



Universidad Nacional Autónoma de México

Facultad de Ingeniería

“ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL Y TEPETATE EN EL PROYECTO “CABALLO BLANCO”, VERACRUZ”

Tesis profesional que para obtener el título de:

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

Presentan:

**Jorge Alejandro Román López
Cruz Alejandro Santos López**

Director de tesis:

M. en I. José Enrique Santos Jallath



Ciudad Universitaria, México, D.F.
Febrero 2013



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

A mi madre que siempre creyó en mí, lo logramos madre.

A mis hermanas que confiaron plenamente en que podría lograrlo.

A mi padre, aquí está la prueba de que sí se puede.

Alejandro.

Agradezco a mis padres, por el apoyo, la confianza, los consejos y los regaños que siempre me brindaron, son mi ejemplo de fortaleza y lucha.

A mis hermanas, porque siempre estuvieron cuando las necesité, por sus buenos consejos y su empuje, siempre han sido y serán mi impulso para seguir adelante.

A mis amigos, Mel, Pipe, Carola, Carlos y Pachi, Arturo, Diana, Jorge, Ian, Isa, Rosario por el tiempo que compartimos, las risas, los enojos, las noches en vela, por estar conmigo en los momentos difíciles y el gran apoyo que me brindaron.

A mis profesores, por el conocimiento y la experiencia que me compartieron, en particular al Ing. Santos por su paciencia, conocimiento y ayuda, al Ing. Huevo por sus consejos y su gran ayuda.

Al equipo de Minera Cardel, Ray, Fortus, Nacho, Ing. Escandón, Rosalío, Dustin y demás compañeros que de alguna manera contribuyeron a realizar este trabajo.

Alejandro.

A las mujeres de mi vida, que son mi principal pilar e inspiración
Arely, Yesica, Esperanza, Abue Lupe y Abue Mary,
porque su valentía y fortaleza me ha hecho llegar hasta donde estoy.

Gracias.

Jorge.

Agradezco a mi familia, por haberme impulsado a llegar hasta este momento, a mi padre que siempre me ha apoyado y ha sido un ejemplo a seguir para mí.

Al Sr. Ministro José Fernando Franco González Salas y familia, por la formidable misión con la que se han comprometido y por el apoyo moral que me han brindado desde el momento en que nos conocimos. El profundo respeto que tengo hacia ustedes es tan grande como la confianza que han depositado en mí.

A mis amigos, que le han dado a la vida los mejores matices y por quienes vale la pena dar todo. También le agradezco a Alejandro, mi hermano, por aventurarse a realizar este trabajo conmigo, aun sabiendo a lo que se arriesgaba.

A la UNAM por permitirme vivir la experiencia más inolvidable de mi vida, donde conocí gente que jamás podré olvidar y donde recibí el conocimiento que jamás podré pagar.

A mis maestros, en especial, al Ing. José Santos por su dedicación, paciencia y por creer en mí.

A todo el equipo de Minera Cardel S.A de C.V., por las facilidades prestadas para realizar este trabajo y por hacerme sentir como en casa.

Por eso y mucho más, gracias!

Jorge.

ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL Y TEPETATE EN EL PROYECTO “CABALLO BLANCO”, VERACRUZ

1.Introducción	8
2.Antecedentes de actividad minera en Veracruz	11
2.1.Minerales no metálicos	11
2.2.Minerales metálicos.....	13
2.2.1. Distrito minero Las Minas.....	13
2.3.Antecedentes del proyecto Caballo Blanco	17
3.Generalidades del proyecto Caballo Blanco	19
3.1.Localización del proyecto	19
3.1.1. Ubicación	19
3.1.2. Accesos	19
3.2.Características del lugar	20
3.2.1. Clima	20
3.2.2. Flora	23
3.2.3. Fauna	25
3.2.4. Comunidades	27
3.3.Geología del yacimiento	30
3.3.1. Geología Local	31
3.3.2. Mineralización	32
3.3.3. Descripción del mineral	33
3.4.Exploración y modelo del yacimiento	35
3.5.Explotación del yacimiento	40
3.5.1. Distribución de obras auxiliares e infraestructura	41
3.5.2. Factores que definen la localización de obras auxiliares	44

3.6. Beneficio del mineral	44
3.6.1. Patio de lixiviación	44
3.6.2. Planta de Adsorción, Desorción y Recuperación (ADR).....	45
3.6.3. Laboratorio químico.....	45
3.7. Inversión requerida.....	46
4. Análisis técnico y económico del transporte de tepetate	47
4.1. Generalidades del manejo de tepetate	47
4.1.1. Caracterización del tepetate.....	48
4.1.2. Criterios en la selección de equipo	49
4.1.3. Etapa de construcción e inicio de operaciones	50
4.2. Análisis técnico del transporte de tepetate.....	51
4.2.1. Frecuencia de descarga	52
4.2.2. Tiempo por ciclo.....	52
4.2.3. Tamaño de flota	54
4.2.4. Pre-producción.....	55
4.2.5. Periodo de transición: Pre-producción – Operación	56
4.3. Análisis económico del transporte de tepetate.....	57
4.3.1. Costos por concepto de acarreo	57
4.3.2. Costo de acarreo a valor futuro.....	59
5. Alternativas para el transporte de mineral	61
5.1. Consideraciones generales.....	61
5.1.1. Topografía de la zona.....	63
5.1.2. Distancia entre el tajo y el patio de lixiviación	63
5.1.3. Flora y fauna.....	64
5.1.4. Nucleoeléctrica Laguna Verde	65
5.2. Alternativas para el manejo de mineral	65
5.3. Transporte con camión	65
5.3.1. Criterios para el diseño de los caminos.....	66
5.3.2. Alternativa #1	67
5.3.3. Alternativa #2	67
5.3.4. Alternativa #3	68
5.3.5. Alternativa #4	68
5.3.6. Evaluación de las alternativas para transporte con camión.....	68

5.4. Transporte con banda	70
5.4.1. Área de trituración	70
5.4.2. Alternativa #5(propuesta interna)	71
5.4.3. Alternativa #6	72
5.4.4. Evaluación de las alternativas de transporte con banda	72
6. Análisis técnico y económico del transporte de mineral con camión	74
6.1. Análisis técnico para el transporte de mineral con camiones	74
6.1.1. Construcción del camino	74
6.1.2. Cálculo de la flotilla de camiones.....	75
6.2. Análisis económico para el transporte de mineral con camiones	82
6.2.1. Costo del camino de acarreo	82
6.2.2. Costo por tonelada acarreada	84
6.2.3. Costo de acarreo a valor futuro.....	87
7. Análisis técnico y económico del transporte de mineral con banda	89
7.1. Análisis técnico del transporte de mineral con banda	90
7.1.1. Cálculo banda A – B	90
7.1.2. Cálculo bandas B – C, C – D y D – E.....	99
7.2. Análisis económico del transporte mineral con banda	101
7.2.1. Costos de preparación	102
7.2.2. Costos de instalación.....	103
7.2.3. Costos de operación	106
7.2.4. Costos de mantenimiento	109
7.2.5. Resumen de costos.....	110
8. Selección del sistema de transporte más conveniente para mineral	111
8.1. Comparación técnica	111
8.1.1. Preparación.....	111
8.1.2. Versatilidad y disponibilidad del equipo	113
8.1.3. Mantenimiento.....	114
8.2. Comparación económica	115
8.2.1. Sistema de transporte de mineral con camiones	116
8.2.2. Sistema de transporte de mineral con banda	116
8.2.3. Comparativo de costos.....	116

8.3. Viabilidad de ambas alternativas	117
8.3.1. Aspectos ambientales.....	117
8.3.2. Aspectos sociales	118
8.3.3. Detalles intrínsecos a cada sistema de transporte.....	119
8.4. Selección del sistema de transporte	120
9. Conclusiones	121
Bibliografía.....	123
Apéndices	
1) Ficha técnica. CAMIÓN CATERPILLAR 777 F	124
2) Ficha técnica. CARGADOR CATERPILLAR 992	125
3) Ficha técnica. CAMIÓN ARTICULADO CATERPILLAR 740	126
4) Plano A. ALTERNATIVA 1	127
5) Plano B. ALTERNATIVA 2	128
6) Plano C. ALTERNATIVA 3	129
7) Plano D. ALTERNATIVA 4	130
8) Plano E. ALTERNATIVA 5	131
9) Plano F. ALTERNATIVA 6	132
10) Plano G. UBICACIÓN DE SECCIONES DE LA BANDA TRANSPORTADORA	133
11) Plano H. SECCIÓN A-B Y B-C	134
12) Plano I. SECCIÓN C-D Y D-E	135

Índice de tablas

1) Composición taxonómica de la fauna de vertebrados registrada en el área del proyecto.....	26
2) Especies con categoría de riesgo registradas en el proyecto.....	27
3) Configuración de las vías de comunicación en Actopan y Alto Lucero.....	30
4) Ritmo de producción para el proyecto.....	40
5) Distribución espacial de las principales obras del proyecto.....	42
6) Inversión estimada por etapa y total.....	46
7) Tiempo necesario para que un camión salga del tajo a 30 km/h.....	53
8) Tiempo de ciclo de acuerdo a la variación de la distancia por semestre.....	54
9) Tamaño de flotilla necesaria para el transporte por semestre.....	55
10) Ritmo de producción en primeras etapas de explotación.....	56
11) Costo total de acarreo por año.....	59
12) Valor futuro de la inversión para acarreo de mineral con camión.....	60
13) Comparativo de las alternativas para el diseño del camino de acarreo.....	68
14) Afectación del factor de abundamiento al volumen de corte de cada alternativa.....	69
15) Producción diaria de mineral en cada etapa de la mina.....	75
16) Distancias y tiempos para el recorrido de camiones.....	76
17) Flotilla de camiones necesarios en cada semestre para acarrear mineral al patio de lixiviación.....	81
18) Variación semestral de la distancia para salir del tajo y variación mensual y semestral del tonelaje de producción mineral.....	85
19) Costo total de acarreo por año.....	87
20) Valor futuro de la inversión para acarreo de mineral con camión.....	88
21) Velocidad máxima de banda recomendada.....	91
22) Ángulo de carga, ángulo de reposo y volatilidad.....	92
23) Ancho de banda transportadora.....	93
24) Peso por unidad de longitud, kg/m.....	94
25) Potencia requerida para cada banda.....	100
26) Potencia requerida con un factor de pérdida del 5%.....	101
27) Costo de preparación del camino para la banda transportadora.....	102
28) Costo de cuele y fortificación del túnel para la banda transportadora.....	103
29) Costo de instalación del sistema de bandas transportadoras.....	105
30) Costo total de instalación de la banda.....	106
31) Costo de energía según tarifa H-TL de CFE.....	106
32) Distribución de costo de energía según tarifa H-TL de CFE.....	107
33) Costo de energía para operar el sistema de bandas según tarifa H-TL de CFE.....	107
34) Valor futuro del costo de operación durante la vida de la mina.....	108
35) Valor futuro del costo de mantenimiento durante la vida de la mina.....	109
36) Costos de preparación e instalación banda transportadora.....	110
37) Costos de operación y mantenimiento banda transportadora.....	110
38) Costos totales.....	110

Índice de figuras

1) Localización del proyecto	19
2) Precipitación promedio mensual de la estación “La Mancha”	21
3) Distribución barrenos en el área del proyecto cerro La Paila.....	36
4) Proyección socavón	39
5) Modelo del yacimiento	41
6) Ubicación de la tepetatera	48
7) Área de acarreo comprendida entre el tajo y el patio de lixiviación.....	62
8) Distancia máxima y mínima entre el tajo y el patio de lixiviación	64
9) Ubicación de la estación de trituración.....	71
10) Potencia requerida para operar la banda vacía	95
11) Potencia requerida para elevar el material	96
12) Potencia requerida para transportar el material horizontalmente	98
13) Costo de instalación por metro lineal de banda transportadora.....	104
14) Costo de instalación de motores y sus controladores necesarios.....	105

1. INTRODUCCIÓN

Hoy en día, son pocos los yacimientos minerales de altas leyes, esto se debe en gran parte a la creciente demanda de los recursos minerales no renovables, lo que ha significado un verdadero desafío en la ingeniería del desarrollo de nuevas técnicas de minado y de procesamiento de minerales. Se sabe que actualmente es necesario mover grandes volúmenes de mineral para obtener una cantidad de metal que anteriormente se obtenía con el procesamiento de un volumen menor de mineral. El resultado de este fenómeno se materializa en un método de explotación a cielo abierto a gran escala con innovaciones en explosivos, equipos de perforación, sistemas de cargado y acarreo, software de diseño y mejoramiento de otros muchos aspectos como seguridad, conservación del ambiente y relaciones comunitarias, asegurando no solo la pronta recuperación de la inversión y la generación de utilidades a los socios de la operación, sino también logrando un sistema integral de sustentabilidad en el entorno, por lo menos teóricamente.

La producción de mineral en una mina es la razón de ser de la operación misma, de ésta y otras actividades depende que el producto se coloque en el mercado y genere ingresos para continuar con la explotación. Detrás de la producción, existe una serie de factores importantes para que esta se lleve a cabo sin ningún inconveniente, estos factores pueden ser de tipo económico, técnico, operativo, ambiental, social y/o político. Las operaciones unitarias, que a su vez definen el ciclo de minado, toman en cuenta esos factores para desarrollarse. Dichas operaciones se interpretan comúnmente en el minado a cielo abierto como: barrenación, voladura, rezagado y acarreo.

Anteriormente, la técnica del minado a cielo abierto estaba un tanto encasillada a la producción de agregados pétreos y minerales no metálicos. Con el incremento de la demanda de metales y el interés por encontrar nuevos yacimientos minerales que satisfagan esa demanda, el minado a cielo abierto se ha diversificado, al ser aplicado cada vez con mayor frecuencia en los yacimientos metálicos, teniendo un mayor desarrollo en la producción de Au, Ag, Cu, Mo y Fe. De acuerdo con las características propias de los yacimientos metálicos, se desprende la necesidad de procesar un gran volumen de material para que el proyecto sea más rentable.

La gran producción, inherente a la explotación superficial, implica el diseño de un sistema de transporte acorde con las exigencias del minado y el proceso de beneficio. Como parte de las características que hacen de un sistema de transporte, el óptimo, está la distancia de recorrido, la cual debe ser tan corta como los lugares asignados lo permitan y así abatir costos, ayudando a hacer efectiva la operación. El proceso de beneficio se lleva a cabo fuera de la zona de explotación, en un lugar donde se tenga la certeza de que no habrá afectación por parte de la operación de la mina.

Junto con las operaciones mineras superficiales en yacimientos auríferos, vienen el desarrollo y diseño de patios de lixiviación para beneficiar el mineral. Ésta es una de las principales razones por las cuales se debe planear y diseñar también un sistema de acarreo y depósito de mineral en los patios de lixiviación. Se debe destacar la importancia de considerar también el diseño y planeación del transporte de tepetate a su lugar final de depósito, así como considerar y comparar, en ambos casos, mineral y tepetate, diferentes opciones técnicas y económicas de transporte.

El proyecto minero “Caballo Blanco” está localizado en el estado de Veracruz, en un conjunto montañoso perteneciente a la Faja Volcánica Transmexicana, aproximadamente a dos kilómetros en línea recta al SE de la nucleoelectrícula Laguna Verde.

Dentro de las operaciones unitarias que conforman el ciclo de minado a cielo abierto, el sistema de transporte de mineral y tepetate en el proyecto “Caballo Blanco” representa un reto mayor de diseño e ingeniería, el cual está limitado por la accidentada topografía de la Faja Volcánica Transmexicana y los escasos sitios para la ubicación del almacenamiento de material estéril y los patios de lixiviación.

El proyecto está planeado para ser una operación minera a cielo abierto de primer nivel, tal como el sistema de acarreo, que se puede realizar utilizando diferentes técnicas, por ejemplo, mediante el uso de camiones, banda transportadora, locomotora o teleférico, por mencionar algunos. Sin duda alguna, las más comunes entre las operaciones mineras a cielo abierto del país, están el uso de camiones y banda transportadora, mismas que han sido consideradas en el proyecto por su versatilidad y amplia aceptación.

Los factores que más influyen para elegir un sistema de transporte de mineral y tepetate, son sin duda los factores económicos, técnicos, ambientales y de diseño. Estos factores en el proyecto “Caballo Blanco”, que en su mayoría son los más complejos, orillan a reducir las opciones del sistema de transporte a solamente dos: a) transporte con camiones fuera de carretera y b) transporte con bandas. La decisión anterior se tomó por las siguientes razones, ambientalmente hablando, el proyecto se encuentra en una región con abundante vegetación, además de una intensa precipitación en ciertas temporadas del año y la cercanía del proyecto a la costa del Golfo de México lo hace también susceptible a afectaciones por tormentas tropicales o huracanes. Por la ubicación del yacimiento, el recorrido que se debe hacer para transportar el mineral a los patios de lixiviación se ubica sobre una topografía sumamente accidentada que representa un gran reto para el diseño del sistema de transporte mineral, dejando dependiente de éste, los aspectos y/o complicaciones técnico-económicas que se puedan generar.

Las opciones anteriormente mencionadas para el sistema de transporte, se ven afectadas negativa y positivamente por diversos factores, entre ellos la afectación a la abundante vegetación y especies protegidas, tanto animales como vegetales, así como las condiciones

físicas (topografía, geotecnia, clima, etc.), que en lo particular constituyen parte de las limitantes para la operación del sistema de transporte. Es por esta razón que se requiere un estudio que involucre dichos factores en conjunto con aspectos técnicos y económicos, de tal forma que se establezca un comparativo integral entre estas alternativas y nos permita determinar cuál de las dos opciones es la más conveniente para el proyecto. Expuesto lo anterior, el presente estudio permitirá evaluar y decidir entre las dos alternativas de transporte, teniendo la certeza de que técnica y económicamente son las más viables y ambientalmente causan el menor impacto a sus alrededores.

El manejo de material estéril es de vital importancia, ya que es necesario moverlo para poder extraer el mineral, ahora, dado que el material estéril no requiere de ningún tratamiento posterior a su extracción, la disponibilidad del sitio de depósito, comparada con la disponibilidad de sitios para el beneficio de mineral, es mayor, porque no requiere de un ordenamiento específico ni un espacio extra para la colocación de una planta metalúrgica. Esto asegura la elección de un sitio cercano al tajo, lo que significa que bastará con diseñar el sistema de transporte de camiones exclusivamente para el transporte de tepetate, además será independiente del sistema de acarreo que se elija para la producción.

Se planea colocar los depósitos de material estéril justo al norte de la explotación. Esto nos permite asegurarnos de que por lo menos será necesaria una flotilla de camiones para poder extraer el material de la mina y canalizarlo a donde corresponde según su calidad mineral. También hay que señalar que por la ubicación de los depósitos de tepetate y por las características de la operación, para el transporte del material estéril sólo se considera como alternativa viable el uso de camiones.

Por lo expuesto anteriormente, el objetivo de este análisis será determinar la alternativa más conveniente desde el punto de vista técnico y económico para el sistema de transporte de mineral y tepetate en el proyecto Caballo Blanco; con base en la consideración de aspectos técnicos, económicos, sociales y ambientales.

2. ANTECEDENTES DE ACTIVIDAD MINERA EN VERACRUZ

Actualmente, en el estado de Veracruz la actividad minera está enfocada únicamente a los minerales no metálicos, la producción de estos minerales tiene una gran relevancia que le permite a este tipo de industria ocupar un lugar preponderante en la producción nacional, sobresaliendo los depósitos de arena sílica y sal en la región del Istmo, pumicitas y calizas en la zona de Perote, materiales para cemento, caliza y bancos de material en la región de Orizaba, caolín en la región caolinífera de Huayacocotla y mármol en la región de Tatatila Las Minas. En cuanto a minerales metálicos, Veracruz cuenta con yacimientos en el distrito minero Las Minas y en el área mineralizada El Bastonal de los cuales no se tienen registros de que hayan estado en explotación; actualmente se encuentra en exploración el proyecto aurífero Caballo Blanco.

Con el fin de presentar una visión general de la minería en la entidad, a continuación se presentan en orden de importancia las características principales de las regiones mineras no metálicas y metálicas que tienen o han tenido un papel relevante en la minería veracruzana.

2.1. MINERALES NO METÁLICOS

Una zonificación de acuerdo al tipo de sustancias que se observan en la región minera del Istmo, nos permite reconocer varios tipos de yacimientos, pudiendo distinguir la Zona Sayula (arena sílica), Zona Jáltipan (sal y azufre) y el prospecto Uxpanapa (barita).

La región caolinífera de Huayacocotla, se localiza en la porción noroccidental del estado de Veracruz en la zona limítrofe con el estado de Hidalgo, dentro de los municipios de Huayacocotla y Zacualpan, a 190 km aproximadamente al N 56° W de la ciudad de Xalapa.

Los principales depósitos de caolín que se localizan y explotan actualmente dentro del distrito minero de Huayacocotla se presentan en forma de lentes con buena calidad pero en extensiones muy pequeñas, otros depósitos presentan alto contenido de sílice, por lo que, no todo el material es susceptible de beneficiarse y cumplir con los requerimientos exigidos a los caolines de importación. La clasificación empírica utilizada en la región, se basa en la coloración y textura, es decir, el caolín blanco es considerado de primera, el color crema de segunda y el manchado o con tonos rojizos de tercera, texturalmente el caolín pueden ser silicoso, arenoso, plástico y lajudo.¹

¹ SGM, 2010

La región Perote, cuenta con grandes recursos de pumicita que se explotan en aproximadamente 500 bancos que se ubican en los municipios de Perote, Jalalcingo y Ayahualulco, Xico e Ixhuacán de los Reyes. Otro recurso son los bancos de caliza que se utiliza como materia prima para obtener cal hidratada y mármol ubicados en Perote, Ejidos Tenex-tepec y La Gloria.

Dentro de la región minera Orizaba se han detectado materiales para cemento, caliza y bancos de material. Se localiza en la porción centro suroeste del Estado, en el área que comprende a los municipios de Orizaba, Córdoba, Zongolica y Tezonapa.

Cementos Apasco S. A. de C. V., en su planta Orizaba, utiliza caliza del banco ubicado en las cercanías de Ixtaczoquitlán. En la congregación de Peñuela (Ejido Cuauhtémoc) se explotan bancos de caliza con espesores mayores a un metro, las cuales se comercializan como mármol debido a la buena apariencia que dan al corte y pulido. En esta misma localidad en otro de los bancos se extrae la materia prima que se procesa en la Calera Peñuela y Contadero S. A.. Otro banco activo es el de San José de Gracia, que es de color café terroso, presenta buena calidad a las pruebas de corte, pulido y brillo al espejo.

Además en las cercanías de Orizaba existen bancos de los que se extraen arenas, para producir grava y arena, utilizada en la industria de la construcción y en caminos y carreteras.

Esta zona posee grandes extensiones donde afloran calizas y lutitas, que son la materia prima para la elaboración de cal y cemento, calizas marmolizadas que se utilizan como rocas dimensionables; así como lahares y arenas utilizadas en la industria de la construcción, lo que representa un gran potencial en este tipo de materiales, por lo que sus perspectivas son muy favorables.

Distribuidos en todo el estado se encuentran gran cantidad de bancos de material que se utilizan principalmente en la industria de la construcción y para revestimiento de caminos, dentro de estos los que se consideraron como los más importantes son:

Región de Los Tuxtlas.- En el extremo suroriental del Estado, en esta región se han explotado importantes cantidades de material provenientes de las rocas volcánicas.

Región de Perote-Xalapa.- en la porción central, al igual que la anterior el material que se extrae proviene de las rocas volcánicas de la Faja Volcánica Transmexicana.

Región Noroccidental.- En la porción noroccidental de la entidad se encuentran las áreas Cerro, Azul, Tamiahua, Naranjos, Ozulama y Llano de Bustos que cuentan con una importante cantidad de bancos.

Dentro del distrito en los alrededores del poblado de Piedra Parada, existen pequeñas explotaciones a nivel gambusinaje de cuarzo amatista alojado en estructuras tabulares irregulares, debido a lo errático de su ocurrencia no es posible determinar su potencial.

2.2. MINERALES METÁLICOS

En la entidad los depósitos de minerales metálicos se observan en el distrito minero Las Minas con mineralización polimetálica. Con base en la Monografía geológico-minera del estado de Veracruz publicada por el Servicio Geológico Mexicano (SGM) en 2007 a continuación se presenta una breve descripción de éste distrito.

2.2.1. DISTRITO MINERO LAS MINAS

Conformado por la zona mineralizada Tatatila-Las Minas que a su vez cuenta con tres áreas mineralizadas denominadas Tatatila, Las Minas y La Miqueta, con yacimientos de oro, plata, plomo, zinc, cobre y hierro.

- Zona mineralizada Tatatila-Las Minas

Se localiza en la porción central del Estado a 50 km al noroeste de la ciudad de Xalapa, queda comprendida dentro de la jurisdicción de los municipios de Tatatila, Las Minas, Las Vigas de Ramírez y Perote.

Las minas y prospectos del área Tatalila se describen a continuación:

El Rubí.- Se ubica al S 78° E y 3.4 km del poblado Tatatila, consta de una veta de rumbo N25° W y un echado de 62° SW, con longitud de 200 m, espesor de 1.38 m, y profundidad de 100 m, con valores de 3.73 g/t de oro, 17 g/t de plata, y 0.37 de cobre.

El Polvorín.- Se localiza al S 75° E y 3.6 km del poblado Tatatila, se presenta como estructura vetiforme de rumbo N75° W y echado de 62° al SW, su longitud es de 200 m, espesor de 1.41 m, y profundidad de 100 m, obteniendo valores de 0.37 g/t de oro, 9 g/t de plata, con 0.13% de cobre.

El Carmen.- Se localiza al S 84° E y 4.1 km del poblado Tatatila, consiste de una veta de rumbo N 35° E y un echado de 62° NW, de 200 m de largo, espesor de 0.73 m y profundidad de 100 m, reporta valores de 0.05 g/t de oro, 11 g/t de plata, y 0.24% de cobre.

El Águila.- Se ubica al N 84° E y 2.9 km del poblado de Tatatila, consiste de una estructura vetiforme de rumbo N 60° E y un echado de 83° NW, con 200 m de largo, espesor de 0.41 m y profundidad de 100 m, donde reporta valores de 6 g/t de plata y 0.03 % de cobre.

La Aurora.- Se localiza al N 65° E y 1.8 km del poblado de Tatatila, consiste de una estructura vetiforme de rumbo E-W y echado de 75° S, su espesor es de 0.83 m, reporta valores de 0.11 g/t de oro, 74 g/t de plata, 0.06% de cobre, 5.64% de plomo, y 8.05% de zinc.

Las minas y prospectos del área mineralizada Las Minas se describen a continuación:

Los yacimientos tipo *skarn* se pueden observar en las minas Cinco Señores y Boquillas (oro y cobre), que se ubican en los alrededores del poblado Las Minas y San Pedro respectivamente.

