito (Tabla 3).

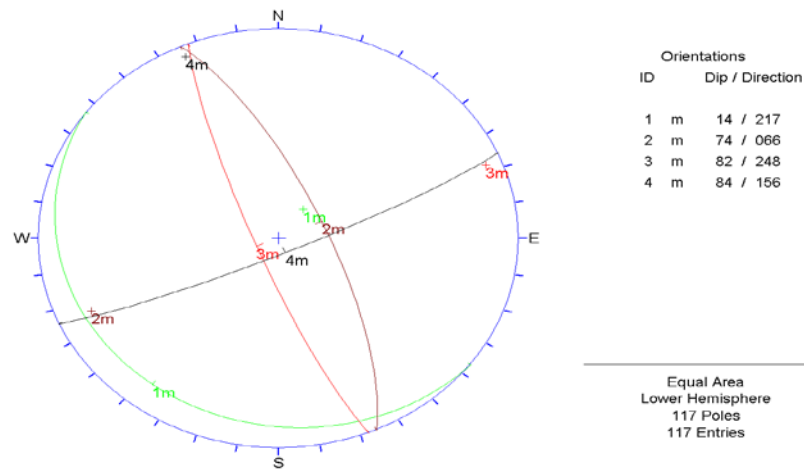
TABLA 3: Sistemas de Discontinuidades Estructurales

Fuente Datos	Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Mapeo afloramientos Cerro La Torre	Rumbo / Buzamiento	N53°W/14°SW	N24°W/74°NE	N22°W/82°SW	N66°E/84°SE
	Dir. de Buzam. / Buzam.	217°/14°	066°/74°	248°/82°	156°/84°
Planos litológicos estructurales	Rumbo / Buzamiento	N61°W/13°SW	N29°W/74°NE	N25°W/79°SW	N58°E/80°SE
	Dir. de Buzam. / Buzam.	209°/13°	061°/74°	245°/79°	148°/80°
Compósito	Rumbo / Buzamiento	N59°W/12°SW	N28°W/75°NE	N23°W/79°SW	N64°E/82°SE
	Dir. de Buzam. / Buzam.	211°/12°	062°/75°	247°/79°	154°/82°

Fuente: Cori Puno S.A.C.

El Sistema 3 también está conformado por fallas y diaclasas con rumbo NNW y alto buzamiento al SW. El Sistema 4 está conformado mayormente por diaclasas con rumbo NE y alto buzamiento al SE. Este sistema es aproximadamente perpendicular a los Sistemas 2 y 3.

GRAFICO 6: Diagrama estereográfico de planos principales de discontinuidades



Fuente: Cori Puno S.A.C.

4.3.2 Clasificación Geomecánica de la Masa Rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa, se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocos – 1989).

El criterio utilizado para clasificar a la masa rocosa se presenta en la Tabla 4.

TABLA 4: Criterios de Clasificación de la Masa Rocosa

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad según
II	> 60	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIIB	41 – 50	Regular B
IVA	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Fuente: Cori Puno S.A.C.

Un resumen de los resultados de la clasificación geomecánica se presentan en la siguiente tabla:

TABLA 5: Resumen de Calidades de la Masa Rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Promedio	Calidad
Fillitas –Pizarras	53 - 61	57	Regular A
Fillitas – Pizarras	32 - 64	48	Regular B

Fuente: Cori Puno S.A.C.

4.3.3 Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa

Considerando los aspectos litológicos, geoestructurales, grado de intemperismo o alteración y calidad del macizo rocoso, se han definido estos dominios estructurales en el área que cubre el área del Cerro La Torre. En la tabla 6 se hace un resumen.

TABLA 6: Resumen de Zonificación Geomecánica

Dominio Estructural	Litología	Calidad Masa Rocosa	Promedio RMR
DE-IIIA	Fillitas – Pizarras (con intercalaciones de cuarcitas)	Regular A	55
DE-IIIB	Fillitas – Pizarras (con intercalaciones de cuarcitas)	Regular B	45

Fuente: Cori Puno S.A.C.

4.4 RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA

En el 2009, se llevó a cabo un estudio geotécnico del Tajo Cerro La Torre) para lo cual se realizaron ensayos de compresión triaxial. De esta fuente de información se ha extraído los datos que se presentan en la siguiente tabla.

TABLA 7: Resultados de los Ensayos de Compresión Triaxial

Muestra	Ubicación	"mi"	σ_c (MPa)	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción (°)
Grupo 2 M-6	Bco. Cerro La Torre	9.076	111	18.48	53.23
Grupo 3 M-1	Pomarani	6.636	65	13.42	45.12

Fuente: Cori Puno S.A.C.

Finalmente, como parte del conocimiento de las propiedades físicas de la roca intacta se llevaron a cabo también en laboratorio de mecánica de rocas los respectivos ensayos. Los resultados se presentan en la tabla siguiente:

TABLA 8: Resultados de los Ensayos de Propiedades Físicas

Muestra	Descripción	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Densidad seca (g/cm ³)
M-1	Filitas - Pizarras	1.261	0.461	2.737
M-2	Cuarcitas - Pizarras	0.95	0.346	2.744
M-3	Filitas - Pizarras	1.494	0.552	2.714

Fuente: Cori Puno S.A.C.

4.5 RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que éstas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros de corte fueron determinados mediante los ensayos del tablero inclinable ("tilt table test") y mediante ensayos de corte directo en laboratorio de mecánica de rocas.

TABLA 9: Angulo de Fricción – Resultados Tablero Inclínadle

Descripción	Rango	Promedio
Cuarcitas - Pizarras	30° – 34°	33°
Filitas	30° – 33°	32°
Filitas - Pizarras	29° – 31°	30°
Pizarras	31° – 32°	31.5°

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 10: Resultado de Corte Directo de Discontinuidades

Muestra	Descripción	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
M-1	Filitas - Pizarras	0.05	35.19
M-2	Cuarcitas - Pizarras	0.09	35.03
M-3	Filitas - Pizarras	0.06	39.32

Fuente: Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad católica del Perú

4.6 RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

Para estimarlo se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial y la constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en este estudio; por otro lado, se tomaron en cuenta las características geométricas y operacionales de los taludes del Tajo Cerro La Torre proyectado, según el diseño preliminar de Cori Puno S.A.C.

TABLA 11: Características de Resistencia de la Masa Rocosa

Sección	GSI*	σ_c (MPa)	γ (KN/m ³)	"mi"	H (m)	"mb"	S	Cohesión "c" (kPa)	Angulo de Fricción (°)
Sección 1-1'									
DE-III A Filitas – Pizarras	55	60	27.5	9	120	0.55	0.0009	689	35.8
Sección 2-2'									
DE-III B Filitas – Pizarras	45	35	27.5	7	110	0.23	0.0002	344	25.5
DE-III A Filitas – Pizarras	55	60	27.5	9	110	0.55	0.0009	660	36.4
Sección 3-3'									
DE-III A Filitas – Pizarras	55	60	27.5	9	50	0.55	0.0009	458	42.2

Fuente: Cori Puno S.A.C.

4.7 CONDICIONES DE AGUA SUBTERRANEA

El principal efecto de la presencia del agua subterránea en la masa rocosa, es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad, por lo que es importante evaluar las características de su presencia.

En el caso de Tajo Cerro La Torre, se anticipa que debido a las características topográficas del terreno, el agua subterránea no será mayor problema. El tajo se encontrará ubicado en la parte alta, estando rodeado de quebradas en cotas inferiores, por donde ocurre el drenaje de las aguas procedentes de las partes altas de los alrededores del Cerro La Torre. Por ello, la presencia del agua en el área del futuro tajo será debido solo a las precipitaciones pluviales.

No obstante lo señalado, y para beneficiar el factor de seguridad del diseño de los taludes, se ha considerado en los análisis de estabilidad

los efectos del agua subterránea sobre las condiciones de estabilidad de los taludes del Tajo Cerro La Torre, con un nivel freático de Categoría 2, según el criterio de Hoek & Bray.

4.8 PELIGRO SISMICO

Como parte de esta evaluación se abordaron aspectos de tectónica y sismicidad, principales fuentes sísmicas, zonificación sísmica y mapa de aceleraciones. De esta evaluación se ha extraído la información que se presenta a continuación, concerniente con las aceleraciones sísmicas máximas según periodos de retorno para la Unidad Minera Untuca.

TABLA 11: Aceleración Sísmica Máximas para la Unidad Minera Untuca

Tr (Años)	100	150	500
a_{max} (cm/s ²)	0.27	0.3	0.4

Fuente: Evaluación del Peligro Sísmico en la Zona de Untuca por BMB Consulting

Un criterio ampliamente aceptado internacionalmente, es considerar en el análisis en la condición pseudo-estática de diseño de taludes, que el coeficiente sísmico sea obtenido como una fracción que varía entre 2/3 a 1/2 de la máxima aceleración esperada. Esta recomendación es consistente también con las recomendaciones del Cuerpo de Ingenieros del Ejército de los Estados Unidos (U.S. Army Corps of Engineers, Hynes y Franklin, 1984), quienes sugieren el uso de un coeficiente sísmico pseudo-estático igual al 50% de la aceleración pico de diseño, basado en la aplicación del método de Newmark, para calcular desplazamientos permanentes en presas de tierra utilizando

más de 350 registros sísmicos, concluyéndose que estas estructuras analizadas con el método pseudo-estático, con factores de seguridad mayores que 1.0 utilizando un coeficiente sísmico horizontal de $0.5 \times \text{PGA}$, no desarrollan deformaciones mayores a 1 metro, que es un valor arbitrario que puede ser tolerado por presas de tierra, sin representar una amenaza a la integridad de la estructura.

Por lo señalado, en caso de usar métodos pseudo estáticos para el diseño de taludes, para el ejemplo antes señalado, se recomienda usar valores de coeficiente sísmico equivalente al 50% de la aceleración máxima estimada por el método probabilístico, es decir, el coeficiente sísmico recomendable sería $\alpha = 0.20$.

Para el caso del Tajo Cerro La Torre, a fin de cumplir con el artículo 230 del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional del Perú, la aceleración horizontal máxima para periodo de retorno de 100 años, según la tabla 4.10, es de 0.27g. Para el análisis pseudo estático de la estabilidad de los taludes de este tajo, consideramos los 2/3 de la aceleración máxima, el coeficiente sísmico sería igual a 0.18 g para un periodo de retorno de 100 años. Para fines prácticos consideramos $\alpha = 0.20$.

4.9 ANALISIS DE ESTABILIDAD Y DISEÑO DE TALUDE

Se han evaluado las condiciones de estabilidad de los taludes del Tajo Cerro La Torre, a fin de estimar los ángulos de taludes del mismo, para lo cual se integra toda la información sistemáticamente desarrollada en los capítulos anteriores.

4.10 IDENTIFICACION DE LOS MECANISMOS DE FALLA

Los datos de entrada utilizados fueron: aquellos presentados en la tabla 3 (sistemas de Discontinuidades Estructurales), referente al arreglo estructural de la masa rocosa del área de estudio; la geometría que presentarán los taludes del tajo, según el diseño proporcionado por Cori Puno S.A.C., y las propiedades de resistencia al corte de las discontinuidades de los diferentes tipos de rocas presentados.

El análisis cinemática se orientó a evaluar los mecanismos de rotura de la masa rocosa de los taludes de bancos, considerando como punto de partida un ángulo de 70° , que corresponde al diseño de Cori Puno S.A.C.

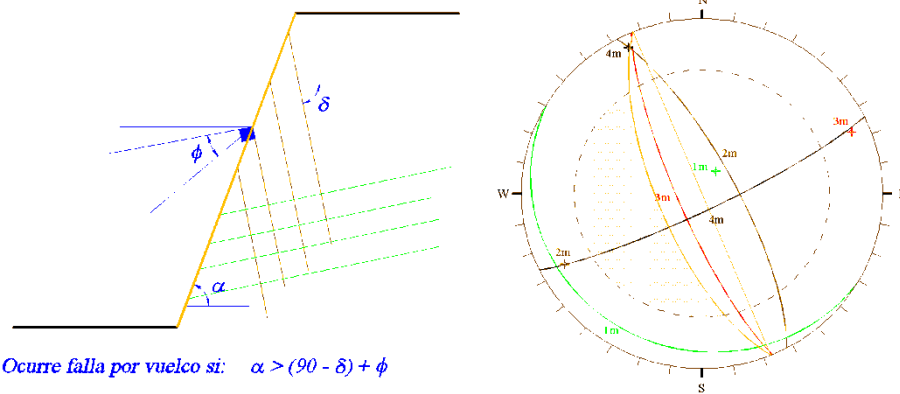
El modo de falla más significativo es el vuelco, el cual ocurre en el talud más importante del futuro tajo (Sector NE) Taludes 1 y 2 del Anexo 4. En la Figura 5.1 se pueden apreciar las condiciones de formación de este modo de falla. Tomando los siguientes valores desarrollados en el presente estudio: $\delta = 75^\circ$ y $\varphi = 30^\circ\text{-}35^\circ$, el valor de α puede variar hasta 50° , es decir con más de 50° podría haber generación de inestabilidades por vuelcos.

Estas inestabilidades pueden producirse a nivel de bancos o de varios bancos. En el primer caso, si es que se quiere tener ángulos de taludes de bancos mayores de 50° , hay que utilizar reforzamiento de los taludes con cables de anclaje colocados en la cara del talud, cuanto más empinados sean los taludes de bancos habrá mayor probabilidad de volcamientos, por lo que es recomendable considerar

un ángulo de taludes de bancos menor de 70°. En el segundo caso, no sería recomendable establecer ángulos de taludes interrampas mayores de 50°.

Aparte del mecanismo de falla mencionado en el párrafo anterior, se ha hallado el mecanismo de falla cuña en algunos sectores de futuro tajeo, pero estas cuñas se forman para ángulos de taludes de bancos mayores de 70°. Según este resultado los taludes de bancos establecidos (70°) para los diferentes sectores del tajeo, exceptuando los sectores mencionados en el párrafo anterior, tendrán comportamiento satisfactorio por falla en cuña.

GRAFICO 7: Mecanismo de falla por vuelco, originados por el Sistema 2 (fallas y diaclasas) y el Sistema 1 (estratificación).



Para analizar la estabilidad de los taludes finales globales, es necesario tomar en cuenta los conceptos que se mencionan en seguida. Cuando la masa rocosa tiene calidad igual o inferior a Regular B, cuyo límite en términos de RMR puede ser 45°, el mecanismo de rotura es de tipo circular.

En el caso de los taludes del futuro Tajo Cerro La Torre, existen masas rocosas con RMR menores y similares que el indicado, por lo que se tendrá que realizar análisis de falla circular.

Para el análisis de los taludes finales globales se ha utilizado el software SLIDE, desarrollado por Rocscience (2003), aplicando el modo de falla circular. Este es un programa de análisis de estabilidad de taludes completamente integrado, que permite desarrollar la geometría de los taludes rocosos interactivamente y realizar el análisis utilizando el concepto de equilibrio límite. Los análisis puede ser determinísticos, para calcular el factor de seguridad, o probabilísticos, para calcular la probabilidad de falla de los taludes. Está preparado para considerar el efecto del agua, de fuerzas externas y sísmicas, y el reforzamiento de los taludes para su estabilización.

Para el análisis de los taludes finales globales se ha utilizado el software SLIDE, desarrollado por Rocscience (2003), aplicando el modo de falla circular. Este es un programa de análisis de estabilidad de taludes completamente integrado, que permite desarrollar la geometría de los taludes rocosos interactivamente y realizar el análisis utilizando el concepto de equilibrio límite. Los análisis puede ser determinísticos, para calcular el factor de seguridad, o probabilísticos, para calcular la probabilidad de falla de los taludes. Está preparado para considerar el efecto del agua, de fuerzas externas y sísmicas, y el reforzamiento de los taludes para su estabilización.

4.11 CONDICIONES DE ANALISIS DE ESTABILIDAD

Para el caso de los taludes finales globales, que desde el punto de vista del presente estudio revisten la mayor importancia, los diferentes análisis de estabilidad se llevaron a cabo en diferentes perfiles del tajo y en los taludes de mayor altura, presentados en las Láminas 3 (Plano de Diseño), 4, 5 y 6 (Secciones Geológicas Geomecánicas).

En cada sección de análisis se han considerado los diferentes dominios estructurales establecidos para el Tajo Cerro La Torre, con sus propiedades de resistencia al corte (Resistencia de la masa rocosa). Las condiciones de presencia del agua subterránea (Condiciones de agua subterránea). Similarmente, las condiciones sísmicas de la zona han sido asumidas (Peligro sísmico), respecto a este tema.

El criterio de falla considerado para los análisis de estabilidad fue el de Hoek & Brown Generalizado (2002) y el método de cálculo considerado fue el GLE/Morgenstern – Price. También se consideraron adicionalmente los métodos de Janbu y Bishop y Spencer. Ver las salidas del programa SLIDE en el Anexo 5.

4.12 FACTORES DE SEGURIDAD MÍNIMOS

Para al caso de los taludes finales globales, el criterio adoptado es considerar un factor de seguridad mínimo de 1.1, considerando el efecto de la presencia de agua subterránea y el efecto sísmico, es decir se trata este de un factor de seguridad pseudo estático no

drenado (condiciones críticas). En términos del factor de seguridad estático no drenado, el factor de seguridad mínimo considerado es de 1.4.

4.13 RESULTADO DEL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD

En primer lugar se presentan los resultados de los análisis de estabilidad de los taludes finales globales, tomando como base el diseño del Tajo Cerro La Torre proporcionado por Cori Puno S.A.C. El resumen de estos resultados se muestra en la Tabla.

Sección	Angulo del Talud Final	Altura del Talud (m)	Estático No Drenado	Seudo Estático No Drenado
1-1'	50°	120	1.679	1.25
2-2'	50°	110	1.958	1.434
3-3'	50°	50	3.235	2.482

Estos resultados revelan que con los ángulos de taludes finales globales propuestos por Cori Puno S.A.C. en su diseño del Tajo Cerro La Torre, estos taludes presentarán condiciones de estabilidad satisfactorias, puesto que los factores de seguridad superan a los mínimos requeridos. Sin embargo, por los resultados obtenidos en el análisis cinemático no sería recomendable sobrepasar de 50° el ángulo del talud final, particularmente en el Sector NE del tajo, por la generación del mecanismo de falla por vuelco.

Los resultados que aquí se presentan constituyen una primera aproximación al diseño de los taludes del Tajo Cerro La Torre. Diseños que se podrán mejorar progresivamente en la operación y para lo cual se deberán tomar en cuenta las siguientes recomendaciones para el control de la estabilidad de los taludes:

4.13.1 Drenaje

Construir cunetas de drenaje en las principales bermas del tajo, a fin de evacuar las aguas de escorrentías fuera del área del tajo.

4.13.2 Voladura

Particularmente en el Talud NE, el cual será el más importante por su altura y sus condiciones geotécnicas (presencia de fallas geológicas), se deberá realizar voladuras cuidadosamente diseñadas y ejecutadas, a fin de mantener adecuadas condiciones de estabilidad del mismo. Para lo cual será muy útil disponer para ello de un sismógrafo para controlar las vibraciones del terreno y poder estimar la carga explosiva por retardo.

4.13.3 Registro de información para diseño geotécnico progresivo

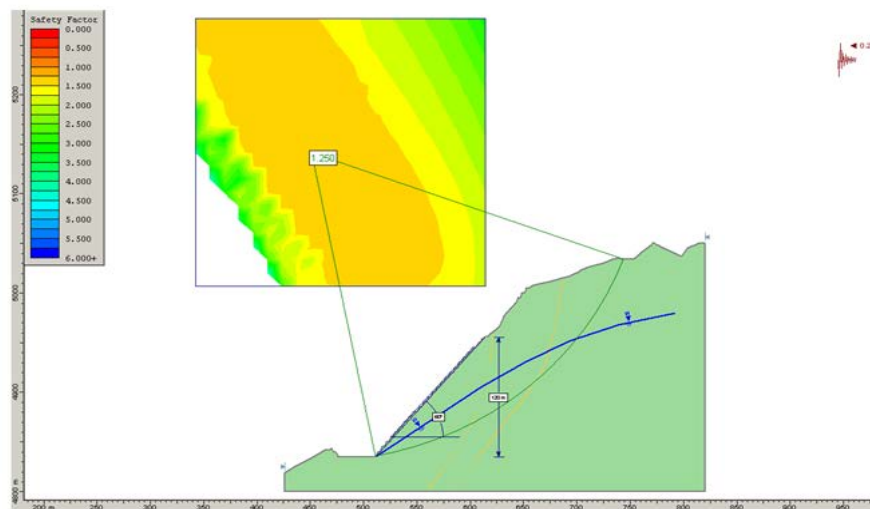
Esta información será valiosa para poder mejorar el diseño de los taludes ya sea por el propio personal de la mina como por consultores externos.

4.13.4 Monitoreo

Durante la operación del tajo se implementaran sistemas de monitoreo de desplazamientos (El monitoreo topográfico con equipos de estación total, los extensómetros de cinta, los inclinómetros), y monitoreo de los posibles factores que

pueden influir en la estabilidad de los taludes (como el agua y la voladura). Estos sistemas tendrán como objetivo detectar áreas potencialmente inestables y conocer la evolución de los movimientos del talud. La interpretación de estos, posibilitará el adoptar medidas oportunas de control de la estabilidad de los taludes.

GRAFICO 8: Análisis de Estabilidad Global en el Talud del Sector Norte.



Fuente: DCR Ingenieros SRLtda

- Factor de Seguridad Estático (FSe = 1.67)
- Factor de Seguridad Seudoestático (FSse = 1.250).

Los Resultados Indican Condiciones de Estabilidad Satisfactoria.

4.14 ESTABILIDAD HIDROLÓGICA Y GEOQUÍMICA DEL TAJO CLT

El presente, tiene como objetivo el sustento de los criterios de diseño de las estructuras necesarias para la estabilidad hidrológica y geoquímica del Tajo Abierto Cerro La Torre – 1,500 TMD.

4.14.1 Hidrología Local

El estudio considera la evaluación hidrológica de la microcuenca de la quebrada Ananea, donde se ubican las instalaciones del proyecto y las microcuencas de las quebradas contiguas Umalanta y Azoguine. El área de estudio se encuentra en una altitud comprendida desde la cota de elevación 3,720m.sn.m. hasta la cota de elevación de 5,830 m.s.n.m.

Microcuenca Azoguine.

La microcuenca Azoguine, limita por el Norte con la Quebrada Huaynautuca, con los cerros Chojñecota y Chunoyoc, por el Sur con los Nevados Ananea Chico y San Andrés, por el Oeste con el Lago San Francisco, el río Lahuatahuani y el Nevado Vilacota, y por el Este con las quebradas Ananea y Humalanta y los Lagos Ananea y Humalanta.

Microcuenca Ananea.

La microcuenca Ananea, está delimitada por el Norte con el Cerro Queñuane, con la Quebrada Umalanta y el lago Umalanta, por el Sur con los Nevados Ananea Grande y Callejón, por el Oeste con la quebrada Azoguine y por el Este colinda con el Cerro Tambopata, las quebradas Tambopata y Azulcocha y el Río Choquechambi.

Microcuenca Umalanta

La microcuenca Umalanta, limita por el Norte con las Quebradas Azoguine y Lusuni, por el Sur con la Quebrada Ananea y Lago Ananea, por el Oeste con la quebrada Azoguine y por el Este colinda con el Rio Choquechambi.

TABLA 12: Intensidad de Lluvias (mm) - Caudales Máximos m³/s

Tiempo de retorno (años)	P24 (mm)			Tc (horas)			Intensidad t (mm)			Caudal máximo (m ³ /s)		
	Q. Ananea	Q. Azoguine	Q. Umalanta	Q. Ananea	Q. Azoguine	Q. Umalanta	Q. Ananea	Q. Azoguine	Q. Umalanta	Q. Ananea	Q. Azoguine	Q. Umalanta
2	25.1	25.1	25.1	0.60	0.70	0.10	9.6	8.7	28.0	27.904	50.923	17.943
5	31.5	31.5	31.5	0.60	0.70	0.10	12.0	10.9	35.1	35.018	63.907	22.518
10	35.9	35.9	35.9	0.60	0.70	0.10	13.7	12.5	40.0	39.910	72.834	25.663
20	40.1	40.1	40.1	0.60	0.70	0.10	15.3	13.9	44.7	44.579	81.355	28.665
25	41.5	41.5	41.5	0.60	0.70	0.10	15.8	14.4	46.3	46.135	84.195	29.666
50	45.9	45.9	45.9	0.60	0.70	0.10	17.5	15.9	51.2	51.027	93.122	32.812
100	50.3	50.3	50.3	0.60	0.70	0.10	19.1	17.4	56.1	55.918	102.049	35.957
500	61.3	61.3	61.3	0.60	0.70	0.10	23.3	21.3	68.3	68.147	124.365	43.820

Fuente: Data hidrometeorologica SENAMHI- **Estación Ananea**

En base a la intensidad, área de la cuenca y coeficiente de escorrentía se calculo los caudales máximos de las quebradas en evaluación.

De la tabla anterior, se calcula el caudal máximo en 24 horas para un tiempo de retorno de 25, 50, 100 y 500 años de la microcuenca Ananea (19.83 Km²), en l/s/Km².

TABLA 13: Intensidad de Lluvias (mm) - Caudales Máximos m³/s

Periodo de Retorno en años	Estructura	Rendimiento Específico, l/s/Km ² , Área 19.83 km ²	Caudal de Diseño en l/s		Caudal de Diseño (m ³ /s)
			Área Drenaje		
			Ex Pit 0.056 km ²	In Pit 0.01 km ²	
25	Cunetas de drenaje en operación	2326.525		23.265	0.023
50	Cunetas de drenaje en abandono	2573.222		25.732	0.026
100	Canal de coronación, control y desagüe en operación	2819.869	157.631		0.158
500	Canal de coronación, control y desagüe en abandono	3436.580	192.104		0.192

Fuente: Data hidrometereologica SENAMHI- Estaciona Puente Huancane

4.15 CALCULO DE CAUDALES MEDIOS

Para este cálculo se tomaron como referencias los valores disponibles de la estación hidrométrica Puente Huancané, generando una correlación con las estaciones de Muñani, Macusani, Cojata y Ananea (dentro de la cuenca Huancané). Obteniendo una precipitación media anual de 642.8 mm, con una altitud media de 4045 m.s.n.m.,

TABLA 14: Caudal Medio por Microcuenca

MES	PRECIPITACION MEDIA (mm)				CAUDAL MEDIO (m ³ /S)			
	PUENTE HUANCANE	Q. ANANEA	Q. AZOQUINE	Q. UMALANTA	PUENTE HUANCANE	Q. ANANEA	Q. AZOQUINE	Q. UMALANTA
ENE	136.1	128.5	129.4	130.5	34.389	0.180	0.337	0.034
FEB	102.0	96.3	97.0	97.8	39.413	0.206	0.387	0.039
MAR	88.4	83.4	84.0	84.7	38.745	0.203	0.380	0.039
ABR	47.8	45.2	45.5	45.9	27.476	0.144	0.270	0.027
MAY	14.2	13.4	13.5	13.6	9.495	0.050	0.093	0.009
JUN	8.8	8.3	8.4	8.5	4.826	0.025	0.048	0.005
JUL	4.4	4.2	4.2	4.3	3.511	0.019	0.035	0.004
AGO	14.1	13.3	13.4	13.5	2.773	0.015	0.027	0.003
SET	18.2	17.1	17.3	17.4	2.442	0.013	0.024	0.002
OCT	47.8	45.1	45.4	45.8	2.992	0.016	0.029	0.003
NOV	67.8	64.0	64.5	65.0	5.356	0.028	0.053	0.005
DIC	93.1	87.9	88.5	89.3	11.928	0.062	0.117	0.012
TOTAL	642.8	606.9	611.1	616.4				
PROMEDIO					15.279	0.080	0.150	0.015

Fuente: Data hidrometereologica SENAMHI- Estaciona Puente Huancane

4.16 ESTABILIDAD HIDROLOGICA

El sistema de manejo de aguas comprenden las obras hidráulicas que ayudan a garantizar la estabilización hidrológica de la zona donde se ubicará el componente.

Estas obras de derivación y drenaje de aguas superficiales consisten en canales de coronación, cunetas, poza de control y sedimentación, y canal de desagüe a la quebrada Ananea; y otras que deben estar ubicadas y dimensionadas de tal manera que corrigen los cursos actuales de las aguas de escorrentía evitando problemas de erosión e inundación en caso de presentarse eventos hidrológicos extremos.

Es imprescindible captar la escorrentía producto de una precipitación de alta intensidad y drenarla a los cuerpos receptores o cursos naturales. Para ello, se efectúa el dimensionamiento de los elementos de conducción para estas condiciones de precipitación. Es necesario tener los parámetros establecidos en los estudios hidrológicos en lo referente al rendimiento de la cuenca. Los mismos que enlazados al área a ser drenada se obtiene el caudal de diseño. Los objetivos del manejo de aguas están enmarcados dentro de los conceptos del sostenimiento de la estabilidad hidrológica en el tiempo. Para el efecto, se contempla las obras necesarias para el aseguramiento del funcionamiento hidrológico en el tiempo. En ese sentido, los objetivos generales en el diseño del sistema de manejo de aguas son:

- Estabilidad hidrológica en la zona del componente.
- Determinación de las obras necesarias a ser emplazadas en la zona de estudio.
- Diseño hidráulico de las obras en la zona de estudio. Y los objetivos específicos son:
 - Cálculo del caudal de diseño en el área donde se ubicará el

componente.

- Determinación de las dimensiones de las estructuras de drenaje.
- Diseño de las estructuras de captación, conducción y descarga.
- Encauzamiento de la quebrada

• Capacidad del Canal

El canal debe estar construido de tal manera que conduzca el escurrimiento de diseño a velocidades promedio menores o iguales a la velocidad permisible. Esto se logra al aplicar la fórmula de Manning.

$$V = \frac{1}{n} R^{2/3} S^{1/2}$$

donde:

V = velocidad promedio del flujo, en m/s.

N = coeficiente de rugosidad del canal.

R = A/P, el área de la sección transversal entre el perímetro mojado.

S = gradiente hidráulico.

Las dimensiones del canal se deben seleccionar del tal modo que:

$$V = \frac{Q}{A}$$

donde:

Q = gasto que se acarrea, en m³/s.

Las obras hidráulicas se realizarán en dos Circuitos independientes:

Ex Pit, que evitarán el ingreso de agua de lluvia al Tajo Cerro La Torre, y la conducirán a una quebrada (Qda. Ananea), esta agua es natural y no estará contaminada por la operación del Tajo Abierto Cerro La Torre.

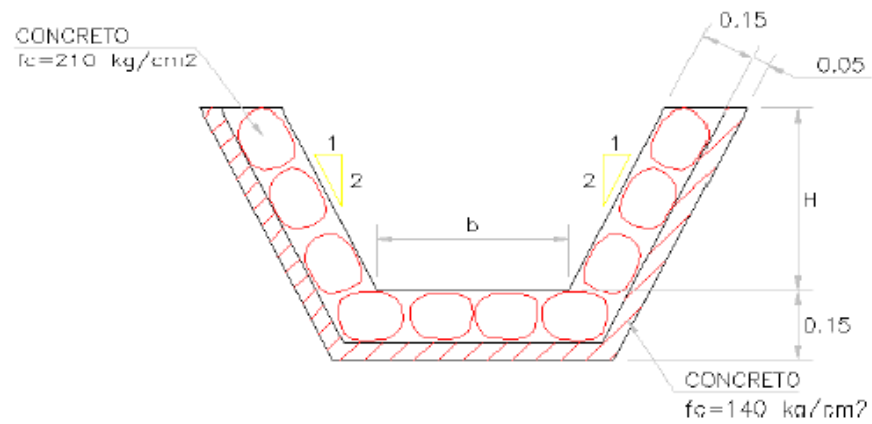
In Pit, que coleccionará el agua de lluvia que cae en el TCL, y será conducida en forma independiente al canal de coronación, y controlada su calidad en una poza, antes de descargarla, conjuntamente con el agua Ex Pit, en la Qda. Ananea

TABLA 15: Caudal Medio de las Microcuencas

Elementos Geométricos	
Tirante	Y
Ancho del Fondo	B
Área Mojada	A
Perímetro Mojado	P
Ancho de la Superficie	T
Talud	Z
Radio Hidráulico	R
Borde Libre	bl
Elementos Cinéticos	
Gasto	Q
Velocidad Media	V
Energía	E
Elementos Dinámicos	
Coeficiente de Rugosidad	n
Pendiente Hidráulica	s

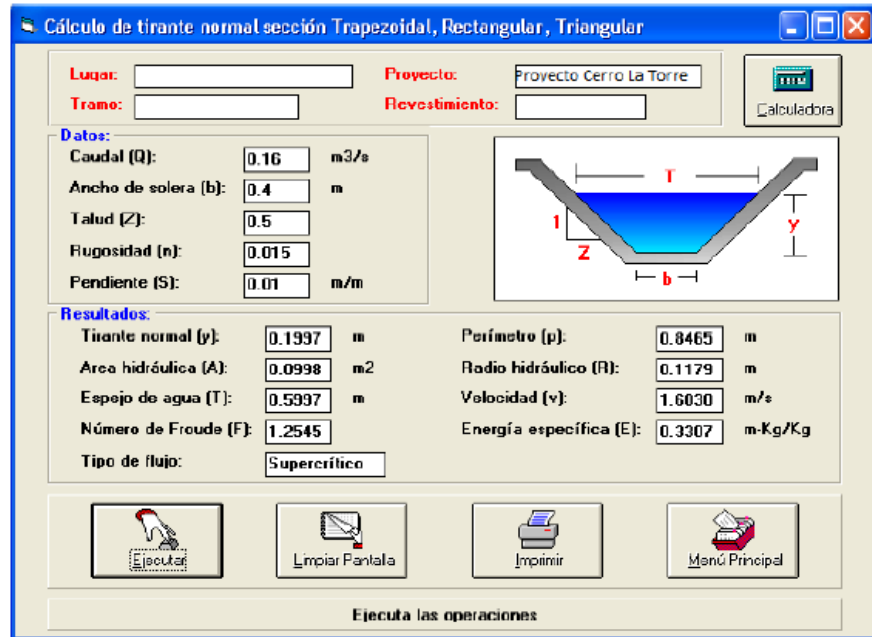
Fuente: Data hidrometeorológica SENAMHI- Estaciona Puente Huancane

GRÁFICO 9: Canal de Coronación Tajo Abierto Cerro La Torre.



Fuente: Cori Puno S.A.C.

GRAFICO 10: Características Hidráulicas y Geométricas Canal de Coronación CLT en Operación



Fuente: Estudio de Estabilidad Hidrológico y Geoquímico – Consultora Minera Minconsult

4.17 ESTABILIDAD GEOQUIMICA

Se enviaron muestras de mineral al laboratorio de espectrometría de la Universidad Nacional de Ingeniería, a fin de determinar el Potencial Acido (AP), el Potencial de Neutralización (NP) y el Potencial Neto de Neutralización (NPN). Los resultados del análisis indican que las muestras son generadoras de agua acida.

TABLA 16: Potencial Neto de Neutralización

Muestra	Código	PH	%S	PN Kg/T CaCO3	PA Kg/T CaCO3	PNN Kg/T CaCO3	PN/PA
Desmonte	DCP-1	3	0.26	-78.12	8.13	-86.25	0

PNN < -20 Genera Acidez
 -20 < PNN < 20 Incertidumbre
 PNN > 20 No Genera Acidez

Fuente: Análisis de Potencial neto de neutralización, Laboratorio de Espectrometría de la facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica de la UNI

a) *Etapa de Operación.*

Para la Estabilización Geoquímica del Tajo Abierto CLT, se utilizarán dos pozas de Control pH y de sedimentación, ubicadas en la parte inferior del Tajo (aguas abajo, cota 4820 y 4855). La poza N° 1, para el agua del canal de coronación (ex pit), y la poza N° 2, para las cunetas que canalizarán el agua de escorrentía y de la perforación que se drena del Tajo (In Pit), (Ver Plano M-09-Estabilización Hidrológica).

El caudal que discurre por el Canal de Control de Drenaje 01 es aproximadamente 0.192 m³/s, en el Canal de Control de Drenaje 02 es 0.026 m³/s y por el Canal de Desagüe es 0.218 m³/s.

El cuadro a continuación muestra la ubicación de las pozas de control y sedimentación:

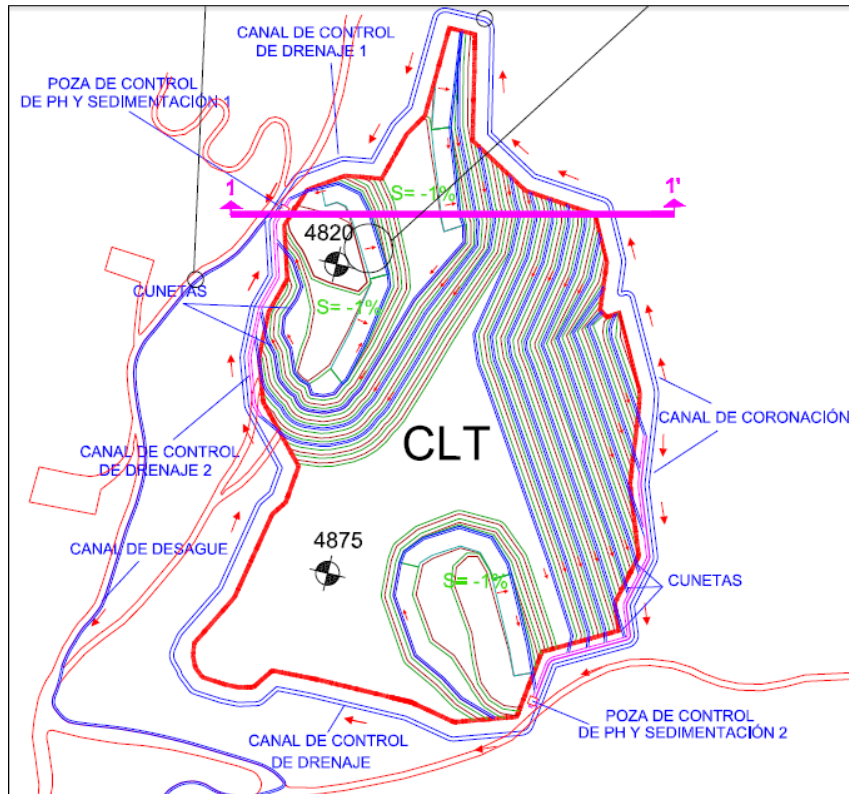
TABLA 17: Ubicación de Pozos Sedimentadores.

Sedimentador	Norte	Este	Cota
1	8,387,592.26	456,732.49	4820
2	8,387,379.91	456,913.87	4855

Fuente: Cori Puno S.A.C.

La solución al agua acida consiste en el tratamiento activo con cal para los efluentes líquidos originados por el drenaje de Mina (In Pit), se tratará el agua del Canal de Control de Drenaje 02, utilizando 10 Kg de Cal al día, dependiendo del PH.

GRAFICO 11: Construcción de Cunetas y Canales.



Fuente: Cori Puno S.A.C.

Monitoreando muestras aguas abajo de la poza de control y sedimentación 1, comparando la descarga con los Límites Máximos Permisibles (LMP) de efluentes líquidos de Actividades Minero - Metalúrgicas, del Decreto Supremo N° 010-2010- MINAM.

Para mayor seguridad por la presencia de estancias y de bofedales, en un tramo de 250 metros del canal de desagüe se utilizará una tubería HDPE de Polietileno de 8" (pulgadas) hasta la descarga final a la quebrada Ananea.

El resultado final, se debe entregar al medio ambiente agua clarificada, con pH neutro.

TABLA 18: LMP para la Descarga de Efluentes Líquidos

Parámetro	Unidad	Límite en Cualquier Momento	Límite para el Promedio Anual
Ph		6 - 9	6 - 9
Sólidos Totales 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
Zinc Total	mg/L	1,5	1,2

Fuente: Decreto Supremo N° 010-2010- MINAM- Anexo 1

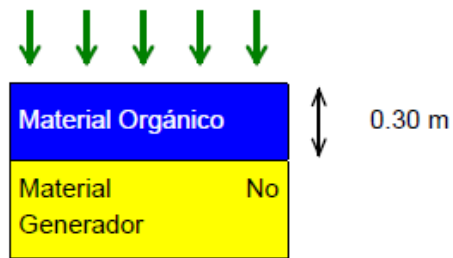
b) *Etapas de Cierre.*

Una vez concluida la etapa de producción se debe de realizar un cierre progresivo del Tajo Abierto. Se utilizará capas de diferentes materiales formando coberturas para estabilizar insitu y de esta manera reforestar los taludes y bermas de los bancos superiores (de 4880 a 4985), una vez que termine su ciclo de explotación estos bancos del Tajo Cerro La Torre, la capa vegetal constituye la capa superior de la cobertura, la cual proporciona protección contra la erosión en taludes permanentes o temporales.

Los tipos de coberturas son los siguientes:

Cobertura Tipo I: Para el material que no genera acidez y que llevarán vegetación, la cobertura que se propone es una capa de material orgánico de $e=0,30\text{m}$ y revegetación natural.

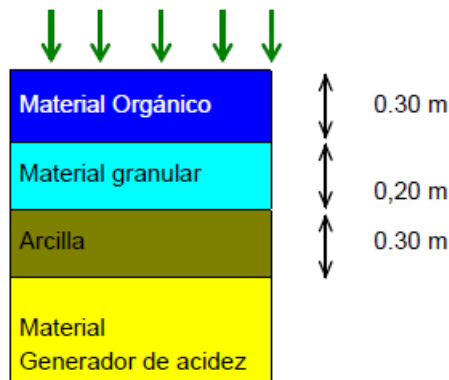
GRAFICO 12: Cobertura Tipo I.



Fuente: Cori Puno S.A.C

Cierre Tipo II: Para el material que genera acidez y que llevarán revegetación, una capa de material impermeable (geomembrana HDPE 1mm), material granular de $e= 0,20\text{ m}$, y material orgánico. $e=0,30$

GRAFICO 13: Cobertura Tipo II.



Fuente: Cori Puno S.A.C

En el caso del tajío CLT, cuyo material tiene potencial de generación de agua ácida, se utilizará la cobertura Tipo II.

b.1 Características de los materiales de la cobertura

Los materiales a utilizar serán los siguientes:

Material Arcilloso

La composición de las arcillas corresponde a aluminosilicatos hidratados, las partículas de este material tienen un diámetro menor a 2 micras, correspondiendo a suelo de textura fina, siendo muy elástico y pegajoso cuando está húmedo y es duro cuando se seca, siendo lenta su consolidación. Las arcillas son de textura laminar, compactas y tienen ductilidad, deben de tener una permeabilidad K menor a 1×10^{-7} .

Material Granular

Se denomina material granular a los de granulometría gruesa, entre la malla N° 10 y 1/4" de tamaño, este material proviene de la meteorización de la roca volcánica o de la trituración mecánica que se tenga que hacer para obtener tal granulometría.

Material Orgánico

El material orgánico está constituido por el horizonte superficial de un perfil de suelo (top soil), se caracteriza por tener un color oscuro, buena estructura, porosidad, alta actividad microbiana y alto contenido de materia orgánica procedente de aportes de hojas, tallos y flores, así como de estiércol de animales.

4.18 BOTADERO DE DESMONTE

El volumen de desmonte a acumularse durante la vida del Tajo La Torre es de: 440 772 m³, considerando un factor de esponjamiento de 40%. Se ha definido la ubicación en las coordenadas **475 750 E, 8 387 760 N.**

Se encuentra más alejada del Tajo para el acarreo del desmonte, pero ambientalmente más favorable, por estar alejada del centro poblado SAN MINGUEL DE UNTUCA. (Ver Plano N° AG-01-A, – Arreglo General).

4.19 DEPOSITO DE BAJA LEY

El volumen de baja ley a acumularse durante la vida del Tajo La Torre es de: 210 089 m³ considerando un factor de esponjamiento de 40%. Se ha ubicado en las coordenadas 458 030 E, 8 388 750 N Se encuentra más alejada del Tajo para el acarreo de la baja ley, pero ambientalmente es más favorable, por estar alejada del centro poblado SAN MINGUEL DE UNTUCA. (Ver Plano N° AG-01-A, – Arreglo General).

4.20 ESTABILIDAD FISICA DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO DE BAJA LEY.

a) Caracterización Geométrica, de construcción y condiciones sísmicas.

1) Altura del Botadero: 40m

Moderado

- 2) Volumen del Botadero: Pequeño
- 3) Angulo de talud del botadero: 22° Echado
- 4) Angulo de talud de la fundación menor a 22°: Echado
- 5) Grado de Confinamiento: No confinado.
- 6) Tipo de fundación: No se han observado fallas circulares naturales, ni fallas regionales que afecten la estabilidad.
Intermedia.
- 7) Calidad de la roca de desmonte. La granulometría de la roca no es muy variable por ser la roca de un solo tipo filita. Moderada.
- 8) Método de Construcción: ascendente. Favorable.
- 9) Condiciones piezométricas y climatológicas:
Durante los meses de lluvia: Desfavorable.
En época seca debido a la presencia de los deshielos de los glaciares. Intermedia
- 10) Sismicidad: Moderada.

TABLA 19: Aceleraciones máximas y Retorno.

Tr (Años)	100	150	500
amax (cm/s)	0.27	0.3	0.4

Fuente: (Ver plano M-05-A, Estabilización Física).

4.21 ANALISIS DE ESTABILIDAD FISICA

Tomando en cuenta la caracterización descrita en 16.1, se ha procedido a realizar un análisis de estabilidad física, utilizando el software SLIDE, se obtiene Factores de Seguridad para el caso

estático de 1.461 y para el caso seudo estático de 1.132. Ver Anexo N° 03: Estudio de Taludes de Botaderos Untuca - J. Ardito.

4.22 ESTABILIZACIÓN HIDROLOGICA DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO DE BAJA LEY.

El sistema de manejo de aguas comprenden las obras hidráulicas que ayudan a garantizar la estabilización hidrológica de la zona donde se ubicarán los depósitos.

Es imprescindible captar la escorrentía producto de una precipitación de alta intensidad y drenarla a los cuerpos receptores o cursos naturales. Para ello, se efectúa el dimensionamiento de los elementos de conducción para estas condiciones de precipitación ya descritas. (Gráfico 11)

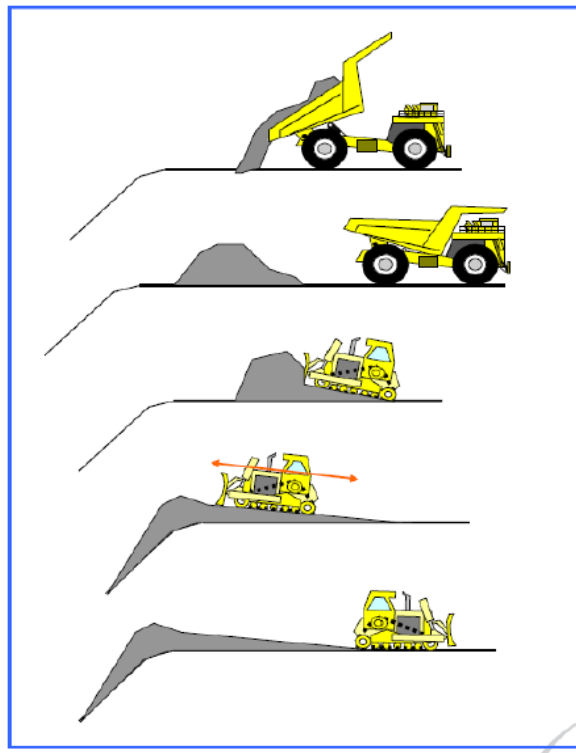
Estas obras de derivación y drenaje de aguas superficiales consisten en canales de coronación, de control de drenaje, poza de control del Ph y canal de desagüe a la quebrada Ananea. (Ver planos AG-01-A y M-06).

4.23 ESTABILIZACION GEOQUIMICA DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO DE BAJA LEY.

De acuerdo al potencial de generación de agua ácida, de los desmontes y baja ley, se utilizarán coberturas Tipo II, descritas en el gráfico 12.

4.24 FORMA DE CONSTRUCCION Y SECUENCIA DE LLENADO DEL BOTADERO DE DESMONTE Y DEPÓSITO DE BAJA LEY.

La forma de construcción será ascendente, esto es llenado el banco inferior primero, después el inmediato superior y así sucesivamente, dejando una berma de 5.5 m, entre la cresta del banco inferior y el pie del banco superior, de modo de mantener en todo momento un talud general de 22° , que asegura el Factor de Seguridad de 1.132, en condiciones seudoestáticas, y llevando cada banco a su límite final, antes de llenar el siguiente.



El piso del banco se mantendrá horizontal con el uso de un tractor tipo Cat D 8.

El tránsito de los volquetes de 20 m³ y del tractor compactará el material de desmonte depositado.

CAPITULO V

PLANIFICACION DE OPERACIÓN MINERA

5.1 TAMAÑO DE PRODUCCION

El tamaño de producción considerado por Minera Cori Puno S.A.C. para el Plan de Minado del Proyecto La Torre, es de 1500 TMD, de mineral y 351 días de operación por año.

5.2 LEY DE CORTE INTERNA

La Ley de Corte Interna, es la ley que nos permite decidir si un bloque, que estando dentro del Límite Final de Minado y que por consiguiente va ha ser extraído a superficie, lo debemos de enviar a la Planta de Tratamiento o al Botadero de Desmonte.

Si la ley del bloque paga los costos de Tratamiento hacia adelante, lo enviaremos a la Planta de Tratamiento, caso contrario se lo enviará al botadero de desmonte.

Los costos de Tratamiento hacia adelante, son los siguientes:

TABLA 20: Costos de Tratamiento Adelante

Costo Operativo	US\$/TM Mineral
Tratamiento: Flotación + Gravimétrico	6.540
Energía	7.398
GG, Adm & Comercialización	8.122
Costo de Refinación	0.116
Total	22.176

Fuente: Cori Puno S.A.C

De acuerdo a lo mencionado tendremos:

Ley Corte Interna x Recuperación Metalúrgica x Precio Au =
Costos de Tratamiento hacia adelante.

Ley Corte Interna = Costos Tratamiento Adelante/(RM x Precio Au)

Considerando una recuperación metalúrgica de 74.6 % y un precio del Au de US\$ 1350/Oz ó 43.40 US\$ Gr, tenemos:

Ley Corte Interna = 22.176 US\$/TM /(0.746 RM x 43.40 US\$/Gr) =

0.682 Gr Au/TM

5.3 RECURSOS ENCIMA DE LA LEY DE CORTE

Utilizando el Modelo de Bloques, se ha realizado el siguiente inventario de los recursos, por bancos, con una Ley de Corte de 0.682 Gr Au/TM.