Cinco Señores.- Se ubica al N 68° W y 800 m del poblado de Las Minas, consiste de un cuerpo de skarn de forma irregular, donde se tienen una serie de obras mineras entre las que sobresalen: Cinco Señores, Los Muertos, El Mállate, San José del oro y El Rosario, los valores reportados en las muestras colectadas en estas obras son de 0.62 g/t de oro y 0.14% de cobre.

Mina Boquillas.- Se localiza al N 20° E y 300 m del poblado de Las Minas, consta de un cuerpo de skarn de forma irregular, consiste de varias obras mineras entre las que sobresalen: Boquillas, El Dorado, El Arbolito, Nopaltepec, Mina Blanca, Santa Elena, Juambran y María Antonia, con mineralización en forma de lentes irregulares con valores del orden de 15 a 25 g/t de oro. Los valores para la zona de skarn es de 1.14 g/t de oro y 0.44 % de cobre.

También se tienen dos depósitos de hierro, denominados Cerro Palacio, en los alrededores del poblado de Tenepanoya y San Pedro en los Alrededores de Tatatila, los que han sido someramente explorados.

Se han registrado ocho minas desarrolladas sobre estructuras vetiformes, éstas forman lo que se ha denominado el área mineralizada La Miqueta y se describen a continuación:

La Miqueta.- Se ubica al N25° W y 3.3 km del poblado de Las Minas, labrada sobre una estructura vetiforme, con rumbo N-S y echado vertical, su espesor es de 0.67 m y longitud de 150 m con desnivel mayor a 100 m, reportando valores de 7.1 g/t de oro, 13 g/t de plata, y 0.41% de cobre.

La Marangola.- Se ubica al N 21° W y 2.8 km del poblado de Las Minas, muestra una veta con rumbo de N 22° E y echado vertical, de 60 m de largo, 0.52 m de espesor y profundidad de 100 m, los valores obtenidos en esta mina son de 12.01 g/t de oro, 109 g/t de plata, y 0.06% de cobre.

Dos Ríos.- Se localiza al N 20° W y 2.8 km del poblado de Las Minas, tiene una estructura de rumbo N-S y echado vertical, con longitud de 65.0 m, espesor de 0.33 m, con valores de 5.25 g/t de oro, 34 g/t de plata y 0.11% de cobre.

Tamiahua.- Se ubica al N 12° W y 3.8 km del poblado de Las Minas, consiste de una estructura de rumbo N-S, con un echado vertical, un ancho de 0.48 m y una longitud de 50.0 m, donde se obtuvieron valores de 1.87 g/t de oro, 254 g/t de plata, y 0.07% de cobre.

El Cedro.- Se sitúa al N 33° W y 2.6 km del poblado de Las Minas, en el sitio con coordenadas UTM 14 Q 692821 E y 2180602 N, presenta una estructura de rumbo N-S, y echado de 70° al W, con 30 de longitud, espesor de 0.33 m y profundidad de 100 m, arrojando valores de 29.60 g/t de oro, 54 g/t de plata, y 0.96% de cobre.

La Escondida.- Se ubica al N 19° W y 2.9 km del poblado de Las Minas, definida por una estructura de rumbo N 20° E, y echado vertical, con 125 m de longitud, 0.75 m de ancho y profundidad de 100 m tiene valores de 1.09 g/t de oro, 14 g/t de g/t de plata, y 0.213% de cobre.

La Concepción.- Se localiza al N 54° W y 2.9 km del poblado de Las Minas, consiste de una estructura de rumbo N-S y echado vertical, con 70 m de largo, 1.67 m de ancho y un desnivel de 100 m, reporta valores de 2.36 g/t de oro, 2 g/t de plata, y 0.003% de cobre.

Banco de cobre.- Se ubica al N 22° W y 2.6 km del poblado de Las Minas, presenta una estructura de rumbo N 80° E con echado de 55° NW, con una longitud de 50 m, espesor de 0.83 m y profundidad de 100 m, donde se tienen valores de 0.21 g/t de oro, 2 g/t de plata, y 0.04% de cobre.

- **Área mineralizada El Bastonal (prospecto La Morelense)**

Se localiza en la porción oriental de Estado, al sureste a 22 km en línea recta de la ciudad de Catemaco, dentro de la jurisdicción del municipio de Soteapan.

Cuenta con dos socavones de exploración de 26 m y 19 m respectivamente, desarrollados sobre la veta con rumbo de N 45° E y echado de 43° al SE con un espesor de 1.90 m de la que se obtuvieron valores promedio de 129 g/t de plata, 0.34% de plomo, 0.26% de zinc, 0.01 g/t de oro y 29.56% de BaSO₄, en una zona de vetillas los valores fueron de 156 g/t de plata, 0.20 % de plomo, 0.02 % de zinc, 0.04 g/t de oro y 10.68 % de BaSO₄ mientras que en terreros se obtuvieron valores promedio de 905 g/t de plata, 0.95% de plomo, 0.85% de zinc, 0.01 g/t de oro y 37.8 % de BaSO₄.

- **Área Prospectiva Caballo Blanco**

Se localiza en la porción central del Estado al N 70° E y a 40 km en línea recta de la ciudad de Xalapa, al poniente de la planta nucleoelectrica Laguna Verde, dentro de la jurisdicción de los municipios de Alto Lucero y Actopan.

Este proyecto no cuenta con minas, ya que se encuentra en una fase de exploración con barrenación a diamante. Las estructuras corresponden a vetas epitermales de cuarzo, con valores de oro, plata y cobre.

En el primer semestre de 1998 Almaden Resources realizó una campaña de barrenación perforando un total de 2,390 m, con 17 barrenos a diamante, el más importante fue el barreno CB-4 donde se obtuvieron valores promedio de 1.4 g/t oro y 9 g/t plata en 40 m, incluyendo 3.8 g/t oro y 23 g/t plata sobre 12.2 m, con el barreno CB-5 se cortaron 14 m de mineral con promedio de 1.8 g/t oro y 31 g/t plata.

Con barrenación de circulación inversa realizada en 2001, se localizaron dos áreas con mineralización de oro y cobre, asociada a una alteración de potásica, silicificada, sericitizada y piritizada cuyos resultados se dan a continuación:

El barreno CB-1 cortó 107 m con valores promedio de 0.18% cobre y 0.25 g/t oro; el barreno CB-2 cortó 40 m con promedios de 0.15% cobre y 0.39g/t oro.

El barreno CB-5 cortó 20 m que promedia 0.11% cobre y 0.45g/t oro en un brecha y el CB-12 cortó 15 m con ley de 0.16 % cobre y 0.23 g/t oro.

La perforación también cortó varias zonas con vetas de cuarzo y barita con mineralización de oro y plata.

Hoy en día esta área se encuentra en la fase de exploración y ofrece gran potencia para llevar a cabo la fase de explotación, posteriormente se ofrece un mayor detalle de este proyecto.²

- **Prospecto Almagres**

Está ubicada en la parte central de la Cuenca Salina de Istmo de Tehuantepec. La Estación Almagres, localizada en el km 75 del ferrocarril Coatzacoalcos-Salina Cruz, es la población de mayor importancia en la región la cual se localiza aproximadamente a 62 km en línea recta al SW 56° de la ciudad de Coatzacoalcos. Los principales afloramientos de mineral ferrífero de esta zona se localizan inmediatamente al sur y sureste de la población de Almagres.

² SGM, 2007

Los yacimientos de hierro de Almagres se presentan en diferentes maneras como son: gravas, bloques y arenas arcillosas mal consolidadas, tanto de color rojo bermellón como café pardo.

Los principales afloramientos de mineral ferruginoso se encuentran en las localidades de Cerro Palotal, Cerro Borrel y San Antonio, que corresponden a pequeñas lomas que alcanzan un desnivel de 20 m sobre las tierras planas con una altitud máxima de 60 m.

El material ferruginoso se encuentra de forma lenticular e irregular y predominan las arenas arcillosas, las gravas y de manera esporádica los bloques y pequeñas masas.

El material ferruginoso en “El Palotal” se manifiesta en una superficie de 250,000 m² y está constituido en su parte central por gravas pobremente cementadas con arenas. Dentro de este conjunto destacan algunos bloques y pequeñas masas de material ferruginoso, distribuidas de manera irregular.

El material ferruginoso de la zona mineralizada de Almagres constituye en sí parte de los clásticos de material ferruginoso asociado con arcillas y gravas de diferente composición. Sin embargo, no se sabe cuál es la ubicación del área donde se originaron los clásticos ferruginosos, aunque se estima que muy probablemente se sitúe al sur de esta zona mineralizada en la porción del Macizo de Chiapas que penetra al estado de Oaxaca en su límite con Veracruz.

2.3. ANTECEDENTES DEL PROYECTO CABALLO BLANCO

El primer registro de la existencia de oro en la propiedad de Caballo Blanco se remonta a 1995 cuando Charlie Warren, originario de Whitehorse, Yukón, Canadá, muestreó el afloramiento de pequeñas vetas de cuarzo que pasan a lo largo de un camino en un costado de la carretera Panamericana. Por medio de su esposa mexicana, aseguró varias concesiones mineras para cubrir lo que hoy es conocido como la Zona Este.

La propiedad se ofreció subsecuentemente a Almaden Minerals Ltd. En 1997 (Minera Gavilán S.A. de C.V.) quien aseguró concesiones adicionales para cubrir las otras dos áreas conocidas como la Zona Central y la Zona Norte. Almaden realizó una serie de estudios geofísicos, geoquímicos y geológicos e hizo barrenación de circulación inversa en 17 puntos del pórfido de cobre en la Zona Central.

En 2001, Almaden ofreció la propiedad a Noranda, quien realizó 9 pozos de perforación con recuperación de núcleo en la Zona Este y Zona Central regresando la propiedad a Almaden después de un año. Los resultados no fueron alentadores.

En diciembre del 2002, Almaden firmó un acuerdo con Comaplex Minerals Corp. proponiéndole invertir 2 millones USD a lo largo de 4 años para explorar las concesiones de Caballo Blanco. Comaplex llevó a cabo diversos trabajos geológicos a lo largo de la propiedad, enfocándose en la Zona Central, la Zona Este y la Zona Norte. Del 2004 al 2006 Comaplex realizó trabajos de barrenación con recuperación de núcleo en 10 pozos y en el 2005 encontró una gran zona mineralizada de oro diseminado en el barreno CB05-03 denominada La Paila en la Zona Norte. Comaplex completó los gastos requeridos del acuerdo y accedió a adquirir el 60 % de la participación en el proyecto. En febrero de 2007, Almaden compró la participación del 60% de Comaplex Minerals Corp. por un pago en efectivo de \$ 1.25 millones USD.

En abril de 2007 Almaden ofreció Caballo Blanco a Canadian Gold Hunter Corp. de Vancouver, B.C. quien a su vez completó una serie de estudios y barrenación adicional en las áreas de la Zona Norte y Zona Central bajo su subsidiaria mexicana, Minera Cardel S.A. de C.V. Del 2007 al 2009, 42 barrenos habían sido realizados, con 30 de ellos enfocados al área de La Paila, descubierta por Comaplex en 2005.

En septiembre del 2009, Canadian Gold Hunter Corp. cambió su nombre a NGEx Resources Inc. y en noviembre firmó un “acuerdo de adquisición compartida” permitiéndole a Goldgroup Resources obtener un 70% de participación en el Proyecto Caballo Blanco.

Con base en un memorándum de acuerdo entre Almaden Minerals Ltd., Goldgroup Resources y NGEx Resources Inc. fechado al 5 de febrero de 2010, la Zona Central sería transferida a una nueva entidad (la "Copper Prospect Joint Venture") para pertenecer el 60% a Almaden Minerals y 40% a Goldgroup Resources. La nueva entidad tendrá un 100% de interés en el área y sería operada por Almaden Minerals.

3. GENERALIDADES DEL PROYECTO CABALLO BLANCO

3.1. LOCALIZACIÓN DEL PROYECTO

3.1.1. UBICACIÓN

El proyecto Caballo Blanco se localiza en la cercanía de las costas del Golfo de México, en el extremo este de la Faja Volcánica Transmexicana, aproximadamente a 65 km sobre carretera al noroeste de la ciudad de Veracruz, en el estado de Veracruz, México. Consta de 15 denuncios mineros cubriendo un área de 19,650 hectáreas, las cuales se encuentran alrededor de las siguientes coordenadas: Longitud $96^{\circ} 27' 30''$ oeste y Latitud $19^{\circ} 40' 44''$ norte.

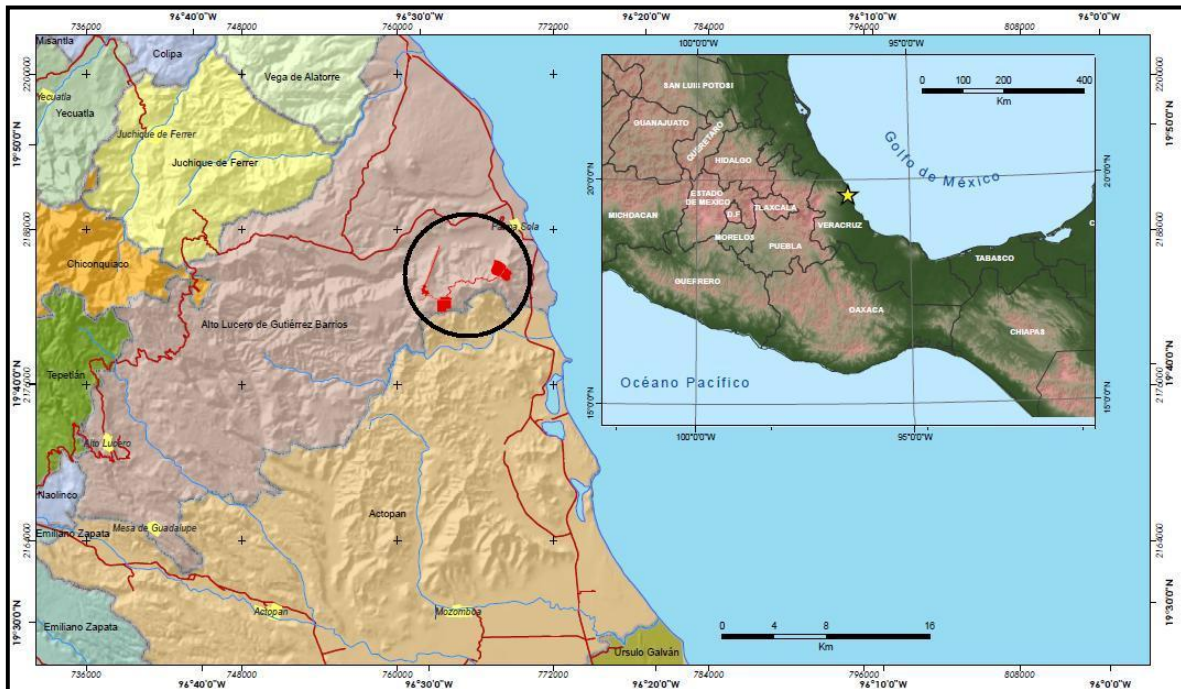


FIGURA 1: Localización del proyecto.

(Tomada de MIA-R, CAM 2011.)

3.1.2. ACCESOS

El proyecto se localiza a 70 kilómetros en línea recta al NW del puerto de Veracruz. En relación a la ciudad de Xalapa, el proyecto se ubica a 40 kilómetros en línea recta al NE. El acceso desde Xalapa es por la carretera federal No. 125 hasta la población de José Cardel, igualmente del puerto de Veracruz se entronca con aquella población por la carretera federal No. 180.

De la ciudad de Cardel se continúa por la carretera a Poza Rica, pasando por la población de El Viejón, hasta el kilómetro 177 en donde se toma la desviación al poniente hacia la comunidad de Arroyo Agrio, para continuar hacia el proyecto a partir de esta comunidad se recorren 12 kilómetros de terracería en dirección norte.

3.2. CARACTERÍSTICAS DEL LUGAR

3.2.1. CLIMA

El área en la que se encuentra el proyecto se delimita por las microcuencas de “El Limón” y “La Barranca”, localizadas en los municipios de Alto Lucero de Gutiérrez Barrios y Actopan.

Para definir el clima del área en la que se encuentra el proyecto se consideraron los siguientes aspectos: precipitación media mensual, anual y lluvias máximas en 24 horas; temperaturas medias, extremas máximas y mínimas; humedad relativa; velocidad y dirección del viento e intemperismos severos como días con tormentas, días con granizo, días con niebla y huracanes.

- Precipitación y evaporación

Debido a las características orográficas de la zona existen abundantes precipitaciones, principalmente durante los meses de julio, agosto y septiembre, en los que se presentan los valores más altos; mientras que durante los meses de diciembre, enero, febrero, marzo y abril la precipitación es escasa, como se puede observar en la siguiente figura.

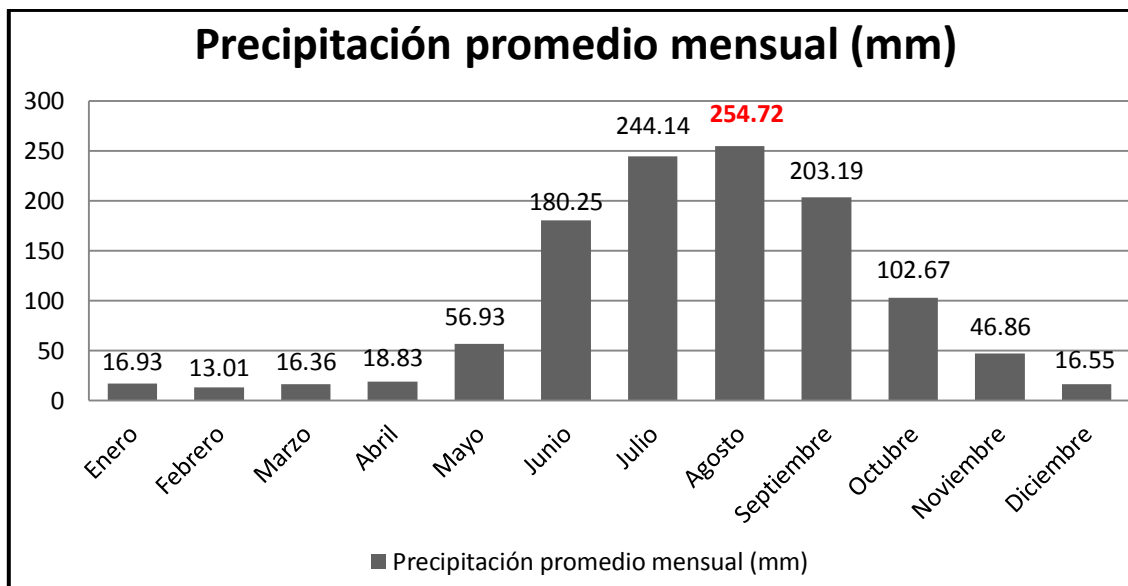


FIGURA 2: Precipitación promedio mensual de la estación “La Mancha”.

Fuente: SMN, periodo de datos 1981 – 2007.

En el país las precipitaciones más abundantes se presentan en el Golfo de México, dicha situación es congruente con la cantidad de lluvia que se presenta en el área del proyecto, ya que anualmente en promedio se ha registrado una precipitación de 1 025.30 mm.³

En el área del proyecto, se observa que las lluvias torrenciales en general representan menos del 10% de la lluvia total anual, sin embargo en los años 1988 y 1990 las mismas lluvias representaron casi el 40%. Debe recordarse que una posible causa de esta variación, puede deberse a la falta de registros en esos años. Asimismo, de acuerdo con la información analizada, la máxima precipitación registrada en 24 horas fue de 152.8 mm, en el año de 1981.

La evaporación es un parámetro importante para la valoración en el comportamiento del clima, así como de los posibles cambios que hayan ocurrido en el ambiente. En el caso del área del proyecto la información obtenida de la estación meteorológica arroja que la evaporación promedio mensual es de 131.10 mm, presentándose la mayor evaporación durante mayo, lo que se justifica por ser el mes que en promedio presenta las más altas temperaturas. En contraste, el mes de diciembre presenta los valores de evaporación más bajos, también justificado por las bajas temperaturas que se presentan en dicho período.

³ SMN, 2010

- **Temperaturas**

La temperatura media mensual oscila entre 21.81°C y 28.88°C, siendo la media anual de 25.7°C. Por lo anterior, resalta la poca variación de temperaturas a lo largo del año (menor a 10°C), que se puede justificar por la influencia del mar.

La figura anterior muestra que las temperaturas bajas se presentan durante los meses de otoño, hasta alcanzar las temperaturas más bajas en la temporada invernal (diciembre, enero y febrero); mientras que las temperaturas altas se presentan en los meses de primavera y verano.

Las temperaturas mínimas y máximas extremas, se pueden presentar durante ciertos periodos del año. Dentro de este contexto la temperatura mínima extrema de 1°C en febrero de 2004; en contraste la temperatura máxima extrema, se registró en el año 1982 que fue de 44.5°C en el mes de mayo, que coincide con uno de los años en los que se presentó el fenómeno de El Niño. (SMN, 1981-2007)

- **Humedad Relativa**

En el mes de abril se tiene que en el Litoral del Golfo de México presenta los máximos valores absolutos a nivel nacional. Por otro lado, en el mes de septiembre, Veracruz y una extensa zona del territorio mexicano, presentan valores superiores o iguales al 70%.

Se puede decir que Veracruz pertenece al grupo de territorios con mayores índices de humedad relativa a lo largo del año (70-86%), invadido muy frecuentemente por masas de aire marítimo oceánico. Dicha aseveración se justifica, debido a que la humedad relativa media se refuerza a causa de la baja latitud, y ya que el área del proyecto está localizada en un ambiente costero y cuenta con la influencia de elevaciones como el Eje Neovolcánico Transversal, retiene una gran cantidad de vapor de agua en el aire, por lo que, al igual que en la mayor parte del territorio veracruzano, tiene valores altos de humedad relativa.

- **Velocidad y Dirección del Viento**

Se consultaron los mapas temáticos generados por el Instituto de Geografía de la Universidad Nacional Autónoma de México (IG-UNAM), dentro de los cuales existe el titulado “vientos anuales de México”, a partir del cual se obtuvo que los vientos dominantes de la región con mayor frecuencia provienen del noreste. Complementariamente la dirección dominante de donde provienen los vientos en las parte sur es hacia el suroeste, mientras que en el norte del área, los vientos provienen del sureste.

- **Intemperismos severos**

Se reconocen como intemperismos severos, la presencia de heladas, granizadas, tormentas, huracanes, etc., dichos fenómenos pueden ocasionar diversos disturbios en las áreas donde se presenten,

Se reportan un promedio mensual de 3.7 días de tormentas, siendo el mes con mayor presencia de estos fenómenos (9.52 días en promedio) agosto que coincide con el mes más lluvioso; en contraste el mes que no reporta eventos de este tipo es diciembre (cero días de tormentas).

No existen datos sobre la presencia de granizadas desde 1981 hasta 2007. Asimismo, de acuerdo con información cartográfica del Instituto de Geografía⁴, la información se refuerza ya que tampoco reportan granizadas en el área de estudio.

En el área del proyecto en promedio se presenta 0.8 días con niebla, los cuales son más frecuentes en el mes de mayo mes con la mayor evaporación. Se ha observado que de acuerdo con información histórica sobre este fenómeno, el año que presentó un mayor número de días con niebla fue 1989 con 10 días,

Se revisaron datos históricos y actuales de la ocurrencia de este tipo de fenómenos cercanos en el área del proyecto y se obtuvo que de manera general, han sido escasos los eventos que han impactado directamente la zona. Se consideraron los registros más antiguos de la base de datos *Atlantic Tropical Storm Tracking*, mismos que datan de 1887.

En concordancia con lo anterior, los eventos más próximos al área del proyecto han sido en 1941 y en 2008 (Huracán #7 y Marcos, respectivamente), mientras que los más intensos han sido en 1955 y en 2010 (Janet y Karl, respectivamente).

3.2.2. FLORA

Los principales tipos de vegetación en el área son cuatro: Selva Baja Caducifolia, Encinar Tropical de Baja y Mediana Altitud, Manglar y vegetación de Dunas Costeras. La mayor parte del área este tipo de vegetación está distribuida en pequeños parches en zonas que por lo común, son áreas de difícil acceso como cañadas y áreas de pendientes casi verticales que se encuentran en los distintos cerros que caracterizan la zona. Es muy visible, que los sitios antes ocupados por vegetación natural, han sido sustituidos paulatinamente por comunidades vegetales de tipo secundario.

⁴ IG, UNAM, 2007

- **Selva Baja Caducifolia**

Este tipo de vegetación también es denominado Bosque Tropical Caducifolio (según Rzedowski, 1978). De acuerdo con este autor se trata de formaciones vegetales propias de regiones de clima cálido y dominado por especies arbóreas. La Selva Baja Caducifolia representa el 10% de vegetación en el área del proyecto.

Las características fisonómicas principales de la Selva Baja Caducifolia, son la corta altura de sus componentes arbóreos (la cual se ubica entre los 4 y 10 m y en raras ocasiones de hasta de 15 m) y el hecho de que casi todas las especies que la componen pierden sus hojas en la época seca (diciembre a mayo). Mencionan también, que en estas Selvas el estrato herbáceo es bastante reducido. Las especies de bejucos son abundantes y las plantas epífitas se reducen principalmente a pequeñas bromeliáceas como *Tillandsia* spp. Las formas de vida suculentas son frecuentes, en particular en los géneros *Agave*, *Opuntia*, *Stenocereus* y *Cepaholecereus*.

- **Encinar tropical**

En el área del proyecto, el Encinar se distribuye en la mayoría de la microcuena La Barranca y en el parteaguas con la microcuena El Limón, ocupan una superficie de 3,673.63 ha, lo que representa el 7.24% de la superficie del área.

Entre las características de composición florística y estructura, el Encinar Tropical está compuesto por una, dos o tres especies de encinos, y por algunas otras especies arbóreas de otras familias. Es una comunidad poco densa y con un sólo estrato arbóreo que no suele tener más de 15 m de altura.

Los estratos herbáceos y arbustivos del típico encinar tropical no están muy bien desarrollados, pero en él dominan por un amplio margen algunas especies de leguminosas, y se presentan de manera notable varias especies de cicadáceas.

Se diferencia la presencia de dos tipos de encinares tropicales: el primero denominado encinar de baja altitud, para incluir a las comunidades que se desarrollan entre 0 y 500 msnm y el segundo denominado encinar de mediana altitud para incluir a las comunidades que se desarrollan a más de 500 msnm.

Una de las zonas con mayor presencia de encinos se presenta en los cerros La Bandera, Cerro Blanco, La Cruz y La Paila.