TABLA 21.: Recursos por Bancos

Banco	Medido			Indicado			Total		
	Volumen M3x1000	Tonelaje MTx1000	Au Gr/TM	Volumen M3x1000	Tonelaje MTx1000	Au Gr/TM	Volumen M3x1000	Tonelaje Tx1000	Au Gr/TM
4995	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4990	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4985	0	0	0	0.25	0.657	0.805	0.25	0.657	0.805
4980	0	0	0	1.125	2.959	0.851	1.125	2.959	0.851
4975	0	0	0	2.5	6.575	0.903	2.5	6.575	0.903
4970	0.625	1.644	0.86	4.125	10.849	1.136	4.75	12.492	1.099
4965	2.375	6.246	0.955	6.375	16.766	1.189	8.75	23.012	1.126
4960	4.875	12.821	1.094	9.5	24.985	1.55	14.375	37.806	1.395
4955	8	21.04	2.04	12	31.56	2.011	20	52.6	2.023
4950	15.25	40.107	3.1	12.125	31.889	1.997	27.375	71.996	2.611
4945	19	49.97	3.914	14.25	37.477	2.055	33.25	87.447	3.118
4940	24.375	64.106	3.748	16.375	43.066	2.501	40.75	107.172	3.247
4935	29	76.27	2.915	21.625	56.874	3.213	50.625	133.144	3.042
4930	30.625	80.544	1.914	28.375	74.626	3.251	59	155.17	2.557
4925	23.125	60.819	1.484	39.875	104.871	2.635	63	165.69	2.213
4920	24.75	65.092	1.842	50.5	132.815	2.183	75.25	197.907	2.071
4915	40.5	106.515	2.938	55	144.65	2.093	95.5	251.165	2.451
4910	58	152.54	3.976	49.25	129.527	2.043	107.25	282.067	3.089
4905	83	218.29	4.358	51	134.13	2.024	134	352.42	3.47
4900	82.625	217.304	3.777	68.875	181.141	2.27	151.5	398.445	3.092
4895	59.875	157.471	3.475	96.875	254.781	2.601	156.75	412.252	2.935
4890	27.625	72.654	2.407	128.875	338.941	2.546	156.5	411.595	2.521
4885	9.75	25.642	1.495	144.5	380.035	2.263	154.25	405.677	2.214
4880	5.375	14.136	1.324	151	397.13	1.964	156.375	411.266	1.942
4875	6.25	16.437	1.22	124.125	326.449	1.648	130.375	342.886	1.628
4870	6.125	16.109	1.037	45.125	118.679	1.147	51.25	134.787	1.134
4865	4.75	12.492	1.093	32.125	84.489	1.114	36.875	96.981	1.111
4860	4	10.52	1.396	30.875	81.201	1.064	34.875	91.721	1.102
4855	5.125	13.479	1.645	26.25	69.037	1.056	31.375	82.516	1.152
4850	3.625	9.534	2.488	31	81.53	1.119	34.625	91.064	1.263
4845	1	2.63	0.971	23	60.49	1.595	24	63.12	1.569
4840	0.25	0.657	1.985	16.25	42.737	1.77	16.5	43.395	1.773
4835	0.875	2.301	2.591	9.625	25.314	1.541	10.5	27.615	1.628
4830	1.125	2.959	2.592	8	21.04	1.188	9.125	23.999	1.361
4825	0	0	0	7.125	18.739	1.248	7.125	18.739	1.248
4820	0	0	0	2.875	7.561	1.232	2.875	7.561	1.232

Total 581.875 1530.331 3.143 1320.750 3473.572 2.04 1902.625 5003.903 2.378

Los recursos con una Ley de Corte de 0.682 GR Au /TM, son de 5 003 903 TM con 2.378 Gr Au/TM.

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.4 CONO OPTIMO

El Cono Optimo, es el límite con el que se obtiene la máxima utilidad.

Para su determinación se ha utilizado un software optimizador.

Seguidamente se indican los parámetros utilizados, para el diseño del Cono Optimo, para el Proyecto La Torre – 1500 TMD:

5.4.1 Parámetros Utilizados

5.4.1.1 Parámetros Geológicos

Se ha utilizado el modelo de bloques geológico, mencionado en el acápite 2.0.

El tipo de material a minar, es una roca filita con intercalaciones de cuarcitas que pertenece a la formación Sandía medio e inferior. La mineralización se encuentra diseminada en la roca en forma de lentes, micro lentes y puntos.

5.4.1.2 Parámetros Geométricos

Se ha utilizado los siguientes parámetros:

Altura de banco 5 m.

Talud inter rampa 50°.

Talud cara de banco 70°.

Berma seguridad 6,0m.

Ancho mínimo de trabajo 20 m.

El talud inter rampa utilizado de 50°, tiene un factor de

seguridad estático FSe de 1.679 y un factor de seguridad pseudoestático FSs de 1.250, en la sección más crítica. La calidad de roca en el área del tajo, es Clase III, Regular, tal como se muestra en el informe de DCR Ingenieros.

5.4.1.3 Parámetros económicos y operativos

Los parámetros económicos y operativos utilizados son los siguientes:

TABLA 22: Optimización de Recursos del Proyecto CLT

Parámetro	Unid	Cant.
Precio del Oro	US\$/Oz	1350
Precio del Oro	US\$/Gr	43.4
Costo Minado de Mineral	US\$/Tm	4.5
Costos minado de Desmonte	US\$/Tm	3
Costos de Proceso	US\$/Tm	17.34
GG&Adm	US\$/Tm	8.122
Recuperación Metalúrgica	%	74.86
Costo de Refinación	US\$/Tm	0.116
Relación (BL+D)/M	No	0.499
Movimiento Mineral	Tm/d	1500
Días Anuales Operativas	D	351

Fuente: Cori Puno S.A.C.

Se ha considerado un precio del Au de US\$ 1350/Oz proporcionado por La alta dirección de Cori Puno, los costos han sido tomados de la operación de Untuca, correspondientes a los meses de Enero a Octubre de 2010, con las siguientes consideraciones:

El costo de minado de mineral será mayor al costo de minado del desmonte, debido a la mayor distancia de

transporte del primero.

El Tratamiento se realizará en Untuca, y consistirá en:

- a) Concentración Gravimétrica
- b) Concentración por Flotación

De acuerdo a esto el Costo de Proceso de Mineral, será:

	<u>US\$/Tm</u>
Tratamiento (gravimetría y flotación)	6.81
Laboratorio	0.79
Energía y mantenimiento	9.74
Total	17.34

El concentrado Gravimétrico será transportado a Parcoy para su lixiviación, y a Lima para refinación. El concentrado Gravimétrico será enviado Matarani y por vía marítima enviado a China. Costo incluido en los Gastos de Comercialización.

5.4.2 Cono Optimo

Con los parámetros indicados, se ha procedido a flotar un cono óptimo utilizando un software optimizador.

5.5 LIMITE FINAL DE MINADO

A partir del cono óptimo, hemos procedido a suavizar los contornos, y diseñar la rampa final.

La rampa final, se ha diseñado interna al Límite Final, la misma que tiene 3 salidas: 2 a la cota 4820 y 1 a la cota 4855, las dos primeras empalman con la carretera existente al oeste del Tajo y la última con la carretera existente al sur este del tajo.

Durante la operación, se construirán accesos, dentro del Límite Final, que irán desapareciendo conforme se vaya profundizando el Tajo. Para el ancho de las rampas, se ha considerado la norma de tener un ancho mínimo de 3 veces el ancho del camión que va a transitar por la rampa. Además deberá tener una cuneta pegada a la cara del banco superior, y una berma de seguridad, al borde externo de la rampa, berma que deberá contar con una altura mínima de $\frac{3}{4}$ la altura de las llantas del camión.

Se utilizarán camiones de 20 m³, que tienen un ancho de 2.54 m.

Incluida la cuneta y berma de seguridad, el ancho considerado para la rampa es de 10 m.

La pendiente máxima considerada para las rampas es de 10%, que es estándar para este tipo de operaciones. Seguidamente, se ha procedido a insertar las rampas requeridas para la extracción de mineral y desmonte, y al suavizado de los bancos para tener un límite operativo de la mina.

La ubicación del Límite Final de Minado y el Arreglo General del

Proyecto se muestra en los Planos N° AG-1, N° AG-1-A Sección Planos del presente documento. El Límite Final de Minado se muestra en el Plano N° M01, adjunto en la Sección Planos del presente documento.

Las características principales del Tajo La Torre son las siguientes:

TABLA 23: Ubicación del Centro del Tajo

Características	Valores
Este	456 640
Norte	8 387 500
Banco más alto	4965 msnm
Banco más bajo	4820 msnm

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.6 RESERVAS MINABLE

Dentro del Límite Final de Minado, se han calculado las reservas de mineral, baja ley y desmonte que serán removidas, durante la vida del proyecto.

Las reservas calculadas dentro del Límite Final, son de **2 450 914 TM** de mineral, con **2,316 gr Au/TM**. Así mismo se ha estimado **394 669 TM** de Mineral de Baja Ley con **0,534 gr Au/TM** y **828 002 TM** de desmonte. La relación Baja Ley + Desmonte / Mineral de **0,499/1**. El tipo de material a minar se está constituido por filitas y pizarras, con intercalaciones de cuarcitas.

La calidad de roca es Regular A (IIIA – RMR 51-60) y las filitas y pizarras, observadas tanto en afloramientos y en mayor proporción en los sondajes diamantinos tiene calidad Regular B (IIIB – RMR 41-50).

(Ver Anexo 02: Estudio de Estabilidad de Taludes del Cerro La Torre – D. Cordova.). En la siguiente tabla se muestra el movimiento de mineral y desmonte banco por banco.

TABLA 24: Movimiento de Mineral Desmonte

Banco	Mineral			Baja Ley			Desmonte		Total de Material	
	Volumen	Tonelaje	Au gr/TM	Volumen	Tonelaje	Au gr/TM	Volumen	Tonelaje	Volumen	Tonelaje
	M3x1000	TMx1000		M3x1000	TMx1000		M3x1000	TMx1000	M3x1000	TMx1000
4965	0.318	0.837	1.121	0	0	0	0	0	0.318	0.837
4960	0.411	1.08	2.046	0	0	0	0	0	0.411	1.08
4955	0.399	1.049	4.642	0	0	0	0	0	0.399	1.049
4950	0.744	1.957	5.003	0	0	0	0	0	0.744	1.957
4945	1.304	3.429	4.505	0	0	0	0	0	1.304	3.429
4940	4.445	11.69	2.299	0.207	0.545	0.608	0	0	4.652	12.235
4935	9.811	25.803	1.842	1.449	3.811	0.496	0	0	11.26	29.613
4930	13.662	35.931	1.441	1.582	4.161	0.568	0.658	1.729	15.902	41.821
4925	18.767	49.357	1.436	2.766	7.274	0.536	1.315	3.458	22.848	60.09
4920	31.835	83.727	1.829	2.507	6.594	0.627	0	0	34.342	90.32
4915	46.015	121.019	2.625	0.507	1.333	0.594	0	0	46.521	122.351
4910	57.955	152.42	3.417	0	0	0	0.329	0.865	58.283	153.285
4905	78.487	206.422	3.722	0.312	0.821	0.545	0.593	1.561	79.393	208.803
4900	89.268	234.775	3.181	0.895	2.353	0.539	0.329	0.865	90.491	237.993
4895	91.345	240.238	2.737	4.617	12.143	0.587	0.986	2.594	96.948	254.974
4890	87.001	228.813	2.459	9.8	25.774	0.545	12.012	31.593	108.813	286.179
4885	81.684	214.829	2.198	13.633	35.854	0.533	21.335	56.111	116.652	306.795
4880	80.969	212.949	1.847	16.077	42.283	0.524	27.22	71.587	124.266	326.82
4875	74.538	196.035	1.584	21.217	55.8	0.539	43.513	114.44	139.268	366.275
4870	17.328	45.572	1.037	16.444	43.248	0.519	37.124	97.636	70.896	186.456
4865	18.458	48.544	1.088	13.006	34.207	0.54	39.673	104.341	71.137	187.091
4860	17.38	45.71	1.076	11.305	29.733	0.536	28.985	76.229	57.67	151.673
4855	15.025	39.516	1.123	9.496	24.975	0.525	20.02	52.654	44.542	117.144
4850	15.712	41.321	1.336	5.096	13.402	0.501	15.059	39.605	35.866	94.328
4845	19.065	50.14	1.578	3.87	10.179	0.516	17.617	46.332	40.552	106.651
4840	18.507	48.673	1.535	4.349	11.437	0.512	19.301	50.762	42.157	110.873
4835	13.125	34.519	1.242	4.533	11.921	0.522	12.363	32.515	30.021	78.955
4830	13.557	35.655	1.318	3.659	9.623	0.541	8.427	22.162	25.643	67.44
4825	10.702	28.146	1.368	2.205	5.798	0.558	5.403	14.209	18.309	48.153
4820	4.099	10.78	1.175	0.462	1.216	0.558	2.576	6.775	7.137	18.77
Total	931.914	2450.935	2.316	150.064	394.669	0.534	314.837	828.022	1396.82	3673.63

BL+D/M

0.499

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.7 LIMITE DE MINADO POR AÑOS

En las siguientes tablas, se muestran los movimientos de materiales por año de operación. No se considera Pre minado, por que el Tajo Cerro La Torre, se encuentra actualmente en operación.

TABLA 24: Movimiento de Material - Primer Año

Banco	Mineral			Baja Ley			Desmonte		Total Material	
	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Volumen	Tonelaje
	M3	TM	Gr/TM	M3	TM	Gr/TM	M3	TM	M3	TM
	x1000	x1000	Gr/TM	x1000	x1001	Gr/TM	x1000	x1000	x1000	x1000
4965	0.318	0.837	1.121	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.318	0.837
4960	0.411	1.080	2.046	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.411	1.080
4955	0.399	1.049	4.642	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.399	1.049
4950	0.744	1.957	5.003	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.744	1.957
4945	1.304	3.429	4.505	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	1.304	3.429
4940	4.445	11.690	2.299	0.207	0.545	0.608	0.000	0.000	4.652	12.235
4935	9.811	25.803	1.842	1.449	3.811	0.496	0.000	0.000	11.260	29.614
4930	13.662	35.931	1.441	1.582	4.161	0.568	0.658	1.729	15.902	41.821
4925	18.767	49.357	1.436	2.766	7.274	0.536	1.315	3.458	22.848	60.089
4920	31.835	83.727	1.829	2.507	6.594	0.627	0.000	0.000	34.342	90.321
4915	46.015	121.019	2.625	0.507	1.333	0.594	0.000	0.000	46.521	122.352
4910	57.955	152.420	3.417	0.000	0.000	0.000	0.329	0.865	58.283	153.285
4905	14.525	38.201	3.722	0.058	0.153	0.545	0.110	0.289	14.693	38.643
Total Año 1		526.500	2.591		23.871	0.565		6.341		556.712

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 25: Movimiento de Material - Segundo Año

Banco	Mineral			Baja Ley			Desmonte		Total Material	
	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Volumen	Tonelaje
	M3	TM	Gr/TM	M3	TM	Gr/TM	M3	TM	M3	TM
	x1000	x1000	Gr/TM	x1000	x1001	Gr/TM	x1000	x1000	x1000	x1000
4905	63.962	168.221	3.722	0.254	0.668	0.545	0.483	1.272	64.700	170.161
4900	89.268	234.775	3.181	0.895	2.353	0.539	0.329	0.865	90.491	237.993
4895	45.819	120.505	2.737	2.316	6.091	0.587	0.495	1.301	48.630	127.897
4895	1.140	2.999	2.737	0.057	0.151	0.587	0.012	0.032	1.210	3.182
Total Año 2		526.500	3.250		9.263	0.572		3.470		539.233

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 26: Movimiento de Material - Tercer Año

Banco	Mineral			Baja Ley			Desmante		Total Material	
	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Volumen	Tonelaje
	M3	TM		M3	TM		M3	TM	M3	TM
	x1000	x1000	Gr/TM	x1000	x1001	Gr/TM	x1000	x1000	x1000	x1000
4895	44.386	116.734	2.737	2.244	5.901	0.587	0.480	1.261	47.109	123.896
4890	87.001	228.813	2.459	9.8	25.774	0.545	12.012	31.593	108.813	286.18
4885	68.803	180.953	2.198	11.483	30.200	0.533	20.5487	47.262	100.835	258.415
Total Año 3		526.500	2.431		61.875	0.543		80.116		668.491

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 27: Movimiento de Material - Cuarto Año

Banco	Mineral			Baja Ley			Desmante		Total Material	
	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Volumen	Tonelaje
	M3	TM		M3	TM		M3	TM	M3	TM
	x1000	x1000	Gr/TM	x1000	x1001	Gr/TM	x1000	x1000	x1000	x1000
4885	12.881	33.876	2.198	2.150	5.654	0.533	0.7863	8.849	15.817	48.379
4880	80.969	212.949	1.847	16.077	42.283	0.524	27.22	71.587	124.266	326.819
4875	74.538	196.035	1.584	21.217	55.8	0.539	43.513	114.44	139.268	366.275
4870	17.328	45.572	1.037	16.444	43.248	0.519	37.124	97.636	70.896	186.456
4865	14.475	38.068	1.088	10.200	26.825	0.54	31.112	81.824	55.786	146.717
Total Año 4		526.500	1.647		173.810	0.530		374.336		1074.646

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 28: Movimiento de Material - Quinto Año

Banco	Mineral			Baja Ley			Desmante		Total Material	
	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Au	Volumen	Tonelaje	Volumen	Tonelaje
	M3	TM		M3	TM		M3	TM	M3	TM
	x1000	x1000	Gr/TM	x1000	x1001	Gr/TM	x1000	x1000	x1000	x1000
4865	3.983	10.476	1.088	2.806	7.382	0.54	8.561	22.517	15.351	40.375
4860	17.38	45.71	1.076	11.305	29.733	0.536	28.985	76.229	57.67	151.672
4855	15.025	39.515	1.123	9.496	24.975	0.525	20.02	52.654	44.542	117.144
4850	15.712	41.321	1.336	5.096	13.402	0.501	15.059	39.605	35.866	94.328
4845	12.159	31.978	1.578	2.468	6.491	0.512	12.312	32.381	26.939	70.850
4845	6.906	18.163	1.578	1.402	3.687	0.512	5.305	13.952	13.613	35.802
4840	18.507	48.673	1.535	4.349	11.437	0.512	19.301	50.760	42.157	110.870
4835	13.125	34.519	1.242	4.533	11.92	0.522	12.363	32.515	30.021	78.954
4830	13.557	35.655	1.318	3.659	9.623	0.541	8.427	22.162	25.643	67.440
4825	10.702	28.146	1.368	2.205	5.798	0.558	5.403	14.209	18.309	48.153
4820	4.099	10.78	1.175	0.462	1.216	0.558	2.576	6.775	7.137	18.771
Total Año 5		344.936	1.319		125.664	0.526		363.759		834.359

Total 2450.936 2.316 394.483 0.534 828.022 3673.441

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.8 OPERACIONES UNITARIA

La operación de minado, comprenderá las operaciones unitarias de Perforación, Voladura, Carguío y Acarreo.

Se ha considerando operar: tres turnos/día, de 8 horas cada uno, 350 días al año. Las horas efectivas de trabajo serán de 350 min/turno o 4.9 h/turno, según el siguiente detalle:

TABLA 29: Horas Efectivas de Trabajo

Actividad	Minutos	Horas
Tiempo programado por turno (min)	480	8
Tiempo programado no productivo		
Tiempo de viaje/cambio turno/voladura (min)	30	
Inspección equipo	10	
Almuerzo, descanso	40	
Lubricación, combustible y servicio	10	
Tiempo neto productivo programado	390	
Eficiencia operativa (45 min/h)	75.00%	
Tiempo operativo neto por turno (min)	292.5	4.9

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.9 PERFORACION

La perforación se realizará en un solo turno, utilizando perforadoras diesel (ROC D7 Atlas Copco), montadas sobre orugas.

Las perforaciones serán de 5 m, de profundidad y 0.5 m, de sobre perforación, de un diámetro de 3.5 pulgadas.

Se empleará una malla de 4 m x 4 m. Se estima una velocidad de perforación de 19.8 m/h.

Se utilizará agua para el control del polvo de perforación.

- Diseño de Perforación

El diseño se ha realizado utilizando el modelo de Langefor

$$B_{1_{\max}} = (D/33) \times ((P \times S) / (c \times f \times (E/B))^{0.5}$$

$B_{1_{\max}}$ Burden Máximo (metros)

D Diámetro del Taladro en mm

c Constante de la Roca

0.3 + 0.05 rocas medias

0.4 + 0.05 rocas duras

f Factor de Fijación

Verticales 1.00

Inclinados 3 :1 0.90

Inclinados 2 :1 0.85

E / B Relación Espaciamiento Burden

S Potencia Relativa en Peso del Explosivo

P Grado de Retacado

$$BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

En los cálculos, solamente una constante se emplea para describir las condiciones de la roca y esta es la constante c de la roca, y es una medida empírica de la cantidad de explosivo necesario para aflojar 1 m³ de roca (Kg/m³). En Suecia, se determinó que c tiene un valor aproximado de 0.4 Kg/m³. La perforación de los taladros de producción, en el entrono del tajo se realiza de acuerdo a los parámetros de perforación establecidos por el área de voladura y Geotecnia, Con el apoyo del software 2DBench – JKSimBlast. Utilizando mallas triangulares como se indica en la figura número dos. En acuerdo a la caracterización geotécnica y al índice de volabilidad,

se define el diseño de la perforación. En los taludes de contorno del poblado, se realiza la perforación dejando una distancia de cinco metros, sin perforar, como escudo, para evitar el deslizamiento y/o caída de rocas producto de la voladura. Lo que queda removido por el back breaking de la voladura y es removido utilizando la excavadora CAT 345D. Lilli (1986, 1992) ha definido el Índice de Volabilidad (Blasting Indexs "BI"), que se obtiene con la suma de cinco parámetros geomecánicos: Descripción del macizo rocoso (RMD), Espaciamiento entre plano de juntas (JPS), Orientación de plano de juntas (JPO), Influencia del peso específico (SGI), y el radio de influencia de la resistencia (RSI).

TABLA 30: Calculo del Índice de Volabilidad

Item	Descripción	Parametro	Valor
1	Descripcion del macizo rocoso	RMD	
1.1	Macizo rocoso friable en polvo	10	20
1.2	Macizo rocoso en bloques	20	
1.3	Macizo rocoso masivo	50	
2	Espaciamiento de las discontinuidades	JPS	
2.1	Cerrado (< 0.1 m)	10	20
2.2	Intermedio (0.1 - 1.0 m)	20	
2.3	Amplio (> 1.0 m)	50	
3	Orientacion de los planos de juntas	JPO	
3.1	Horizontal	10	40
3.2	Discontinuidad normal al frente	20	
3.3	Dirección con el frente	30	
3.4	Buzamiento coincidente con el frente	40	
4	Influencia del peso específico	RDI	17.5
	RDI = 25 SG - 50 (Si SG < 6 = 2; RDI = 1)		
5	Radio de Influencia de La Resistencia	RSI	5
	RSI = 0.05 RC		
BI	=	0.5 Σ	51.25

Fuente: Blasting Indexs "BI", Lilli (1986, 1992)

5.10 DIAMETRO PROMEDIO DE FRAGMENTACION

En acuerdo a la caracterización del índice de volabilidad, la carga operante por taladro y el volumen de roca a romper por taladro, podemos predecir la fragmentación empleando el modelo de Kuz – Ram.

TABLA 30 Parámetros de Voladura vs Fragmentación

Parámetro	Unid.	Descripción		
D	in	2.5	3.5	4.5
D	mm	64	89	114
dc	Kg / m	2.660	5.213	8.618
Bl	m	2.40	3.30	4.30
E	m	2.23	3.07	4.00
Bt	m	1.93	2.66	3.47
L	m	3	5	5
V	m ³	12.96	40.84	69.34
q	Kg / m ³	0.55	0.55	0.55
Q	Kg	7.17	22.60	38.38
X	in	4.94	5.99	6.54

Fuente: Modelo de Kuz – Ram

Rosin - Rammler

$$\langle X \rangle = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{4/5} Q^{1/6}$$

A	Factor de la roca	0.12 BI	6.15	
Q	Peso del explosivo por taladro (Kg)		38.38	Kg
V	Volumen de roca por taladro (m ³)		69.34	m ³
RWS	Potencia en peso con respectos al anfo		1.00	

$$\langle X \rangle = 18.13 \text{ cm} = 7.14 \text{ in}$$

Kuz - Ram – 1993

$$P(x) = e^{-(x/xm)^N}$$

$$X = A \cdot (V/Q)^{0.8} \cdot Q^{0.167} \cdot (RWS/115)^{0.6333}$$

$$\langle X \rangle = 16.61 \text{ CM} = 6.54 \text{ IN}$$

5.11 VOLADURA

La voladura se realizará con ANFO y emulsión, mezclados en una proporción de 70%, 30%. Los accesorios a utilizarse son: boosters, nonel, mecha lenta, conectores y fulminantes convencionales.

Las voladuras se realizarán a una hora predeterminada, usualmente a las 12:00 del día. Las horas programadas estarán indicadas, en una pizarra visible para todo el personal. Previo a la voladura se despejará toda el área de trabajo, ubicándose el personal a distancias mayores a 500 m, de acuerdo a las normas de seguridad.

El Jefe de Voladura dará la orden previa verificación, de que el área está totalmente despejada.

- *Distribución de Carga Explosiva*

Para cada proyecto de voladura, se identifican las zonas que puedan generar algún riesgo para las estructuras, taludes y para el campamento minero de San Miguel, como son:

Comportamiento Geotécnico del macizo (RMR, Índice de volabilidad).

Los taludes finales del cerro y el tajo,

Los taladros que presenten cara libre con dirección al poblado,

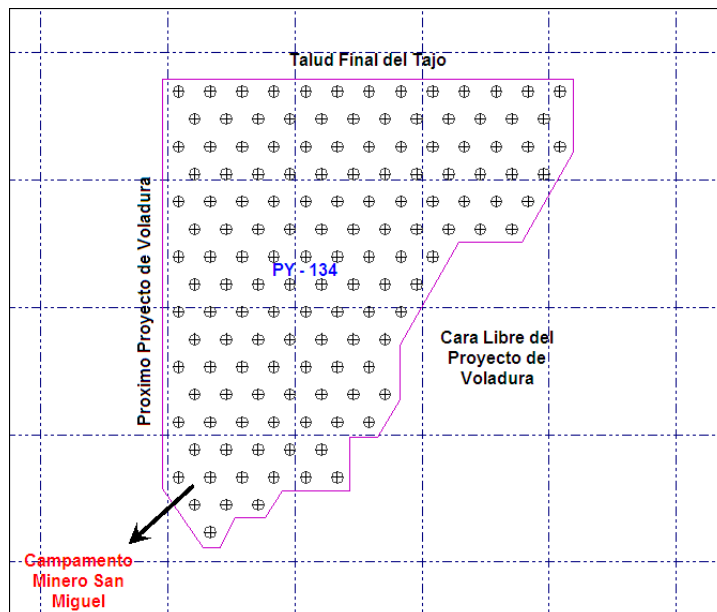
direccionando la voladura hacia el tajo, protegiendo el poblado con un escudo de roca sin perforar.

La presencia de fallas que puedan generar deslizamiento de rocas.

Una vez identificado los parámetros y riesgos, se define y controla la carga explosiva en los taladros del proyecto de voladura, como ejemplo presentamos el proyecto de voladura PY-134.