- **Vegetación de dunas costeras**

Una de las áreas que tienen mayor superficie de dunas se localiza al Este de la laguna El Farallón, dentro de la microcuena El Limón, en esta última se encuentra otra zona entre la Planta Nucleoeléctrica Laguna Verde y la localidad de Villa Rica. En la microcuena La

Barranca, sobresalen dos áreas, una de ellas se localiza sobre la costa al norte de la población de Palma Sola y la otra se encuentra al Este de la comunidad El Ensueño cercano a la carretera federal 180.

Los elementos florísticos que constituyen a las dunas costeras son plantas suculentas, rastreras, de unos cuantos centímetros de altura y formas arbustivas de baja altura que se encuentran formando pequeñas agrupaciones. La mayoría de las especies que las conforman están adaptadas fisiológicamente a las condiciones de extrema salinidad, insolación constante y altas temperaturas.

Con relación a la vegetación de duna que se desarrolla en sustrato rocoso, ésta se puede localizar en los cerros rocosos que llegan hasta la playa entre Villa Rica y Laguna Verde.

- **Manglar**

El mangle presente en el área ocupa una superficie de 364.22 hectáreas, mismas que representan el 0.72% de la superficie total, siendo más abundante en la microcuenca El Limón. Dentro del área, el manglar se presenta en la parte baja de ambas microcuencas y es característico de las lagunas costeras y los esteros presentes como la Laguna de la Mancha, Laguna de Villa Rica, Laguna Salada, Laguna de Boca Andrea, Estero Boca de Ovejas y Estero de Palma Sola. Estos sitios se caracterizan por poseer aguas salobres y suelos fangosos. De norte a sur se encuentra un primer fragmento de mangle entre las localidades de Boquilla de Oro y El Encanto. El segundo fragmento se encuentra más al sur, cerca del entronque de la carretera federal 180 a Plan de las Hayas, es un manchón grande y conservado, rodeado de potreros.

Continuando al sur, existe otro fragmento junto a la laguna del llano, junto a la población de Llano de Villa Rica. Finalmente el último fragmento de manglar se ubica alrededor de la Laguna La Mancha.

3.2.3. FAUNA

Con base en un Estudio de línea base del proyecto⁵, el cual implicó un trabajo de investigación bibliográfica y trabajo de campo, se reconoció una fauna potencial (distribución regional) para el área del proyecto de entre 579 a 679 especies. Esta fauna está representada por:

- 18 especies de anfibios
- 38- 48 especies de reptiles
- 454-544 especies de aves
- 69 especies de mamíferos

⁵ CAM, 2010

Se lograron registrar para el área un total de 332 especies que pertenecen a 29 órdenes, 89 familias, y 225 géneros. Con lo cual se obtuvo que la riqueza faunística se integra por: 15 especies de anfibios, 31 especies de reptiles, 243 aves y 43 especies de mamíferos, la distribución se puede observar en la Tabla 1, porcentualmente las aves representan más del 73% de los registros, mientras que la herpetofauna y mastofauna representan el 14 y 13% respectivamente. Es probable que sea mayor el número de especies dentro del sistema estudiado que las reportadas, por lo que un estudio más completo y aplicando otras estrategias de búsqueda aportará nuevos registros.

TABLA 1: Composición taxonómica de la fauna de vertebrados registrada en el área del proyecto.

Clase	Orden	Familia	Genero	Especie	%
Anfibios	1	7	13	15	4.5
Reptiles	3	14	25	31	9.3
Aves	18	49	150	243	73.2
Mamíferos	7	19	37	43	13
TOTAL	29	89	227	332	100

Tabla tomada de ELBA, CAM 2010.

Es importante mencionar que debido a la amplia variedad de vegetación, la fauna local presenta una amplia biodiversidad de organismos representados por grandes poblaciones de aves, reptiles, anfibios y mamíferos. Sin embargo, ha sido muy impactada por actividades humanas desde principios del siglo XVI y conserva menos del 30% de su vegetación original.

- **Especies bajo alguna categoría de riesgo**

Con base en las 335 especies de vertebrados detectadas en el área durante los trabajos de campo por CAM (agosto 2010 y enero 2011), se hizo un análisis de aquellas especies con alguna categoría de riesgo de acuerdo con la Norma Oficial Mexicana NOM-059-SEMARNAT-2010.⁶

Particularmente, dentro del área del proyecto, en el muestreo en campo que realizó CAM se detectó la presencia de 16 especies de vertebrados catalogados bajo algún estatus de riesgo conforme a la NOM-059-SEMARNAT-2010, mismos que se muestran en la Tabla 2.

⁶ SEMARNAT, 2010

TABLA 2: Especies con categoría de riesgo registradas en el proyecto.

Grupo	Especie	Nombre Común	Categoría de Riesgo (NOM-059- SEMARNAT-2010)
Herpetofauna	<i>Boa constrictor</i>	Mazacuata	A
	<i>Ctenosaura similis</i>	Iguana negra	A
	<i>Ctenosaura acanthura</i>	Garrobo de México	Pr
	<i>Lithobates berlandierii</i>	Rana leopardo (Rana del río grande)	Pr
	<i>Scincella gemmingeri</i>	Salamanqueza	Pr
	<i>Kinosternon leucostomum</i>	Tortuga escorpión	Pr
	<i>Iguana iguana</i>	Iguana verde	Pr
Ornitofauna	<i>Amazona oratrix</i>	Loro pecho amarillo	P (Residente)
	<i>Cairina moschata</i>	Pato real	P (Residente)
	<i>Camplorhynchus rufinucha</i>	Matraca nuca rufa	A (Residente)
	<i>Ramphastos sulfuratus</i>	Tucán pico canoa	A (Residente)
	<i>Falco femoralis</i>	Halcón fajado	A (Residente)
	<i>Falco peregrinus</i>	Halcón peregrino	Pr (Migratoria)
	<i>Psarocolius montezuma</i>	Oropéndola de Moctezuma	Pr (Residente)
Mastofauna	<i>Potos flavus</i>	Martucha, mico de noche	Pr
	<i>Leptonycteris curasoae</i>	Murciélago hocicudo de Curazao	A

(Nomenclatura: P: peligro de extinción; A: Amenazada; Pr: Sujetas a protección especial)

Tabla tomada de ELBA, CAM 2010.

3.2.4. COMUNIDADES

El centro de suministro de bienes y servicios más cercano al proyecto es Cardel, un pueblo de 20,000 habitantes localizado aproximadamente a 30 km al sur de la concesión de Caballo Blanco. En el extremo noreste de la misma se encuentra la planta nucleoelectrica Laguna Verde.

Según el estudio de línea base realizado para el proyecto es evidente que la región estudiada (municipio de Alto Lucero y Actopan) se caracteriza porque la mayor superficie está dedicada a actividades ganaderas y agrícolas.

De acuerdo con la escala que se estableció para medir el grado en el que encuentran los servicios, el resultado fue que sólo el poblado Campamento Farallón tiene el Nivel I (Alto), caracterizado por tener todos los servicios incluyendo una planta de tratamiento de agua; en Nivel II (medio) se encuentran Tinajitas y San Isidro en los que tienen servicios básicos; el Nivel III (regular) corresponde a Palmas de Abajo y El Cedro, que tienen servicios básicos

con carencias y; finalmente La Mancha, Villa Rica, Palmas de Arriba y El Viejón caen en el Nivel IV (Bajo), que corresponde a las localidades con fuertes carencias.

Comparando los datos obtenidos en campo⁷ con los datos proporcionados por el Instituto Nacional de Estadística y Geografía (INEGI) del 2005 de los municipios en estudio, se observa claramente la tendencia de envejecimiento de la población con el paso de los años, en el que la población mayor a los 25 años creció en un 30% aproximadamente para los municipios de Actopan y Alto Lucero. Siendo los rangos de edad más representativos entre los 30 y 49 años de edad.

A continuación se describirán las particularidades de los servicios con los que cuentan las localidades incluidas dentro del área que comprende el proyecto, la cual se encuentra los municipios de Alto Lucero y Actopan. En conjunto, estos dos municipios cuentan con una población estimada de 65 mil habitantes, distribuidos principalmente en las localidades de: Actopan, Mozomboa, Alto Lucero, Tinajitas, Palmas de Abajo, Santa Rosa, Cardel, Mesa de Guadalupe, La Reforma y Blanca Espuma, entre otras.

- **Educación**

Para los municipios de Actopan y Alto Lucero el analfabetismo es superior al 18%. Sin embargo, en las comunidades cercanas al proyecto la situación resulta relativamente mejor, ya que el índice de personas que no saben leer ni escribir estuvo alrededor del 10%, siendo el grado promedio de educación en la zona de 5.71 años escolares.⁸

En cuanto a rezago educativo se refiere, alrededor del 15% de la población no asistió a la escuela, el 45% cuenta con nivel educativo básico (primaria), 30% con nivel medio (20% secundaria y 10% preparatoria o bachillerato), y tan sólo el 10% cuenta con estudios de nivel superior.

- **Salud**

Comparando los indicadores de salud del INEGI, a nivel nacional, estatal y local, se encuentra que la situación de precariedad en los servicios médicos se dispara para los municipios de Actopan y Alto Lucero. En los municipios de Alto Lucero y Actopan, el porcentaje de la población que no cuenta con un servicio de salud de manera formal es considerablemente alto, 92% y 70% de la población respectivamente.

- **Vivienda**

Se encontraron edificadas en el municipio de Actopan 10 682 viviendas, con un promedio de ocupantes por casa de 3.6, y en el municipio de Alto Lucero 6 839 viviendas, con un promedio de ocupantes por vivienda de 3.8.

⁷ CAM, 2010.

⁸ INEGI, 2005.

El referente convencional para la descripción de una vivienda es el número de cuartos o habitaciones que posee. Las localidades cercanas al proyecto externan que la situación es bastante positiva, pues los promedios más altos se ubican entre 3 y 4 cuartos. El indicador más alto se localiza en Actopan, con 30% de las viviendas que poseen 4 cuartos, nivel sumamente alto si se le compara aún con el promedio nacional y estatal, colocándolo cerca de 5 puntos porcentuales por arriba del promedio nacional.

El promedio de habitantes por vivienda es de entre 3 y 4 personas. Específicamente para el municipio de Actopan el indicador más alto es de 4 en el 32% de los casos, al igual que para el resto del área cercana al proyecto en el 25% de los casos, en cambio en Alto Lucero el indicador más alto es de 3 personas por vivienda en el 25% de los casos.

El municipio que tiene el mejor nivel de casas dado por los materiales que se utilizan para su construcción, es el de Actopan. En dicha municipalidad solamente el 4% de las viviendas no están construidas con paredes de algún material distinto al ladrillo o al cemento.

- **Infraestructura**

- Drenaje

Acerca de los servicios generales encontrados en el área cercana al proyecto indican que el 93.4% de la población de los municipios de Actopan y Alto Lucero cuenta con el servicio público de drenaje. De éstos, el 59% lo tiene conectado a la red pública, el 35% cuenta con fosa séptica y el resto lo desecha a barrancas, grietas, ríos, lagos o al mar.

En cambio, en la información recabada en campo se detectó que el 99.2% de la población encuestada cuenta con drenaje. De éstos, el 67.3% lo tiene conectado a la red pública. El 29% cuenta con fosa séptica y el resto lo desecha a barrancas, grietas, ríos, lagos, o mares.

Es importante señalar que tanto en Actopan como en Alto Lucero aún existe un porcentaje muy elevado de viviendas que utilizan fosa séptica: más del 32 % para Actopan y más del 36 % para Alto Lucero.

- Agua Potable

Referente al servicio público de agua potable, los datos proporcionados por el INEGI del 2005 refieren que 93% de la población de los municipios de Actopan y Alto Lucero contaba con este servicio. De este total, el 61 y 75% contaban con agua entubada dentro de la vivienda respectivamente.

- Energía eléctrica

Respecto al servicio público de energía eléctrica, en el área cercana al proyecto, la cobertura de energía eléctrica es muy alta, abarcando casi al total de la población (cerca del

99%). Lo cual, puede ser debido a la cercanía con la planta nucleoelectrica Laguna Verde, principal fuente generadora de ésta. Si la comparación se hace a nivel nacional y estatal, la cobertura de energía eléctrica en los municipios de Actopan y Alto Lucero se encuentra por arriba. Por ejemplo, a nivel estatal el promedio de falta de acceso a este servicio casi llega al 5%, mientras que en ambos municipios no llega al 2%

- Vías de comunicación

Respecto a medios masivos de comunicación, en ambos municipios se captan las señales de televisión vía satélite y señales de radio en AM y FM. Las cabeceras municipales cuentan con servicio telefónico por marcación automática, así como 29 localidades del municipio de Actopan y 13 del municipio de Alto Lucero. Asimismo, ambos municipios tienen acceso a telefonía celular. En Actopan hay 33 oficinas postales y dos de telégrafos, mientras que en Alto Lucero hay 11 oficinas postales y una de telégrafos.

Por lo que respecta a vías de comunicación, la infraestructura de carreteras es de 121.60 km para Actopan y 141.60 km para Alto Lucero (Tabla 3).

TABLA 3: Configuración de las vías de comunicación en Actopan y Alto Lucero.

Red carretera	Longitud en Actopan km	Longitud en Alto Lucero km
Troncal federal pavimentada	31	29
Alimentadoras estatales pavimentadas	96	112
Alimentadoras estatales revestidas	38	63
Caminos rurales pavimentados	0	0
Caminos rurales revestidos	16	11

Fuente: INEGI.

3.3.GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

La propiedad de Caballo Blanco yace en el extremo este de la Faja Volcánica Transmexicana y está situada sobre basaltos subaéreos, andesitas y diques de diorita de la era del Mioceno, cubiertos por una secuencia de tobas de cuarzo félsico, complejos andesíticos en forma de domos, complejos volcanoclasticos y cuerpos intrusivos dacíticos más jóvenes. Cubriendo este paquete volcánico están flujos alcalinos de basalto del Plioceno que están comúnmente bien preservados como pequeñas mesetas.

3.3.1. GEOLOGÍA LOCAL

Las rocas que se encuentran en este proyecto se asocian al vulcanismo del Campo Volcánico Palma Sola asociado a la Provincia Alcalina Oriental y están representadas por depósitos de andesitas del Mioceno, le sobreyacen de manera discordante que corresponden al vulcanismo de la Faja Volcánica Transmexicana y consisten de basaltos y brechas volcánicas del Mioceno, con afloramientos pequeños de tobas riolíticas del Cuaternario.

Una serie de análisis geofísicos, geoquímicos y geológicos han sido extrema utilidad en la identificación de barrenos estratégicos en el Proyecto Caballo Blanco. Los siguientes párrafos muestran solamente algunos ejemplos de estudios aéreos y terrestres que se utilizaron para delimitar halos de alteración típica que define zonas de sílice encapsulada y mineralización potencial de oro.

- Oro epitermal de alta sulfuración de la zona norte

Mediante el mapeo geológico, el ensaye de muestras litológicas, el estudio geofísico y la barrenación a diamante, se ha identificado un área extensa de sílice y arcilla con alteración de sílice asociada dentro de un complejo domo andesítico a lo largo de la porción norte de la propiedad. Las andesitas feldespáticas alteradas que alojan la mineralización de oro están esparcidas sobre un área de 5 km por 4 km y se encuentran cercanas a una asociación prominente de estructura magnética en forma de anillo con al menos cinco prominentes capas de sílice que forman distintas cimas de hasta 600 m de alto. Las exposiciones en estas áreas incluyen mezclas e indicios de vuggy clásico, brechado y/o sílice masiva con halos asociados y que se convierten de argilización avanzada a alteración argílica.

La mineralización aurífera en La Paila es diseminada y está contenida en el sílice vuggy brechado. El mineral es muy limpio y tiene muy pocos rastros de mercurio o arsénico. Algunos intervalos de barrenación con recuperación de núcleo contiene mineralización aurífera con ensayos de hasta 2.19 g/t Au a 89.91 m.

- Oro epitermal de alta sulfuración en la zona este

Esta área es de 3 km por 4 km aproximadamente y está localizada a lo largo de la porción este de la Propiedad de Caballo Blanco donde el camino intersecta con la carretera Panamericana, justo donde se presentó primero la fuerte alteración argílica y las pequeñas vetas que forman parte del descubrimiento original en 1995.

La alteración de las tobas dacíticas y rocas encajonantes volcanoclásticas son muy similares a la de la Zona Norte, localizada aproximadamente a 10 km hacia el noroeste. Estudios geofísicos y geoquímicos sugieren que las anomalías de alta resistividad combinadas con el extenso sílice y la alteración de arcillas silicas, coinciden con la parte interna de los halos de un sistema epitermal de alta sulfuración.

Varias áreas de alteración de sílice vuggy han sido identificadas por medios geofísicos y geológicos en el área sur de la Zona Norte, sin embargo el área es bastante extensa y representa una zona de exploración potencial para el futuro. Realizando el análisis de los núcleos de barrenación de un pozo en un flanco de la zona de alteración de arcilla, se intersectó con varias zonas de mineralización, arrojando leyes de hasta 1.42 g/t Au a 6 metros del tope del pozo.

- **Pórfidos de cobre-oro de la zona central**

La Zona Central alberga por lo menos dos contactos monzodioríticos intrusivos de pórfidos de cobre-oro de tamaño desconocido que encajonados por tobas dacíticas de basalto y cuarzo. Las rocas intrusivas contienen cantidades variables de pirita, calcopirita y en menor proporción bornita y oro con notables trazas de conjuntos potásicos y posterior alteración filica. Numerosas vetas aisladas de plomo-zinc-cobre y una menor cantidad de plata han sido localizadas y muestreadas en un área de 3 km por 2 km sugiriendo una posible zonación alrededor de los contactos porfídicos o posiblemente una identificación de un evento mineralizante completamente menor.

Con base en los resultados de un trabajo adicional por parte de Almaden y Canadian Gold Hunter concluyen que ambos panoramas, Pedrero y Porvenir en la Zona Central son parecidos pero han sido erosionados a una profundidad mayor que cualquier otro lugar en la propiedad de Caballo Blanco, exponiendo las cimas de las bases de los pórfidos dioríticos a plutones monzodioríticos.⁹

3.3.2. MINERALIZACIÓN

Tres grandes áreas mineralizadas de oro epitermal y pórfidos de cobre-oro han sido descubiertas en Caballo Blanco, denominadas como: Zona Norte, Zona Este y Zona Central. Las primeras dos, son prominentes prospectos epitermales de oro de alta sulfuración que se encuentran dentro de extensas áreas de arcilla y alteración silícica. En Zona Norte, la sílice y la alteración argílica asociada cubren un área de más de 20 km².

El descubrimiento de la mineralización aurífera en La Paila en la Zona Norte es relativamente nuevo para esta región de México. El oro es muy fino y está dentro de una alteración sílice vuggy brechado de una matriz rocosa originalmente de andesita en los niveles más altos del sistema epitermal. La mineralización alargada y silicificada rica en oro en La Paila se formó por el ascenso de fluidos a lo largo de una estructura de fallas orientadas al norte encima de una fuente de calor intrusiva más profunda. Hay alteraciones silícicas y de arcillas similares que se han reconocido en La Cruz y en la Zona Este y se encuentran a lo largo de una tendencia lineal norte-sur, sobre una distancia mayor a 9 km.

⁹ Cuttle J, Giroux G, 2011.

La Paila, localizada al norte de esta tendencia, contiene mineralización aurífera significativa con leyes de 2.194 gr/ton de oro en barrenos localizados a 89.91 m (08CBN-04) y 0.854 g/ton oro a 216.41 m (07CBN-02).

Regionalmente en la Zona Norte de la propiedad de Caballo Blanco la ocurrencia de oro de La Paila está localizada en la porción norte de una grande estructura en forma de anillo de "alto magnetismo", que mide aproximadamente 3 kilómetros de diámetro. Por lo menos otras 4 anomalías de alta resistividad con alteración silícica similar a la de La Paila, están identificadas a lo largo del flanco interno de esta propiedad magnética.

La Zona Central, en la parte suroeste de la propiedad alberga por lo menos dos prospectos de pórfidos de cobre-oro, conocidos como Porvenir y Pedrero. Ambos objetivos porfídicos están dentro de rocas intrusivas monzodioríticas que cortan tobas y basaltos del Mioceno. La mineralización es generalmente de baja ley e incluye pirita, calcopirita, con contenidos menores de bornita y oro. Estos dos prospectos formados similarmente a los halos de alteración de la Zona Norte y Zona Este sin embargo, el nivel de erosión en la Zona Central es considerado de mayor profundidad y revela solo los contactos intrusivos porfídicos restantes de la parte superior.

La zona de La Paila muestra buena continuidad de sección a sección y varias áreas alentadoras permanecen abiertas para pruebas de barrenación, especialmente hacia las porciones del este, oeste y sur del modelo de bloques actual. La barrenación futura no solo mejoraría la densidad de ensayos del recurso actual en La Paila sino que también se puede expandir a otras intersecciones significativas y parcialmente aisladas encontradas al lado y debajo del cuerpo mineralizado relativamente plano e inclinado.

Como parte de los estudios que Goldgroup ha realizado para conocer el porcentaje de recuperación, según el tipo de mineral que se tiene, se realizaron pruebas de botella en el laboratorio de la empresa, las cuales arrojaron una recuperación de entre el 74% y el 100%.

3.3.3. DESCRIPCIÓN DEL MINERAL

Desde el punto de vista conceptual, tendríamos que describir todos y cada uno de los minerales que componen las rocas del yacimiento y aunque no es el objetivo principal de la tesis, posteriormente se exponen las principales características de cada tipo de roca.

Cuando se habla de mineral, se hace referencia al tipo de roca que contiene la cantidad suficiente del metal de interés en el proyecto. El contenido mínimo del metal de interés en una roca se le llama ley de corte. En el caso en particular de este proyecto la ley de corte es de 0.2 g/ton de Au. Cabe mencionar que el yacimiento es, en comparación con otros yacimientos de oro, de baja ley.

Con base en lo expuesto, se procederá a realizar una descripción de las rocas que son consideradas de valor económico en el proyecto. Es importante mencionar que el contenido de mineral en las rocas varía, en ocasiones se puede encontrar mayor cantidad o menor cantidad de oro en una en comparación con las demás.

- **Zona de transición (TRX)**

Características:

- Transición entre la roca andesítica con alteración argílica intensa y silicificación pervasiva en parches y tipo Vuggy.
- Oxidación supergénica, pervasiva, (textura liesegang).
- Relictos de cristales de Feldespato

- **Brechas**

Se tienen dos tipos de brechas en el yacimiento, brechas polilíticas y brechas monolíticas. Cabe mencionar que en este tipo de rocas por lo general se han encontrado las leyes más altas del yacimiento.

- Brechas Polilíticas

Características:

- Fragmentos líticos diversos, de angulosos a subredondeados.
- Cementantes y matriz diversos
- Fragmentos con textura de Vuggy Silica

- Brecha monolítica

Características:

- Un solo tipo de fragmento "Monolíticas"
- Brechamiento intenso.
- Fragmentos en contacto entre sí.
- Fragmentos angulosos a sub-angulosos.
- Contiene matriz y/o cementantes varios.

- **Silica Vuggy**

La silica vuggy es una de las rocas en las que se encuentran también un contenido de oro considerable, en comparación con las brechas, en algunas partes del yacimiento esta roca es la que contiene mayor cantidad de oro.

Características:

- Roca con textura de vuggy silica.
- No existe la alineación de los vuggs.
- Tamaño variable de los vuggs, desde 0.1 cm. a 2 cm. de longitud.

- **Silica masiva**

En este tipo de roca se encuentran los contenidos más bajos de oro, en ocasiones nulos.

Sus características son:

- Monolítica, compuesta por fragmentos de silica masiva.
- En ocasiones presenta Micro fracturamiento y/o brechamiento.
- Escasas texturas de vuggy silica.
- Trazas a 2% de pirita fina diseminada y en fracturas
- Zoneamiento de silica.

3.4. EXPLORACIÓN Y MODELO DEL YACIMIENTO

Se realizaron 33 barrenos en la Zona Norte en La Paila, a lo largo de secciones de 50 m x 100 m extendiéndose horizontalmente a una distancia de 800 m al norte, 280 m al este y verticalmente hasta 200 msnm. En la Figura 3 se muestra la distribución de barrenos realizados. La brecha de sílice vuggy que aloja la mineralización de oro aflora en la superficie del extremo norte de La Paila y tiene un buzamiento ligero hacia el sur. No está claro si el echado obtenido en la zona mineralizada de La Paila es correcto o si es resultado directo de un bloque con una falla local o de información insuficiente de barrenación.

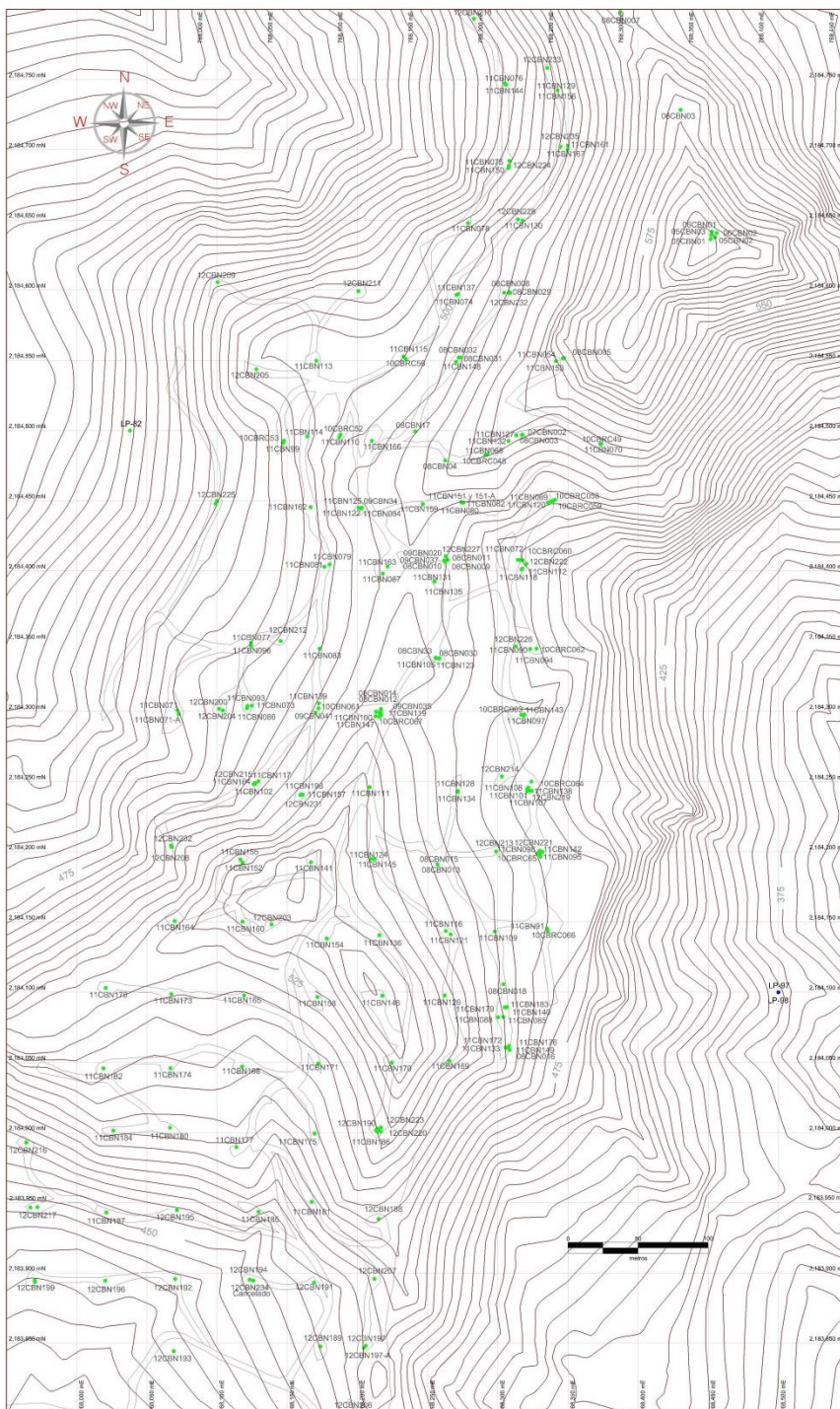


FIGURA 3. Distribución de barrenos en el área del proyecto cerro La Paila.