Por lo general todo taladro que presente cara libre con respecto al talud y del poblado es limitado por el escudo de cinco metros, que depende del grado de fracturamiento del macizo y es cargado con una carga explosiva mínima, suficiente para fracturar la roca, la que no ocasiona desplazamiento. Además que actúa como una barrera con respecto al desplazamiento del material provocado por los demás taladros.

GRAFICO 14: Diseño del Proyecto de Voladura PY – 134

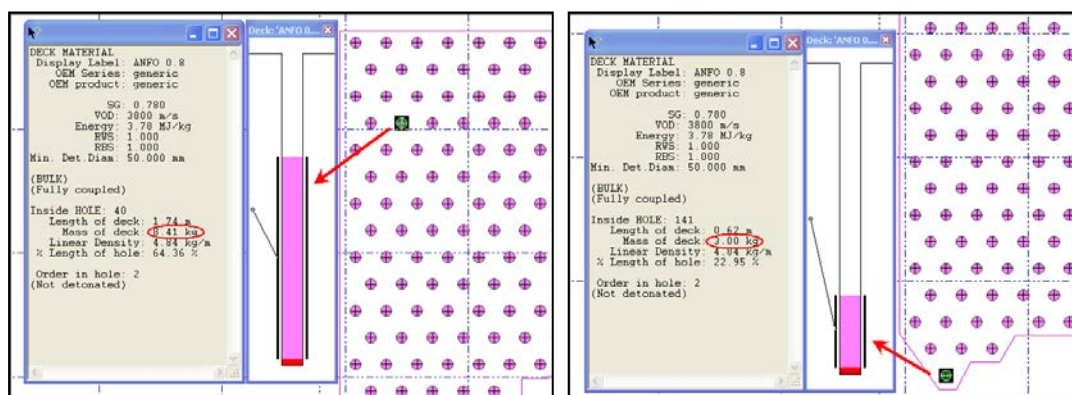


Fuente: Cori Puno S.A.C.

En el diseño de voladura PY-134 se proyecta el carguío de taladros con un iniciador conformado por 02 cartuchos de Emulnor 3000 y una carga explosiva con ANFO, la cual depende de la ubicación del taladro.

Los taladros con presencia de cara libre que podrían generar la proyección de rocas son disminuidos en su carga explosiva.

GRAFICO 15: Configuración de Carga Explosiva (Normal 8.41 kg, en riesgo 3.00 kg de Anfo)



Fuente: Cori Puno S.A.C.

Cuando los proyectos se encuentren cerca de taludes que colindan con el poblado, adicionalmente al escudo se controla la carga explosiva, con lo que se evita el riesgo de generar la proyección de rocas hacia estos.

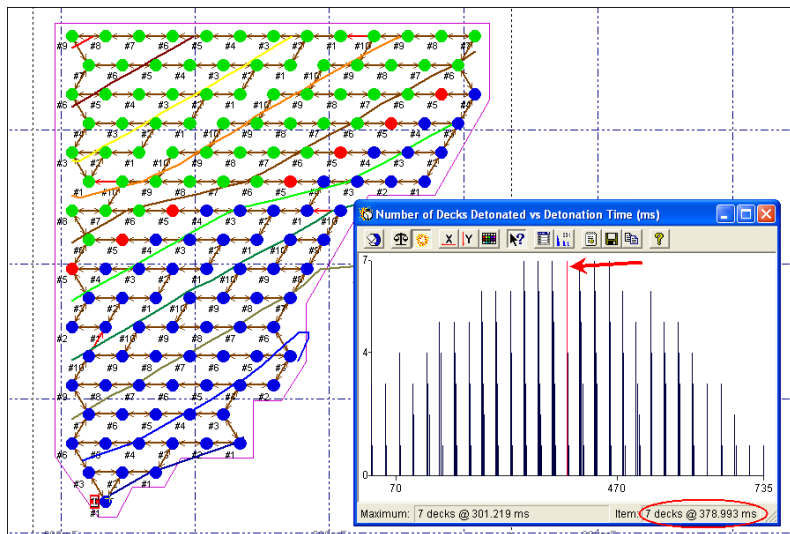
- *Uso de Retardos No Eléctricos (Faneles)*

Con la implementación de faneles duales, se logra una secuencia de salida de la voladura, controlando la carga operante por retardo y la reducción considerable en la generación de vibraciones. Esto es posible con el uso de diferentes tiempos de retardo, con lo que se logra que salgan una determinada cantidad de taladros al mismo

tiempo. No afectando, ni en el campo lejano ni en campo cercano, la estabilidad por las vibraciones.

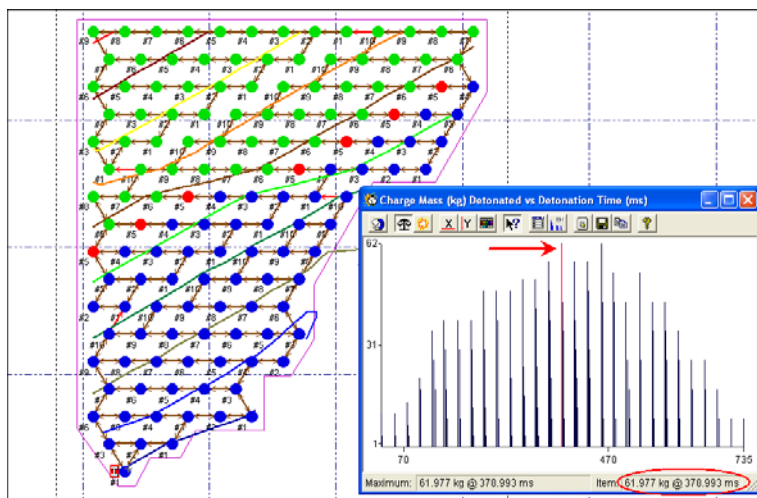
Los cálculos de carga operante de la voladura (cantidad de explosivo detonado al mismo tiempo) y los diseños de voladura se realizan utilizando el software 2DBench – JKSimBlast.

GRAFICO 16. Simulación de Detonación (2DBench – JK SimBlast).



Fuente: Cori Puno S.A.C.

GRAFICO 17: Carga Operante (2DBench – JKSimBlast)



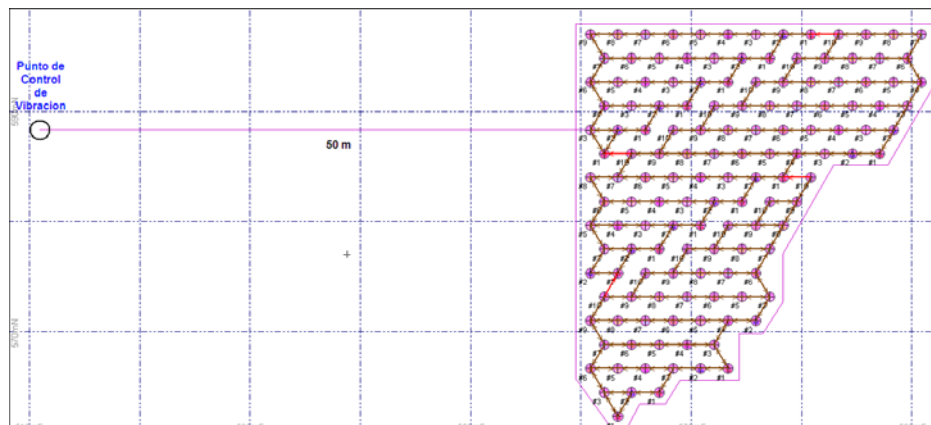
Fuente: Cori Puno S.A.C.

- *Control de Vibraciones*

El impacto y control, de vibraciones y la proyección de rocas, producto de las voladuras realizadas en el tajo del Cerro la Torre, son producto del control de la carga operante, y de la secuencia de disparo programado para los parámetros geotécnicos del macizo a volar.

Cori Puno, dispone de un sismógrafo Minimate Plus™ de la marca Instantel, con cuatro canales para la toma de datos: ondas transversales, verticales, longitudinales y el rango de impacto del aire. El que se coloca normalmente a una distancia de 50 m del proyecto de voladura (campo cercano). En el caso del proyecto de voladura PY-134, la figura 18.8, muestra la ubicación del sismógrafo para realizar el monitoreo.

GRAFICO 18: Control de Vibraciones (Sismógrafo)



Fuente: Cori Puno S.A.C.

Realizada la voladura, se procede al análisis de los resultados obtenidos, los que son mostrados en la figura 18.9. En el reporte del

proyecto PY-134 podemos observar los datos de la voladura:

Fecha y hora del proyecto de voladura,

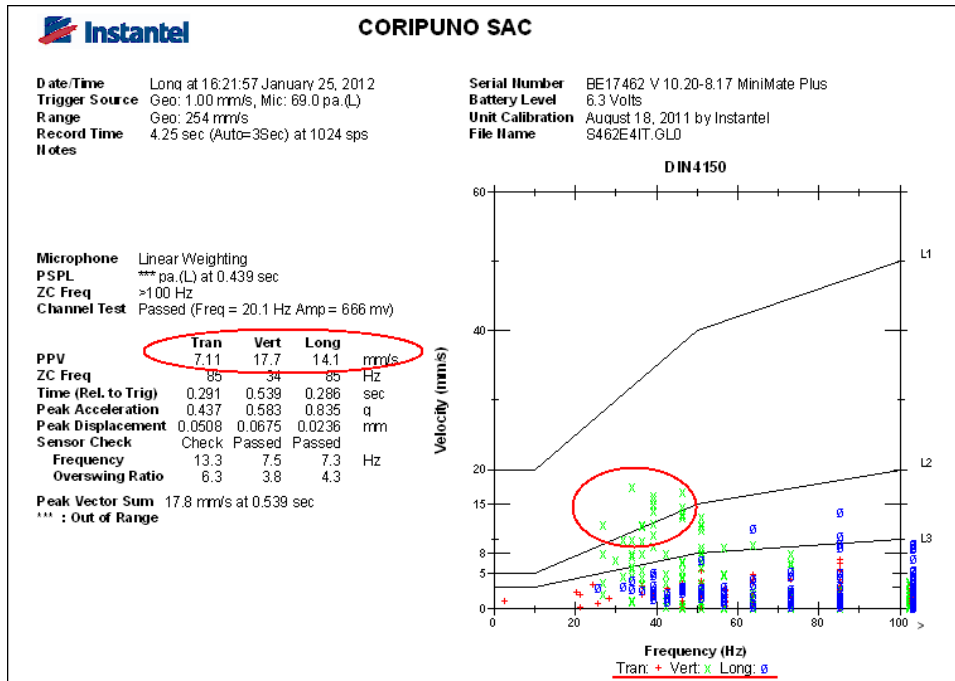
Configuración del sismógrafo, geófono y micrófono,

Datos del equipo,

Las velocidades pico partícula (PPV) de las ondas,

El rango de golpe de aire y otros.

GRAFICO 19: Análisis de los Datos Obtenidos software Blastware 10



Fuente: Cori Puno S.A.C.

Lo más importante es el resultado de las PPV de las ondas, donde podemos observar que el valor más alto obtenido fue de 17.7 mm/s en las ondas verticales, que en la figura 18.9, sobrepasa la segunda curva (puede presentar daños a rocas medias). Lo que evidencia vibraciones aceptables del tajo CLT.

TABLA 31: Criterio de daño por Voladura, Norma Alemana - DIN 4150 (PPV, Frecuencia)

TIPO DE ESTRUCTURA	FUNDACIONES			FISOSMASALTOS DE EDIFICIOS
	FRECUENCIAS PRINCIPALES (Hz)			
	<10	10 a 50	50 a 100	Cualquier frecuencia
Industriales	20 mm/s	20-40 mm/s	40-50 mm/s	40 mm/s
Habitacionales	5 mm/s	5-15 mm/s	15-20 mm/s	15 mm/s
Edificios particularmente delicados	3 mm/s	3-8 mm/s	8-10 mm/s	8 mm/s

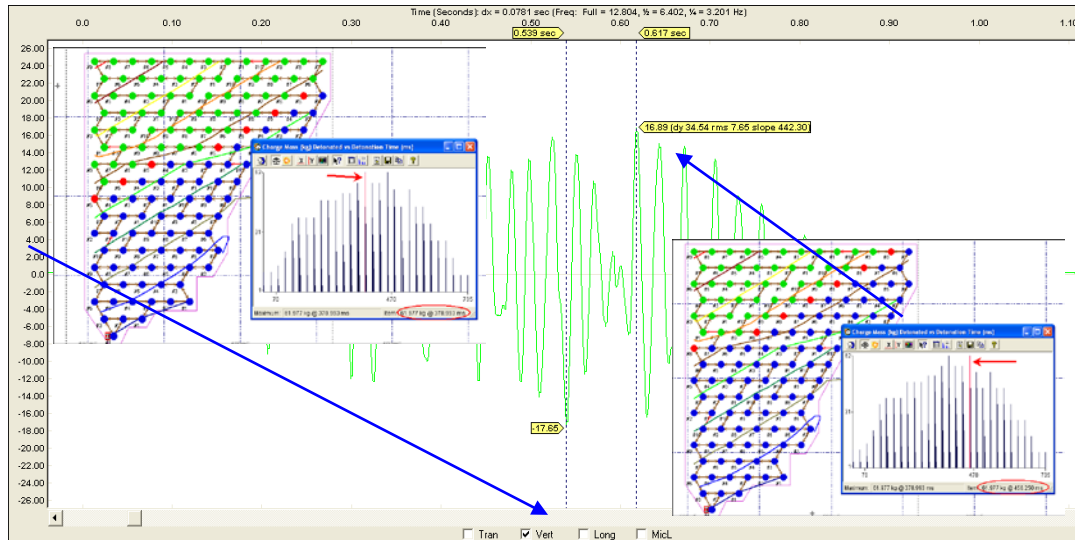
Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 32: Criterio de daño por Voladura (Bauer y Calder)

EFFECTO SOBRE EL MACIZO ROCOSO	VPP (mm/s)
No hay peligro en roca sana	< 250
Puede aparecer descostramiento en lajas por rotura de tracción	250 , 650
Grandes roturas por tracción o algunas grietas radiales	650 , 2500
Agrietamiento total del macizo rocoso	> 2500

Fuente: Cori Puno S.A.C.

GRAFICO 20: Grupo de taladros con altos valores de ondas PPV y verticales



Fuente: Cori Puno S.A.C.

La información provista muestra las curvas de las ondas donde se harán los controles y posibilita un mejor diseño de malla. Las

informaciones producto de los monitoreos, son cargados en una base de los daños de vibraciones producto de las voladuras; las que se utilizan como referencias en los futuros diseños de voladura.

Periódicamente monitoreamos las vibraciones producto de la voladura en el centro poblado San Miguel, en la figura diez, se muestra la ubicación del sismógrafo a 229 m de la voladura.

GRAFICO 20 y 21: Control Sismográfico en Campamento Minero San Miguel



Fuente: Cori Puno S.A.C.

Realizada la voladura, se procedió a verificar el sismógrafo, evidenciando que no hubo ninguna lectura de eventos que produzcan vibraciones, por lo que se puede afirmar que las vibraciones producidas por las voladuras en el tajo CLT no producen ningún daño a las edificaciones del centro poblado más cercano al tajo”.

- *Desatado de Talud*

Para evitar cualquier posibilidad de caída de rocas, después de las voladuras se procede al desatado de las rocas sueltas en las paredes de los taludes, utilizando el brazo del equipo de carguío (Excavadora

CAT 345D). Complementado con peinadas del talud efectuadas por personal, debidamente anclado a su línea de vida. que desata de bajada,

5.12 CARGUÍO

Gráfico 20 y 21: Control Sismográfico en Campamento Minero San Miguel

5.13 ACARREO

Para el acarreo se está considerando el uso de camiones de 20 m³, apropiados para una operación de tamaño pequeño.

El mineral del Tajo la Torre será transportado a la Planta de Tratamiento, por una carretera de 7.86 km., de doble vía para camiones de 20 m³.

La carretera tendrá un ancho de 10 m., incluido una cuneta y berma de seguridad. El perfil de acarreo, es el siguiente

TABLA 32:

Tramo	Distancia	Elevación	%	
0 0	0,05	4,980	4,980	0
0 1	1,12	4,980	4,825	13.8
1 2	1,58	4,825	4,660	10.4
2 3	2,96	4,660	4,590	2.4
3 4	1,10	4,590	4,450	12.7
4 5	1,00	4,450	4,340	11
5 5	0,05	4,340	4,340	0

7,86

Fuente: Cori Puno S.A.C.

La tolva de recepción de la Planta de Tratamiento estará ubicada, en las coordenadas 458484 E, 8387589 N. (Ver Plano N° AG-1,– Arreglo General).

5.14 EQUIPAMIENTO:

El equipo principal estará conformado por:

- Perforadoras montadas en orugas de 3 a 4 pulgadas de diámetro:
- Excavadoras de 3.1 m3 de cuchara
- Camiones de 20 m3.

Seguidamente se muestra el cálculo del N° de unidades requeridas de los equipos principales.

5.15 PERFORACION:

TABLA 33: Perforadoras Requeridas

Parámetro	Unidad	Cantidad
Diámetro	Pulg.	3.5
Altura de banco	M	5
Sobre Perforación	M	0.5
Malla de Perforación	M	4
Velocidad de perforación	M/Hr	19.7
Tiempo por turno de perforación	Hr	4.9
M perforación/turno		96.53
Huecos/ turno		17.6
M3 / turno perforados / máquina		1404
M3 / turno requeridos		856
No equipos requeridos		0.61
Utilización		0.8
No de Equipos Requeridos Operativos		0.76
Disponibilidad mecánica		0.85
No equipos requeridos		0.9
No. Perforadoras incluido stand by		1

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.16 CARGUIO

TABLA 34: Excavadoras Requeridas.

Parámetro	Unidad	Cantidad
Excavadora tipo CAT 345	m3	1.9
Factor llenado	%	0.95
Carga por pase	m3	1.805
Capacidad camión	m3	20
Factor llenado Camión	%	0.9
Tiempo de Ciclo / Pase	(min)	0.5
Tiempo parqueo camión	(min)	0.5
Tiempo de descarga cuchara	(min)	N.A.
Tiempo espera camión	(min)	3
Pases / Camión	(pases)	9.97
Pases / Camión redondeo	(pases)	10
Tiempo carguío camión	(min)	8.5
Carguío/min	m3/min	2.12
Hrs trabajo/día	hr/día	14.7
Carguío/día esponjado	m3/día	1873
Requerimiento carguío/día in situ	m3/día	855.51
Requerimiento carguío/día esponjado	m3/día	1197.72
No Excavadoras Operativos Requeridas		0.64
No. Excavadoras 1.9 m3		1

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.17 ACARREO

TABLA 35: Necesidad de Camión Volquetes (Mineral + Desmorte).

Parámetro	Unidad	Cantidad
Camiones volquete	m3	20
Factor llenado		0.9
Velocidad promedio	km/hr	11
Distancia promedio transporte		
Banco - Inicio Rampa	km	0.5
Inicio Rampa - Salida	km	0.08
Salida – Botadero	km	2.7
Total	km	3.28
Ciclo		
Carguío	hrs	0.14
Acarreo ida y vuelta	hrs	0.6
Descarga	hrs	0.01
Espera carguío	hrs	0.04
Total	hrs	0.79
Rendimiento 100% eficiencia	m3/hr	22.91
Utilización		0.9
Hrs trabajo/día	hr/día	14.63
Disponibilidad mecánica		0.85
Rendimiento día Volquete	m3/d	256.35
Requerimiento acarreo/día	m3/in situ	285.17
Factor esponjamiento		0.4
Requerimiento acarreo/día	m3/roto	399.24
No volquetes operativos requeridas		1.56
No. Volquetes 20 m3		2

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 36: Necesidad de Camión Volquete Mineral

Parámetro	Unidad	Cantidad
Camiones volquete	m3	20
Factor llenado		0.9
Velocidad promedio	km/hr	11
Distancia promedio transporte		
Banco - Inicio Rampa - Salida	Km	0.58
Mina-planta	Km	7.01
Ingreso -planta	Km	0.3
Total	Km	7.89
Ciclo		
Carguío	Hrs	0.14
Acarreo ida y vuelta	Hrs	1.43
Pesado - Descarga	Hrs	0.04
Espera carguío	Hrs	0.04
Total	Hrs	1.66
Rendimiento 100% eficiencia	m3/hr	10.88
Utilización		0.9
Hrs trabajo/día		14.63
Disponibilidad mecánica		0.85
Rendimiento día	m3/d	121.73
Requerimiento acarreo/día	m3/in situ	570.3
Factor esponjamiento		0.4
Requerimiento acarreo/día	m3/roto	798.5
No volquetes operativos requeridas		6.6
No. Volquetes 20 m3 + Stand by		8

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.18 LISTADO DE EQUIPOS REQUERIDOS

Seguidamente se muestra el listado de equipo principal y equipo auxiliar.

TABLA 37: Equipos requeridos

Equipo Principal	Cantidad
Perforadoras 3.5"	1
Excavadora tipo CAT 345	2
Volquetes 20 m3	10
Equipo Auxiliar Principal	Cantidad
Tractor sobre orugas tipo Cat D8	1
Tractor sobre llantas tipo Cat 834	1
Motoniveladora tipo Cat 16	1
Camión cisterna	1
Retro excavadora	1
Equipo Auxiliar Servicio	Cantidad
Camión lubricador	1
Camión cargador de ANFO	1
Camión servicio mecánico	1
Camión de soldadura	1
Camión enllantador	1
Ómnibus para personal	2

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.19 INSTALACIONES AUXILIARES

La operación de minado utilizará las siguientes instalaciones auxiliares, existentes en la actual operación, cuyas ubicaciones en coordenadas UTM y áreas, se muestran en el siguiente cuadro.

TABLA 38: Ubicación – PSAD 56 Instalaciones Auxiliares.

Instalación Auxiliar	Este	Norte	Área m2
Almacén de Nitrato	456 797	8 385 981	1,200
Polvorín	456 872	8 387 971	328
Taller de Mantenimiento de Volquetes	456 930	8 386 180	257
Plataforma de parqueo de equipos pesados	456 882	8 387 727	97

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.20 MANO DE OBRA

Durante la operación se requerirá la siguiente mano de obra, entre personal de la empresa y de contrata.

TABLA 39: Personal Empresa

Personal Empresa	Cantidad	Turnos	Personal
Superintendente Mina	1	1	1
Secretaria	1	1	1
Jefe Seguridad	1	1	1
Jefe Medio Ambiente	1	1	1
Jefe Tajo	1	1	1
Jefe de Guardia	1	3	3
Control Contrata	2	3	3
Jefe de Perforación y voladura	1	1	1
Jefe de Geología	1	1	1
Geólogos control de calidad	1	3	3
Control costos	1	1	1
Jefe Planeamiento Mina	1	1	1
Asistente Planeamiento Mina	1	1	1
Topógrafo	1	1	1
Asistente topógrafo	2	1	2
Chofer Ómnibus para personal	1	3	3
Operarios Polvorín	2	1	2
Oficinas de Mina	6	1	6
Sub Total Empresa			33

Fuente: Cori Puno

TABLA 40: Personal Contratadas

Equipo Principal	Cantidad	Turnos	Personal
Supervisor General Contrata	1	1	1
Asistente Supervisor Contrata	1	1	1
Perforistas	2	1	2
Operador Excavadora	1	3	3
Choferes Volquetes	10	3	30
Sub Total			37

Equipo Auxiliar Principal	Cantidad	Turnos	Personal
Operador Tractor sobre orugas	1	3	3
Operador Tractor sobre llantas	1	1	1
Operador Motoniveladora	1	1	1
Chofer Camión cisterna	1	1	1
Operador Retroexcavadora	1	1	1
Sub Total			7

Equipo de Servicio y Mantenimiento	Cantidad	Turnos	Personal
Chofer Camión lubricador	1	1	1
Chofer Camión cargador de ANFO	1	1	1
Chofer Camión servicio mecánico	1	1	3
Chofer Camión de soldadura	1	1	1
Chofer Camión enllantador	1	1	3
Chofer Ómnibus	2	3	6
Mecánicos – Electricistas	6	3	18
Sub Total			33

Total Contratadas			77
-------------------	--	--	----

TABLA 41: Personal

Descripción	Personal
Total Empresa + Contrata	110
Reemplazo 0.16	18
Vacaciones 0.09	10
Gran Total	138

5.21 CONSUMO DE COMBUSTIBLE

El combustible a utilizarse es Diesel 2. En el siguiente cuadro se muestra el consumo por año y por mes.

TABLA 42: Requerimiento Anual, de Diesel 2 por Equipos.

Equipo Principal	Número	Horas Prog.	DM Utiliz.		Horas	D 2	Galones
	Equipos	Flota A.			Efect. / Año	Gal / Hr Efect.	Año
Perforadoras 3.5"	0.9	2266	0.85	0.8	1541	4.5	6,935
Excavadora tipo Cat 345	0.64	4583	0.9	0.8	3300	9.5	31,346
Volquetes 20 m3	8.12	54485	0.85	0.9	41681	4.5	187,565
Equipo Auxiliar Principal							
Tractor sobre orugas Cat D8	1	1716	0.75	0.75	965	7	6,755
Tractor sobre llantas Cat 980	1	1716	0.75	0.75	965	5.5	5,308
Moto niveladora tipo Cat 120H	1	1716	0.75	0.75	965	3	2,895
Camión cisterna	1	1716	0.75	0.75	965	4	3,860
Cargador frontal 1.7 m3, Cat 930	1	1716	0.75	0.75	965	4	3,860
Track drill	1	1716	0.75	0.75	965	7	6,755
Retro excavadora	1	1716	0.75	0.75	965	2.5	2,413
Equipo Auxiliar							
Camión lubricador	1	1685	0.75	0.75	948	4	3,791
Camión cargador de ANFO	1	1685	0.75	0.75	948	4	3,791
Camión servicio mecánico	1	4992	0.75	0.75	2808	4	11,232
Camión de soldadura	1	4992	0.75	0.75	2808	4	11,232
Camión enllantador	1	4992	0.75	0.75	2808	4	11,232
Ómnibus para personal	2	9984	0.75	0.75	5616	4	22,464
Camionetas de supervisión	10	46800	0.75	0.5	17550	3	52,650
Total Galones / Año							374,082

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.22 REQUERIMIENTO DE EXPLOSIVOS

Se está considerando el uso de Anfo y Emulsión, en una proporción de 70% y 30%, respectivamente. El factor de potencia calculado es de:

$$\text{Factor de Potencia (Kg / TM)} = 0.004 \text{ BI} = 0.21 \text{ Kg. /TM.}$$

El requerimiento de explosivos por año es el siguiente:

TABLA 43: Requerimiento de Explosivos por Año.