Con el resultado de la campaña de barrenación se realizó el informe, en el cual se especifica que los recursos no llegan a tener la categoría de medidos, ya que la densidad de los barrenos en el área de exploración aun no es lo suficientemente grande como para justificar dicha categoría. Para los cálculos de este reporte se utilizó una ley de corte de 0.2 g/ton de oro identificando un total de 656,000 oz de oro en La Paila, dividida en las siguientes categorías:

- **Indicadas** 6, 710,000 ton, 0.645 g/ton Au o 139,000 oz Au
- **Inferidas** 27, 600,000 ton, 0.583 g/ton Au o 517,000 oz Au¹⁰

Por lo menos otras once áreas alrededor de la zona de La Paila justifican trabajo geológico en Caballo Blanco. Estas áreas incluyen cuatro grandes anomalías de resistividad IP en la parte interna de la estructura anillar de gran magnetismo en la Zona Norte; fuertes anomalías de pH ácido a 1.5 km al oeste de La Paila en la Zona Norte; tres áreas separadas donde ensayos de rocas aisladas dieron hasta 14.6 g/ton de oro a lo largo de las porciones norte y el sur de la propiedad de Caballo Blanco; las otras tres áreas separadas con nuevas y alentadoras anomalías de suelo, alteración persistente de roca y anomalías de carga sin analizar en Zona Valle, Zona Este y Zona Central respectivamente.

El estudio realizado por los consultores Jim Cuttle y Gary Giroux se entregó el 22 de marzo de 2010. En él se documentan los resultados de la exploración, una reseña independiente y una estimación de recursos del metal precioso en La Paila, en la Zona Norte de la propiedad de Caballo Blanco en el estado de Veracruz, México. Además resume los resultados del trabajo geológico hecho en la propiedad desde su descubrimiento en 1995 e identifica información importante descartada anteriormente en la propiedad, misma que justifica un trabajo futuro.

Actualmente, los trabajos de exploración continúan desarrollándose y su principal objetivo consiste en tener una densidad de barrenación lo suficientemente alta para alcanzar la categoría de recursos medidos. Posteriormente se realizará la actualización correspondiente al NI 43-101 REPORTE TÉCNICO, PROYECTO CABALLO BLANCO Y ESTIMACION DE RECURSOS EN ZONA LA PAILA, en el cual se plasmarán los recursos medidos y éste tendrá una mayor aceptación entre los inversionistas para generar una mejor solvencia económica en el proyecto.

Posterior a lo descrito anteriormente, la actividad de barrenación a diamante con recuperación de núcleo disminuirá para dar paso a la barrenación de circulación inversa en aquellos puntos donde se necesite definir mejor el cuerpo mineralizado. En caso de ser necesarios se darán barrenos gemelos a diamante con recuperación de núcleo donde se requiera identificar mineralizaciones específicas, zonas de transición, o cualquier otro dato importante en la delimitación del cuerpo mineralizado.

¹⁰ Duncan L., Levitt B, 1990.

Adicionalmente a los trabajos de exploración realizados en la Zona Norte del proyecto, también se están llevando a cabo trabajos de exploración directa mediante un socavón. Ésta obra subterránea está planeada para dos fines específicos, en primer lugar y como ya se mencionó, tiene como objetivo una exploración directamente en el yacimiento mineral, por otra parte el material mineralizado resultante del cuele de este socavón, servirá para realizar las primeras pruebas metalúrgicas de recuperación en la planta piloto.

Al término del cuele, ésta obra tendrá una longitud total aproximada de 658 metros lineales. Se encuentra localizada a 485 msnm en las coordenadas 768,335.48 este y 2'184,454.85 norte. Para acceder a la obra se sigue el camino de acceso que va hasta el cerro La Paila.

Entre los factores más importantes que definieron la ubicación de éste socavón de exploración está principalmente la dificultad para acceder a la zona de afloramiento y como consecuencia la poca posibilidad para realizar barrenación. El cerro La Paila es el punto más alto de la región y esto complica aún más su exploración por medio de métodos indirectos. Cabe mencionar que en el flanco N-NE de este cerro, aflora el yacimiento, factor que ayudo a elegir este sitio para ubicar el socavón.

El socavón tiene un rumbo preferente con dirección NE, así como varios cambios de dirección y dos cruceros. Estará colado sobre un macizo rocoso altamente silicificado, descrito como “vuggy silica y brecha monolítica politmitica con parches de silica masiva”, en la Figura 4 se muestra la proyección del socavón en el área del proyecto.

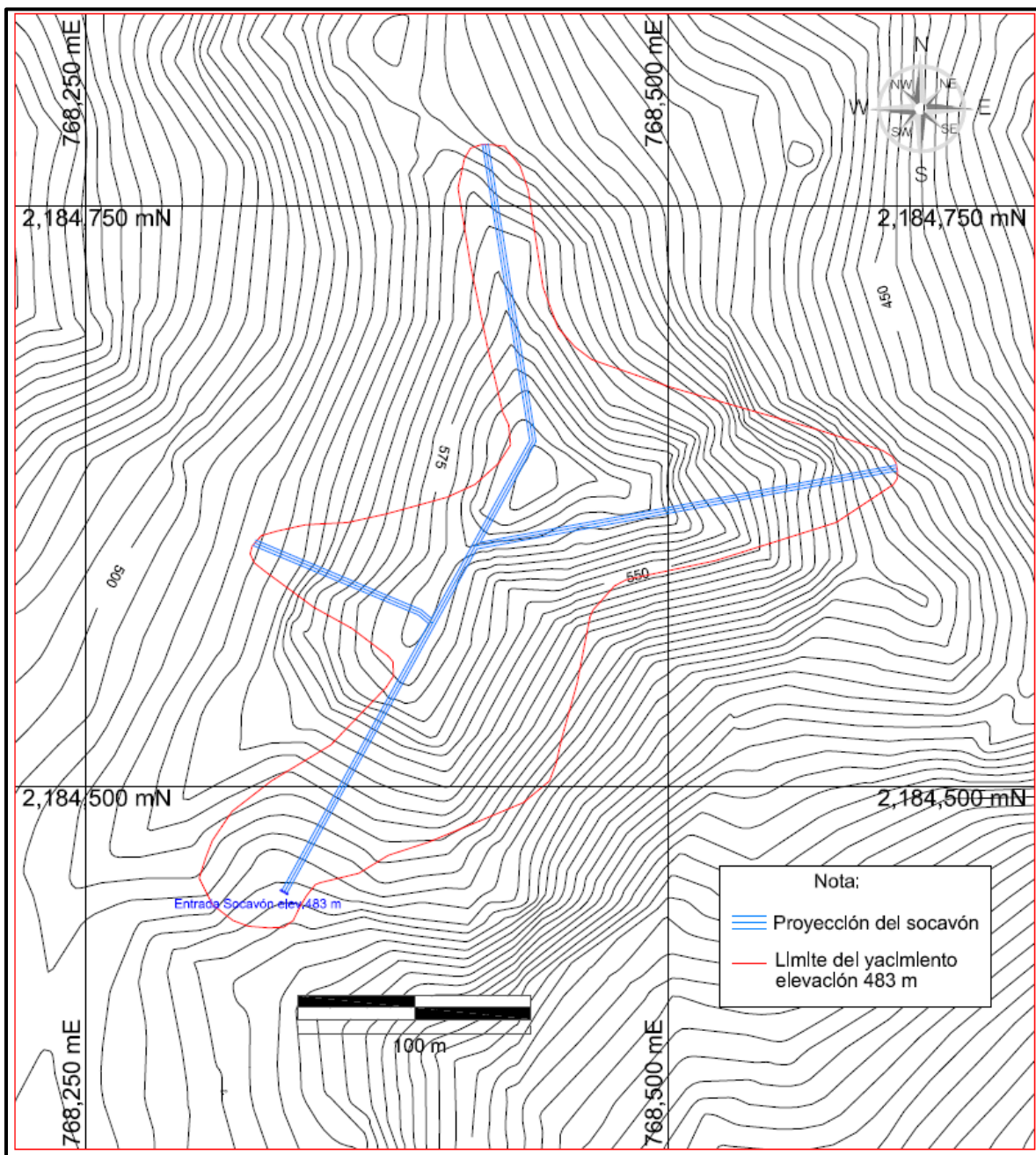


FIGURA 4. Proyección del socavón de exploración en el área del proyecto.

3.5. EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO

Debido a la fase actual en la que se encuentra el proyecto, la información correspondiente al minado y beneficio del mineral aún se está definiendo, y está expuesta por consiguiente a posibles cambios. Con esto se quiere dejar claro que probablemente la información expuesta en la presente tesis cambie conforme al avance de los estudios que se están desarrollando.

Para la explotación del recurso mineral en el proyecto Caballo Blanco se planea utilizar el método de minado a cielo abierto. Éste método se eligió con base en los siguientes criterios básicos:

1. Forma, tamaño y posición espacial del cuerpo mineralizado.
2. Contenido y distribución de los valores metálicos.
3. Propiedades físicas y químicas del mineral y las rocas adyacentes o encajonantes.
4. Factores económicos y facilidad de transporte.

La superficie de ocupación estimada del tajo será de 55 has, mientras que el volumen de extracción, al final de la vida útil del proyecto ascenderá a los 36'000,000 ton de mineral y 83'000,000 de toneladas de tepetate. Lo anterior constituye un movimiento total de 119'000,000 de toneladas de material, lo que arroja una relación de descapote de 1:2.3. El programa de producción tiene como objetivo el procesamiento de 20,000 ton de mineral diarias, traduciéndose en una producción anual de 7'000,000 ton, para una operación de 350 días al año. El ritmo de producción se hará de acuerdo con las cifras presentadas en la Tabla 4.

TABLA 4: Ritmo de producción para el proyecto.

Año	Mineral ton	
	Anual	Acumulado
0	0	0
1	5'000,000	5'000,000
2	7'000,000	12'000,000
3	7'000,000	19'000,000
4	7'000,000	26'000,000
5	7'000,000	33'000,000
6	3'000,000	36'000,000
Total	36'000,000	36'000,000

Tabla extraída de MIA-R 2011, CAM.

Por otro lado, el tajo partirá de la cota de los 600 msnm y bajará hasta los 280 msnm. En la Figura 5 se muestra la distribución del mineral por ley, localizado en La Paila, lo cual define la explotación del tajo.

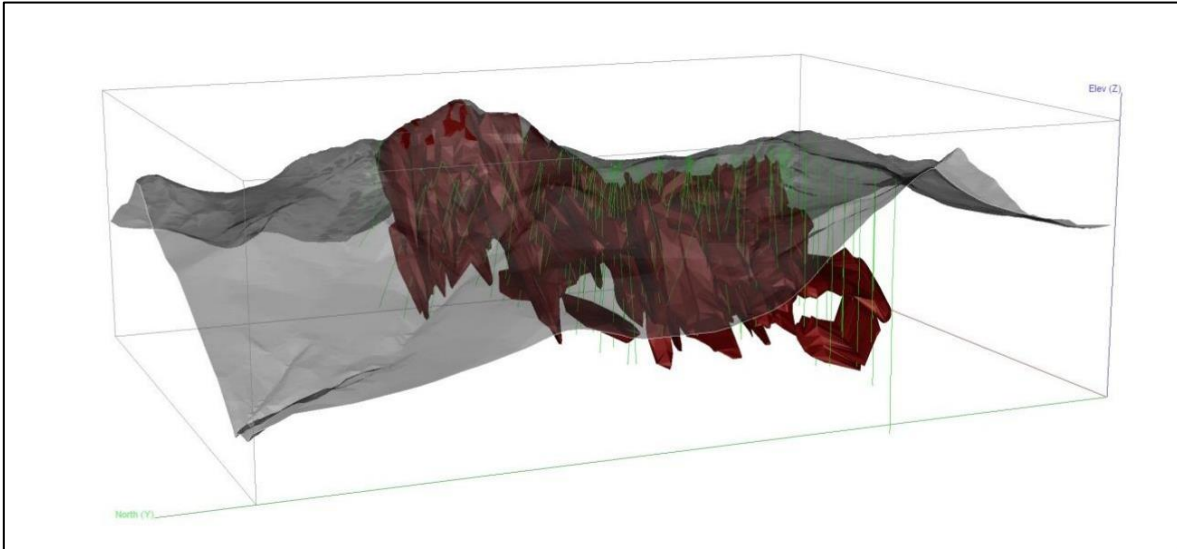


FIGURA 5. Modelo del yacimiento

3.5.1. DISTRIBUCIÓN DE OBRAS AUXILIARES E INFRAESTRUCTURA

La operación minera está constituida por varios departamentos, cada uno igual de importante que los demás. Las instalaciones auxiliares que ayudaran a desempeñar las tareas que cada departamento se distribuyen como se expone en la Tabla 5.

TABLA 5: Distribución espacial de las principales obras del proyecto.

Obras principales	Superficie ha
Tajo	55.00
Tepetatera	96.00
Camino de Acarreo	17.50
Caminos de Acceso	6.40
Área de Trituración	1.00
Patio de Lixiviación	75.00
Piletas de Solución Preñada, Gastada y de Contingencias	4.00
Planta Química	0.20
Almacén General	0.32
Laboratorio Químico	0.15
Taller de Mantenimiento	0.94
Planta de Generación de Energía	0.04
Estación Servicio de Diesel	0.15
Sistema de Distribución de Agua y pileta de Agua	4.55
Planta de Tratamiento de Aguas Residuales	0.25
Casa de Núcleos	2.00
Campamento	6.00
Oficinas Administrativas	0.25
Vivero	0.06
Área de Compostaje	1.00
Casetas de Vigilancia	0.0036
Total	270.8136

Tabla extraída de MIA-R 2011, CAM.

- Tepetatera

La tepetatera es una obra de almacenamiento que se va formando con el mismo material que recibe y se ubicará en el costado noroeste del tajo, aproximadamente a 500 m. Ésta obra recibirá material estéril del tajo, incluyendo el material del descapote del yacimiento. Su capacidad será de 83'000,000 de toneladas, para lo cual se ha considerado una superficie de 96 has. Cabe destacar, que este espacio fue elegido tomando como principal factor, la topografía de la zona. Se considera que gracias a la topografía de la zona, la obra causará un menor impacto ambiental, social y técnico.

El ángulo de los taludes de la tepetatera será de 35°, menor al ángulo de reposo del tepetate para evitar desprendimientos, también se construirán bermas para asegurar la estabilidad y abatir costos en procedimientos de estabilización de taludes. Para no alterar el drenaje natural de la zona se construirán canaletas de desvío. En cada nivel de la tepetatera se considerará dejar una pendiente de 1% para evitar que el agua se estanque y sea drenada al canal de desvío. Adicionalmente se colocará cal para evitar producir drenaje ácido.

- **Caminos de acceso y de acarreo**

Se ha considerado la construcción de dos tipos de caminos: de acarreo y de acceso.

Hasta el momento se ha considerado un camino de acarreo para llevar el mineral del área de explotación hasta el área de depósito estéril o de beneficio, es decir, al área de trituración y patios de lixiviación. La distancia en línea recta sería de 5.5 km pero incluyendo una pendiente máxima del 10%, la distancia máxima del recorrido sería de aproximadamente 7 km, con un ancho de 25 m, lo que resulta en una superficie de 17.5 has.

Éste camino aún está en etapa de evaluación, pues se está considerando incluir en ciertos tramos bandas transportadoras, este análisis se llevará a cabo en capítulos posteriores de la presente tesis. Independientemente de la decisión o conclusión en este tema, se deberá hacer un camino de acarreo que comunique la zona de explotación con la tepetatera, el cual tendrá 500 m de longitud y para su funcionamiento se considerará como un sistema independiente al acarreo de mineral y se discutirá también de forma separada.

Por su parte, los caminos de acceso son todos aquellos que se utilizarán para comunicar entre sí a las áreas administrativas, el campamento y el resto de las instalaciones operativas del proyecto. En este sentido, para estos caminos se contempla el acondicionamiento y rehabilitación de 2 km de caminos ya existentes. Dado que el ancho actual de los caminos existentes es de 4 m, será necesaria su ampliación a 8 m, con lo que se ocupará una superficie adicional de 0.8 ha. Los caminos de acceso nuevos a construir sumarán una longitud de 6 km, contando también con un ancho de 8 m, resultando en la ocupación de una superficie de 4.8 ha. La superficie total aproximada que ocuparán los caminos de acceso (rehabilitados y nuevos) será de 6.4 ha.

Durante la etapa de operación, los caminos serán regados con agua tratada proveniente de la planta de tratamiento de aguas residuales (PTAR), para disminuir la generación de polvos.

3.5.2. FACTORES QUE DEFINEN LA LOCALIZACIÓN DE OBRAS AUXILIARES

Dada la naturaleza del proyecto, su ubicación está condicionada y restringida a la localización del yacimiento de mineral. Sin embargo, para aquellas obras de infraestructura adicionales con cierta flexibilidad de localización (patio de lixiviación, tepetatera, campamento, oficinas administrativas, planta de beneficio, área de compostaje, entre otras) se consideraron diversas alternativas, de acuerdo con criterios ambientales, sociales y económicos para lograr un equilibrio entre la rentabilidad de la operación y la minimización de los impactos ambientales y sociales. Los criterios considerados para la selección del sitio fueron:

1. Características topográficas
2. Características estructurales
3. Cantidad de vegetación a remover
4. Tipo de vegetación y uso del suelo (preferentemente agropecuario)
5. Impacto visual (se consideró como punto de referencia la carretera panamericana, en el caso de la tepetatera)
6. Inversión requerida

3.6. BENEFICIO DEL MINERAL

El beneficio de mineral seguirá el mismo proceso de prácticamente la mayoría de las operaciones mineras actuales con yacimientos de tipo óxidos. Después de ser lixiviado el mineral, la solución rica pasara a ser tratada en la planta ADR (Adsorción, Desorción y Recuperación) y el producto resultante de esta pasará a la etapa de fundición para obtener el doré. El proceso se describe a continuación, en forma de operaciones independientes para una mejor comprensión.

3.6.1. PATIO DE LIXIVIACIÓN

Se pretende construir el patio de lixiviación en la zona conocida como rancho El Niño, aproximadamente a 5 km en línea recta del tajo en dirección suroeste, esta zona fue seleccionada por presentar una gran estabilidad estructural y ser impermeable. Asimismo, la topografía que es prácticamente regular, facilita el establecimiento de las instalaciones.

El patio está diseñado para depositar mineral de baja ley en pilas; estará constituido por varias celdas sobre una plataforma impermeabilizada que impedirá la filtración de solución lixiviada, posteriormente esta solución será recibida en una pileta dedicada únicamente para

la recolección de solución preñada ($90,000 \text{ m}^3$), y ésta a su vez estará comunicada con una pileta de contingencias (en caso de que se rebase el nivel máximo permitido), una pileta de recolección ($185,000 \text{ m}^3$) y una pileta de solución pobre ($90,000 \text{ m}^3$).

El patio de lixiviación ocupará una superficie de 75 ha, y tendrá una capacidad de 75'000,000 ton, cantidad suficiente para recibir el total de mineral proveniente del tajo prospectado actualmente.

El acondicionamiento y operación de esta obra, se realizará paulatinamente en celdas independientes, estas con una superficie de 6.76 ha (260 m x 260 m). Las celdas serán operadas de manera continua, recibiendo y lixiviando el material en capas de 5 m de altura, que corresponden a la producción aproximada de un mes. Con la finalidad de otorgar mayor estabilidad a las celdas, la conformación de éstas se llevará a cabo de manera escalonada respecto a la celda continua, hasta alcanzar una altura máxima de 60 m.

Se construirá una berma perimetral, diseñada para canalizar los escurrimientos ocasionados por las precipitaciones, para evitar erosiones y arrastre de talud del patio, con dimensiones de 1 m de altura sobre el piso del patio, 3 m de ancho en la base y 0.5 m de ancho de corona.

3.6.2. PLANTA DE ADSORCIÓN, DESORCIÓN Y RECUPERACIÓN (ADR)

La planta ADR se instalará al norte del patio de lixiviación; en ella se realizarán las actividades necesarias para la obtención de oro, mediante un proceso de adsorción-desorción con carbón activado, electro-depositación en celda electrolítica y fundición en horno para obtener el producto terminado (doré). Tendrá la capacidad de procesar $1,700 \text{ m}^3$ por hora.

La planta se construirá en una superficie de 0.2 ha (50 m x 40 m) y estará rodeada por malla galvanizada de 2.5 m de altura, coronada por tres líneas de alambre de púas, y una línea de alambre de seguridad con navajas.

3.6.3. LABORATORIO QUÍMICO

Esta obra será necesaria para la determinación de la calidad del mineral, a medida que el proyecto avance en su operación. En el laboratorio se realizarán pruebas químicas, metalúrgicas, de goteo, de lixiviación, ensayos de fuego y absorción atómica; además incluye un área de recepción y preparación de muestras, columnas de lixiviación, área de volumetría, servicios, oficinas y bodega. La obra se ubicará al norte del patio de lixiviación y tendrá una superficie de 0.15 ha (50 m por 30 m).

Habr  tambi n una peque a  rea de almacenamiento para muestras y soluciones usadas que eventualmente ser n almacenadas hasta su remoci n peri dica a un adecuado centro de tratamiento.

3.7. INVERSI N REQUERIDA

Se estima una inversi n total de cerca de \$385'000,000 USD, misma que provendr  en su totalidad del sector privado y ser  financiada internamente, su distribuci n ser  como lo indica la Tabla 6.

TABLA 6: Inversi n estimada por etapa y total.

Etapa	Inversi�n estimada (MXN)	Inversi�n estimada (USD)
Preparaci�n del sitio y construcci�n	\$ 600'000,000	\$ 50'000,000
Operaci�n y mantenimiento	\$ 3,918'000,000	\$ 326'500,000
Cierre de las instalaciones	\$ 60'000,000	\$ 5'000,000
Medidas de prevenci�n, mitigaci�n y compensaci�n	\$ 39'180,000	\$ 3'265,000
Total	\$ 4,617'180,000	\$ 384'765,000

Paridad igual a 12.00 pesos mexicanos (MXN) por un d lar norteamericano (USD).

4. ANÁLISIS TÉCNICO Y ECONÓMICO DEL TRANSPORTE DE TEPETATE

4.1. GENERALIDADES DEL MANEJO DE TEPETATE

El manejo de tepetate es indispensable para la extracción del mineral, es decir que para tener acceso al mineral, se necesita primero remover cierta cantidad de tepetate o material estéril. La relación que existe entre la extracción de tepetate y la extracción de mineral se denomina relación de descapote y ésta varía principalmente en función de las características físicas del yacimiento mineral, del diseño del tajo y de la fase de explotación en la que se encuentre la mina.

Aunque en toda operación se puede calcular la relación de descapote promedio del yacimiento, ésta va variando en cada etapa de explotación según la relación que se guarde entre el movimiento de tepetate y de mineral. Para el proyecto en particular, se iniciará con una relación de descapote de 0:1, ya que el yacimiento se encuentra aflorando en diversos puntos del cerro La Paila.

Aunque aún no se cuenta con un plan de minado bien definido, estimaciones preliminares del proyecto indican que se manejará una relación de descapote promedio de 2:1; al momento de estabilizar la capacidad extractiva de la mina, la producción mineral será de 20,000 ton por día y de tepetate se extraerán un total de 40,000 ton diarias aproximadamente.

Una vez realizada la voladura, el transporte de tepetate indiscutiblemente se llevará a cabo mediante camiones fuera de carretera, debido a que este sistema es el más práctico y efectivo para extraer el material (ya sea mineral o tepetate) de un tajo.

La distancia aproximada del camino entre el tajo y la tepetatera en la primera fase de explotación será de 500 m por 25 m de ancho. Cabe hacer mención de que ésta distancia en primera instancia disminuirá conforme se vaya explotando el yacimiento hasta llegar a un nivel horizontal en relación al camino para salir del tajo, a partir del cual la distancia comenzará a aumentar considerablemente conforme vaya avanzando la explotación del mineral. En la Figura 6 se muestra la ubicación del tajo y de la tepetatera.