Año	Tot. Mat. TM	Kg. Anfo	Kg. Emulgarm
1	547,940	80,547	34,520
2	547,910	80,543	34,518
3	954,442	140,303	60,130
4	936,061	137,601	58,972
5	687,058	100,998	43,285
Total	3,673,411	539,991	231,425

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.23 DEMANDA DE AGUA

La demanda de agua será para el regadío de los carreteras de acceso, con el objeto de controlar el polvo que origine el tránsito de camiones, para este objetivo se dispondrá de un camión cisterna y el agua que se utilizará en los equipos de perforación, también con el objeto de controlar el polvo que origine las perforaciones.

Tanque cisterna de 4 000 gal., un viaje/día

Total 4 000 gal /d

5.24 COSTO DE INVERSION

Una alternativa es el uso de Contratistas para la operación de minado, y, considerando que el Tajo Cerro La Torre, está en actual operación, se utilizarán las actuales instalaciones auxiliares de mina. Necesitándose Invertir US\$ 20' 917, 000. De los cuales US\$ 13' 117, 000 son aporte propio. Y, US\$ 7' 800, 000 serán financiados.

TABLA 44: Inversiones

Labor	Unidades	Parcial	Total	Inversion	Financiamiento
Mina					
Acceso CLT	800	120,00	96,000	96,000	
Almacen de Nitrato	1	40,000	40,000	40,000	
Taller de Mantenimiento	1	120000.00	120,000	120,000	
Tractor D8	1	550,000	550,000		550,000
Cargador 980 H	1	450,000	450,000		450,000
Roc Drill D7	1	550,000	550,000		550,000
Excavadora 345 D	1	520,000	520,000		520,000
Motoniveladora L 120 H		160,000	160,000		160,000
Energia					
Grupo Electrogenero 3516 de 1200 KW	3	450,000	1,350,000		1,350,000
Sincronizador Grupos	1	350,000	350,000		350,000
Tanques para Petroleo de 20,000 galones	3	15,000	45,000	45,000	
Mejora de Casa de Fuerza	1	50,000	50,000	50,000	
Planta					
Chancado					
Chancadora Primaria HP 200	1	280,000	280,000		280,000
Chancadora Secundaria C100	1	250,000	250,000		250,000
Chancadora Terciaria C 100	1	250,000	250,000		250,000
Zaranda Chancado 8 x 14	1	80,000	80,000		80,000
Zaranda Secundaria 14 x 20	1	120,000	120,000		120,000
Azaranda Terciario	1	150,000	150,000		150,000
Fajas (10 de 30 pulgadas de ancho)	10	45,000	450,000	450,000	
Acero para Estructuras	1	300,000	300,000	300,000	
Montaje de Equipos	1	350,000	350,000	350,000	
Tolva de Finos de 1000 TM	1	200,000	200,000	200,000	
Tolva de Gruesos de 550 TM	1	250,000	250,000	250,000	
Molienda					
Molinos de Bolas 8x10	3	450,000	1,350,000		1,350,000
Bases e Instalacion Molinos 8x10	3	70,000	210,000	210,000	
Zaranda de Alta Frecuencia	3	50,000	150,000		150,000
Bases Zaranda Alta Frecuencia	3	3,000	9,000	9,000	
Montaje de Equipos	1	60,000	60,000	60,000	
Gravimetria					
Concentrador Centrifugo F 2500	2	220,000	440,000		440,000
Estructura Concentrador Centrifugo	1	180,000	180,000	180,000	
Flotacion					
Celdas de Flotacion TC 20 m3	5	90,000	450,000		450,000
Blower 450 cfm	2	45,000	90,000		90,000
Bombas	6	15,000	90,000		90,000
Hidrociclones 20	4	20,000	80,000		80,000
Estructura metaliza Ciclones	1	150,000	150,000	150,000	

Estructura celdas de TC 20	5	30,000	150,000	150,000	
Tanquea Agua	1	20,000	20,000	20,000	
Acondicionador 10 x 10	2	15,000	30,000	30,000	
Tableros Bombas	1	12,000	12,000	12,000	
Filtrado					
Tanques Aire Filtrado	2	5,000	10,000	10,000	
Compresora 750 cfm, 90 psi	1	90,000	90,000		90,000
Repotenciar Filtro Presnsado Concentrado	1	80,000	80,000	80,000	
Relavera					
Sobreelevacion Dique	3	3,000,000	9,000,000	9,000,000	
Estudios, Autorizaciones					
	1	800,000	800,000	800,000	
Otras Areas					
Laboratorio Quimico	1	50,000	50,000	50,000	
Oficinas Administrativas	1	80,000	80,000	80,000	
Oficinas Operativas	1	60,000	60,000	60,000	
Campamentos	7	45,000	315,000	315,000	
Total			20,917,000	13,117,000	7,800,000

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.25 COSTOS DE OPERACIONES

En el siguiente cuadro se muestran los costos unitarios estimados para una operación de Contrata. Sin embargo; sería conveniente en su oportunidad, requerir cotizaciones referenciales de Contratas, a las que se alcanzaría, los detalles de la operación requerida.

El Costo Total Estimado por TM de material, es de US\$ 4.50 /TM, de material, y de US\$ 3.00 / TM para la BL y D. Según el siguiente detalle de cálculo Conociendo que.

TABLA 45: Costos Operación - Resumen

Operación	US\$/TM BL - D	US\$/TM Material
Perforación	0.35	0.35
Voladura	0.23	0.23
Carguío	0.8	0.80
Acarreo	0.75	2.25
Servicios Mina	0.867	0.87
Total	3.00	4.50

Fuente: Cori Puno S.A.C.

$$((BL+D)/M) = 0.499$$

$$\text{Costo de Mina} = 0.499 \times 3.00 + 4.50 = 6.00 \text{ US\$ / TM}$$

5.26 EVALUACION ECONÓMICA Y DE RENTABILIDAD DE LA INVERSION

TABLA 46: Evaluación Económica

Evaluación Económica				
Tajo Cerro La Torre				
Nombre del Proyecto	<i>Cerro la Torre</i>			
Características	Descripcion	Cantidad		Monto
RESERVAS				
	Toneladas	2,450,936	TMS	
	Ley	2.316	gr Au/TMS	
	Recuperación	74.86%	%	
	Onzas Recuperadas	136,619	Oz de Au	
	Valor de la Onza	1,350	\$ / OZ	
	Vida del proyecto	5.00	años	
INGRESOS		184,435,644	\$	75.25 \$/TMS
INVERSION				
	Total	20,917,000	\$	8.53 \$/TMS
COSTOS OPERATIVOS				
	C. Mina	6.00	\$/TMS	14,705,616 \$
	C. Geologia	1.00	\$/TMS	2,450,936
	C. Planta	6.81	\$/TMS	16,690,874 \$
	C.Energia	7.40	\$/TMS	18,132,025 \$
	C. Mantenimiento	2.34	\$/TMS	5,735,190 \$
	C. Indirectos	11.02	\$/TMS	27,014,217 \$
	C. Total	34.57	\$/TMS	84,728,858 \$
RESULTADO BRUTO				78,789,786 \$
AMORTIZACIONES				4,183,400.00 \$
RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS				74,606,386.00 \$
IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO (30%)				22,381,915.80 \$
RESULTADO NETO				52,224,470.20 \$
AMORTIZACIONES				4,183,400.00 \$
FLUJO DE FONDO NETO				56,407,870.20 \$

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 47: Evaluación Económica de Rentabilidad

Evaluación Económica Sustento del Proyecto Minero (US\$)								
		AÑOS						
		0	1	2	3	4	5	
Inversion		-13,117,000						
	Años: 5.00							
	Precio OZ AU (US\$) 1,350.00							
Producción (TMS)			526,500	526,500	526,500	526,500	344,936	
Ley gr Au / TMS			2.591	3.250	2.433	1.647	1.319	
Recuperacion (%)			0.7486	0.7486	0.7486	0.7486	0.7486	
Ingresos (US\$)			44,324,120	55,597,603	41,622,931	28,175,154	14,782,832	
Costos Operativos (US\$)			18,201,105	18,201,105	18,201,105	18,201,105	11,924,438	
Pago de Intereses			-100,896	-61,654	-21,811			
Resultado Bruto (US\$)			26,022,118	37,334,843	23,400,016	9,974,049	2,858,395	
Amortizaciones Inversion			-2,623,400	-2,623,400	-2,623,400	-2,623,400	-2,623,400	
Amortizaciones Prestamo			-2,560,557	-2,599,800	-2,639,643			
Resultados Antes de Impuestos			20,838,161	32,111,644	18,136,973	7,350,649	234,995	
Impuestos Sobre el Beneficio (30%)			6,251,448	9,633,493	5,441,092	2,205,195	0	
Resultado Neto			14,586,713	22,478,151	12,695,881	5,145,455	234,995	
Amortizacion			2,623,400	2,623,400	2,623,400	2,623,400	2,623,400	
Flujo de Fondo Neto			-13,117,000	17,109,216	25,039,896	15,297,470	7,768,855	2,858,395
Flujo de Fondo Acumulado			-13,117,000	17,109,216	42,149,112	57,446,583	65,215,437	68,073,832
Tasa de actualización (%)	12.00							
Factor de actualización		1.0000	0.8929	0.7972	0.7118	0.6355	0.5674	
FLUJO DE FONDO NETO ACTUALIZADO		-13,117,000	15,276,086	19,961,652	10,888,437	4,937,248	1,621,930	
FLUJO DE FONDO N. ACT. ACUMULADO		-13,117,000	15,276,086	35,237,738	46,126,175	51,063,422	52,685,352	
INDICE DE RENTABILIDAD (IR)	4.02		(BUENO => IR > 1)					
TIEMPO DE RECUPERACION (TR)	1.10	años	0.9634	1.2448				
VAN	39,568,352	\$	(BUENO => VAN > 0)					
TIR (%)	92.74		(BUENO => TIR > 12%)					

Fuente: Cori Puno S.A.C.

TABLA 48: Análisis de Sensibilidad

US\$ / Onza Au	Van US\$	TIR %	IR	TR
1,350	39,568,352	93	4.02	1.10
1,400	31,574,536	90	3.44	1.30
1,450	35,292,637	92	3.72	1.19
1,500	39,010,739	93	4.01	1.11
1,550	42,728,840	95	4.30	1.03
1,600	46,446,942	96	4.58	0.97
1,650	50,165,043	97	4.87	0.91

Fuente: Cori Puno S.A.C.

5.27 SEGURIDAD MINERA

La seguridad minera en Cori Puno, está basada en la prevención, el diseño y monitoreo: Geotécnico, Estabilidad de las relaveras, Estabilidad de taludes del Pit, estabilidad de las desmonteras, el análisis de riesgos por puesto de trabajo y la seguridad (procedimientos y PETAR, VEO, Orden y limpieza). Supervisión permanente en las zonas de trabajo a fin de prevenir, sensibilizar e implementar correctivos de ser necesario.

- Comunicación horizontal: Reuniones programadas y no programadas (a solicitud de los eventos)
- Publicación de Boletines, Guías de Seguridad, Estadística
- Cursos de Formación en Prevención
- Estudios de Investigación de los Incidentes
- Mejora Continua de los Estándares
- Entrenamiento por puesto de trabajo

Soluciones técnicas, simplificando la tarea, que eleven la productividad

5.28 PRINCIPALES CAUSAS DE ACCIDENTES EN CP S.A.C.

- Desprendimiento de roca
- Accidentes de tránsito y equipos
- Caída de personas
- Maniobra de equipos

5.29 POTENCIALES DE RIESGO EN LAS OPERACIONES

- Movimientos no Planeados
- Mantenimiento e instalaciones Eléctricos
- Movimiento de Equipos y Vehículos
- Control de estabilidad del terreno (taludes, desmonteras, relaveras)
- Maniobras y el Montaje de Equipos
- Voladura
- Falta de Experiencia (menor a un año)

5.30 PROTOCOLOS DE SEGURIDAD

Evaluación del riesgo por puesto de trabajo (IPERC)

Entrenamiento en los procedimientos por puesto de trabajo (PETS, PETAR, VEO)

Uso de implementos de seguridad (EEPS)

Cronogramas de Inspección

Señalización

Monitoreo y Transporte de personal (Reglamento de Tránsito,)

Mantenimiento de Equipos

Respuesta a Emergencias

Control de Materiales Peligrosos

Retiro de las áreas donde no se cuenta con condiciones, informando a la supervisión. Implementado los correctivos de inmediato.

CONCLUSIONES

Minera Cori Puno S.A.C., ha proyectado ampliar a 1,500 TMSD, la explotación por minado a cielo abierto del yacimiento aurífero Cerro La Torre en su Unidad Minera Untuca, ubicado en el distrito de Quiaca, provincia de Sandia, departamento de Puno.

- El diseño de minado se ha elaborado de acuerdo a las normas técnicas y legales considerando en el cálculo de los recursos métodos geoestadísticos y económicos. El uso de algoritmos diseñados específicamente para el proyecto da una garantía que el cálculo de reservas es realista y coherente.
- La aplicación del software en el diseño del talud final, ha permitido predecir todas las posibles contingencias que se puedan presentar, además se han considerado parámetros geotécnicos y criterios de estabilidad estática y pseudoestática.
- El diseño del botadero y el depósito de mineral se ha realizado tomando todos los parámetros necesarios para construir una infraestructura segura y funcional, que no traiga problemas

posteriores que se reflejen en la operación.

- El estudio hidrológico ha permitido implementar construcciones preventivas que garanticen el peor de los escenarios. Actualmente este punto, de la responsabilidad social –ambiental es crítico en el Perú, por ello el presente proyecto diseña, por ejemplo las pozas de control de aguas acidas, con bastante margen de holgura para no tener problemas de índole ambiental, con tal de preservar el ecosistema de la microcuenca ananea.

A fin de no impactar a los poblados colindantes, se está implementando el control de la carga operante y de las vibraciones producto de la voladura.

- El Área de Seguridad Minera ha desarrollado un IPERC que contempla cualquier eventualidad sea aspecto/impacto o peligro/riesgo que se presenten en el transcurso de las operaciones. Hay un compromiso serio por parte de la empresa minera de tener altos estándares de Seguridad y Salud Ocupacional.

El proyecto es económicamente rentable, y por lo tanto hay un compromiso de la empresa Cori Puno de suministrar los recursos necesarios para cumplir con todas las especificaciones técnicas, establecidas por la ley peruana y las normas internacionales más conocidas. El objetivo es desarrollar una minera socialmente responsable y sostenible, algo que se logra con liderazgo y compromiso empezando desde la gerencia general, quien estuvo monitoreando a cada momento la implementación del proyecto.

RECOMENDACIONES

- Debido a la alta tasa de rentabilidad, se recomienda implementar el proyecto.
- Continuar con las exploraciones de manera sistemática, a fin de incrementar las reservas probadas y garantizar la vida de la mina.
- Es importante hacer un seguimiento al diseño operativo y su desarrollo, mediante el uso del software minero y otras herramientas informáticas aplicativas a los quehaceres mineros.
- Evaluar otras posibilidades de proceso para el mineral de menores leyes, en base a investigación y estudios comprobados.
- Cumplir estrictamente con las especificaciones técnicas de todas las partidas a ejecutarse. Es importante tener una supervisión propia y una externa. Esto permitirá tener más criterio al momento de tomar decisiones técnicas.

- Simular permanentemente el cono óptimo, en acuerdo a la actualización del Cut-Off. En este caso hay que hacer estricto seguimiento al comportamiento del oro en el mercado internacional, al cual el Cut Off está relacionado.
- Efectuar permanentemente las pruebas y control de estabilidad, verificando el cumplimiento con los parámetros de estabilidad establecidas. El desarrollo de un cronograma y una supervisión constante permitirá detectar cualquier anomalía en la estabilidad.
- Implementar el área de control geotécnico y voladura que en todo momento realizar los estudios y análisis que darán como resultado el asegurar el correcto funcionamiento de la estabilidad de los taludes y el no impacto en los poblados adyacentes.
- Investigar y desarrollar mejores procedimientos y metodologías, que permitan mejorar los diseños, la seguridad y la rentabilidad.
- Tener un control estricto con los posibles aspectos/impactos ambientales que se puedan presentar, haciendo un seguimiento sistemático a los compromisos ofrecidos a la autoridad minera y a los pueblos que colinda con el proyecto. Es importante reforzar el área de Medio ambiente, con profesionales conocedores que dispongan de herramientas de control de los diversos parámetros de protección ambiental.

BIBLIOGRAFÍA

- TULCANAZA Edmundo**, *“Técnicas Geostadísticas y Criterios Técnico-Económicos para la Estimación y Evaluación de Yacimientos de Minerales”*. Chile, Instituto de Ingenieros de Chile, 1989, 141 – 202 pág.
- E. Hoek, E.T. Brown**, *“Excavaciones Subterráneas de Rocas”*. McGraw-Hill, 1985, 71-217 pág.
- CÓRDOVA, Rojas David**, *“Curso Mecánica de Rocas”*, Universidad Nacional de Ingeniería, 2001, 20-46 pág.
- E. Pleider, G. Clark, H. Hartman, A. Soderberger**, *“Surface Mining. The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers”*, Inc. New York, 1972, 897-921 pág.
- CATERPILLAR Inc.**, *“Caterpillar Performance Handbook”*. Illinois U.S.A., 2009, 4-1, 223 pág.

B. REVUELTA, C. Lopez, “Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras”, 1997, 19-392 pág.

M. FUERSTENAU, K. Han. Mineral Processing 2003, Society for Mining, and Explotation, Inc. (SME). Colorado. U.S.A., 185-217 pág.

E. ORTEGON, J. Pacheco, H. Rohuera, “*Metodología General de Identificación, Preparación y Evaluación de Proyectos Públicos*”, CEPAL. Naciones Unidas, 2005, 90-101 pág.

DELGADO J., “*Apuntes del Curso de Planificación de Minas*”, Maestría Internacional, Universidad de Antofagasta. 16-160 pág.

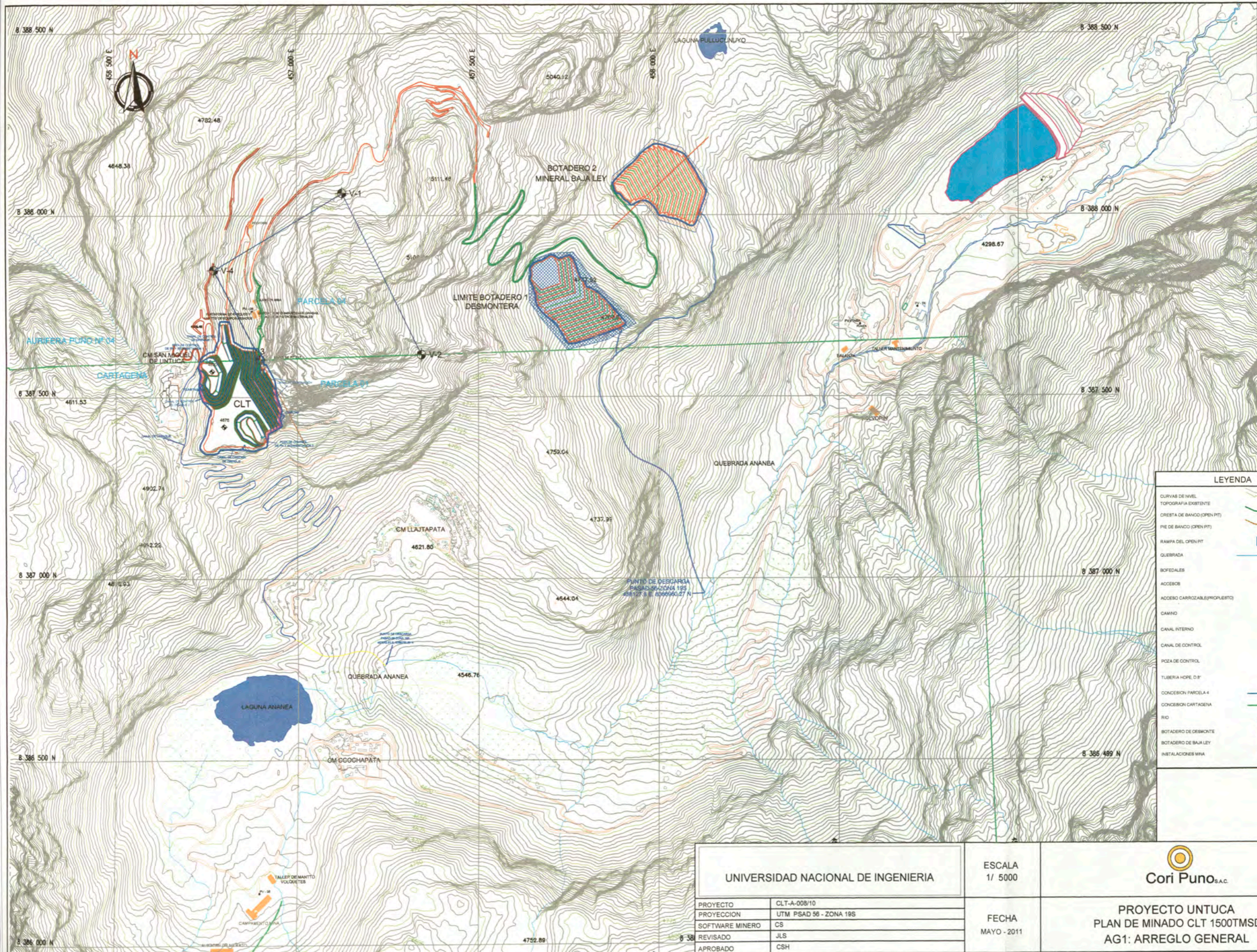
HOWARD L. Hartman. “*SME Mining Engineering Handbook*”.

B. Adamson, C. Scherpenisse, C. Mc Kenzie. “*Diseño y evaluación de Voladuras*”, 1997. Southern Perú. Monitoreo de las Vibraciones Producto de la Tronadura, 1 – 16 pág.

ARCE Oscar, “*Guía metodológica para presentación de proyectos mineros de botaderos*”, Servicio Nacional de Geología y Minería del Gobierno de Chile, 2010, 5-12 pág.

ANEXOS

- AG1 : Arreglo General A1*
- M01 : Límite Final Minado*
- M02 : Estabilidad Física de Botadero y Depósito de Baja Ley*
- M03 : Plan de Minado del Año 1*
- M04 : Plan de Minado del Año 2*
- M05 : Plan de Minado del Año 3*
- M06 : Plan de Minado del Año 4*
- M07 : Plan de Minado del Año 5*
- M08 : Estabilización Hidrológica de Botadero y Depósito*
- M09 : Estabilización Geoquímica de Botadero y Depósito*
- M010 : Detalles de Estabilización Hidrológica de Botadero Depósitos*
- M011 : Estabilización Hidrológica del Tajo CLT*
- M012 : Detalles Típicos de Estabilización Hidrológica del CLT*



LEYENDA	
CURVAS DE NIVEL	
TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CRESTA DE BANCO (OPEN PIT)	
PIE DE BANCO (OPEN PIT)	
RAMPA DEL OPEN PIT	
QUEBRADA	
BOFEDALES	
ACCESOR	
ACCESO CARROZABLE (PROPIETARIO)	
CAMINO	
CANAL INTERNO	
CANAL DE CONTROL	
POZA DE CONTROL	
TUBERIA 400E D 8"	
CONCESION PARCELA 4	
CONCESION CARTAGENA	
RIO	
BOTADERO DE DESMONTE	
BOTADERO DE BAJA LEY	
INSTALACIONES MINA	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		ESCALA 1/ 5000	 Cori Puno S.A.C.	PROYECTO UNTUCA PLAN DE MINADO CLT 1500TMSD AG1: ARREGLO GENERAL	PLANO No AG-01-A
PROYECTO: CLT-A-008/10 PROYECCION: UTM PSAD 56 - ZONA 19S SOFTWARE MINERO: CS REVISADO: JLS APROBADO: CSH	FECHA MAYO - 2011				

PARCELA 04

PARCELA 01

CLT



V-3

LIMITE DE PIT CLT

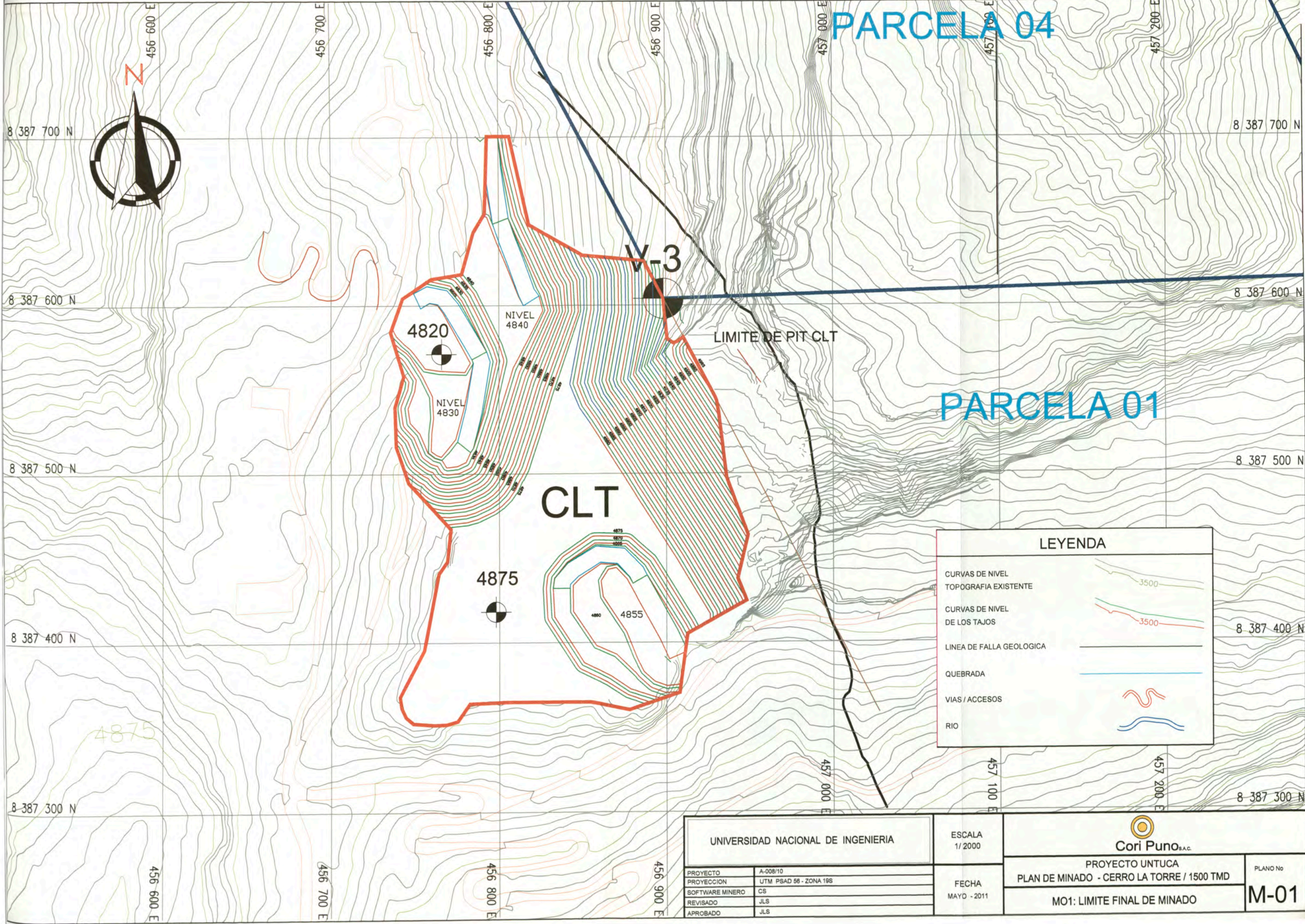
LEYENDA

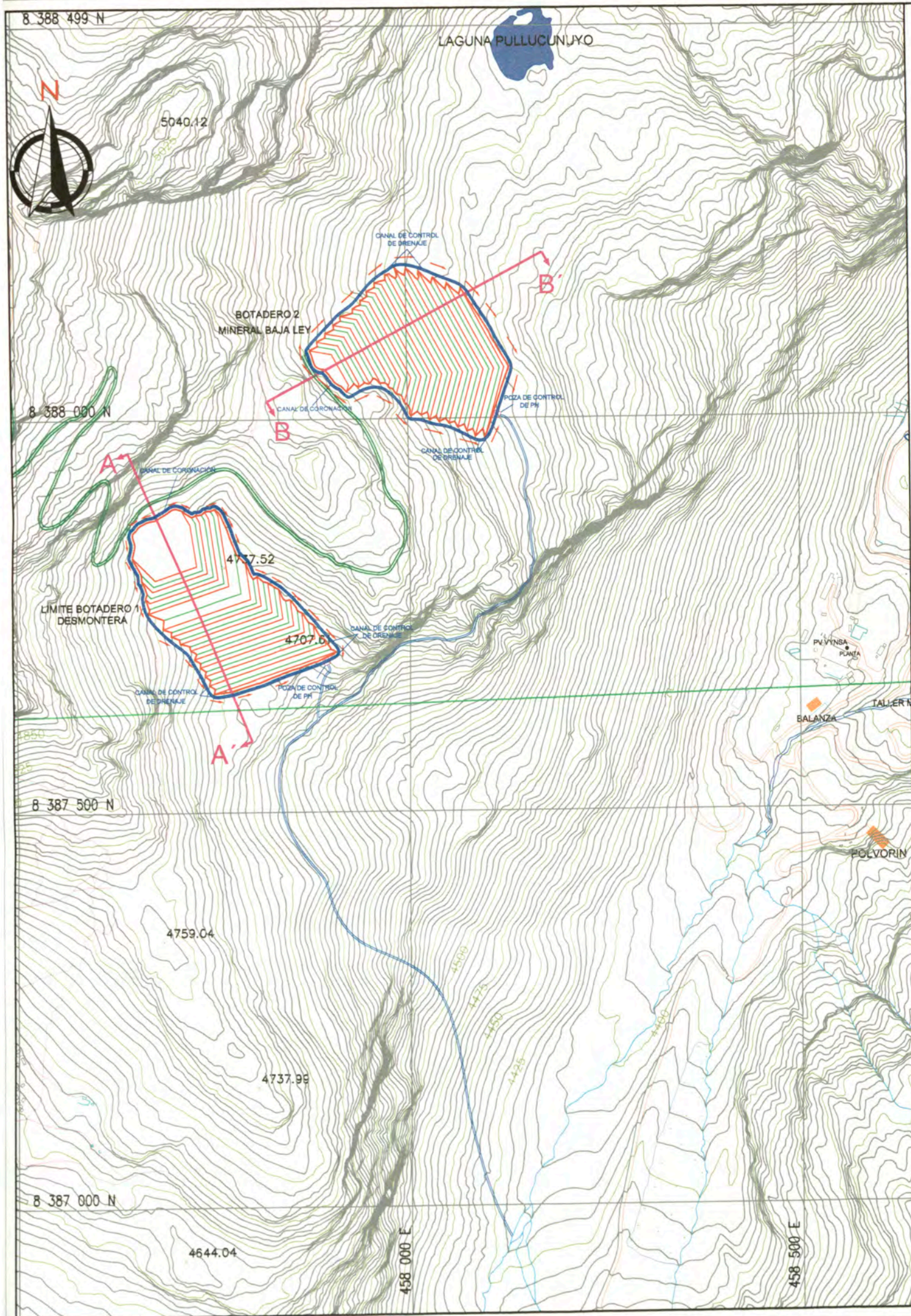
CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS TAJOS	
LINEA DE FALLA GEOLOGICA	
QUEBRADA	
VIAS / ACCESOS	
RIO	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROYECTO	A-008/10
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S
SOFTWARE MINERO	CS
REVISADO	JLS
APROBADO	JLS

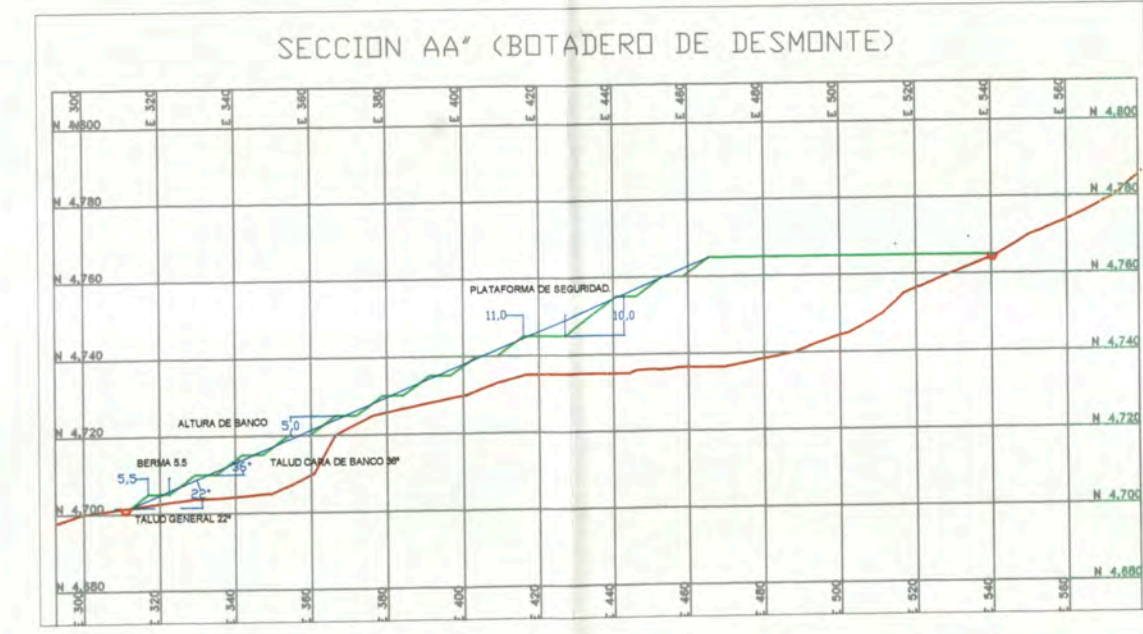
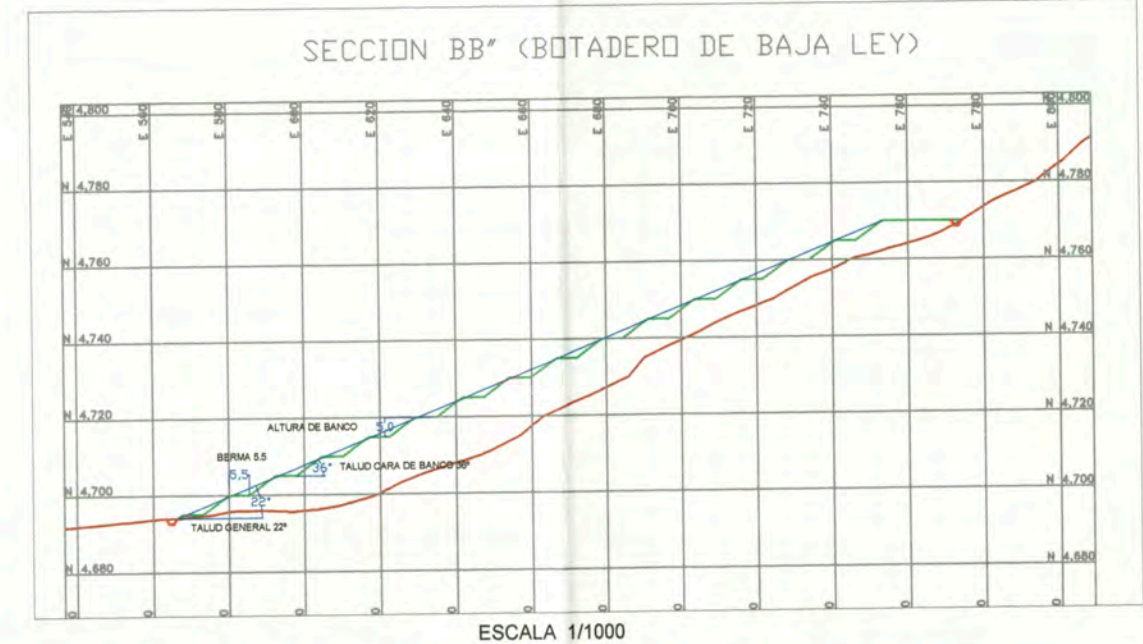
ESCALA	1/2000
FECHA	MAYO - 2011

PROYECTO UNTUCA	
PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE / 1500 TMD	
MO1: LIMITE FINAL DE MINADO	PLANO No M-01

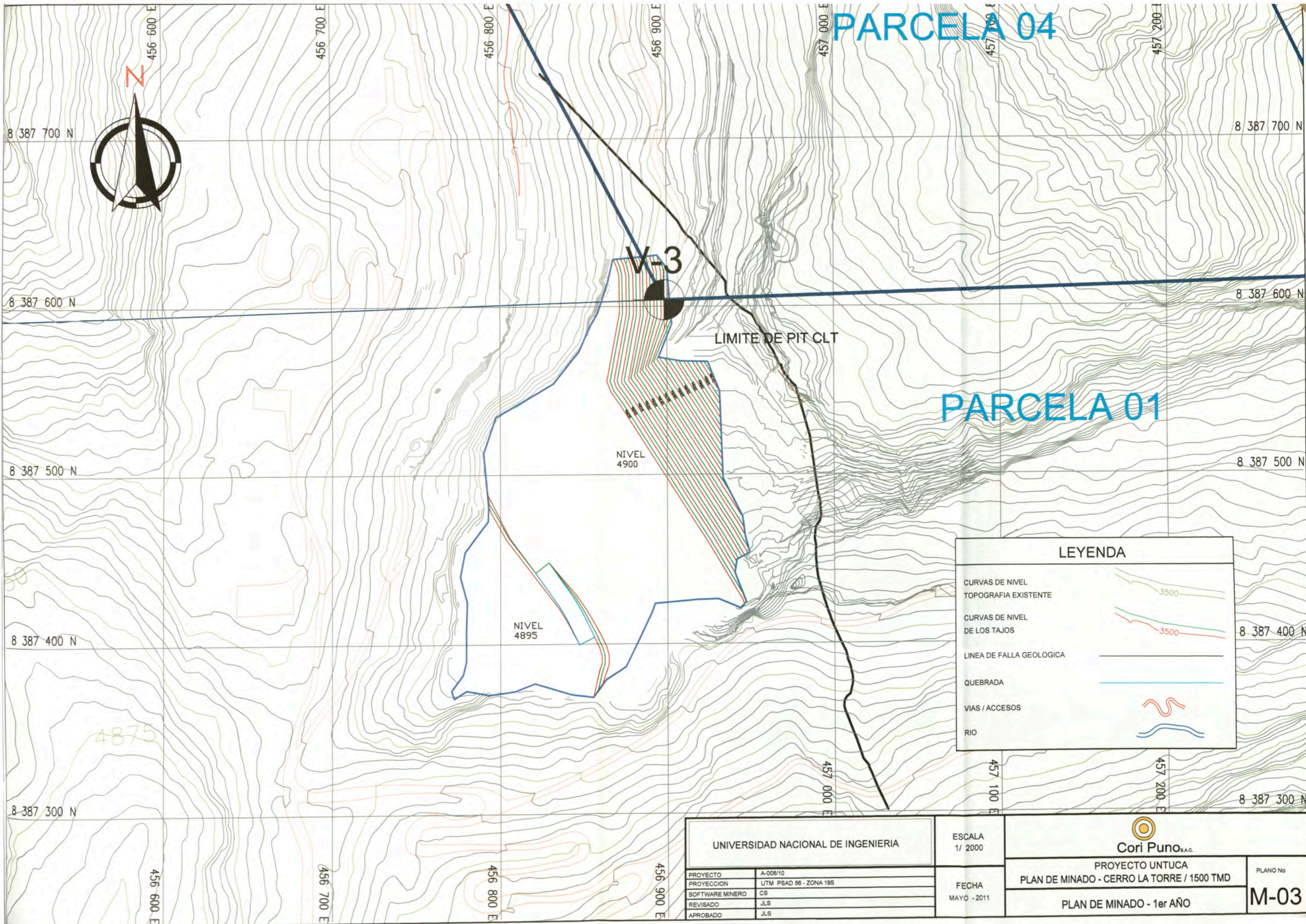




LEYENDA	
CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS BOTADEROS	
QUEBRADA	
CONCESION CARTAGENA	
ACCESOS	
ACCESO CARROZABLE (PROPUESTO)	
CAMINO	
CANAL DE CONTROL	
DESCARGA	
POZA DE CONTROL	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		ESCALA 1/ 3000		PROYECTO UNTUCA PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE/1500 TMD ESTABILIZACIÓN FISICA BOTADEROS	PLANO No M-02
PROYECTO A-008/10 PROYECCION UTM PSAD 56 - ZONA 19S SOFTWARE MINERO CS REVISADO JLS APROBADO JLS	FECHA MAYO - 2011				



PARCELA 04

PARCELA 01

V-3

LIMITE DE PIT CLT

NIVEL 4900

NIVEL 4895

LEYENDA

CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS TAJOS	
LINEA DE FALLA GEOLOGICA	
QUEBRADA	
VIAS / ACCESOS	
RIO	

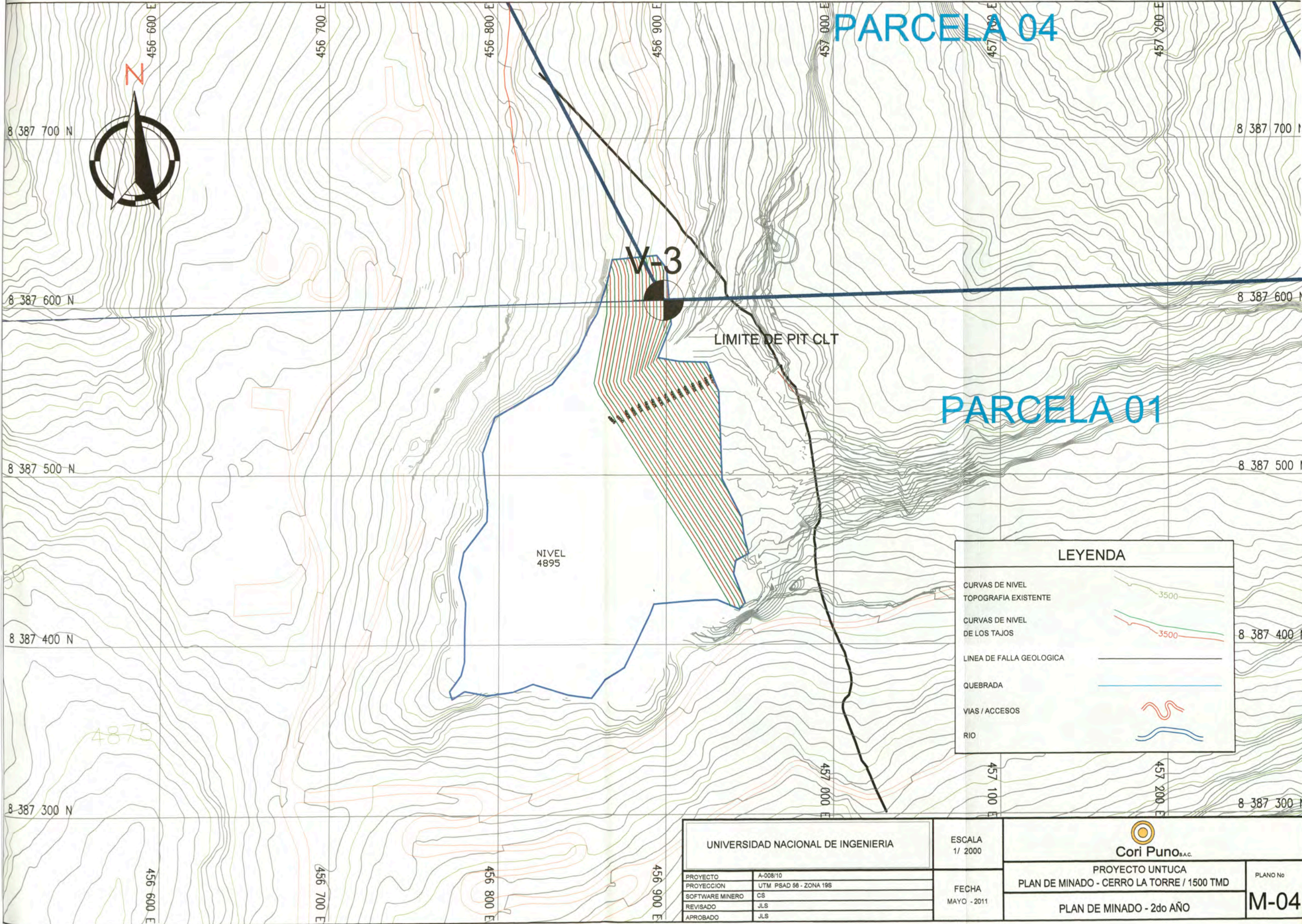
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROYECTO	A-008/10
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S
SOFTWARE MINERO	CS
REVISADO	JLS
APROBADO	JLS

ESCALA	1/ 2000
FECHA	MAYO - 2011

PROYECTO UNTUCA	
PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE / 1500 TMD	
PLAN DE MINADO - 1er AÑO	PLANO No M-03

PARCELA 04

PARCELA 01



LIMITE DE PIT CLT

NIVEL 4895

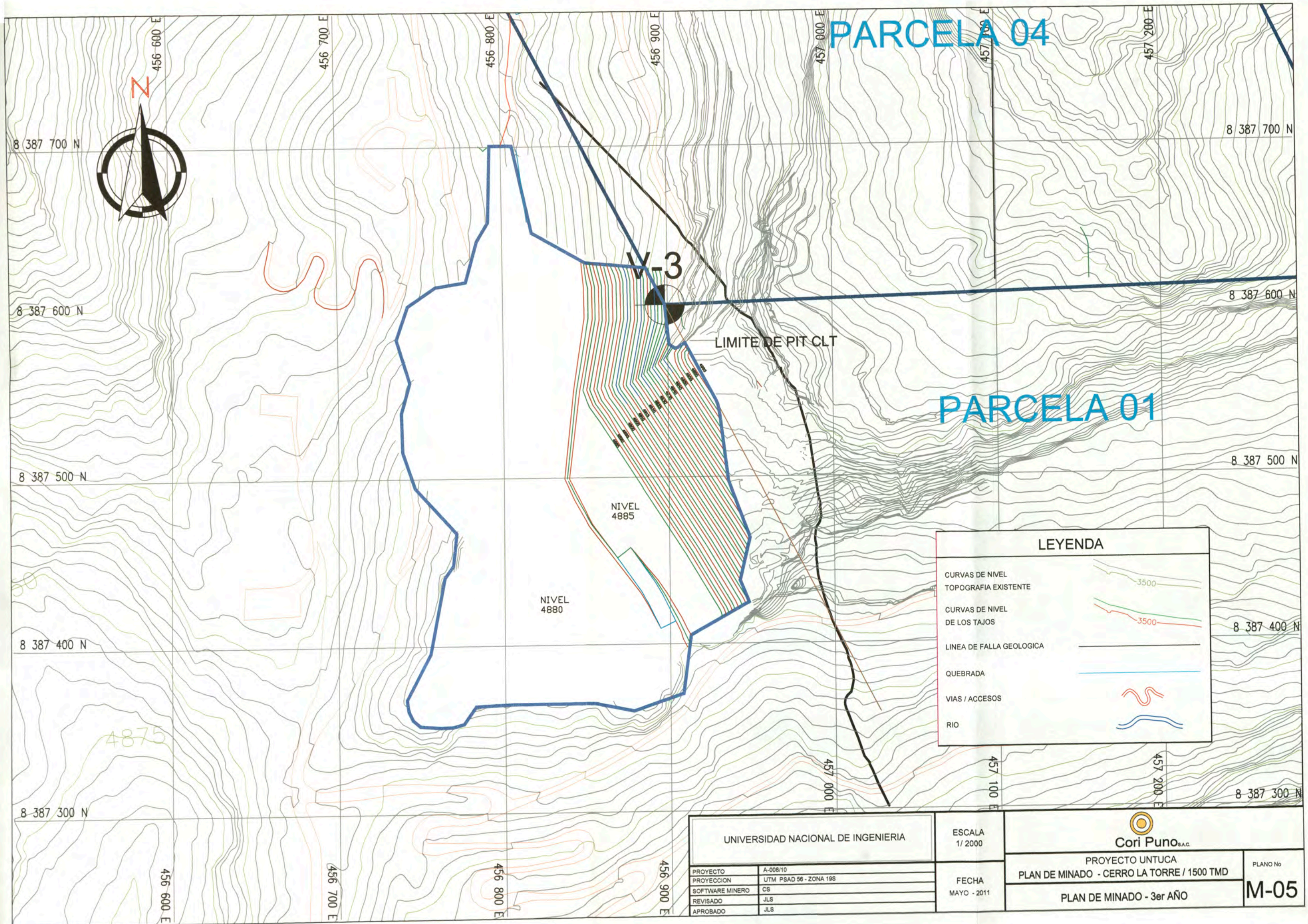
LEYENDA

CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS TAJOS	
LINEA DE FALLA GEOLOGICA	
QUEBRADA	
VIAS / ACCESOS	
RIO	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROYECTO	A-008/10
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S
SOFTWARE MINERO	CS
REVISADO	JLS
APROBADO	JLS

ESCALA	1/ 2000
FECHA	MAYO - 2011

PROYECTO UNTUCA	
PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE / 1500 TMD	
PLAN DE MINADO - 2do AÑO	
PLANO No	M-04