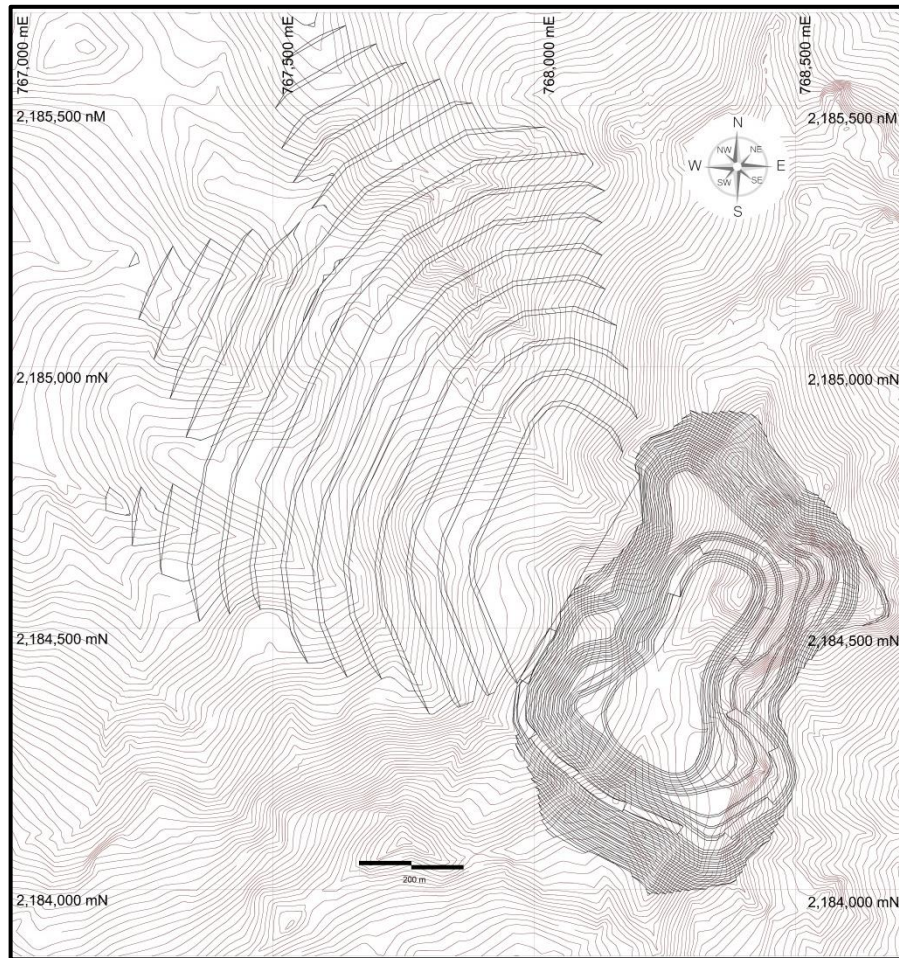


FIGURA 6. Ubicación de la tepetatera

Con base en lo anterior, más adelante se calculará el número de camiones necesarios para cumplir con el transporte de la producción diaria de tepetate de acuerdo a las condiciones en las que se operará.

4.1.1. CARACTERIZACIÓN DEL TEPETATE

En NI 43-101 REPORTE TÉCNICO, PROYECTO CABALLO BLANCO Y ESTIMACION DE RECURSOS EN ZONA LA PAILA que se entregó al proyecto en marzo del 2010, se especifica lo siguiente:

“Debe mencionarse que se ha comprobado que la composición del tepetate se constituye de la siguiente forma: (a) volcániclastica compuesta por tobas cristalinas, toba de ceniza, andesita, basaltos y sílica masiva principalmente; (b) andesita compuesta; (c) transición entre la roca andesítica con alteración argílica intensa y silicificación pervasiva en parches y tipo vuggy; (d) brecha polilítica y; (e) brecha monolítica. Lo anterior se debe a

que en general el yacimiento se encuentra en la zona de oxidación de los modelos de formación de un yacimiento mineral.”

La gran mayoría de la roca encajonante del yacimiento se compone de andesita, roca que no presenta características corrosivas para el recubrimiento de la caja de los camiones del sistema de acarreo. Además de la andesita, hay sílice masivo con contenidos de oro menor a 0.2 g/ton, este mineral por estar justo en la ley de corte es también considerado como tepetate y tampoco presenta alguna desventaja en su composición para ser transportado mediante camiones.

La granulometría que se estará manejando para el depósito de tepetate será de aproximadamente 38 cm (5”). La plantilla de barrenación tendrá 5 m de bordo y 5 m de espaciamiento y según los resultados de la voladura se podrá ir abriendo o cerrando la plantilla de barrenación. La gravedad específica del tepetate en condiciones normales *in situ* es de 2.3 t/m³, su factor de abundamiento es considerado de 1.3.

El depósito de tepetate se hará de manera similar que en los patios de lixiviación, sólo que el lugar donde se depositará el material estéril no tendrá ningún tratamiento previo. Lo anterior es gracias a la composición mineralógica de la roca encajonante, que se compone principalmente de plagioclasas calco-sódicas, piroxenos y anfíboles, así como sílice. Estos minerales no poseen la capacidad de generar drenaje ácido ni alguna solución lixivante que pueda dejar libre algún elemento nocivo para la salud de las comunidades aledañas, además se confirma lo antes mencionado con una prueba de balance ácido-base aplicada a muestras representativas del tepetate.

4.1.2. CRITERIOS EN LA SELECCIÓN DE EQUIPO

Los camiones que se utilizarán en el proyecto tendrán una capacidad de 91 ton, ver Apéndice 1. Se seleccionó este tipo de camiones por las siguientes razones:

- La capacidad de carga del camión es de 91 ton, la producción diaria de tepetate es de 40,000 ton y la distancia de recorrido es de 500 m. Esta distancia relativamente corta al inicio, hace que no sea necesario un camión de mayor capacidad.
- Las obras mineras tales como rampas, caminos y bancos están diseñadas para el tránsito de equipos con ciertas dimensiones, usar equipos más grandes implicaría un aumento en el diseño de estas obras. Las rampas tendrán una amplitud de 25 m, suficiente para el tránsito de estos camiones en dos carriles con sentidos opuestos.
- Los buenos resultados con base en la experiencia de otras operaciones mineras, entre ellas, Mulatos de Alamos Gold en Sonora y Los Filos de Goldcorp en Guerrero.

En el apéndice 1 se incluye información técnica detallada de este modelo de camión.

Para el cargado de los camiones se utilizará un cargador frontal con capacidad de 22 ton (ver apéndice 2). Éste se seleccionó con base en:

- La versatilidad del equipo.
- Las dimensiones, que van acorde con las dimensiones del camión de acarreo (Capacidad de 91 ton) (se necesitaran $3.8 \approx 4$ ciclos de cargado para alcanzar la carga útil nominal del camión).

De igual forma, en el apéndice 2 se incluye información técnica del equipo de cargado.

4.1.3. ETAPA DE CONSTRUCCIÓN E INICIO DE OPERACIONES

La construcción de la planta, así como el descapote del yacimiento se harán simultáneamente. En lo que resta del año 2012 se comenzarán las obras y colocará la infraestructura necesaria para que a finales de este año se comience con la etapa de preproducción. Ésta etapa servirá como antesala para la estabilización de la producción, en ella se continuará descapotando el yacimiento y se depositará mineral en los patios de lixiviación mientras se terminan los trabajos de construcción para arrancar la producción.

Durante la pre-producción se estarán utilizando camiones más pequeños a los mencionados anteriormente, esto debido a las condiciones de operación a las que se enfrentarán. El tepetate, que constituye la mayor cantidad de movimiento de material en ésta etapa, será colocado directamente en su lugar de disposición final.

El camión que se eligió para la etapa de pre-producción es un camión articulado con capacidad de 39.5 ton, ver Apéndice 3, que presenta dimensiones menores a un camión de 91 y que se ajusta perfectamente a la primera fase de desarrollo de la mina. Se desarrollarán caminos de 25 m de ancho desde un principio, con lo cual se tiene suficiente espacio para la circulación en dos sentidos de camiones con capacidad de 91 ton y en consecuencia, para la circulación en dos sentidos de camiones articulados de 39.5 ton.

Como se considera la contratación de empresas auxiliares en el acarreo de mineral y tepetate al exterior del tajo, los equipos articulados solo dejarán de utilizarse en el proyecto cuando el espacio en el tajo sea suficiente como para que pueda realizarse el cargado y acarreo con camiones de 91 ton; posteriormente los camiones de 39.5 ton serán trasladados a donde los contratistas mejor lo decidan. En lo que respecta el desarrollo posterior de la presente tesis, se hará el análisis del sistema de transporte mineral y de tepetate de la mina ya en operación, es decir, no se ahondará en el análisis del sistema de transporte en la etapa de preproducción por ser solamente un periodo de transición y sin interés para los autores.

4.2. ANÁLISIS TÉCNICO DEL TRANSPORTE DE TEPETATE

Para calcular la flota de camiones que se utilizará únicamente en el transporte de tepetate, se consideran los siguientes datos generales, tomando en cuenta un camión con capacidad de 91 ton con caja de piso de doble declive y un factor de llenado del 100 % y un cargador frontal estándar de ruedas con bote de 22 ton (10.7 m^3):

- Consideraciones operativas:

- Turnos por día:	2
- Horas por turno:	12 h
- Producción diaria de mineral:	20,000 ton/día
- Producción diaria de tepetate:	40,000 ton/día
- Densidad de tepetate (<i>in situ</i>):	2.3 ton/m^3
- Factor de abundamiento:	25%
- Densidad de tepetate (quebrado):	1.84 ton/m^3

- Consideraciones según fabricante:

- Camión:	Caterpillar 777F
- Capacidad de carga útil nominal:	91 ton
- Capacidad máxima de carga:	101.6 ton
- Capacidad volumétrica (a ras):	41.9 m^3
- Capacidad volumétrica (colmado 2:1):	60.2 m^3
- Velocidad máxima (camión cargado):	64.5 km/h
- Cargador:	Caterpillar 992K
- Capacidad volumétrica de cargado:	12 m^3
- Capacidad de carga útil nominal:	24 ton

- Consideraciones de tiempo:

- Tiempo de cargado:	2 min
- Tiempo de descarga:	2 min
- Velocidad promedio de acarreo:	30 km/h
- Distancia Tajo-Tepetatera:	1.11 km

Los datos de operación se calcularon con base en indicaciones del fabricante y experiencia en minas similares, como Mulatos y Los Filos. Ahora bien, con estos datos se calcularán

los tiempos y ciclos necesarios para cumplir con el transporte de la producción diaria de tepetate. El cálculo se realiza como a continuación se expone:

4.2.1. FRECUENCIA DE DESCARGA

Si relacionamos en una ecuación solamente la producción diaria de tepetate y la capacidad de los camiones tendríamos lo siguiente:

$$\frac{40,000 \text{ ton/dia}}{91 \text{ ton/ciclo}} = 440.044 \text{ ciclos/dia}$$

Ahora bien, para calcular el número de horas productivas diariamente, se considera un factor de disponibilidad de 0.9 y también un factor de utilización de 0.8, tomados con base en otras operaciones similares. Tenemos entonces:

$$(24 \text{ h})(0.9)(0.8) = 17.28 \text{ h/dia}$$

Calculando el número de viajes por hora tenemos:

$$\frac{440.044 \text{ ciclos/dia}}{17.28 \text{ h/dia}} = 25.466 \text{ ciclos/hr}$$

Para saber la frecuencia de tiempo con la cual deberán llegar los camiones a descargar para cumplir con la producción deseada tenemos:

$$frecuencia = \frac{60 \text{ min}}{25.466 \text{ ciclos}} = 2.36 \text{ min/ciclo}$$

4.2.2. TIEMPO POR CICLO

Para calcular el tiempo que tardara un camión en llegar a la tepetatera una vez que ha salido del tajo se toma en cuenta la distancia que recorrerá y la velocidad a la que circulará el camión.

El cálculo se realiza mediante una ecuación que relacione la velocidad promedio, que es de 30 km/h y la distancia que tendrá que recorrer de 0.5 km:

$$\frac{0.5 \text{ km}}{30 \text{ km/h}} = 0.01667 \text{ h} = 1 \text{ min}$$

Una vez calculado el tiempo del recorrido del tajo a la tepetatera se procede a calcular el tiempo que tomara salir del tajo. Aquí consideraremos un tiempo variable ya que conforme avance la explotación tendremos variaciones en la distancia. La variación de las distancias

y el tiempo que tomará para salir del tajo con una velocidad promedio de 30 km/h se muestra a continuación en la Tabla 7.

TABLA 7. Tiempo necesario para que un camión salga del tajo a 30 km/h.

Año de producción	Producción mensual	Producción semestral	Distancia para salir del tajo	Tiempo para salir del tajo
	ton	ton	km	min
0.0 -0.5	-	-	-	-
0.5 -1.0	1,166,800	7,000,800	0.88	1.76
1.0 -1.5	1,166,800	7,000,800	0.5	1
1.5 -2.0	1,166,800	7,000,800	0.13	0.26
2.0 -2.5	1,166,800	7,000,800	0.25	0.5
2.5 -3.0	1,166,800	7,000,800	0.63	1.26
3.0 -3.5	1,166,800	7,000,800	1	2
3.5 - 4.0	1,166,800	7,000,800	1.38	2.76
4.0 - 4.5	1,166,800	7,000,800	1.75	3.5
4.5 - 5.0	1,166,800	7,000,800	2.13	4.26
5.0 - 5.5	1,166,800	7,000,800	2.5	5
5.5 - 6.0	-	-	-	-

El tiempo total para que un camión realice un ciclo está dado por:

$$t_{ciclo} = (t_{cargado}) + (2)(t_{salida}) + (2)(t_{acarreo}) + (t_{descarga})$$

Para el segundo semestre tenemos:

$$t_{ciclo} = (2) + (2)(1.76) + (2)(1) + (2) = 9.52 \text{ min}$$

Los tiempos del ciclo para los demás semestres están contenidos en la Tabla 8.

TABLA 8. Tiempo de ciclo de acuerdo a la variación de la distancia por semestre.

Año de producción	Tiempo del ciclo min
0.0 -0.5	-
0.5 -1.0	9.52
1.0 -1.5	8
1.5 -2.0	6.52
2.0 -2.5	7
2.5 -3.0	8.52
3.0 -3.5	10
3.5 - 4.0	11.52
4.0 - 4.5	13
4.5 - 5.0	14.52
5.0 - 5.5	16
5.5 - 6.0	-

4.2.3. TAMAÑO DE FLOTA

Una vez que se ha calculado el tiempo del ciclo de acarreo por semestre para cada camión se debe estimar el número total de camiones que se necesitan para cumplir con la producción diaria de tepetate por semestre, para esto relacionamos el tiempo que tarda un camión en llegar nuevamente a descargar con la frecuencia de tiempo a la cual se debe estar descargando material en la tepetatera para cumplir con la producción:

En el segundo semestre tenemos:

$$\text{camiones en operación simultanea} = \frac{9.52 \text{ min/ciclo}}{2.36 \text{ min/ciclo}} = 4.03 \approx 5 \text{ camiones}$$

Esto quiere decir que con 5 camiones tipo es suficiente para cumplir con el transporte de la producción diaria de tepetate durante el primer semestre.

En la Tabla 9 se incluye la cantidad de camiones necesarios por semestre durante la vida operativa de la mina.

TABLA 9. Tamaño de flotilla necesaria para el transporte por semestre

Año de producción	Tiempo del ciclo	Número teórico de camiones	Número de camiones necesarios
	min		
0.0 -0.5	-	-	-
0.5 -1.0	9.52	4.03	5
1.0 -1.5	8	3.39	4
1.5 -2.0	6.52	2.76	3
2.0 -2.5	7	2.97	3
2.5 -3.0	8.52	3.61	4
3.0 -3.5	10	4.24	5
3.5 -4.0	11.52	4.88	5
4.0 -4.5	13	5.51	6
4.5 -5.0	14.52	6.15	7
5.0 -5.5	16	6.78	7
5.5 -6.0	-	-	-

4.2.4. PRE-PRODUCCIÓN

En la etapa de pre-producción, el uso de un camión de 91 ton de capacidad se ve limitado por el poco espacio disponible en los inicios del tajo, es decir, para realizar maniobras de conducción con el tamaño de este camión, es necesario tener más espacio. Esto provoca que durante el periodo anteriormente mencionado, que será de aproximadamente 6 meses, sea necesario utilizar un equipo con dimensiones menores al de 90 ton. El equipo que se considera para comenzar con los labores de transporte de tepetate es el camión articulado, por los beneficios operativos que este ofrece, además de que en ésta etapa la distancia a recorrer para depositar el mineral y tepetate, hace que la productividad de este camión alcance sus niveles más altos.

Sin embargo, es necesario considerar un aspecto más. Durante el inicio de operaciones, no se producirá el 100% del material estimado, la proporción de producción que se tiene evaluada hasta el momento es como lo indica la siguiente tabla:

TABLA 10: Ritmo de producción en primeras etapas de explotación.

Etapas	Periodo	Porcentaje de producción	Tepetate ton/día	Mineral ton/día
Pre-producción	0-3 meses	50 %	20,000	10,000
	3-6 meses	75 %	30,000	15,000
Operación	> 6 meses	100 %	40,000	20,000

Aunque no se desarrollará el cálculo de camiones para las dos fases de pre-producción (primeros 6 meses de operación), es importante mencionar el ritmo de producción.

En resumen, para los primeros 3 meses de operación de la mina se utilizarán camiones articulados con capacidad de 39.5 ton para extraer el tepetate del tajo, conforme la producción vaya incrementando, se necesitará sustituir paulatinamente estos camiones por camiones de 91 ton y así estabilizar la el transporte de tepetate. Por último al llegar al mes 6 se necesitarán camiones de 91 ton para estabilizar la producción y tener en operación la flotilla final dichos camiones, misma que podría ser suficiente para cumplir con el transporte de tepetate de la vida de la mina. El periodo de transición se hará como se indica en el siguiente inciso.

4.2.5. PERIODO DE TRANSICIÓN: PRE-PRODUCCIÓN – OPERACIÓN

Durante la etapa de pre-producción se realizará la transición operativa de camiones articulados a camiones de 91 ton. Como ya se mencionó en el inciso anterior, dependiendo del espacio disponible dentro del tajo, la transición del cambio de camiones se puede ir realizando paulatinamente a partir del mes 3.

En cuanto exista un espacio suficiente dentro del tajo para realizar maniobras de manejo con un camión de 91 ton, se podrá iniciar el intercambio de modelos de camión para tener un menor tráfico manteniendo la producción. Es decir, se podrá incluir un camión de 91 ton para dejar fuera de operación 2 unidades articuladas.

Se prevé que los cambios se harán paulatinamente e, incluyendo hasta dos camiones de 91 ton y dejando de utilizar 4 camiones articulados mensualmente, logrando la transición completa en menos de 2 meses, según la fase de pre-producción en la cual se decida hacer el cambio.

4.3. ANÁLISIS ECONÓMICO DEL TRANSPORTE DE TEPETATE

En el siguiente análisis económico no se incluirá la etapa de pre-producción, el análisis se realizará a partir del segundo semestre de la operación, que es cuando el ritmo de producción de tepetate se estabiliza y se utilizarán únicamente camiones de 91 ton de capacidad.

4.3.1. COSTOS POR CONCEPTO DE ACARREO

El costo total por concepto de acarreo depende básicamente de la distancia total de acarreo, la cual ira variando a lo largo de la explotación, del tonelaje y del costo que el contratista proponga. GDI, contratista de acarreo que opera actualmente en la mina Mulatos (Sonora, México; Alamos Gold), presenta los siguientes costos de acarreo por tonelada para el proyecto:

Primer kilómetro:	\$1.057 USD/ton
Kilómetro adicional:	\$0.548 USD/ton

La distancia del tajo a la tepetatera es de 0.5 km, ver Figura 6, ésta distancia está comprendida, entre el punto de cargado (frente de producción) y los límites perimetrales del tajo. Evidentemente la distancia y el tiempo irán cambiando de acuerdo a la etapa de explotación en la que se encuentre la mina.

En la Tabla 7 se encuentran las distancias necesarias por semestre para salir del tajo, de igual manera se incluye el tonelaje de producción mensual y semestral con el fin de visualizar a futuro la distancia y la cantidad de mineral que se manejará conforme avance la explotación, cabe mencionar que los datos que aquí se presentan pueden ir variando conforme avanza el proyecto, precisamente por la etapa en la que el proyecto se encuentre, una etapa de cambios constantes. Los criterios que se consideraron para dicha tabla se mencionan a continuación:

Días laborables/año:	350
Días laborables/mes:	29.17
Producción trimestre 1 (pre-producción):	10,000 ton/día
Producción trimestre 2 (pre-producción):	15,000 ton /día
Producción del semestre 2 al semestre 11 (producción):	20,000 ton/día
Producción penúltimo trimestre:	15,000 ton/día
Producción último trimestre:	10,000 ton /día

Como se mencionó anteriormente, la distancia total para el acarreo es la sumatoria de la distancia para salir del tajo y la distancia para llegar a la tepetatera (0.5 km), en cuanto a la producción semestral, ésta es el producto del tonelaje mensual y el número de meses.

En el semestre de pre-producción se manejan dos modelos de camiones, por ésta razón se omitirá este periodo en el análisis. En el primer semestre de producción se realizará el cálculo con una distancia total de 1.38 km y como ya se mencionó, el primer kilómetro de transporte se cobra a \$1.057 USD/ton y el kilómetro extra a \$0.548 USD/ton. Tomando en cuenta lo anterior, se determina el costo por tonelada acarreada con dicha distancia.

$$\text{Costo por tonelada} = 1 * (1.057) + 0.38 * (0.548) \text{ dls/ton}$$

$$\text{Costo por tonelada} = 1.265 \text{ dls/ton}$$

Sin embargo, las condiciones para el cobro de labores por concepto de acarreo en el segundo semestre de producción cambian, ya que la distancia total de acarreo ahora será de 1 km. El costo de acarreo por tonelada, para el segundo semestre de producción se calcula de la siguiente manera:

$$\text{Costo por tonelada} = 1 * (1.057) + 0 * (0.548) \text{ dls/ton}$$

$$\text{Costo por tonelada} = 1.057 \text{ dls/ton}$$

Se tiene un tonelaje semestral de producción de 7,000,800 ton, de acuerdo con los datos de la Tabla 7. Entonces, el costo de acarreo para el primer año de producción será calculado como sigue:

$$\text{Costo acarreo primer semestre} = 7'000,800 \text{ ton} * \$1.265 \text{ USD/ton}$$

$$\text{Costo acarreo segundo semestre} = 7'000,800 \text{ ton} * \$1.057 \text{ USD/ton}$$

$$\text{Costo acarreo primer año de producción} = \$16,255,857.60 \text{ USD/año}$$

Esta cantidad representa el costo de acarreo para el primer año de producción, con una producción promedio mensual de 1'166,800 ton y una distancia que variable, desde el área de cargado hasta la tepetatera.

El costo de acarreo para los siguientes años de operación se realizó de la misma manera en que se calculó el costo para el primer año de producción, tomando en cuenta las variaciones de distancia semestralmente y el tonelaje de producción correspondiente a cada semestre. El resumen del cálculo de éstos costos se presentan a continuación en la Tabla 11.

TABLA 11. Costo total de acarreo por año.

Año de producción	Producción mensual	Producción semestral	Distancia total	Costo de acarreo	Costo total de acarreo anual
	ton	ton	km	USD/ton	USD
0.0 -0.5	-	-	-	-	-
0.5 -1.0	1,166,800	7,000,800	1.38	1.265	16,255,857.60
1.0 -1.5	1,166,800	7,000,800	1	1.057	
1.5 -2.0	1,166,800	7,000,800	0.63	1.057	14,799,691.20
2.0 -2.5	1,166,800	7,000,800	0.75	1.057	
2.5 -3.0	1,166,800	7,000,800	1.13	1.12824	17,216,647.39
3.0 -3.5	1,166,800	7,000,800	1.5	1.331	
3.5 - 4.0	1,166,800	7,000,800	1.88	1.53924	22,971,304.99
4.0 - 4.5	1,166,800	7,000,800	2.25	1.742	
4.5 - 5.0	1,166,800	7,000,800	2.63	1.95024	28,725,962.59
5.0 - 5.5	1,166,800	7,000,800	3	2.153	
5.5 - 6.0	-	-	-	-	-

El costo total de acarreo anual, que se presentó en la tabla anterior, se calculó como si la totalidad del importe se liquidara justo en el momento de aceptar el contrato de acarreo. Sin embargo, es necesario considerar al valor del dinero en el tiempo.

4.3.2. COSTO DE ACARREO A VALOR FUTURO

En 2011, la inflación anual en México cerró en 3.82 % y según BANXICO, se espera una inflación anual para 2012 de entre el 3% y 4%. Tomando en cuenta éstos valores y haciendo un promedio de los mismos, obtenemos como tasa de interés el 3.6%, que es la tasa de interés que utilizamos para calcular el valor futuro de los costos de acarreo de cada año de operación.

$$\text{Valor futuro} = M * (1 + i)^n$$

Dónde:

M= Monto actual

i = Interés

n= Número de año

Considerando que la liquidación del contrato de transporte se hará anualmente, iniciando al término del primer semestre (etapa de pre-producción) tomaremos los siguientes datos; para el primer año de producción se tiene:

$$M = 16,255,857.60$$

$$i = 3.6\%$$

$$n = 1.5$$

$$\text{Valor futuro} = 16,255,857.60 * (1 + 0.036)^{1.5}$$

$$\text{Valor futuro} = \$17,141,527.48 \text{ USD}$$

Los datos para los años posteriores se calcularon de la misma manera, considerando la misma inflación del país del 3.6%, los resultados se presentan a continuación (Tabla 12):

TABLA 12. Valor futuro de la inversión para acarreo de tepetate con camión.

Año de producción	Producción semestral	Costo de acarreo USD/ton	Costo total de acarreo anual	Valor futuro del costo total
	ton		USD	USD
0.0 -0.5	-	-	-	-
0.5 -1.0	7,000,800	1.265	16,255,857.60	17,141,527.48
1.0 -1.5	7,000,800	1.057		
1.5 -2.0	7,000,800	1.057	14,799,691.20	16,167,841.48
2.0 -2.5	7,000,800	1.057		
2.5 -3.0	7,000,800	1.12824	17,216,647.39	19,485,328.36
3.0 -3.5	7,000,800	1.331		
3.5 - 4.0	7,000,800	1.53924	22,971,304.99	26,934,230.18
4.0 - 4.5	7,000,800	1.742		
4.5 - 5.0	7,000,800	1.95024	28,725,962.59	34,894,199.95
5.0 - 5.5	7,000,800	2.153		
5.5 - 6.0	-	-	-	-

5. ALTERNATIVAS PARA EL TRANSPORTE DE MINERAL

5.1. CONSIDERACIONES GENERALES

Caballo Blanco es un proyecto planeado para ser explotado a cielo abierto, esto se debe principalmente a las características físicas y mineralógicas del yacimiento, el minado será en forma descendente y se iniciará en la parte más alta del cerro La Paila, a una altitud de 600 m.s.n.m.

La producción estimada de mineral es de 20,000 toneladas diarias, para el tepetate la producción dependerá del diseño del tajo y del plan de minado, tal y como se mencionó en el capítulo anterior. La producción mineral, en los primeros tres meses será de 10,000 toneladas por día, el segundo trimestre se incrementará a 15,000 toneladas por día, hasta llegar a la producción estimada de 20,000 toneladas diarias en el tercer trimestre.

Independientemente del sistema de acarreo, la extracción del mineral resultado de las voladuras se transportará en camiones, los cuales llevarán el mineral fuera del tajo. Los camiones se cargarán mediante cargadores frontales con una capacidad máxima de carga de hasta 24 ton por cucharón. El transporte del tajo a las pilas de lixiviación es lo que se evalúa en este trabajo.

El circuito de acarreo está constituido entre el área de minado y el patio de lixiviación, esto es, entre el cerro La Paila y Rancho el Niño, esta área se puede observar en la Figura 7 que se presenta a continuación. Dicho circuito debe cumplir aspectos muy importantes; técnicos, económicos y ambientales, entre otros.