PARCELA 04

PARCELA 01

V-3

LIMITE DE PIT CLT

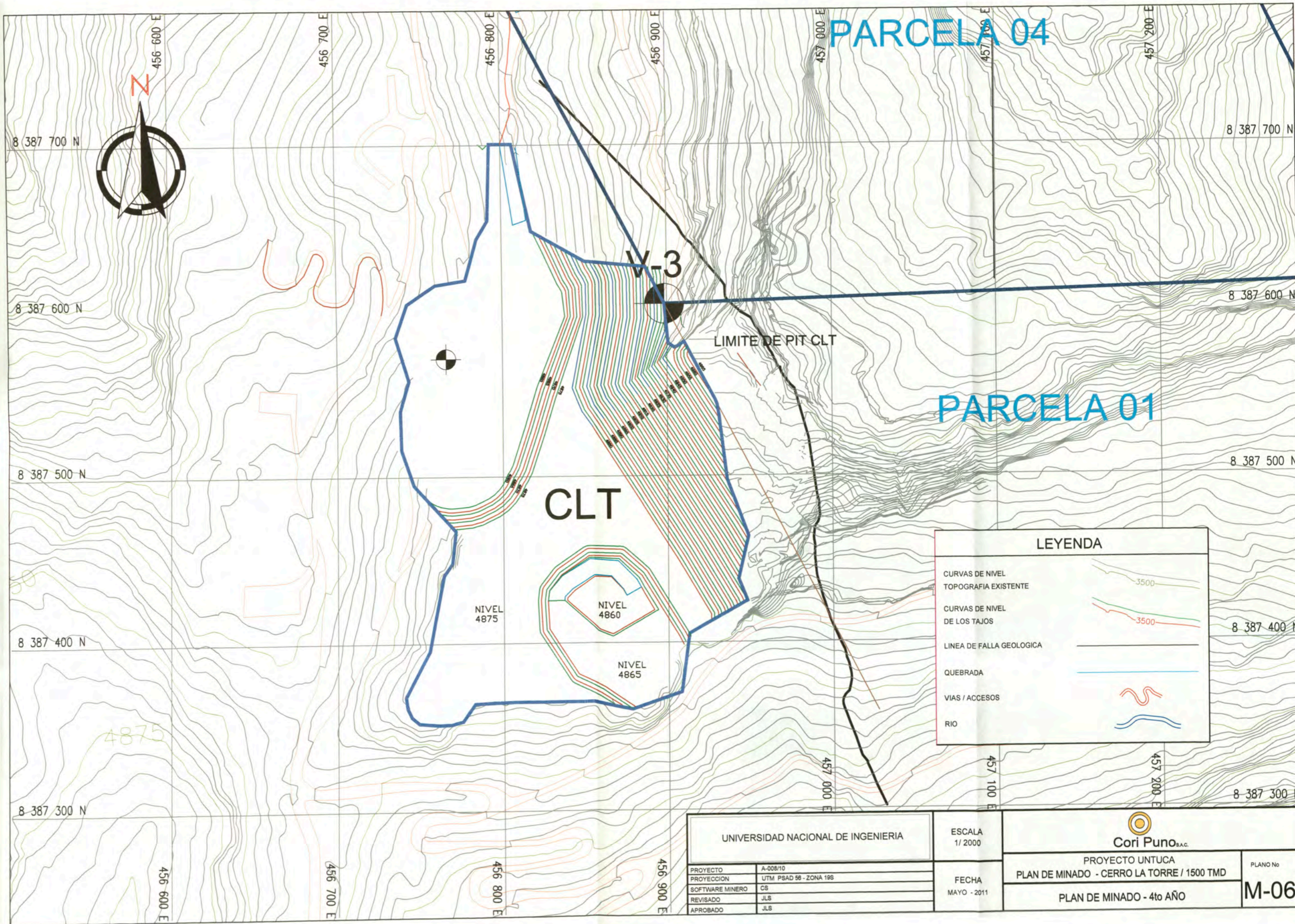
NIVEL 4885

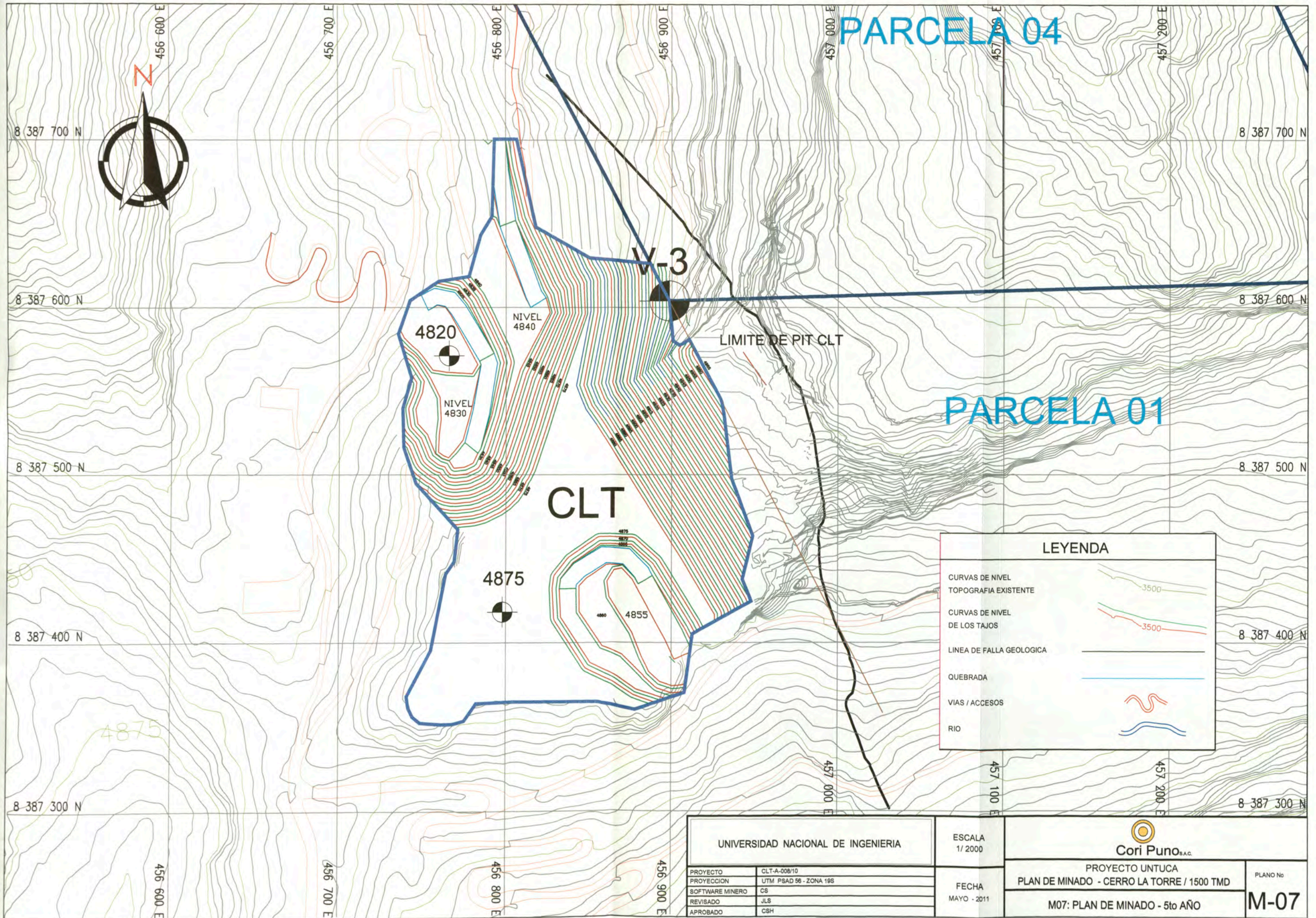
NIVEL 4880

LEYENDA

CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS TAJOS	
LINEA DE FALLA GEOLOGICA	
QUEBRADA	
VIAS / ACCESOS	
RIO	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		ESCALA 1/2000	 Cori Puno S.A.C. PROYECTO UNTUCA PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE / 1500 TMD PLAN DE MINADO - 3er AÑO	PLANO No
PROYECTO: A-008/10 PROYECCION: UTM PSAD 56 - ZONA 19S SOFTWARE MINERO: CS REVISADO: JLS APROBADO: JLS	FECHA MAYO - 2011	M-05		



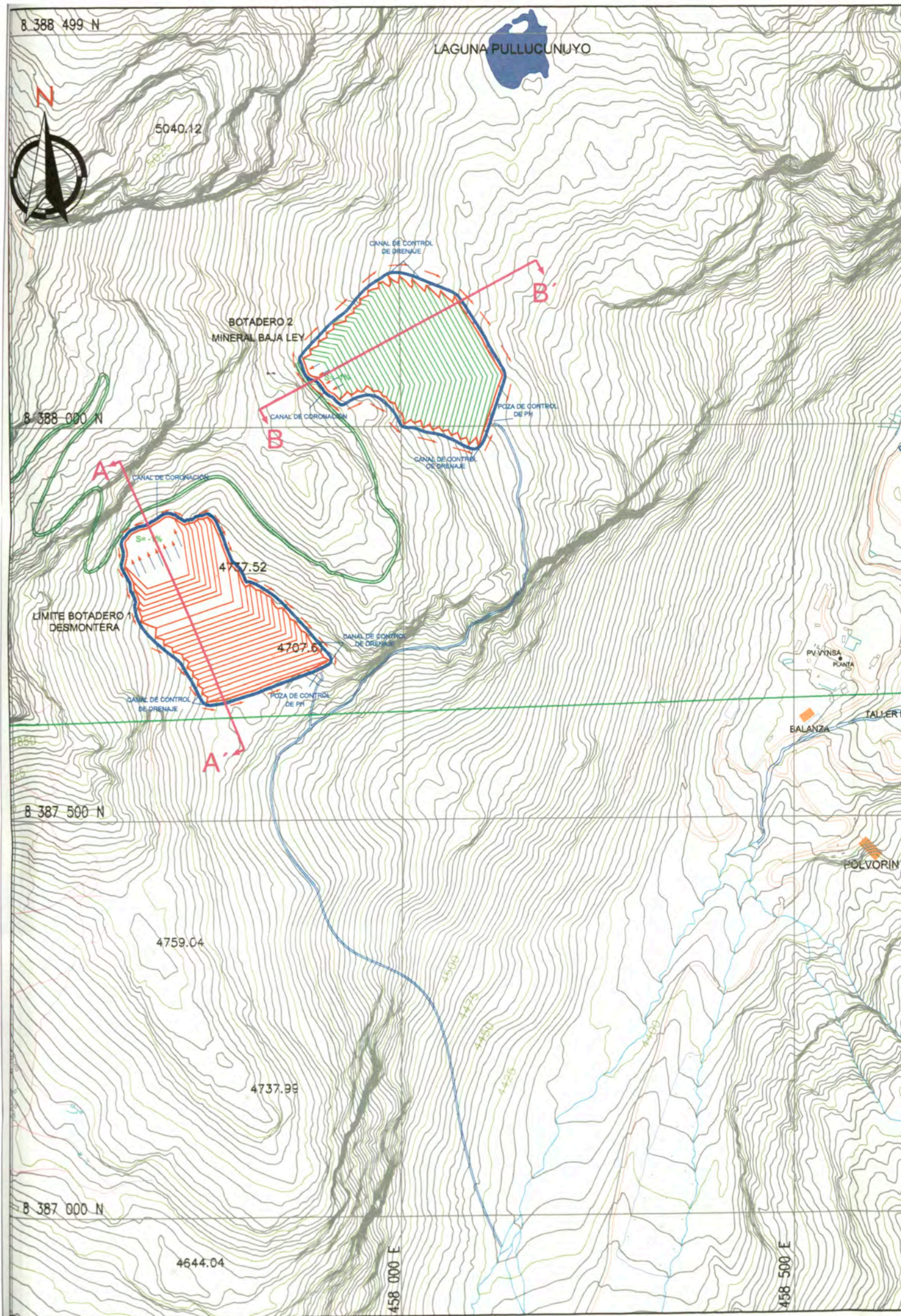


LEYENDA	
CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS TAJOS	
LINEA DE FALLA GEOLOGICA	
QUEBRADA	
VIAS / ACCESOS	
RIO	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROYECTO	CLT-A-008/10
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S
SOFTWARE MINERO	CS
REVISADO	JLS
APROBADO	CSH

ESCALA	1/ 2000
FECHA	MAYO - 2011

 Cori Puno S.A.C. PROYECTO UNTUCA PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE / 1500 TMD		PLANO No
M07: PLAN DE MINADO - 5to AÑO		M-07

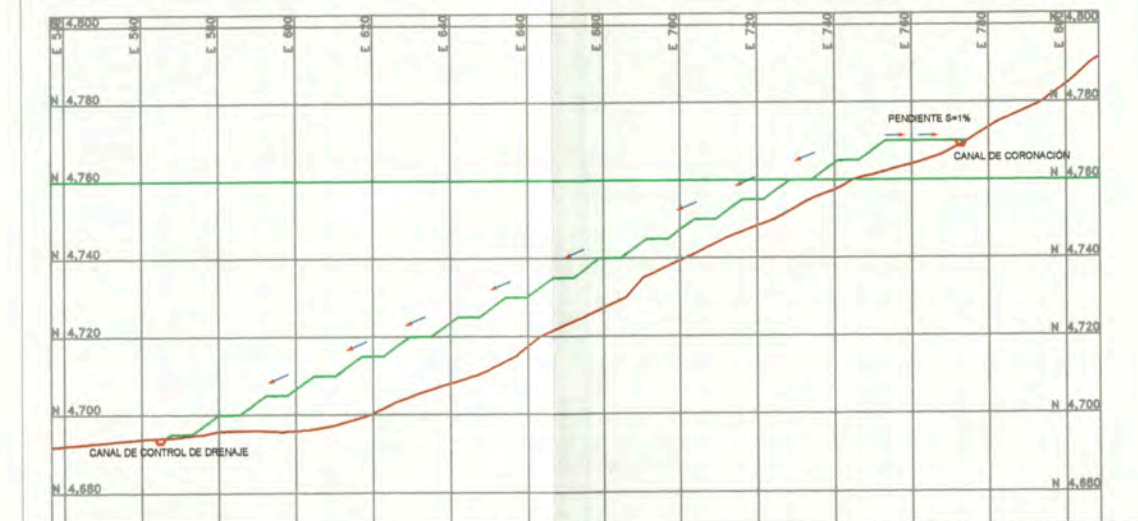


CUADRO DE METRADOS.

COMPONENTES	CANAL CORONACIÓN LONGITUD (m).	CANAL DE CONTROL LONGITUD (m).	POZA DE CONTROL (unid)
BOTADERO DE DESMONTE	85	765	1
BOTADERO DE BAJA LEY	68	750	1

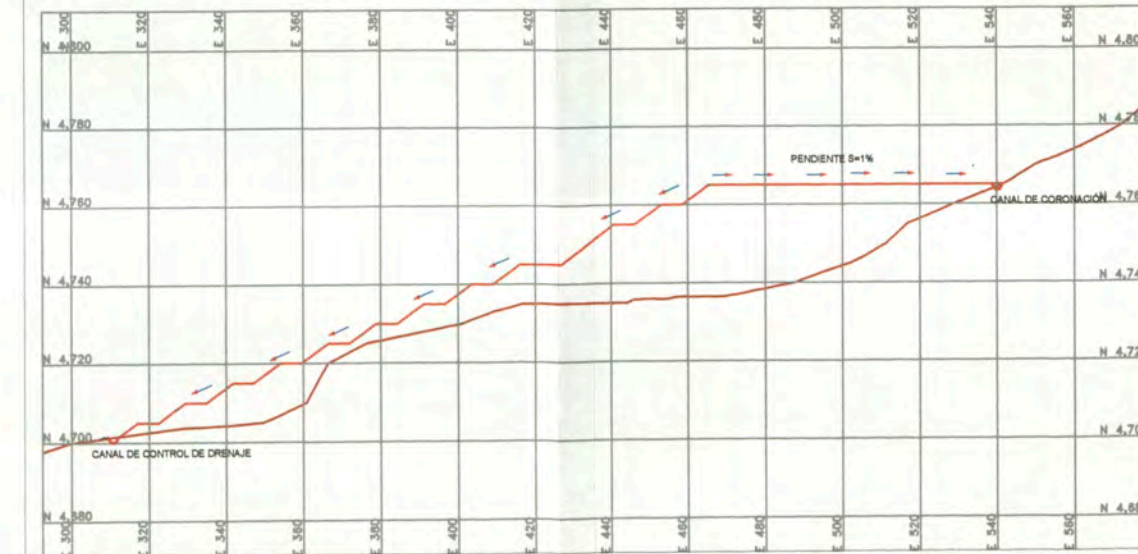
LEYENDA	
CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS BOTADEROS	
QUEBRADA	
CONCESION CARTAGENA	
ACCESOS	
ACCESO CARROZABLE (PROPUESTO)	
CAMINO	
CANAL DE CONTROL	
DESCARGA	
POZA DE CONTROL	

SECCION BB" (BOTADERO DE BAJA LEY)



ESCALA 1/1000

SECCION AA" (BOTADERO DE DESMONTE)



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

ESCALA 1/ 3000

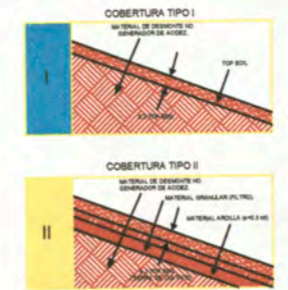
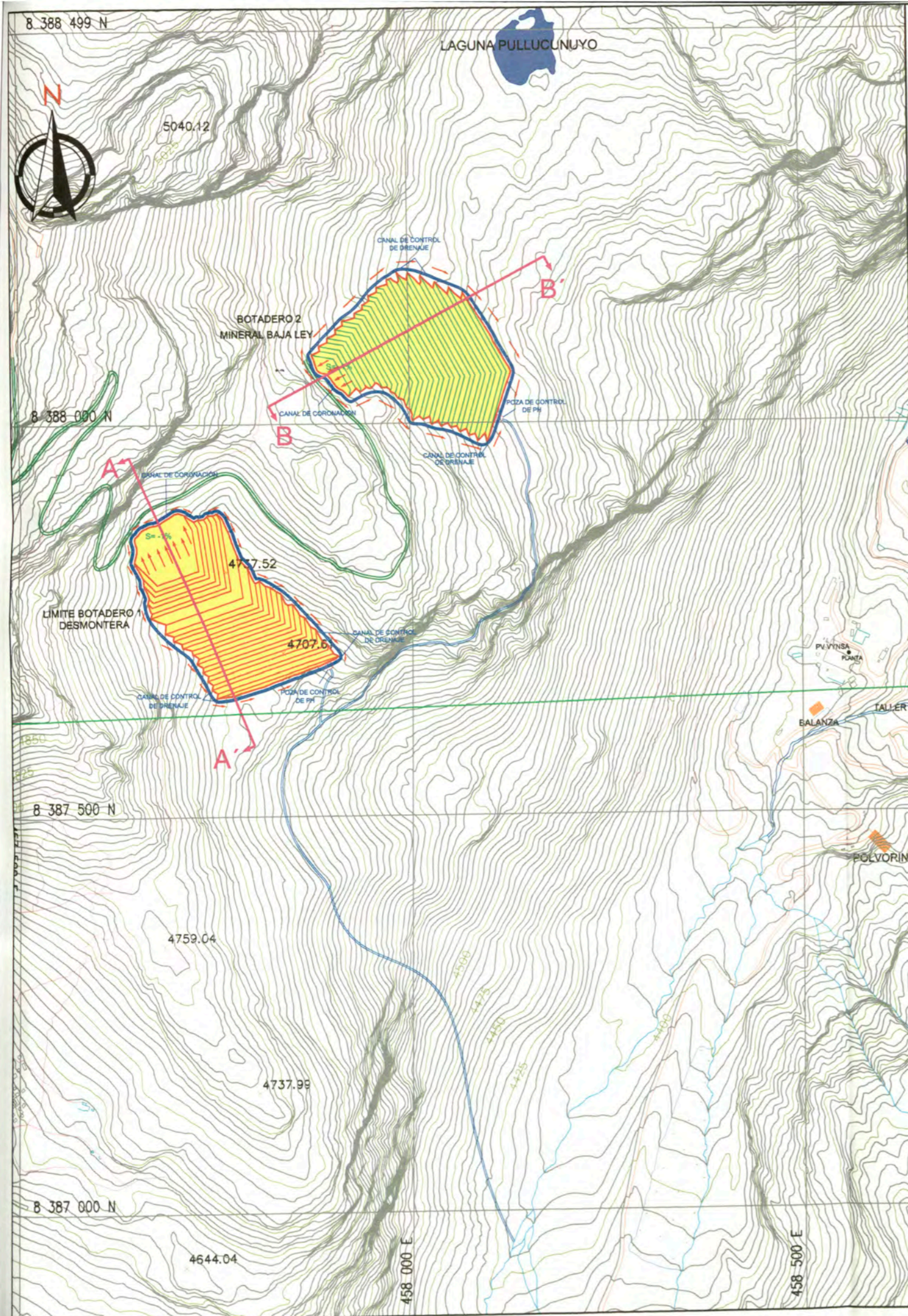


PROYECTO	A-008/10
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S
SOFTWARE MINERO	CS
REVISADO	JLS
APROBADO	JLS

FECHA MAYO - 2011

PROYECTO UNTUCA
PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE/1500 TMD
ESTABILIZACIÓN HIDROLÓGICA DE BOTADERO Y DEPOSITO

PLANO No
M-08

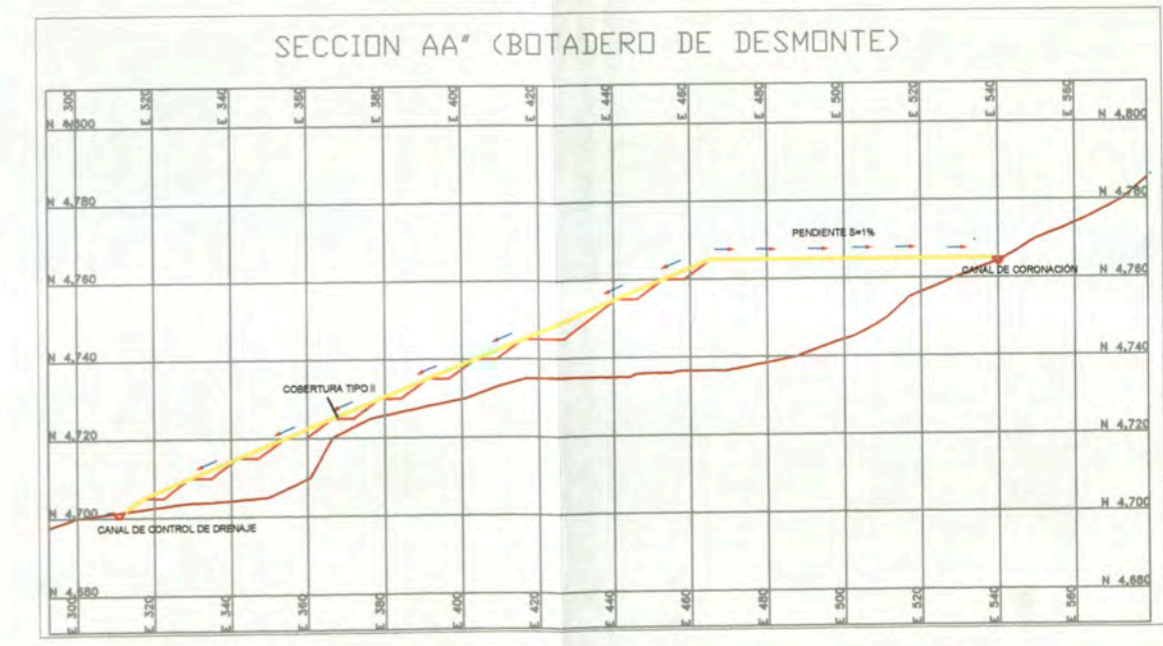
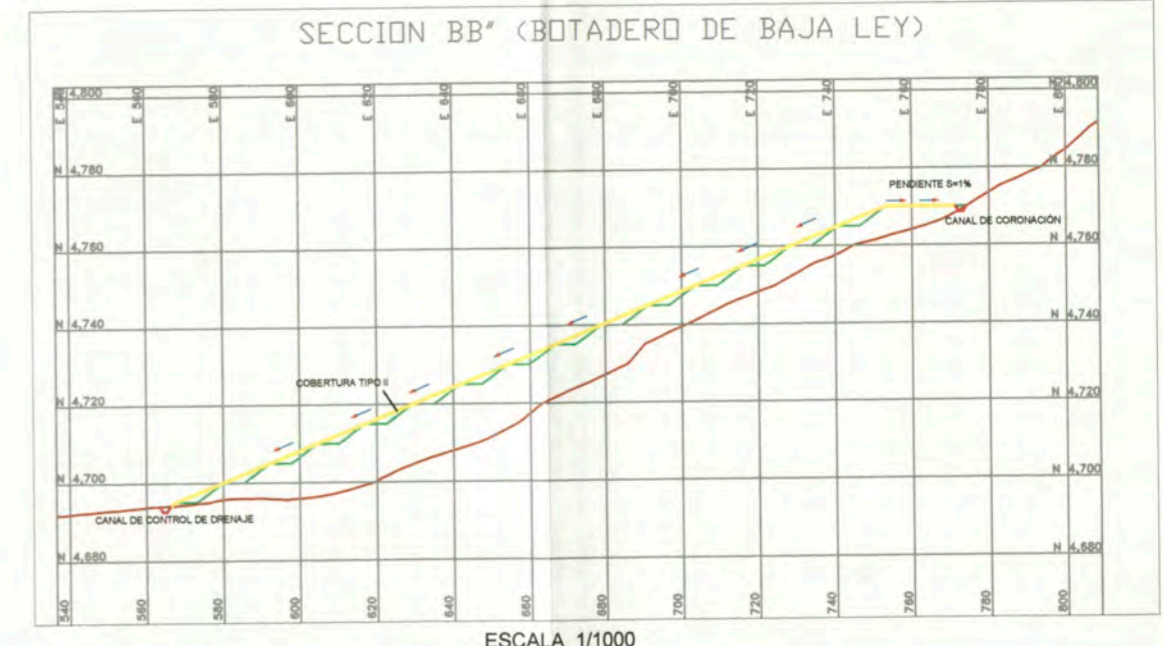


CUADRO DE METRADOS.