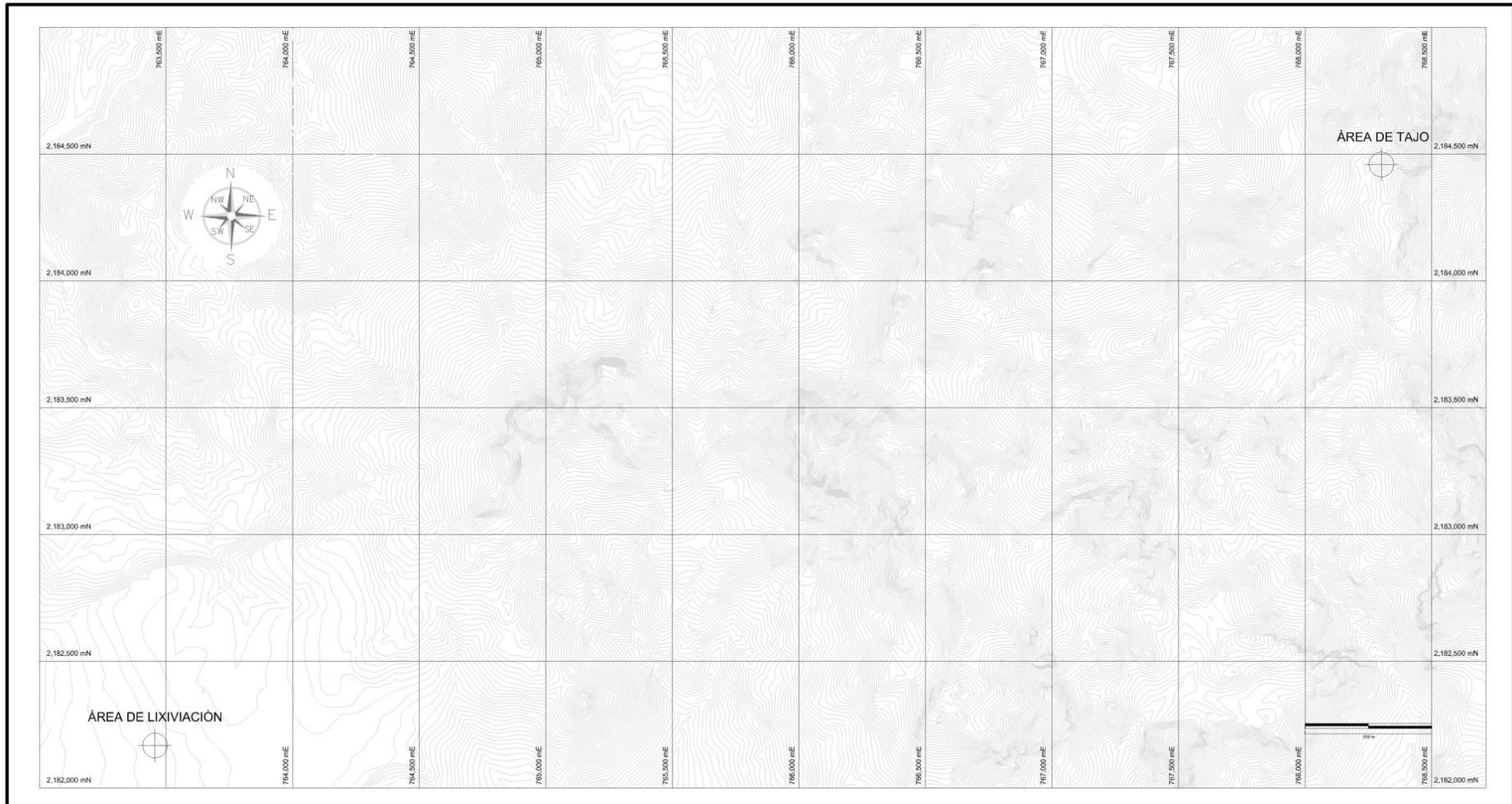


FIGURA 7. Área del circuito de acarreo comprendida entre el tajo y el patio de lixiviación

Los aspectos técnicos y económicos se analizarán en los capítulos 6 y 7, en cuanto a las condiciones de operación, gran parte de ellas están configuradas al margen de las condiciones físicas del yacimiento. Las condiciones físicas nos ayudan a crear un diseño preliminar del sistema de acarreo, entre estas condiciones tenemos la topografía (diferencia de elevaciones entre los puntos de carga y descarga e intermedios) y la distancia entre el tajo y el patio de lixiviación, a continuación se describirán cada una de ellas.

Generalmente, la flora y fauna no son un factor que determinen el diseño de un sistema de transporte mineral, sin embargo, debido a la gran biodiversidad de la región, se ha puesto principal atención en este aspecto, este también se discute a continuación.

5.1.1. TOPOGRAFÍA DE LA ZONA

Como ya se mencionó anteriormente, el proyecto se encuentra en el extremo este de la Faja Volcánica Transmexicana, esto ocasiona que la topografía de la región sea extremadamente accidentada, con pendientes que alcanzan hasta los 80° , incluso en algunas zonas se encuentran barrancos cuyas pendientes son de 90° . La topografía puede observarse en la Figura 7.

Ésta condición repercute en gran medida para el diseño del sistema de acarreo, ya que se necesitará corte en el terreno y relleno en el mismo, los cambios de dirección se deben considerar con un grado máximo de curvatura y además las pendientes no deben superar el 10 %, de tal forma que el circuito de acarreo sea lo más corto posible y fácil de transitar.

5.1.2. DISTANCIA ENTRE EL TAJO Y EL PATIO DE LIXIVIACIÓN

La distancia para el transporte de mineral (comprendido entre el cerro La Paila y Rancho el Niño), depende de la configuración de cada sistema de transporte; las posibles opciones que se están considerando para el proyecto se describirán en capítulos posteriores, dentro de ellos se especificarán sus distancias y características.

La distancia actual en línea recta que existe entre el tajo y los patios de lixiviación desde los puntos más lejanos de contorno es de 6,260 m y desde los puntos más cercanos de contorno es de 4,226 m, esta distancia se puede apreciar en la Figura 8 que a continuación se presenta.

5.1.3. FLORA Y FAUNA

La construcción de un sistema de transporte implica previamente el acondicionamiento del terreno por el cual pasará el circuito de acarreo; desde el movimiento de tierra fértil hasta la remoción de especies vegetales y animales de la zona. El sistema para el transporte de mineral se encuentra en un área de abundante vegetación, en la cual existen diversas especies animales y vegetales protegidas por distintos organismos gubernamentales e internacionales, en los incisos 3.2.3 y 3.2.4 del capítulo 3 están contenidas las especies protegidas de flora y fauna así como los organismos que las protegen. Esta condición influye directamente en la elección del sistema a utilizar ya que en el proyecto se persigue un desarrollo sustentable en el cual se tenga un impacto ambiental mínimo.

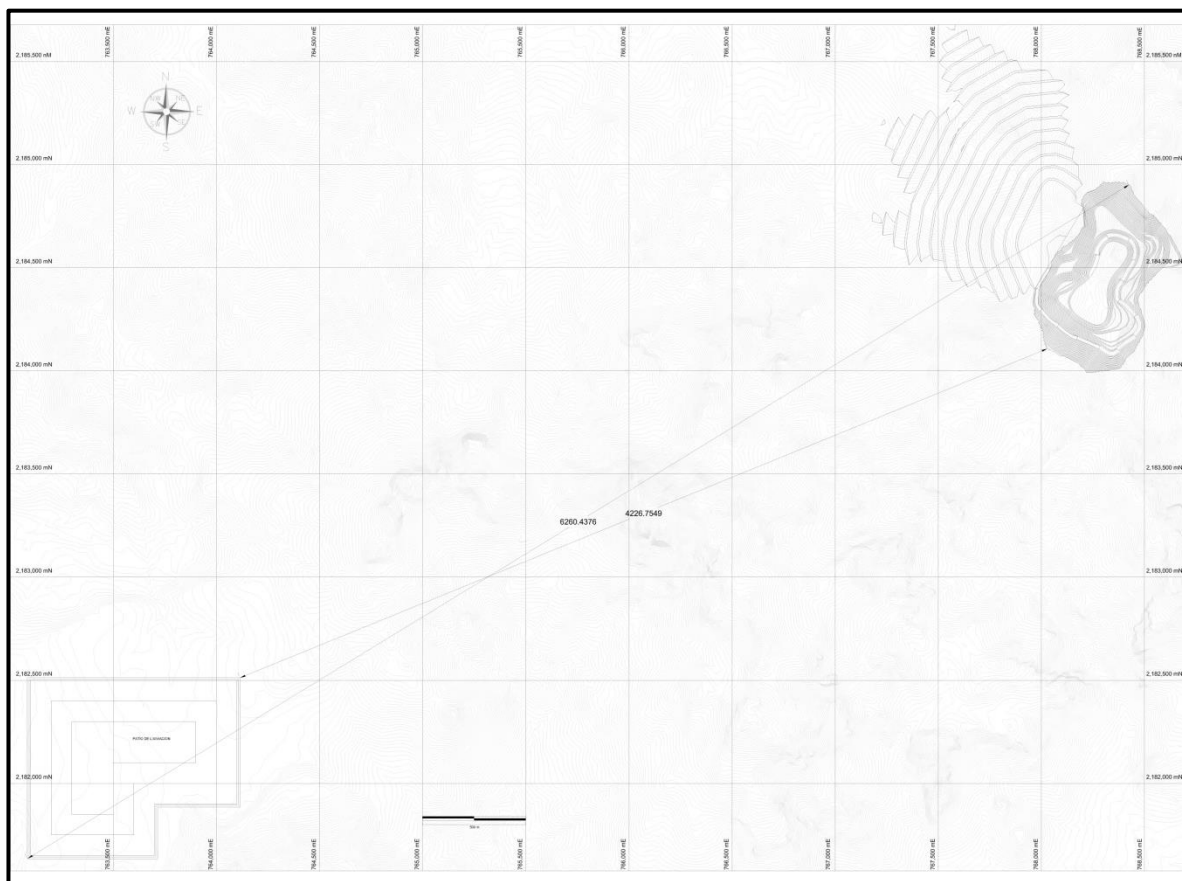


Figura 8. Distancia máxima y mínima entre el tajo y el patio de lixiviación

5.1.4. NUCLEOELÉCTRICA LAGUNA VERDE

El área que comprende el tajo se encuentra a 3.5 km en línea recta de la Planta Nucleoeléctrica Laguna Verde, la cercanía entre este complejo y el área del sistema de transporte de mineral no implica ningún riesgo, esto se debe a que el área de minado (cerro La Paila) es el punto más alto de la región, partiendo de este punto, el área del sistema de transporte se encuentra en dirección Oeste y la nucleoeléctrica se localiza en dirección Este. Es decir, el cerro La Paila es el parte aguas entre la nucleoeléctrica y el patio de lixiviación, esto quiere decir que las vibraciones y cualquier otra posible afectación del sistema de acarreo se verá reducida en su totalidad por el cerro La Paila. Es importante mencionar que lejos de ser un riesgo, representa un beneficio para el proyecto, ya que existen líneas de alta tensión cercanas al área de transporte, las cuales pueden ser útiles en la instalación y funcionamiento de la planta de beneficio principalmente, solo bastaría con instalar subestaciones eléctricas para suministrar de este recurso energético al proyecto.

5.2. ALTERNATIVAS PARA EL MANEJO DE MINERAL

Anteriormente se mencionó que para el acarreo de mineral en una mina a cielo abierto existen varios sistemas adaptables a cada proyecto, también se especificaron las razones por las cuales para este proyecto en específico se reducen las alternativas a dos sistemas de transporte.

A continuación se describen, a grandes rasgos, en qué consisten cada una de las opciones elegidas y sus posibles variantes. En capítulos posteriores se expondrán las condiciones técnicas y económicas de cada una de las alternativas, para finalmente compararlas y concluir en el mejor sistema de transporte para el proyecto.

5.3. TRANSPORTE CON CAMIÓN

Uno de los sistemas considerados para esta operación es el transporte con camiones fuera de carretera desde el tajo hasta los patios de lixiviación. El modelo de camión a utilizar para la flotilla será en un principio articulados con capacidad de 39.5 ton y posteriormente de 91 ton.

Dadas las condiciones de operación, éste sistema implica una flotilla extensa de equipos cuando la producción se haya estabilizado. Para un sistema de transporte con camión, es

necesario contar con equipos auxiliares para mantenimiento del camino, entre ellos; pipas de agua, pipas de diesel, motoconformadoras, tractores, etc. También se requerirá el acondicionamiento de un taller mecánico equipado para dar mantenimiento a los camiones y equipos auxiliares, la instalación de un sistema para el control del tráfico en el tajo y un sistema de suministro externo de combustible para la operación óptima de todos los equipos.

5.3.1. CRITERIOS PARA EL DISEÑO DE LOS CAMINOS

Los criterios que se tomaron en cuenta para el diseño de los caminos son principalmente de índole técnica, a continuación se mencionan algunos:

- Tamaño de los equipos
- Radio de curvatura
- Pendientes máximas
- Longitud
- Corte y relleno
- Topografía del terreno

En este sistema de transporte, se proponen cuatro alternativas para lo que posiblemente será el camino de acarreo.

MWH Global es una firma de infraestructura que proporciona ingeniería técnica, servicios de construcción y soluciones de consultoría para proteger, mejorar, almacenar y distribuir el agua. Si bien los servicios de esta empresa están enfocados en la infraestructura del agua, *MWH* también ofrece servicios a la industria minera, petrolera y del gas, dentro de los servicios que ofrece están la planificación estratégica, diseño, construcción e ingeniería. Ellos fueron los encargados del diseño de las diferentes alternativas consideradas para el transporte con camión.

Los principales valores de diseño en los que se basan las diferentes alternativas proporcionadas por *MWH* se enuncian a continuación:

- | | |
|--|--------------------|
| - Pendiente máxima: | 8% |
| - Radio máximo de curvatura (línea central): | 60 m |
| - Pendiente del corte: | 0.5:1 |
| - Pendiente del relleno | 1.5:1 |
| - Ancho del camino: | 25 m |
| - Corte: | Depende del diseño |
| - Relleno: | Depende del diseño |
| - Longitud: | Depende del diseño |

A continuación se mencionan los aspectos más importantes de cada alternativa para el transporte de mineral con camiones:

- **Trituración**

Es indispensable analizar a grandes rasgos los aspectos que implican la implementación de un sistema de trituración en un sistema de transporte con camiones, lo cual nos lleva a cuestionar si realmente es viable la inversión en la infraestructura necesaria para un circuito de trituración.

Aunque aún no se cuenta con un análisis que fundamente dicha decisión, la gerencia técnica del proyecto ha optado por eliminar el proceso de trituración debido a las implicaciones que conlleva un punto de transferencia en un sistema de transporte con camiones.

Un punto de transferencia en un sistema de transporte con camiones interrumpe de manera tajante el ciclo de transporte, eso sin mencionar las complicaciones operativas que la implementación de dicho punto de transferencia conlleva.

5.3.2. ALTERNATIVA #1

En esta primera alternativa, la longitud total del camino propuesto es de 5,775.11 m. Para su construcción se necesitaría realizar el corte total de 2'309,762.17 m³ y colocar 507,806.21 m³ de relleno. En resumen, haría falta encontrar un sitio para almacenar 1'801,955.96 m³ de material para poder construir el camino.

La configuración de esta alternativa se puede ver en el plano A del apéndice 4.

5.3.3. ALTERNATIVA #2

Para ésta alternativa, el camino tendría una longitud total de 5,403.65 m, se necesitaría realizar el corte de 3'122,972.34 m³ y rellenar 4'119,223.17 m³, lo cual indica que sería necesario conseguir 996,250.83 m³ de material, en la construcción de este camino. Ver plano B del apéndice 5.

Ésta alternativa, en contraste con la alternativa anterior, deja la tarea de encontrar y utilizar el material de un banco de préstamo. Ésta acción representa un problema más para la construcción del camino, además de un aumento en los costos de inversión.

5.3.4. ALTERNATIVA #3

Con una longitud total a recorrer de 5,757.02 m, se conforma la alternativa 3 para el sistema de acarreo con camiones; para la construcción de este camino serían necesarios 3'755,161.52 m³ de corte y 1'496,029.14 m³ de relleno, estas cantidades arrojan una diferencia de 2'259,132.28 m³ que vendría siendo material proveniente del corte y que posteriormente habría que canalizar a un sitio de almacenamiento. Ver plano C incluido en el apéndice 6.

5.3.5. ALTERNATIVA #4

El camino en esta alternativa tiene una longitud total de 5,383.48 m, para su construcción se necesitarían 970,346.63 m³ de corte y 1'829,512.27 m³ de relleno, lo cual indica que, en caso de elegir esta alternativa, se requerirían 859,165.64 m³ de material. La configuración de este camino se puede ver en el plano D del apéndice 7.

En la Tabla 13 se muestran las características comparativas en conjunto de estas cuatro alternativas:

TABLA 13. Comparativo de las alternativas para el diseño del camino de acarreo.

Alternativa	1	2	3	4
Longitud m	5,775.11	5,403.65	5,757.02	5,383.48
Corte (<i>In situ</i>) m ³	2'309,762.17	3'122,972.34	3'755,161.52	970,346.63
Relleno m ³	507,806.21	4'119,223.17	1'496,029.14	1'829,512.27
Diferencia m ³	1'801,955.96	-996,250.83	2'259,132.38	-859,165.64

A continuación se determinará cuál de estas alternativas es la más conveniente para un sistema de acarreo con camiones, y con base en esta decisión se elaborará el análisis técnico-económico de dicha alternativa en el capítulo 6.

5.3.6. EVALUACIÓN DE LAS ALTERNATIVAS PARA TRANSPORTE CON CAMIÓN

Una vez que se han expuesto las diferentes alternativas de construcción para el camino de acarreo con camiones, ahora es necesario evaluarlas y elegir la más conveniente para posteriormente realizar el análisis económico de ésta.

La consideración más importante para elegir el camino a construir es sin duda el balance de material a utilizar. Para esto, se tomará en cuenta nuevamente la Tabla 13, en ella se puede

ver que la variación máxima entre las longitudes de las diferentes alternativas es de 391.63 m, distancia que comparada con la longitud total del camino, no representa un criterio de valor suficiente como para considerarlo determinante.

Aunque ya se sabe que el criterio de elección de más peso es el balance de material a utilizar para la construcción del camino, en la tabla anterior no se ha considerado un elemento muy importante que modifica el balance de material, éste es el factor de abundamiento del material a cortar.

Se considera un factor de abundamiento del 20%, ya que el material que pasará a formar parte del relleno necesario, se compactará un poco para asegurar la estabilidad del camino. Considerando éste factor, se obtiene como resultado la Tabla 14.

TABLA 14. Afectación del factor de abundamiento al volumen de corte

Alternativa	1	2	3	4
Longitud m	5,775.11	5,403.65	5,757.02	5,383.48
Corte (In situ) m³	2'309,762.17	3'122,972.34	3'755,161.52	970,346.63
Corte + Factor A m³	2'771,714.61	3'747,566.81	4'506,193.82	1'164,415.96
Relleno m³	507,806.21	4'119,223.17	1'496,029.14	1'829,512.27
Diferencia m³	2'263,908.39	-371,656.36	3'010,164.68	-665,096.31

Con esto se puede tener una mejor visión de las dificultades que representa la construcción de una u otra alternativa. En las alternativas 1 y 3 sería necesario almacenar demasiado material, además la cantidad de corte y relleno aumentaría el costo de la construcción, por ésta razón se descartan ambas alternativas.

Para las alternativas 2 y 4, las condiciones de construcción cambian. La alternativa 2 representa la menor cantidad necesaria de préstamo de material, apenas 371,656 m³, y la alternativa 4 necesitaría un préstamo de 665,096 m³ de material.

Hasta el momento considerando sólo los criterios técnicos, resulta lógico pensar que la mejor alternativa para la construcción del camino sería la alternativa 2, sin embargo es necesario considerar también el aspecto económico y el aspecto ambiental, los volúmenes para corte y relleno entre ambas alternativas es tres veces mayor aproximadamente, triplicando de esta manera los costos de la alternativa 2 sobre la alternativa 4 e impactando negativamente al triple el ecosistema, por ser 3 veces mayor la superficie afectada. El criterio anterior elimina tajantemente la alternativa 2, de esta forma llegamos a la conclusión que el diseño con el que se trabajará posteriormente es indudablemente el 4.

Dejando en claro el diseño a utilizar para la alternativa de acarreo con camión, se procede a exponer las alternativas para transporte con banda y posteriormente hacer el análisis técnico-económico de ambas (camión y banda) por separado y compararlas.

5.4. TRANSPORTE CON BANDA

Un sistema de transporte con banda también es considerado como alternativa de transporte para este proyecto, para su operación se requiere la instalación de infraestructura de soporte, además de un equipo de inspección acondicionado para el mantenimiento de la banda misma, los motores y demás partes mecánicas y/o eléctricas. De igual forma es necesario el acondicionamiento de un taller, con la diferencia de que es menor en magnitud que el necesario para un sistema de transporte con camiones.

De la misma forma que se manejó el diseño del sistema de transporte con camiones, se trabajó en conjunto con especialistas para el diseño de alternativas que puedan ser utilizadas en el sistema de transporte con banda. Como resultado se obtuvieron dos alternativas, la proporcionada por MWH combina los métodos de camión y banda, mientras que la alternativa diseñada por el departamento de Planeación e Ingeniería de Minera Cardel, contempla únicamente bandas.

Los criterios que se tomaron en cuenta para el diseño de la banda fueron los siguientes:

- Pendiente natural del terreno y pendiente máxima de la banda
- Distancia mínima entre el tajo y el patio de lixiviación
- Cambios de dirección verticales y horizontales

En este sistema, como ya se mencionó antes, sería necesario extraer el mineral del tajo con camiones, de esta manera se tendría que establecer un punto de transferencia localizado cerca del tajo que permita pasar del transporte con camión al transporte con banda.

A diferencia del sistema con camiones, en este sistema se puede implementar la estación de trituración como punto de transferencia ya que forzosamente debe existir un punto al que llegue el mineral desde los bancos de producción, este circuito de trituración, como ya se mencionó anteriormente servirá para reducir el tamaño de partícula a -150 mm, con el cual, el mineral tiene ya todas las características para ser transportado mediante banda al patio de lixiviación.

5.4.1. Área de trituración

Esta área juega un importante papel en el ciclo de minado, el diseño está contemplado para recibir hasta 20,000 ton/día de mineral, la secuencia de operación será la siguiente: el material pasara por una criba de 0.8 m de apertura máxima, el material que pase será alimentado a una quebradora primaria que tendrá como salida material de -150 mm.

El material resultante de esta etapa de trituración será canalizado hacia la banda transportadora donde se le añadirá cal al mineral, aproximadamente 1.5 kg/ton, con la finalidad de controlar el valor de pH en el proceso de lixiviación.

Por último, el mineral alimentado al sistema de bandas llegará al sitio donde se encuentra el patio de lixiviación y se depositará en el nivel que le corresponde para continuar con el procedimiento de lixiviación.

La ubicación de la estación de trituración se establecería en el punto de transferencia localizado a 445 m del límite del tajo transitando un camino de acarreo, se puede observar en la Figura 9 que a continuación se presenta.

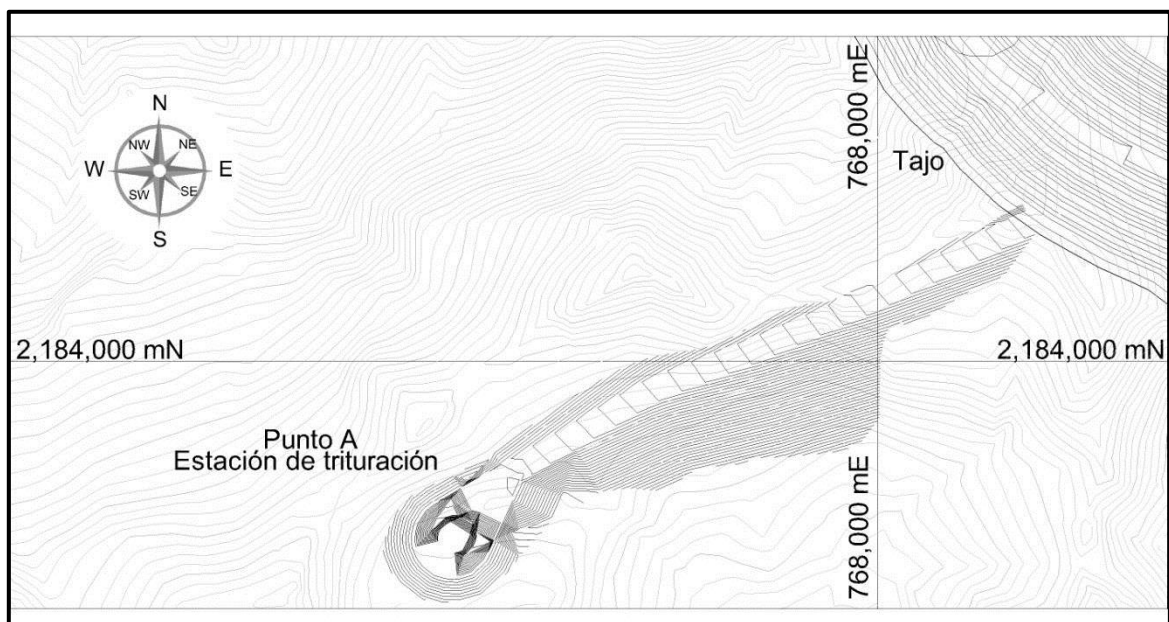


Figura 9. Ubicación de la estación de trituración

5.4.2. ALTERNATIVA #5 (PROPUESTA INTERNA)

Esta alternativa está compuesta por 3,686.13 m de banda, el circuito completo consta de pendientes máximas de 8 % y radios mínimos de curvatura de 60 m, para su construcción se requeriría cortar 22,780.87 m³ y 5,280.84 m³ de relleno, lo cual indica que se necesitarían un total de 17,500 m³ de material extra.

En esta alternativa se contempla un socavón que se proyectó para evitar la zona más problemática, topográficamente hablando, por tener las máximas pendientes de la región. La obra está planeada para ser colada con una sección de 4 x 5 m, y una longitud de 1,192.90 m.

El punto de transferencia como se mencionó anteriormente, consistiría en una estación de trituración, estaría localizada como se muestra en la Figura 9, aprovechando así el punto de transferencia para realizar la trituración.

La configuración de esta alternativa puede observarse en el plano E contenido en el apéndice número 8.

5.4.3. ALTERNATIVA #6

En ésta última alternativa, que de igual forma fue realizada en conjunto con la empresa contratista *MWH Global*, en ella se maneja un sistema de camión-banda-camión, se está contemplando el uso de una banda transportadora de 1.5 km. El uso de camiones se realizaría en dos partes, una flotilla para llevar el mineral al punto de transferencia a la banda (donde se ubicaría la estación de trituración) y otra flotilla para trasladar el mineral de la banda al patio de lixiviación.

A partir del punto de transferencia, donde se ubicará la trituradora, el mineral triturado será transportado por un sistema de banda. El diseño de ésta alternativa se puede ver en el plano F del apéndice 9.

En caso de ser elegida esta alternativa, se necesitarían 496,213.28 m³ de corte y 916,113.47 m³ de relleno para la construcción del camino, con una diferencia de 419,900.19 m³ por almacenar.

5.4.4. EVALUACIÓN DE LAS ALTERNATIVAS PARA TRANSPORTE CON BANDA

Los criterios para seleccionar una de las dos alternativas pueden ser económicos, técnicos o ambientales. De acuerdo con estos criterios se seleccionará un diseño para el sistema de acarreo con bandas, el cual se analizará en el capítulo siete.

Los criterios ambientales son similares en magnitud entre ambas alternativas. Básicamente en la construcción de los dos diseños tendríamos el mismo impacto ambiental por el acondicionamiento del camino y la remoción de tierra y vegetación que esto implica. En resumen, este factor no es determinante para la selección de una de las dos alternativas contempladas.

El aspecto económico es más relevante que el anterior ya que en la segunda alternativa se requeriría mayor inversión puesto que en ésta, la longitud del túnel y la cantidad de corte aumenta considerablemente, adicional a esto, se necesitaran dos flotillas de camiones lo que implica un aumento en el costo de operación de dicho sistema, en este punto se podría decir

que la decisión se inclina hacia la primera alternativa de transporte con banda, es decir, la alternativa 5.

La decisión del diseño más adaptable a las condiciones del proyecto radica fundamentalmente en los aspectos técnicos de cada sistema, el hecho de necesitar dos flotillas de camiones para transportar el mineral desde el cerro La Paila hasta rancho El Niño, hace la alternativa seis la menos viable, considerando que se está hablando de un sistema de transporte con banda. Retomando el argumento anterior, la alternativa cinco representa una mejor propuesta ya que en ésta, se utilizaría únicamente una flotilla de camiones, que es la que llevaría el mineral del tajo a la estación de trituración, además, ya que el mineral este triturado será depositado directamente a los patios de lixiviación.

Con base en lo expuesto anteriormente, el diseño sobre el cual se trabajará en capítulos posteriores es el diseño de la alternativa cinco. El análisis técnico-económico de este diseño se realizará en el capítulo 7 del presente documento.

6. ANÁLISIS TÉCNICO Y ECONÓMICO DEL TRANSPORTE DE MINERAL CON CAMIÓN

Por su gran versatilidad y practicidad el acarreo de mineral con camiones es el más utilizado en las operaciones a cielo abierto. Sin embargo, un análisis técnico-económico es necesario para establecer la viabilidad de este sistema de transporte; a continuación se realizará el análisis técnico y posteriormente el análisis económico.

6.1. ANÁLISIS TÉCNICO PARA EL TRANSPORTE DE MINERAL CON CAMIONES

6.1.1. CONSTRUCCIÓN DEL CAMINO

Las características técnicas del camino están determinadas de acuerdo con la guía *MASHA* la cual considera que el ancho de un camino de acarreo debe ser 3.5 veces el ancho del vehículo más grande que lo transite, ver apéndice 1.

Las características constructivas están diseñadas de acuerdo a la guía *Mines and Aggregates Safety and Health Association (MASHA)*, la cual especifica que las pendientes de los caminos para el transporte no deben exceder el 10 % de pendiente ni una velocidad de 50 km/h. Para el caso que nos concierne el camino tendrá pendientes máximas del 8% y por razones de seguridad la velocidad máxima que se permitirá será de 30 km/h. Los caminos tendrán una berma de seguridad con una altura equivalente a la mitad del diámetro de las ruedas del vehículo más grande en funcionamiento, también se considera el diseño de desagües, zanjas y cunetas que captarán el agua de escorrentía superficial y la dirigirán a las zonas de escorrentía. Debido al tipo de tráfico que se realizará en estos caminos, el acceso a otros vehículos estará restringido.

La configuración del camino se puede observar en el plano D contenido en el apéndice 7. La construcción de éste camino, se llevaría a cabo en un periodo aproximado de 6 meses (calculado con base en un estudio de tiempos y movimientos de los caminos desarrollados hasta el momento), y de acuerdo con el diseño, se necesitarían realizar 970,346.63 m³ de corte y 1'829,512.27 m³ de relleno, y aplicando el factor de abundamiento como se hizo en el capítulo 5, se tendrá un faltante de 665,096.31 m³ que provendrán del descapote del yacimiento mineral.

6.1.2. CÁLCULO DE LA FLOTILLA DE CAMIONES

El número de camiones dependerá básicamente de la producción diaria de mineral, la distancia de acarreo y las condiciones de operación entre otros aspectos.

La producción óptima para este proyecto es de 20,000 toneladas diarias de mineral, pero como se ha mencionado anteriormente, se presentará una etapa de pre-producción en la cual se comenzará la operación con un tonelaje aproximado de 10,000 ton/día. Posteriormente, cuando la construcción haya terminado completamente y la infraestructura esté terminada, el tonelaje se incrementará en una segunda fase de la etapa de pre-producción a 15,000 ton/día y, por último en una tercera fase se llegará a la producción de 20,000 ton/día. Ver Tabla 15.

TABLA 15. Producción diaria de mineral en cada etapa de la mina.

Etapa	Duración Años	Producción ton/día
Pre-producción	0 – 0.25	10,000
	0.25 – 0.5	15,000
Producción	0.5 – 1	20,000
	1 - 5	20,000
	5 – 5.5	20,000
Cierre de mina	5,5 – 5.75	15,000
	5.75 – 6	10,000
	+ 6	0

La distancia de acarreo entre el área de minado y el área de beneficio está definida por el diseño del camino seleccionado para esta alternativa, se llegó a la conclusión de que el diseño del camino a utilizar será la alternativa 4 (ver inciso 5.4.7 del capítulo 5), en este diseño la distancia total es de 5,383.48 m, adicional a ésta, se debe considerar la distancia que se requiere para salir del tajo, magnitud que irá variando conforme avance la explotación.

La distancia para salir del tajo y llegar al patio de lixiviación dependerá directamente de la etapa en la que se encuentre la mina, para fines prácticos las variaciones se considerarán semestrales. A continuación se presenta la Tabla 16 en la cual se especifican las distancias totales que se recorrerán y el tiempo que tardará un camión en recorrer dicha distancia cada uno para los periodos semestrales.

TABLA 16. Distancias y tiempos para el recorrido de camiones.

Año de producción	Altura msnm	Distancia para salir del tajo	Distancia total	Tiempo de salida del tajo		Tiempo total	
	m	km	km	h	min	h	min
0.0 -0.5	570	1.25	6.633	0.04	2.5	0.22	13.266
0.5 -1.0	540	0.875	6.258	0.03	1.75	0.21	12.516
1.0 -1.5	510	0.5	5.883	0.02	1	0.20	11.766
1.5 -2.0	480	0.125	5.508	0.00	0.25	0.18	11.016
2.0 -2.5	450	0.25	5.633	0.01	0.5	0.19	11.266
2.5 -3.0	420	0.625	6.008	0.02	1.25	0.20	12.016
3.0 -3.5	390	1	6.383	0.03	2	0.21	12.766
3.5 - 4.0	360	1.375	6.758	0.05	2.75	0.23	13.516
4.0 - 4.5	330	1.75	7.133	0.06	3.5	0.24	14.266
4.5 - 5.0	300	2.125	7.508	0.07	4.25	0.25	15.016
5.0 - 5.5	270	2.5	7.883	0.08	5	0.26	15.766
5.5 - 6.0	240	2.875	8.258	0.10	5.75	0.28	16.516

Por las condiciones topográficas que predominan en el área donde se encuentra el yacimiento mineral y por el tonelaje de producción inicial, que es menor a las 20,000 ton/día (el primer trimestre 10,000 y el segundo 15,000), es necesario el uso de camiones más pequeños.

Se eligieron camiones articulados, ver apéndice 3, debido a su gran aplicación y ajuste a condiciones limitadas de espacio, estos camiones se utilizarán en la etapa de preproducción, la cual no incluiremos en el este análisis. Una vez terminada la etapa de preproducción, el mineral será transportado mediante camiones de 91 ton desde el tajo hasta los patios de lixiviación.

El tipo de camiones que se va a utilizar a lo largo de la vida operativa de la mina es de 91 ton, debido a que su capacidad se ajusta mejor al transporte de producción mineral del proyecto y los costos de operación son los más bajos comparados con otros modelos, éste tema se discute posteriormente en este capítulo.

A continuación se mencionan algunos aspectos técnicos relevantes de éste equipo:

- Camión: Caterpillar 777F
- Capacidad de carga útil nominal: 91 ton
- Capacidad máxima de carga: 101.6 ton
- Capacidad volumétrica a ras: 41.9 m³
- Capacidad volumétrica colmado 2:1 : 60.2 m³

Para más información acerca de las especificaciones de los equipos a utilizar consultar los apéndices 1 y 3.

Para determinar el número de camiones que se necesitarán en cualquiera de las etapas antes mencionadas se deben calcular los siguientes datos: número de ciclos necesarios para cumplir con la producción diaria y cantidad de ciclos que una unidad puede realizar en un día.

Estos datos requieren establecer una relación entre ellos como se indica en la siguiente fórmula, obteniendo así el número de camiones necesarios:

$$\text{Núm. Camiones} = \frac{\text{Ciclos necesarios diarios}}{\text{Ciclos por camión}}$$

- **Número de ciclos necesarios para cumplir con la producción diaria**

El número de ciclos necesarios para cumplir con la producción se calcula de la siguiente manera:

$$\text{Núm. Ciclos} = \frac{\text{Produccion diaria}}{\text{Capacidad de camión}}$$

$$\text{Núm. Ciclos} = \frac{20,000 \text{ ton}}{91 \text{ ton/ciclo}} = 220 \text{ Ciclos}$$

El dato obtenido nos indica que es necesario realizar 220 ciclos para cumplir con la producción de 20,000 toneladas al día

- **Ciclos que una unidad puede realizar por día**

Para determinar cuántos ciclos puede realizar por día una unidad se utiliza la siguiente fórmula:

$$\text{Número de ciclos} = \frac{\text{Horas efectivas por día}}{\text{Horas por ciclo}}$$

- **Horas efectivas por día**

Ya que no se cuenta con un método específico para determinar este dato cuando la operación no ha comenzado, el criterio que se tomó en cuenta para determinar las horas efectivas diarias de trabajo es con base en la experiencia que se tiene en nuestro país y que a continuación se indica:

- Turnos por día: 2
- Horas por turno: 12 h
- Horas efectivas por turno: 8.75 h

Apoyándonos en lo anterior, las horas efectivas por día están dadas por:

$$\text{Horas efectivas diarias} = T \cdot H$$

Dónde: T = Turnos por día

H = Horas efectivas por turno

$$\text{Horas efectivas diarias} = 2(8.75)h = 17.5 h$$

Las horas efectivas diarias son 17.5, trabajando dos turnos de 12 horas.

- **Horas por ciclo**

El ciclo de un camión está definido por: el cargado, el trayecto para salir del tajo, el descargue y el trayecto de regreso al área de minado. La sumatoria del tiempo en que se realiza cada una de estas actividades viene a conformar el tiempo por ciclo de cada unidad, como se indica en la siguiente fórmula:

$$\text{Tiempo por ciclo} = t_1 + 2t_2 + t_3$$

t_1 = Tiempo de cargado: 3 min

t_2 = Tiempo total de recorrido

t_3 = Tiempo de descarga: 3 min

t_2 es el tiempo que tarda una unidad en recorrer la distancia para salir del tajo y la distancia del camino para llegar al patio de lixiviación, se calcula con los siguientes datos:

- Distancia para salir del tajo*
- Velocidad máxima de acarreo: 30 km/h

*Esta distancia ira variando cada 6 meses. Ver Tabla 16.

El cálculo de t_2 es simple, se realiza una regla de tres para saber en cuánto tiempo se lleva a cabo este trayecto:

$$\begin{array}{l} 30 \text{ km} \rightarrow 1.0 \text{ h} \\ 6.25 \text{ km} \rightarrow X \end{array}$$

Dónde: $X = t_2$ en el primer semestre de la etapa de producción.

$$t_2 = \frac{6.25 \text{ km} \cdot 1.0 \text{ h}}{30 \text{ km}} = 0.21 \text{ h}$$

$$t_2 = 12.51 \text{ min}$$

Entonces el tiempo por ciclo es:

$$\text{Tiempo por ciclo} = 3 + 2(12.51) + 3 = 31 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo por ciclo} = 31 \text{ min}$$

Ahora se procede a calcular la cantidad de ciclos que un camión puede realizar al día:

$$\text{Número de ciclos} = \frac{17.5 \text{ h}}{0.52 \text{ h}} = 33.8 \text{ Ciclos por día}$$

Habíamos establecido que para calcular la flotilla de camiones usaremos:

$$\text{Núm. Camiones} = \frac{\text{Ciclos necesarios diarios}}{\text{Ciclos por camion}}$$

$$\text{Núm. Camiones} = \frac{220}{33.8} = 6.5 \text{ Camiones}$$

A esta cifra que acabamos de obtener le aplicaremos un factor llamado: disponibilidad de equipo. Generalmente este factor es 80% y para nuestro cálculo tomaremos dicho valor.

$$\text{Núm. Camiones} = 6.5/0.8$$

$$\text{Núm. Camiones} = 8.1 \text{ Camiones}$$

Ya que no se pueden manejar fracciones de camión, se redondea a 9, tal número de camiones conformarán la flotilla necesaria para transportar 20,000 toneladas de mineral fuera del tajo y hasta el patio de lixiviación considerando una disponibilidad de equipo del 80%, durante la etapa de producción.

Los resultados para los siguientes semestres se presentan en la siguiente Tabla 17. Estos datos resultaron de la aplicación del mismo procedimiento de cálculo anteriormente descrito.

TABLA 17. Flotilla de camiones necesarios en cada semestre para acarrear mineral al patio de lixiviación.

Año	0.5-1.0	1.0-1.5	1.5-2.0	2.0-2.5	2.5-3.0	3.0-3.5	3.5-4.0	4.0-4.5	4.5-5.0	5.0-5.5
Capacidad (ton)	91	91	91	91	91	91	91	91	91	91
Tiempo cargado (min)	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Tiempo descarga (min)	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Velocidad promedio (km/h)	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
Producción real (ton)	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000	20000
Distancia total (km)	6.26	5.88	5.51	5.63	6.01	6.38	6.76	7.13	7.51	7.88
Numero turnos	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Horas efectivas (h)	8.75	8.75	8.75	8.75	8.75	8.75	8.75	8.75	8.75	8.75
Tiempo recorrido (h)	0.21	0.20	0.18	0.19	0.20	0.21	0.23	0.24	0.25	0.26
Tiempo recorrido (min)	12.52	11.77	11.02	11.27	12.02	12.77	13.52	14.27	15.02	15.77
Tiempo ciclo (min)	31.03	29.53	28.03	28.53	30.03	31.53	33.03	34.53	36.03	37.53
Tiempo ciclo (h)	0.52	0.49	0.47	0.48	0.50	0.53	0.55	0.58	0.60	0.63
Ciclos/día por camión	33.84	35.55	37.46	36.80	34.96	33.30	31.79	30.41	29.14	27.98
Ciclos/día por producción	220	220	220	220	220	220	220	220	220	220
Numero camiones (100%)	6.50	6.18	5.87	5.97	6.29	6.60	6.91	7.23	7.54	7.86
Disponibilidad de equipo	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80
Numero camiones (80%)	8.12	7.73	7.33	7.47	7.86	8.25	8.64	9.04	9.43	9.82

Cabe reiterar que los primeros seis meses se utilizarán camiones articulados con capacidad de 39.5 ton y que la tabla anterior solo comprende las etapas posteriores a la pre-producción con flotilla de camiones con capacidad de 91 ton.

6.2. ANÁLISIS ECONÓMICO PARA EL TRANSPORTE DE MINERAL CON CAMIONES

Un sistema de acarreo con camiones implica una inversión muy grande, adicional a los camiones, se debe invertir en equipos auxiliares, infraestructura y equipos de mantenimiento, entre otros. También se debe contemplar un costo de operación, así como la depreciación del activo.

Ya que los directivos del proyecto no contemplan tal inversión y por otra parte, los contratiempos que implican el acondicionamiento de todo el sistema de acarreo son excesivos para los tiempos del plan de trabajo del proyecto, se ha decidido dar a contrato la construcción del camino y el acarreo de mineral del proyecto.

El análisis económico de un sistema de acarreo con camiones se puede realizar tan a detalle cómo se desee y hasta donde la información con la que se cuenta lo permita, esto quiere decir que, en caso de contar con la información necesaria puede realizarse un estudio sencillo que permita llegar a una conclusión concisa. Tomando como premisa el criterio mencionado anteriormente, el siguiente estudio económico se realizará con base en los costos de acarreo proporcionados por contratistas.

6.2.1. COSTO DEL CAMINO DE ACARREO

Para calcular el valor total de la construcción del camino se utilizarán los costos actuales del contratista UTF para corte y relleno con y sin explosivo.

Este valor se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Costo total del camino} = \text{Costo de corte} + \text{Costo de relleno}$$

Del corte total necesario se considera que el 80% requiere utilizar explosivo y que para el 20% restante no lo requiere.

En el diseño considerado se tiene un corte de 970,346.63 m³, el 80% de este volumen equivale a 776,277.304 m³, y el 20% equivale a 194,069.326 m³.

El costo por el corte de 1 m³ obtenido mediante el uso de explosivos es de \$5.908 USD. Y el costo de 1 m³ obtenido sin el uso de explosivo es de \$2.970 USD.

Entonces para obtener el costo por concepto de corte utilizaremos la siguiente fórmula:

$$\text{Costo por corte} = V_A * C_A + V_B * C_B$$

Dónde: V_A = Volumen de corte obtenido con explosivo

V_B = Volumen de corte obtenido sin explosivo

C_A = Costo unitario para corte con explosivo

C_B = Costo unitario para corte sin explosivo

$$\text{Costo por corte} = 776,277.304 * (5.908) + 194,069.326 * (2.97)$$

$$\text{Costo por corte} = \$5,162,632.210 \text{ USD}$$

Conforme al diseño elegido, para el relleno se va a necesitar un total de 1'829,512.27 m³ de material. El costo unitario por m³ de relleno es de \$2.23 USD. Entonces, el costo total del relleno para construir el camino es de:

$$\text{Costo por relleno} = R_A * S_A$$

Dónde: R_A = Volumen de relleno

S_A = Costo unitario para relleno

$$\text{Costo por relleno} = 1,829,512.27 * (2.23)$$

$$\text{Costo por relleno} = \$4,079,812.362 \text{ USD}$$

El costo total para la construcción del camino, como ya se mencionó, se determina haciendo la sumatoria de los costos obtenidos anteriormente:

$$\text{Costo total del camino} = \$5,162,632.210 \text{ USD} + \$4,079,812.362 \text{ USD}$$

$$\text{Costo total del camino} = \$9,242,444.572 \text{ USD}$$

6.2.2. COSTO POR TONELADA ACARREADA

En el siguiente análisis económico no se incluirá la etapa de pre-producción por carecer de una producción estable, el análisis se realizará a partir del segundo semestre de la operación, que es cuando el ritmo de producción se estabiliza.

El costo total por concepto de acarreo depende básicamente de la distancia total de acarreo, del número de toneladas y del costo que el contratista proponga. GDI, contratista de acarreo que opera actualmente en la mina Mulatos (Sonora, México; Alamos Gold), presenta los siguientes costos de acarreo por tonelada para el proyecto:

Primer kilómetro:	\$1.057 USD/ton
Kilómetro adicional:	\$0.548 USD/ton

La distancia del tajo al patio de lixiviación, es de 5,383.48 m, pero para hacer el cálculo no sólo se toma en cuenta la distancia de acarreo, también se debe considerar la distancia que el camión necesita recorrer para salir del tajo, ésta distancia está comprendida entre el punto de cargado (frente de producción) y los límites perimetrales del tajo. Evidentemente la distancia y el tiempo irán cambiando de acuerdo a la etapa de explotación en la que se encuentre la mina.

La variación de la distancia mencionada en el párrafo anterior se puede observar en la Tabla 18 del presente capítulo.

El tonelaje de producción mensual y semestral se presenta a continuación con el fin de visualizar a futuro la distancia y la cantidad de mineral que se manejará conforme avance la explotación. Cabe mencionar que los datos que aquí se presentan pueden ir variando conforme avanza el proyecto, precisamente por la etapa en la que el proyecto se encuentre.

Tabla 18. Variación semestral de la distancia para salir del tajo y variación mensual y semestral del tonelaje de producción.

Etapa	Año de producción	Producción mensual	Producción semestral	Distancia total
		ton	ton	km
Pre-producción	0.0 -0.5	364,625	2,187,750	6.63
Producción	0.5 -1.0	583,400	3,500,400	6.26
Producción	1.0 -1.5	583,400	3,500,400	5.88
Producción	1.5 -2.0	583,400	3,500,400	5.51
Producción	2.0 -2.5	583,400	3,500,400	5.63
Producción	2.5 -3.0	583,400	3,500,400	6.01
Producción	3.0 -3.5	583,400	3,500,400	6.38
Producción	3.5 - 4.0	583,400	3,500,400	6.76
Producción	4.0 - 4.5	583,400	3,500,400	7.13
Producción	4.5 - 5.0	583,400	3,500,400	7.51
Producción	5.0 - 5.5	583,400	3,500,400	7.88
Cierre	5.5 - 6.0	364,625	2,187,750	8.26

Los criterios que se consideraron para el cálculo de la tabla también se mencionan a continuación:

Días laborables/año:	350
Días laborables/mes:	29.17
Producción trimestre 1 (pre-producción):	10,000 ton/día
Producción trimestre 2 (pre-producción):	15,000 ton /día
Producción del semestre 2 al semestre 11 (producción):	20,000 ton/día
Producción penúltimo trimestre:	15,000 ton/día
Producción último trimestre:	10,000 ton /día
Distancia del tajo a los patios de lixiviación:	5,383.48 m

Como se mencionó anteriormente, la distancia total para el acarreo es la sumatoria de la distancia para salir del tajo y la distancia del camino de acarreo (5.383 km), en cuanto a la producción semestral, ésta es el producto del tonelaje mensual y el número de meses.

En el semestre de pre-producción se maneja otro modelo de camión, por ésta razón se omitirá este periodo en el análisis. En el primer semestre de producción se realizará el cálculo con una distancia total de 6.26 km y como ya se mencionó, el primer kilómetro de transporte se cobra a \$1.057 USD/ton y el kilómetro extra a \$0.548 USD/ton. Tomando en cuenta lo anterior, se determina el costo por tonelada acarreada con dicha distancia.

$$\text{Costo por tonelada} = 1 * (1.057) + 5.26 * (0.548) \text{ dls/ton}$$

$$\text{Costo por tonelada} = 3.9395 \text{ dls/ton}$$

Sin embargo, las condiciones para el cobro de labores por concepto de acarreo en el segundo semestre de producción cambian, ya que la distancia total de acarreo ahora será de 5.88 km. El costo de acarreo por tonelada, para el segundo semestre de producción se calcula de la siguiente manera:

$$\text{Costo por tonelada} = 1 * (1.057) + 4.88 * (0.548) \text{ dls/ton}$$

$$\text{Costo por tonelada} = 3.7312 \text{ dls/ton}$$

Se tiene un tonelaje para el primer y segundo semestre de producción de 3'500,400 ton, de acuerdo con los datos de la Tabla 19. Entonces, el costo de acarreo para el primer año de producción será calculado como sigue:

$$\text{Costo acarreo primer semestre} = 3'500,400 \text{ ton} * (3.93948) \text{ USD/ton}$$

$$\text{Costo acarreo segundo semestre} = 3'500,400 \text{ ton} * (3.73124) \text{ USD/ton}$$

$$\text{Costo acarreo primer año de producción} = 26'850,588.3 \text{ USD/año}$$

Esta cantidad representa el costo de acarreo para el primer año de producción, con una producción promedio mensual de 583,400 ton y una distancia que varía desde los 6.26 km hasta los 5.88 km desde el área de cargado hasta el patio de lixiviación.

El costo de acarreo para los siguientes años de operación se realizó de la misma manera en que se calculó el costo para el primer año de producción, tomando en cuenta las variaciones de distancia semestralmente y el tonelaje de producción correspondiente. El resumen del cálculo de estos costos se presenta en la Tabla 19.

TABLA19: Costo total de acarreo por año.

Año de producción	Producción mensual ton	Producción semestral ton	Distancia total km	Costo de acarreo USD/ton	Costo total de acarreo anual USD
0.0 -0.5	364,625	2,187,750	6.63	-	-
0.5 -1.0	583,400	3,500,400	6.26	3.93948	26,850,588.29
1.0 -1.5	583,400	3,500,400	5.88	3.73124	
1.5 -2.0	583,400	3,500,400	5.51	3.52848	24,932,369.09
2.0 -2.5	583,400	3,500,400	5.63	3.59424	
2.5 -3.0	583,400	3,500,400	6.01	3.80248	27,330,143.09
3.0 -3.5	583,400	3,500,400	6.38	4.00524	
3.5 - 4.0	583,400	3,500,400	6.76	4.21348	30,207,471.89
4.0 - 4.5	583,400	3,500,400	7.13	4.41624	
4.5 - 5.0	583,400	3,500,400	7.51	4.62448	33,084,800.69
5.0 - 5.5	583,400	3,500,400	7.88	4.82724	
5.5 - 6.0	364,625	2,187,750	8.26	5.03548	11,016,371.37

El costo total anual de acarreo, que se presentó en la tabla anterior, se calculó como si la totalidad del importe se liquidara justo en el momento de aceptar el contrato de acarreo. Sin embargo, es necesario considerar al valor del dinero en el tiempo.

6.2.3. COSTO DE ACARREO A VALOR FUTURO

En 2011, la inflación anual en México cerró en 3.82 % y según Banco de México (BANXICO), se espera una inflación anual para 2012 de entre el 3% y 4%.¹¹ Tomando en cuenta éstos valores y haciendo un promedio de los mismos, se obtiene la tasa de interés del 3.6%, que es la utilizada para calcular el valor futuro de los costos de acarreo de cada año de operación.

$$\text{Valor futuro} = M * (1 + i)^n$$

Dónde:

M= Monto actual

i = Interés

n= Número de años

¹¹ www.banxico.org.mx

Considerando que la liquidación del contrato de transporte se hará anualmente, iniciando al término del primer semestre (etapa de pre-producción) tomaremos los siguientes datos; para el primer año de producción se tiene:

$$M= 26,850,588.29$$

$$i= 3.6\%$$

$$n= 1.5$$

$$\text{Valor futuro} = 26,850,588.29 * (1 + 0.036)^{1.5}$$

$$\text{Valor futuro} = \$28,313,492.19 \text{ USD}$$

Los datos para los años posteriores se calcularon de la misma manera, con la misma inflación del país del 3.6%, los resultados se presentan a continuación (Tabla 20):

TABLA 20. Valor futuro de la inversión para acarreo de mineral con camión.