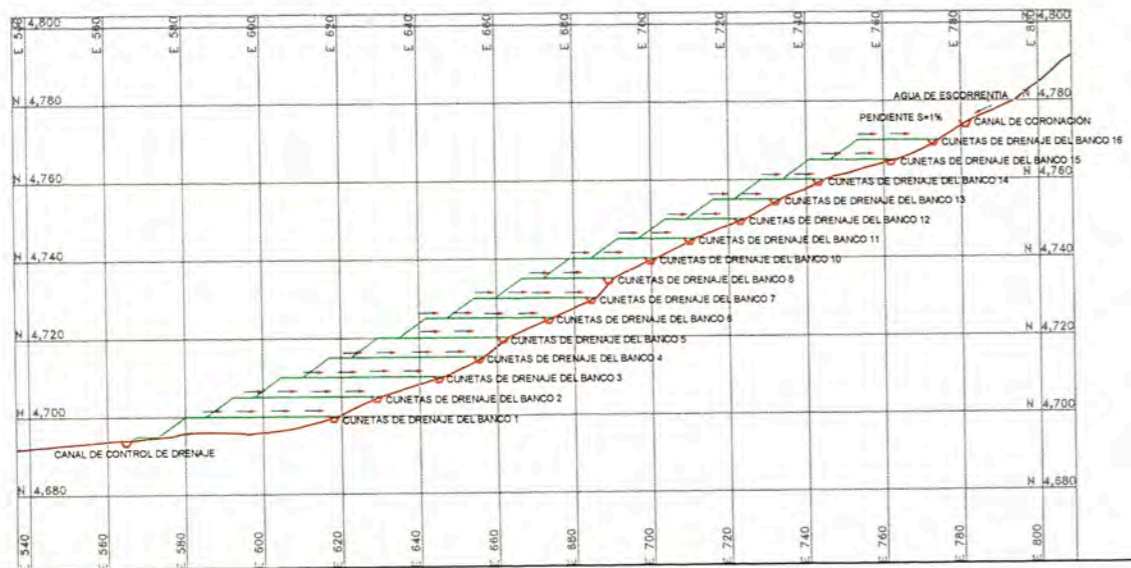
COMPONENTES	TIPO COBERTURA	AREA (M2)
BOTADERO DE DESMONTE	TIPO II	33100
BOTADERO DE BAJA LEY	TIPO II	31500

LEYENDA

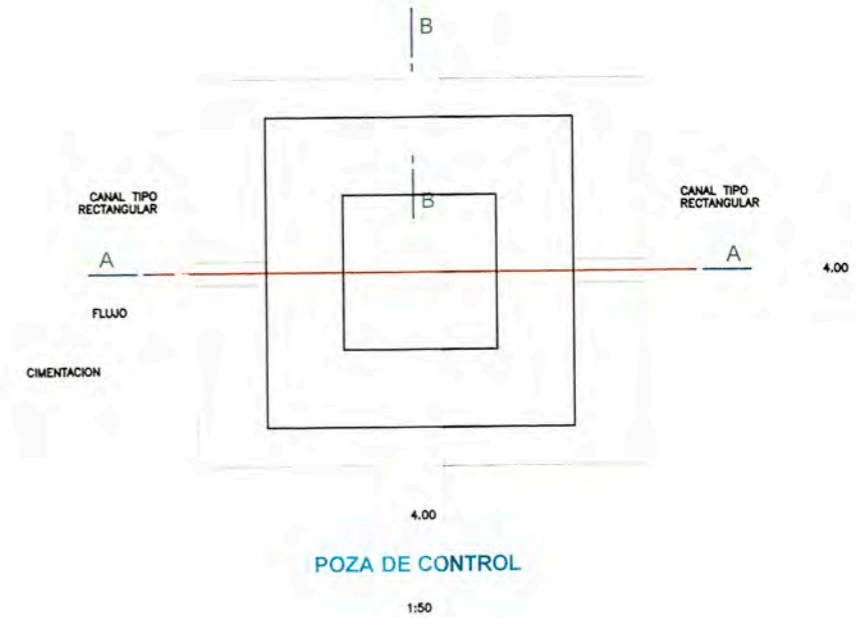
CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CURVAS DE NIVEL DE LOS BOTADEROS	
QUEBRADA	
CONCESION CARTAGENA	
ACCESOS	
ACCESO CARROZABLE (PROPUESTO)	
CAMINO	
CANAL DE CONTROL	
DESCARGA	
POZA DE CONTROL	



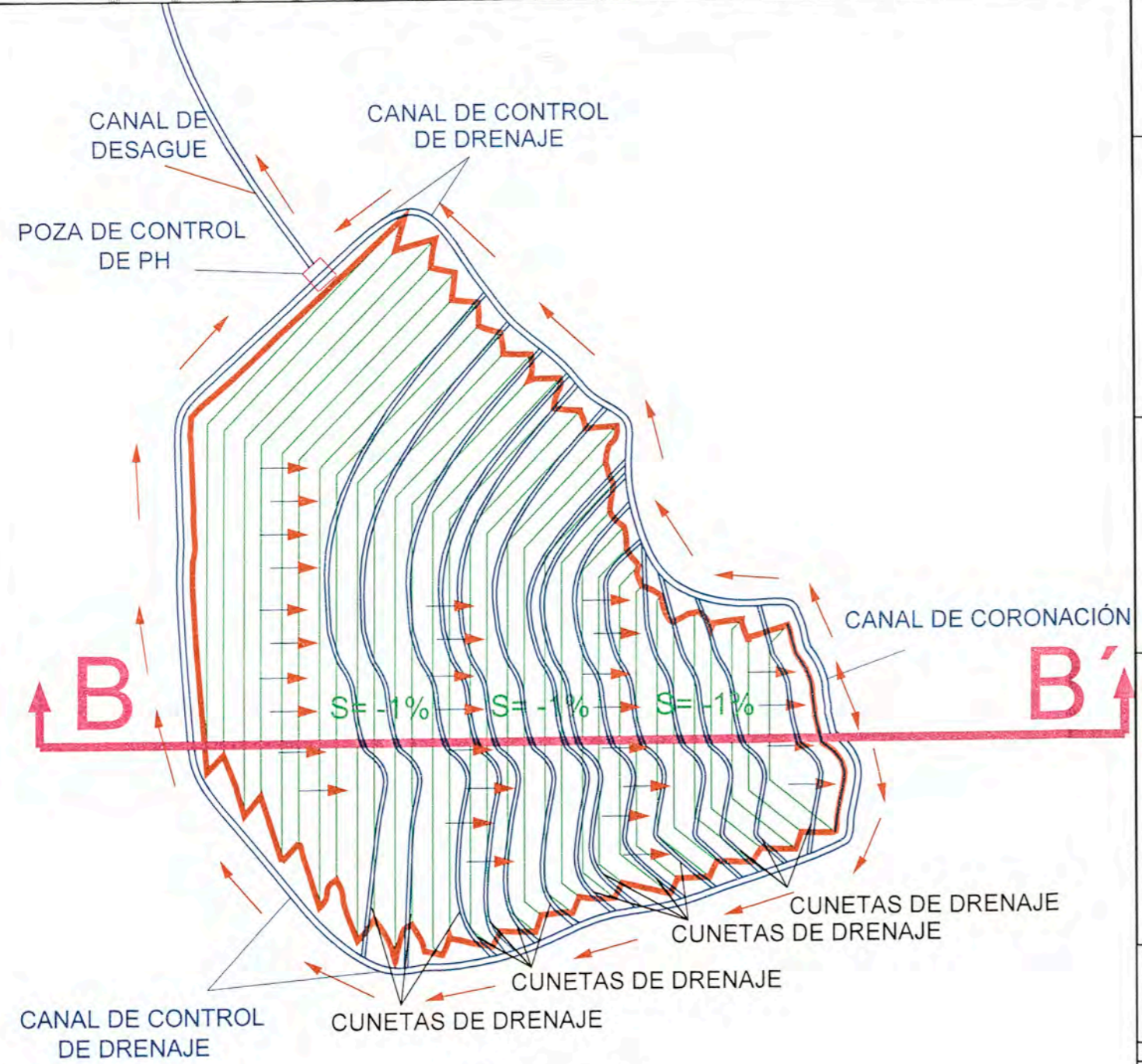
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		ESCALA 1/ 3000		PROYECTO UNTUCA PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE/1500 TMD ESTABILIZACIÓN GEOQUIMICA DE BOTADERO Y DEPOSITO.	PLANO No M-09
PROYECTO A-008/10 PROYECCION UTM PSAD 56 - ZONA 19S SOFTWARE MINERO CS REVISADO JLS APROBADO JLS	FECHA MAYO - 2011				



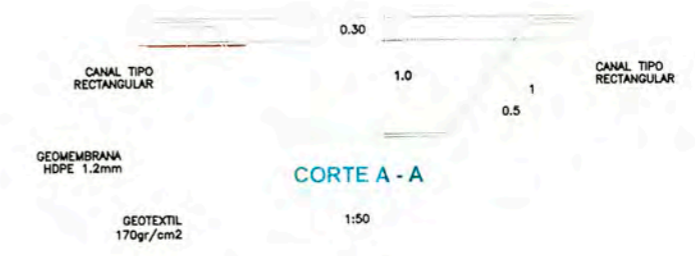
VISTA EN PLANTA



POZA DE CONTROL



ESCALA 1:1000



CORTE A - A

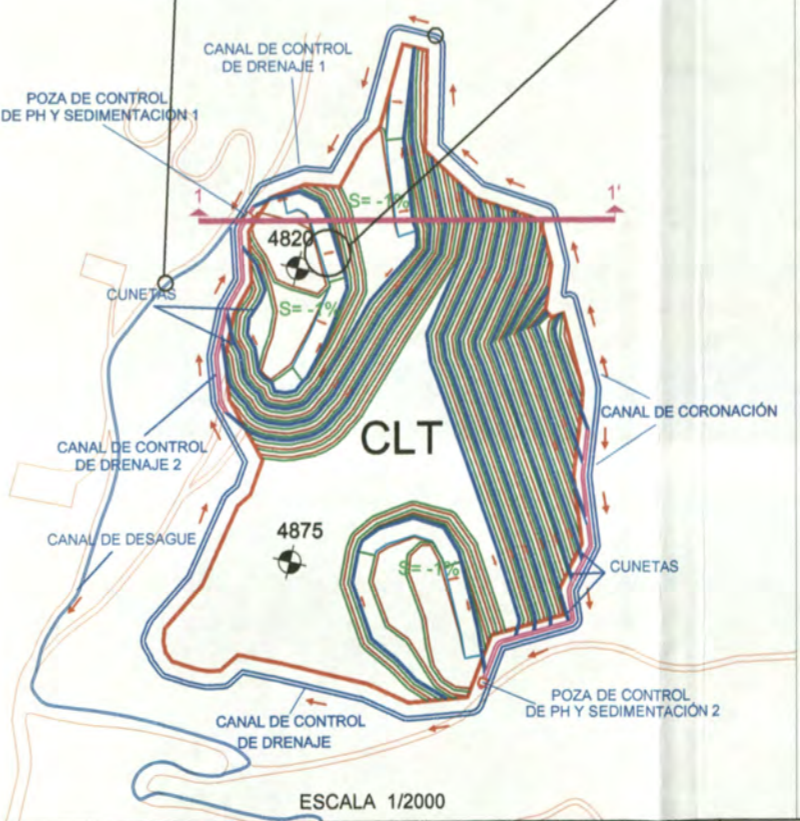
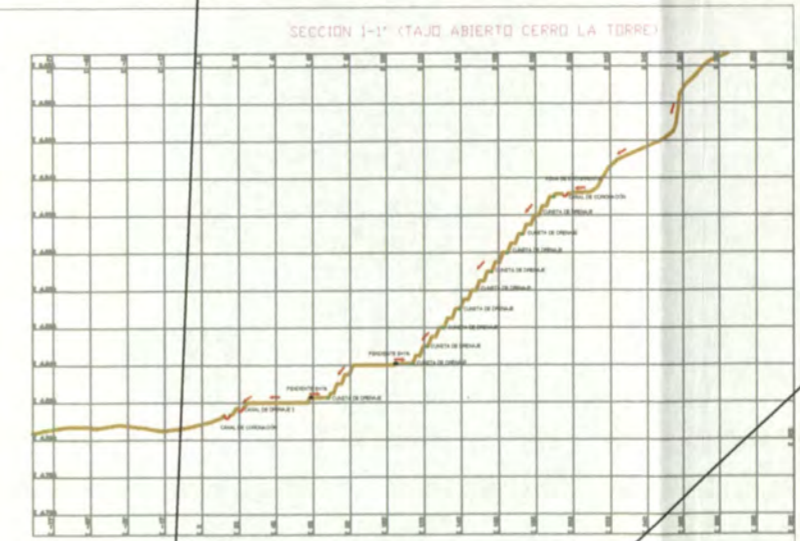
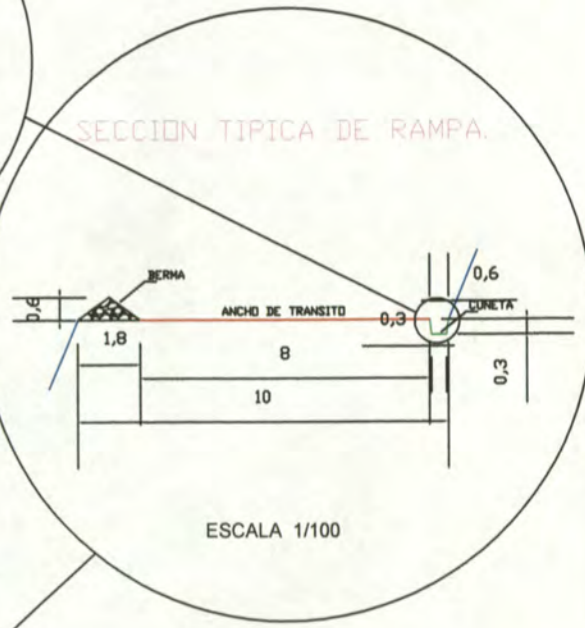
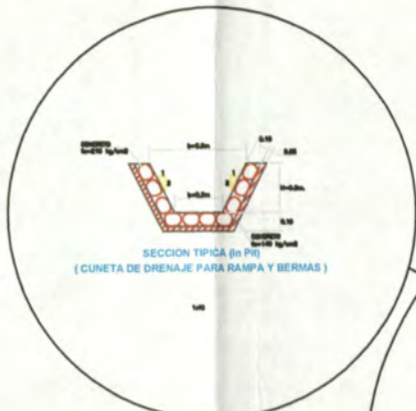
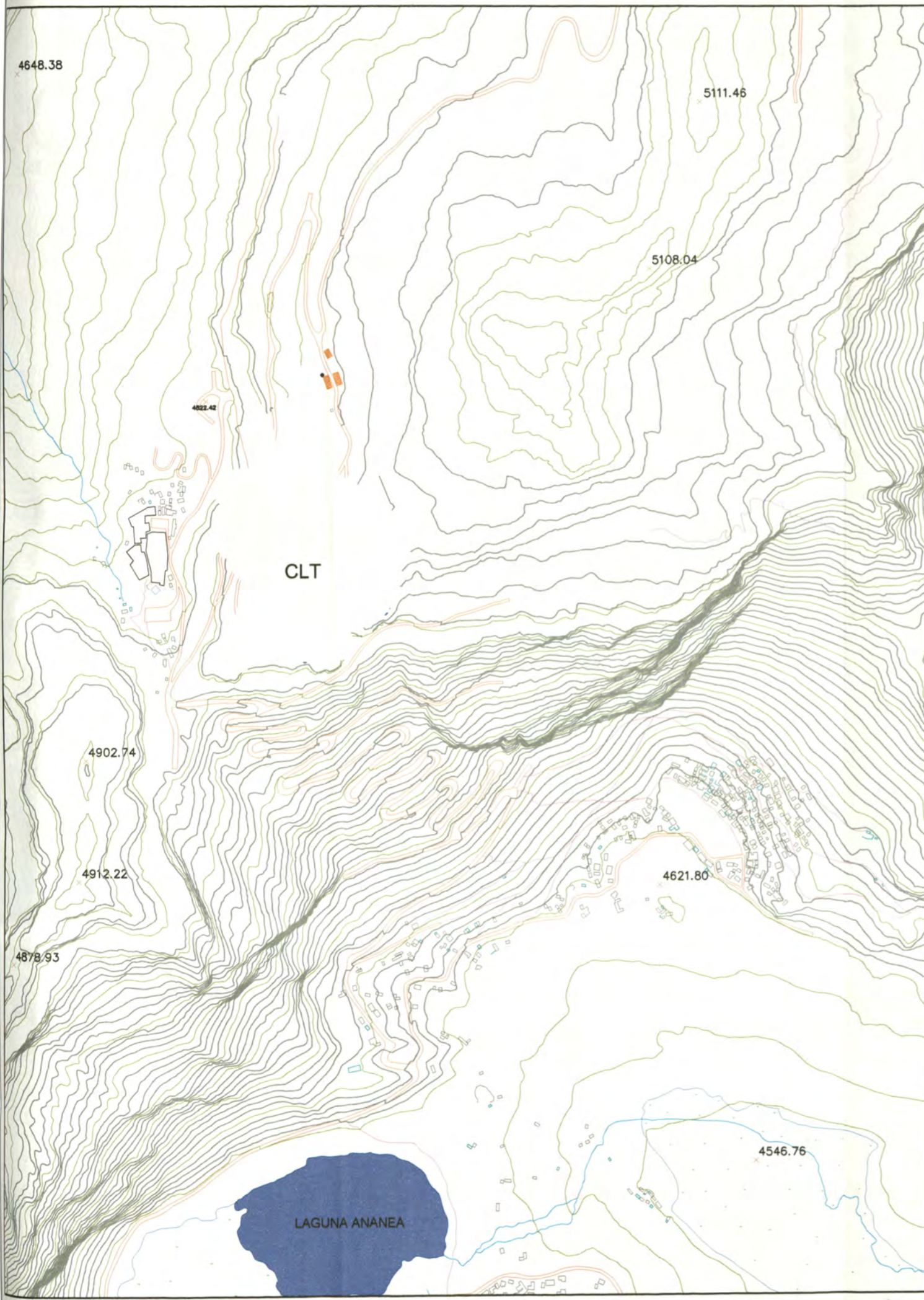


CORTE B - B



SECCION TIPICA (CANAL DE CORONACION DE CONTROL DE DRENAJE DE DESAGUE)

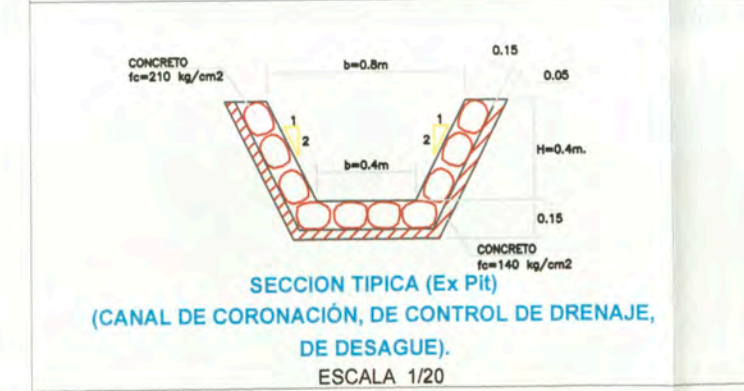
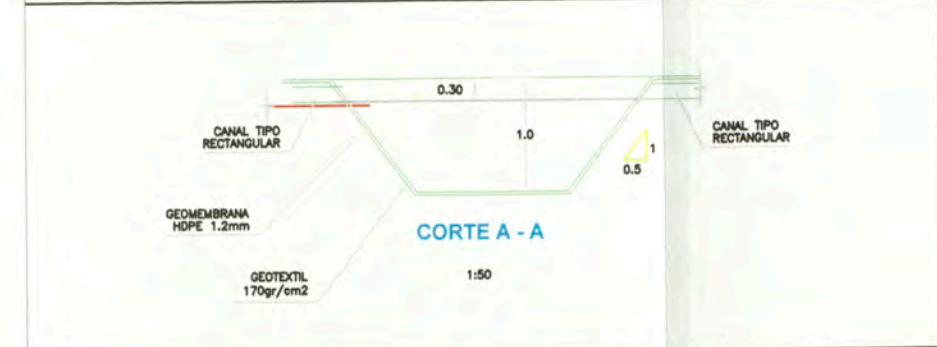
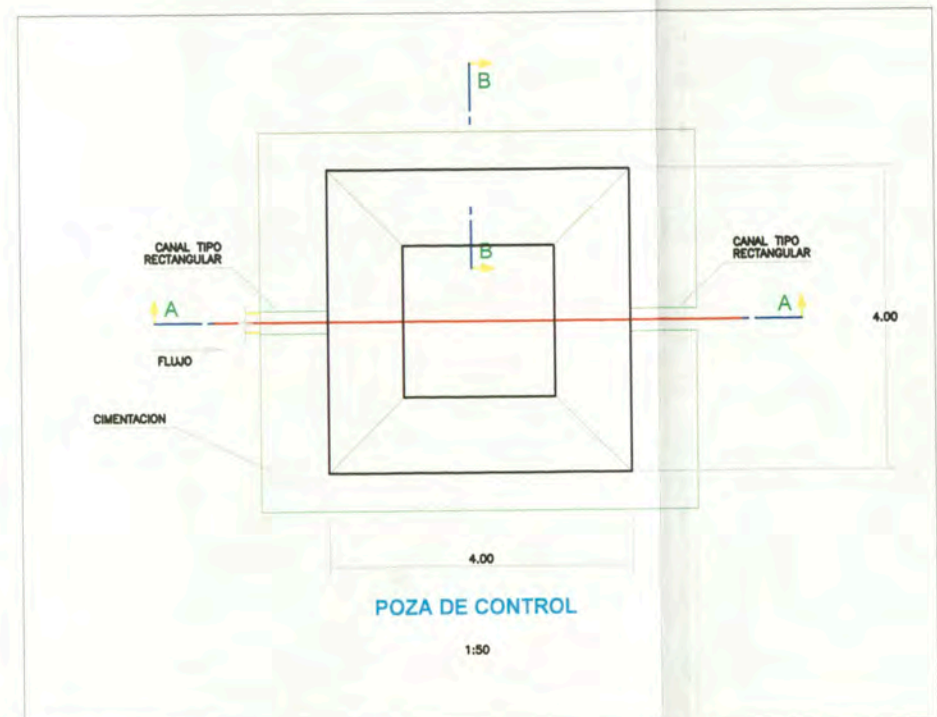
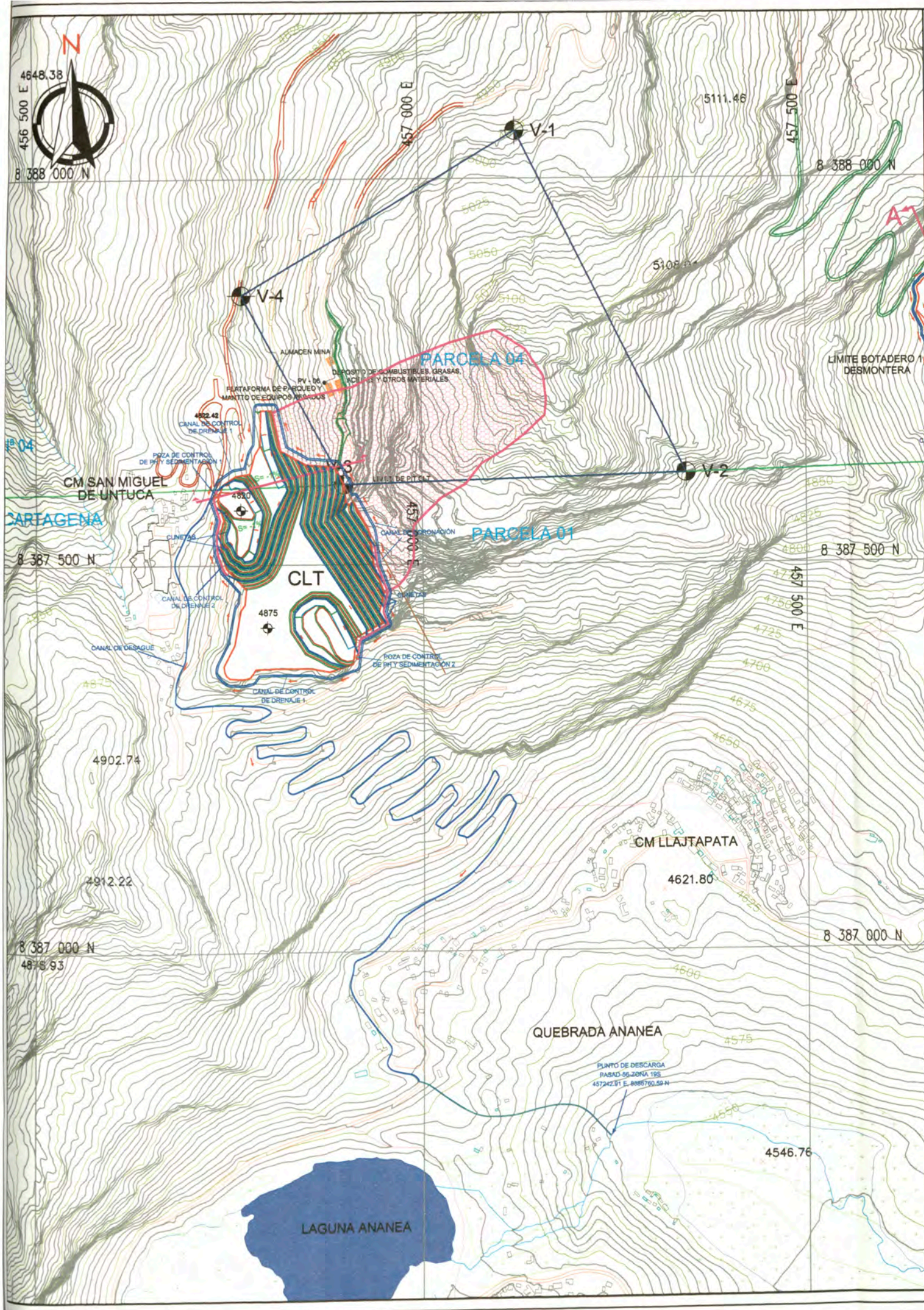
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		ESCALA VARIOS	
PROYECTO	A-008/10	FECHA MAYO - 2011	
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S		PLANO No
SOFTWARE MINERO	CS		M-10
REVISADO	JLS		
APROBADO	JLS		



LEYENDA

CURVAS DE NIVEL TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CRESTA DE BANCO (OPEN PIT)	
PIE DE BANCO (OPEN PIT)	
RAMPA DEL OPEN PIT	
QUEBRADA	
BOPEDALES	
ACCESOS	
ACCESO CARROZABLE/PROPUESTO	
CAMINO	
CANAL INTERNO	
CANAL DE CONTROL	
POZA DE CONTROL	
TUBERIA HOPPE, D 8"	
CONCESION PARCELA 4	
CONCESION CARTAGENA	
RIO	
INSTALACIONES MNA	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		ESCALA 1/ 3000	 Cori Puno S.A.C.	PROYECTO UNTUCA PLAN DE MINADO - CERRO LA TORRE/1500 TMD ESTABILIZACIÓN HIDROLOGICA DEL TAJO CLT	PLANO No M-11
PROYECTO	A-008/10	FECHA			
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S				
SOFTWARE MINERO	CS				
REVISADO	JLS				
APROBADO	JLS				



LEYENDA	
CURVAS DE NIVEL	
TOPOGRAFIA EXISTENTE	
CRESTA DE BANCO (OPEN PIT)	
PIE DE BANCO (OPEN PIT)	
RAMPA DEL OPEN PIT	
QUEBRADA	
BOFEDALES	
ACCESOS	
ACCESO CARRIZABLE (PROPUUESTO)	
CAMINO	
CANAL INTERNO	
CANAL DE CONTROL	
POZA DE CONTROL	
TUBERIA HDPE, D 8"	
CONCESION PARCELA 4	
CONCESION CARTAGENA	
RIO	
INSTALACIONES MINA	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		ESCALA 1/ 3000	 Cori Puno S.A.C.	PROYECTO UNTUCA	PLANO No
PROYECTO	A-008/10	FECHA		DETALLES TIPICOS DE ESTABILIZACION HIDROLOGICA DEL TAJO CLT	M-012
PROYECCION	UTM PSAD 56 - ZONA 19S	MAYO - 2011			
SOFTWARE MINERO	CS				
REVISADO	JLS				
APROBADO	JLS				