Año de producción	Producción semestral ton	Distancia total km	Costo de acarreo USD/ton	Costo total de acarreo anual USD	Costo total de acarreo anual a valor futuro USD
0.0 -0.5	2,187,750	6.63	-	-	-
0.5 -1.0	3,500,400	6.26	3.93948	26,850,588.29	28,313,492.19
1.0 -1.5	3,500,400	5.88	3.73124		
1.5 -2.0	3,500,400	5.51	3.52848	24,932,369.09	27,237,229.86
2.0 -2.5	3,500,400	5.63	3.59424		
2.5 -3.0	3,500,400	6.01	3.80248	27,330,143.09	30,931,504.85
3.0 -3.5	3,500,400	6.38	4.00524		
3.5 - 4.0	3,500,400	6.76	4.21348		
4.0 - 4.5	3,500,400	7.13	4.41624	30,207,471.89	35,418,754.03
4.5 - 5.0	3,500,400	7.51	4.62448		
5.0 - 5.5	3,500,400	7.88	4.82724	33,084,800.69	40,188,997.91
5.5 - 6.0	2,187,750	8.26	5.03548		
T O T A L				153,421,744.42	175,710,605.85

7. ANÁLISIS TÉCNICO Y ECONÓMICO DEL TRANSPORTE DE MINERAL CON BANDA

El uso de bandas como medio de transporte para mineral ha tenido mayor aceptación entre las diversas operaciones mineras alrededor del mundo. Su creciente demanda se debe principalmente a las ventajas técnicas, económicas y ambientales que ofrecen, mismas que serán discutidas en el siguiente capítulo, como parte de los criterios de selección del mejor sistema de transporte.

A continuación se hará un primer acercamiento al diseño de la banda para el proyecto en particular. El objetivo en este capítulo es realizar un esquema preliminar del sistema de bandas, mediante el cual se determinarán las principales características técnicas y con base en ellas se elaborará el análisis económico, que es parte importante en la comparación de ambos sistemas de transporte del capítulo 8.

El cálculo de un diseño completo de sistema de bandas transportadoras excede los alcances de la presente tesis, ya que para el diseño completo es necesario tener un estudio preliminar que indique el sistema de bandas más adecuado para el proyecto, y ese estudio preliminar es precisamente la esencia de éste documento.

Las características técnicas de la banda para este estudio preliminar son las siguientes:

- Capacidad de la banda
- Distancia horizontal entre rodillos principales
- Distancia vertical entre rodillos principales
- Velocidad de banda
- Área de sección transversal
- Ángulo de carga del material
- Ángulo de reposo
- Ángulo de los rodillos
- Inclinación de la banda
- Potencia necesaria para operar la banda

7.1. ANÁLISIS TÉCNICO DEL TRANSPORTE DE MINERAL CON BANDA

Para realizar éste análisis se tomará como base el diseño de bandas transportadoras contenido en el inciso 5.4.2 del capítulo 5, el sistema completo consta de cuatro bandas transportadoras, esto implica, de acuerdo con este diseño, tres cambios de banda, B, C y D, ver plano E del apéndice 8. Adicional al sistema de bandas, se requerirá una flotilla de camiones para extraer el mineral del tajo y llevarlo hasta el área de trituración, donde comenzará el sistema de bandas. La flotilla de camiones también se incluirá en el análisis para poder hacer un comparativo entre los sistemas de transporte que se están tomando en cuenta.

Es importante mencionar que el análisis económico para la flotilla de camiones se realizara de la misma forma que en el capítulo 6, es decir, se realizará con base en costos proporcionados por contratistas.

La nomenclatura para referirnos a cada banda transportadora será, banda A-B, B-C, C-D y D-E, por lo tanto los puntos de transferencia los nombraremos, punto de transferencia B, C y D, el sistema de bandas comenzará por la banda A-B que comprende la primera sección del sistema, que inicia en el punto A, donde está la estación de trituración, posterior a ésta se tiene la banda B-C y así consecutivamente hasta terminar el sistema con la banda D-E. La ubicación de estas secciones pueden observarse en el plano G contenido en el apéndice 10. Y las secciones correspondientes a cada tramo de banda se pueden analizar en los planos H para A-B y B-C e I para C-D y D-E contenidos en los apéndices 11 y 12 respectivamente.

La información presentada en este documento permitirá realizar un cálculo preliminar y rápido para determinar la potencia necesaria en la operación del sistema de bandas transportadoras del diseño seleccionado en el capítulo 5. El procedimiento para el cálculo está contenido en el manual “*Belt Conveyors for Bulk Materials*” realizado por CEMA.¹²

7.1.1. CÁLCULO BANDA A – B

Esta porción de banda comienza en el punto A, una vez que el mineral sale de la estación de trituración.

Datos:

- Tipo de material:

Vuggy Silica

¹² CEMA, 2002

- Angulo de reposo: 40°
- Densidad *insitu*: 2.6 ton/m³
- Factor de abundamiento: 25%
- Densidad mineral quebrado: 2.08 ton/m³

- Capacidad: 20,000 ton/día
- Longitud de banda: 202.63 m
- Distancia horizontal centro a centro: 197.02 m
- Diferencia de altura entre rodillos extremos: 30.67 m

- **Selección de la velocidad de banda**

De acuerdo a la Tabla 21, la velocidad de la banda se determina tomando en cuenta las características físicas del material a transportar.

- **TABLA 21.** Velocidad máxima de banda recomendada

Material a transportar	Velocidad de banda m/s	Ancho de banda mm
1.- Granular u otro fácil de dispersar, material no abrasivo	2.5	450
	3.6	600-750
	4.1	900-1050
	5.1	1200-2400
2. Carbón, arcilla húmeda, minerales blandos, roca finamente triturada	2	450
	3	600-900
	4.1	900-1050
	5.1	1200-2400
3.- Duro, mineral anguloso, roca gruesa triturada	1.8	450
	2.5	600-900
	3	mayor a 900
4.- Lajas, material plano, finos nula o poca abrasión, semillas y granos	0.3-0.5	-





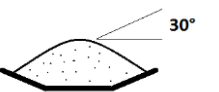
- Adaptada de: *Belt Conveyors for Bulk Materials, segunda edición, CEMA, p. 45.*

El mineral que se va a transportar se clasifica en la categoría 3, duro, anguloso y triturado, inicialmente le asignamos una velocidad de 2.5 m/s, posteriormente, con base en los resultados del ancho de banda podremos variar la velocidad de la misma.

- Determinación del ángulo de carga

Para determinar el ángulo de carga se utiliza la Tabla 22, también con base en las características del material.

Tabla 22. Ángulo de carga, ángulo de reposo y volatilidad.

Características del material				
Tamaño uniforme, muy fino, húmedo o muy seco, arena sílica, cemento húmedo	Partículas redondeadas, secas, pulidas, peso medio tales como granos y semillas	Material irregular o grumoso, peso medio tales como antracita, carbón, harina, arcilla, etc.	Material común tal como carbón bituminoso, rocas, la mayoría de minerales, etc.	Materiales fibrosos tal como viruta, bagazo, arena de fundición, etc.
Muy Volátil	Volátil	Poco volátil		No volátil
Angulo de carga: 5°	Angulo de carga: 10°	Angulo de carga: 20°	Angulo de carga: 25°	Angulo de carga: 30°
				
Angulo de reposo: 0°-19°	Angulo de reposo: 20°-29°	Angulo de reposo: 30°-34°	Angulo de reposo: 35°-39°	Angulo de reposo > 40°

Adaptada de: *Belt Conveyors for Bulk Materials, segunda edición, CEMA, p. 39.*

De acuerdo con la tabla anterior tenemos un ángulo de carga de 25°, ya que la descripción del mineral nos indica que es poco volátil y su ángulo de reposo de 40°, lo clasifica como un mineral no volátil.

- Cálculo del área de sección transversal

El área de la sección transversal se calcula con base en la capacidad de banda, la densidad del material y la velocidad de la banda, para determinarla se utiliza la siguiente fórmula:

$$A = \frac{T}{(D) * (V)}$$

Dónde: A = Área de sección transversal en m²

T = Capacidad en kg/s

D = Densidad del mineral en kg/m³

V = Velocidad de banda en m/s

La capacidad de la banda se calcula con base en la producción diaria que es de 20,000 ton, por lo que la banda debe transportar 231.48 kg/s.

La densidad es de 2.08 ton/m^3 y la velocidad de 2.5 m/s , entonces

$$A = \frac{231.48 \text{ kg/s}}{(2080 \text{ kg/m}^3) * (2.5 \text{ m/s})} = 0.04452 \text{ m}^2$$

$$A = 445.2 \text{ cm}^2$$

- Determinación del ancho de banda

El ancho de la banda está en función del ángulo de los rodillos, del área de sección transversal y del ángulo de carga. El ángulo de los rodillos sobre los cuales descansa la banda puede variar dependiendo de cada caso particular, pero, las mejoras en los últimos años en el diseño en general de bandas y materiales, han contribuido a la aceptación más amplia y el mayor uso de los rodillos a 35° y 45° , es por eso que para este caso en particular se propone utilizar un ángulo de 35° . El área de la sección transversal es de 0.04452 m^2 y el ángulo de carga es de 25° (Tabla 22). Con base en lo anterior determinaremos el ancho de banda basándonos en la Tabla 23.

Tabla 23 Ancho de la banda transportadora

Ángulo de carga							Ancho de banda mm
0°	5°	10°	15°	20°	25°	30°	
Sección transversal de cargado m^2							
0.013	0.015	0.016	0.018	0.020	0.021	0.023	450
0.026	0.029	0.032	0.035	0.038	0.041	0.044	600
0.042	0.047	0.052	0.057	0.062	0.067	0.072	750
0.063	0.070	0.077	0.084	0.091	0.098	0.106	900
0.087	0.097	0.107	0.117	0.126	0.137	0.147	1,050
0.116	0.129	0.141	0.154	0.168	0.181	0.195	1,200
0.149	0.165	0.181	0.198	0.215	0.232	0.250	1,350
0.185	0.205	0.226	0.246	0.267	0.289	0.311	1,500
0.271	0.300	0.330	0.359	0.390	0.421	0.453	1,800
0.372	0.412	0.453	0.494	0.536	0.578	0.623	2,100
0.490	0.543	0.596	0.650	0.705	0.761	0.819	2,400

Adaptada de: *Belt Conveyors for Bulk Materials, segunda edición, CEMA, p. 59.*

Dado que no hay en la tabla un valor exacto para el área que tenemos, se selecciona el inmediato superior, para este caso tenemos un ancho de banda de 750 mm. En este punto se puede utilizar el valor del área de sección transversal y sustituirlo en la fórmula anterior para recalcular la velocidad de la banda según convenga.

- **Determinación del peso por unidad de longitud de banda y rodillos.**

El peso por unidad de longitud se determina con los datos de la Tabla 24 y depende de la densidad del material y el ancho de banda seleccionado anteriormente.

Tabla 24. Peso por unidad de longitud, kg/m.

Ancho de banda mm	Densidad del material kg/m ³			
	800	1600	2400	3200
450	1729	20.8	25.3	25.3
600	23.8	28.3	34.2	34.2
750	59.8	35.7	43.2	43.2
900	41.7	52.1	61	71.4
1,050	50.6	62.5	72.9	87.8
1,200	61	75.9	102.7	114.6
1,350	71.4	86.3	116.1	132.4
1,500	89.3	104.2	129.5	147.3
1,800	110.1	123.5	168.2	193.5
2,100	151.8	189	221.7	245.5
2,400	174.1	212.8	269.4	269.4

Adaptada de: *Belt Conveyors for Bulk Materials, segunda edición, CEMA, p. 131.*

La densidad del Vuggy Silica es de 2,080 kg/m³ y el ancho de banda que se calculó es de 750 mm, estos datos arrojan, mediante un promedio de los valores proporcionales a ambas densidades presentes en la tabla (1600 y 2400), un peso por unidad lineal de 41.93 kg/m.

- **Cálculo de la potencia requerida para operar la banda vacía (PR₁).**

La potencia requerida para operar la banda vacía se calcula mediante la siguiente fórmula

$$PR_1 = \frac{(P_1) * (V)}{0.5}$$

Dónde: PR₁ = Potencia requerida para operar la banda vacía

P₁ = Potencia para operar la banda vacía por cada 0.5 m/s

V = Velocidad de banda.

El valor de P₁ se determina en la Figura 10 con base en la distancia que hay de centro a centro de los rodillos principales de la banda, esta distancia es de 197.02 m y la carga de la banda es de 41.93 kg/m.

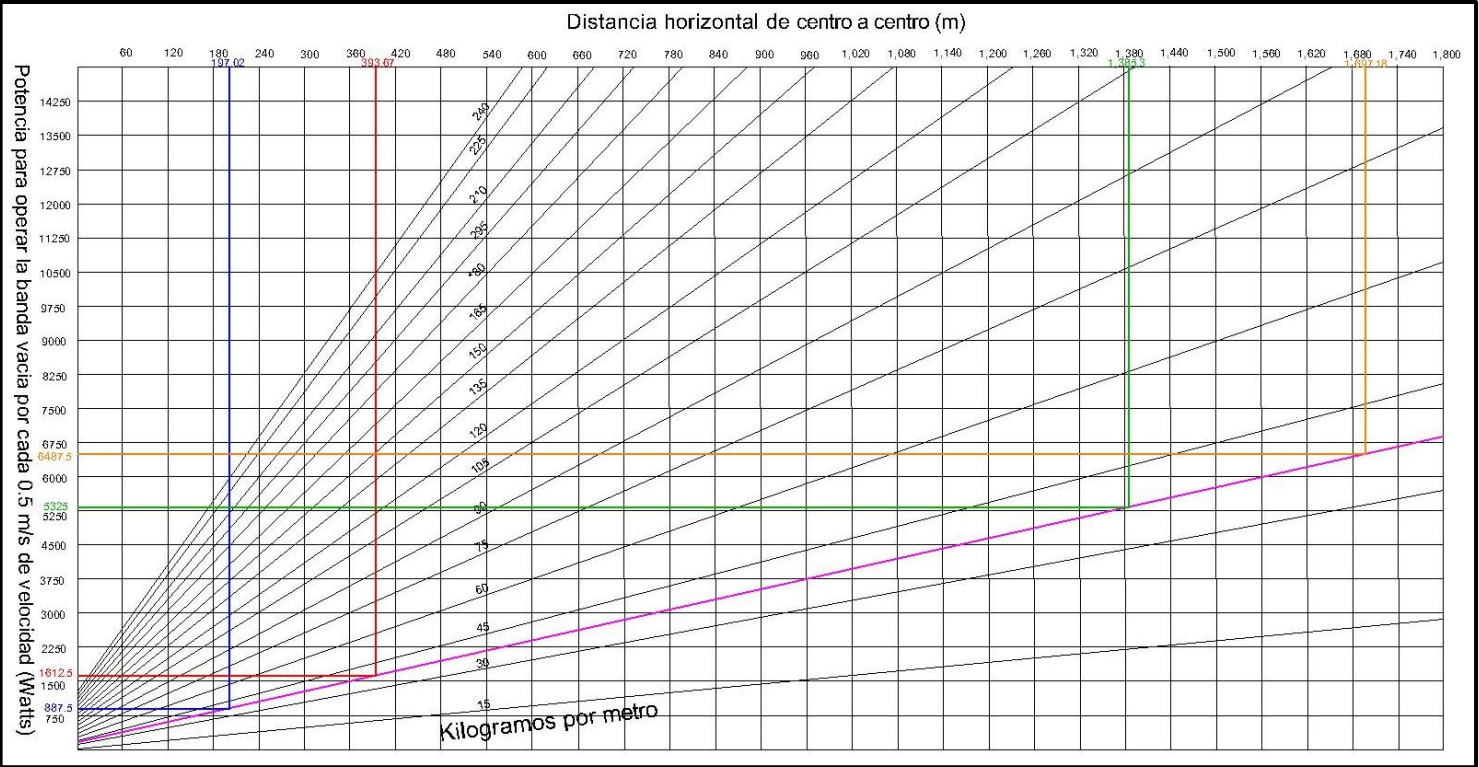


Figura 10. Potencia requerida para operar la banda vacía.

Adaptada de: *Belt Conveyors for Bulk Materials, segunda edición, CEMA, p. 131.*

De acuerdo a la tabla de figura anterior, P_1 tiene un valor de 887.5, entonces se tiene:

$$P_1 = \frac{(887.5 \text{ Watts}) * 2.5 \text{ m/s}}{0.5 \text{ m/s}}$$

$$PR_1 = 4,437.5 \text{ Watts}$$

- **Calculo de la potencia requerida para elevar el material (PR_2).**

Para calcular la potencia que se requiere en la elevación del material verticalmente se utilizará:

$$PR_2 = (P_2) * (H)$$

Dónde: H = Diferencia de altura vertical entre rodillos en m.

P_2 = Potencia para elevar el material un metro en watts

P_2 se determina en la gráfica de la Figura 11 con base en la capacidad de la banda.

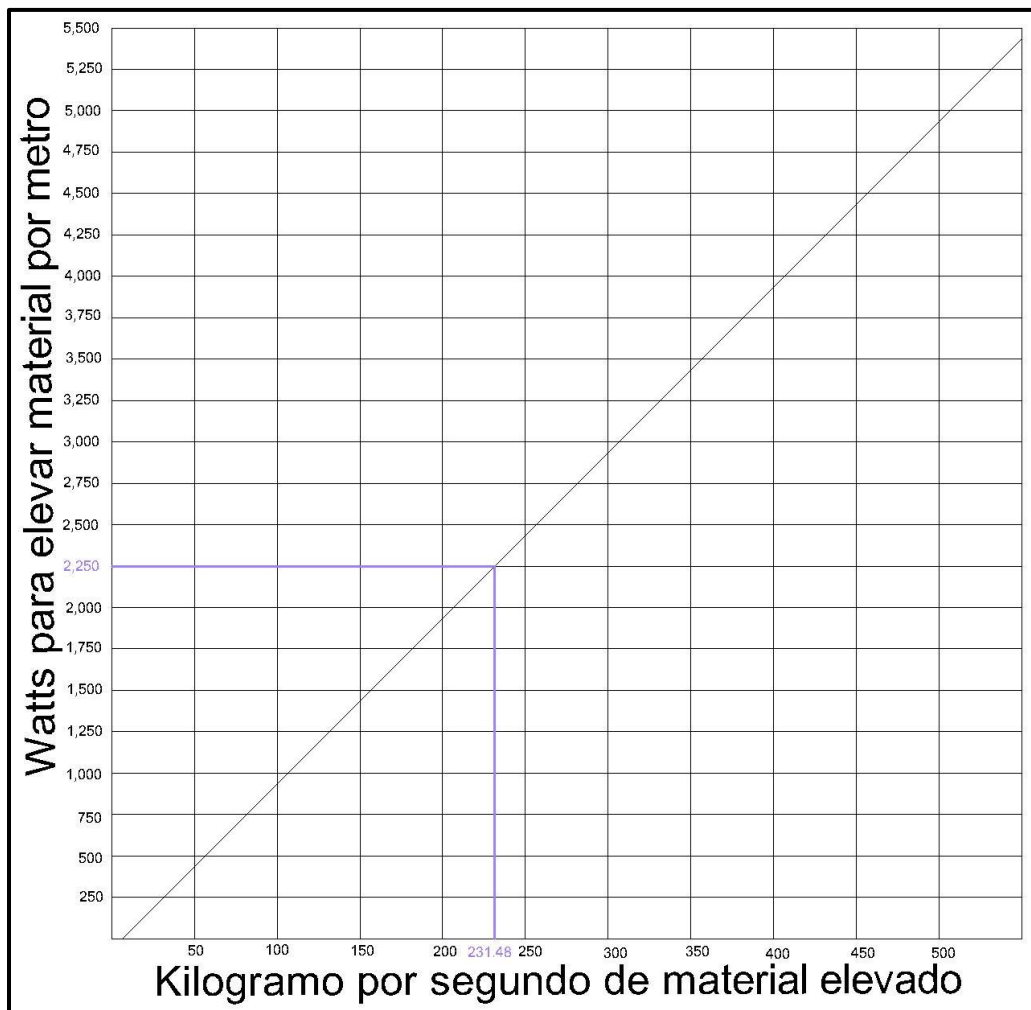


FIGURA 11 Potencia requerida para elevar el material

Adaptada de: *Belt Conveyors for Bulk Materials, segunda edición, CEMA, p. 132.*

La capacidad de banda es de 231.48 kg/s, con base en la gráfica anterior tenemos un valor de 2,250 W el cual lo sustituiremos en la fórmula:

$$PR_2 = (2,250 \text{ Watts/m}) * (30.67 \text{ m})$$

$$PR_2 = 69,007.5 \text{ W}$$

- **Cálculo de la potencia requerida para transportar el material horizontalmente.**

En el cálculo para transportar el material horizontalmente se utilizara la siguiente fórmula:

$$PR_3 = \frac{(P_3) * (T)}{25}$$

Dónde:

T= Capacidad de la banda kg/s

P₃ representa la potencia para transportar el material horizontalmente cada 25 kg/s

P₃ se determina con base en la capacidad de la banda, la gráfica de la Figura 12, que a continuación se presenta, nos permite determinar este dato:

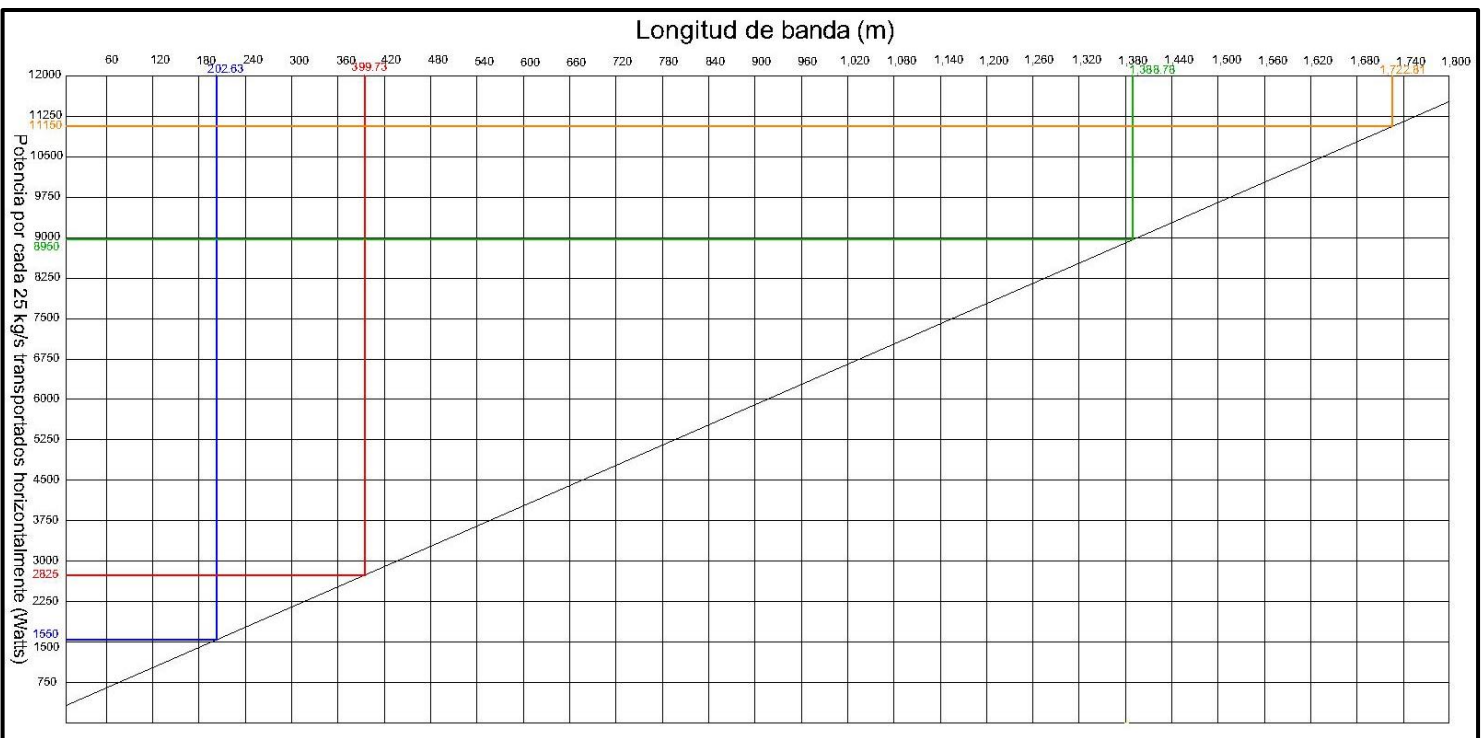


FIGURA 12. Potencia requerida para transportar el material horizontalmente
 Adaptada de: *Belt Conveyors for Bulk Materials, segunda edición, CEMA, p. 133.*

1,500 Watts es el valor correspondiente de P_3 para 197.02 m que es la longitud de la banda horizontalmente, entonces se tiene:

$$P_3 = \frac{(1,500) * (231.48)}{25}$$

$$PR_3 = 13,888.8 \text{ Watts}$$

Finalmente se realiza la sumatoria de PR_1 , PR_2 y PR_3 para determinar la potencia total para operar la banda, de donde se obtiene que:

$$PR_{Total} = PR_1 + PR_2 + PR_3$$

$$P_{Total} = 4,437.5 + 69,007.5 + 13,888.8 \text{ Watts}$$

$$P_{Total} = 87,334.06 \text{ Watts}$$

7.1.2. CÁLCULO BANDAS B – C, C – D Y D – E.

En la Tabla 25 se presenta un resumen del cálculo de potencia requerida para la Banda A-B, B-C, C-D y D-E. Es importante mencionar que los parámetros, capacidad de banda, densidad de mineral, velocidad de banda, área de sección transversal, ancho de banda y peso de carga de la banda son los mismos para las cuatro bandas, por lo cual para el cálculo de potencia se utilizó el mismo procedimiento.

Tabla 25 Potencia requerida para cada banda

Parámetro	Banda A-B	Banda B-C	Banda C-D	Banda D-E
Producción ton/día	20,000.00	20,000.00	20,000.00	20,000.00
Capacidad kg/s	231.48	231.48	231.48	231.48
Distancia horizontal centro a centro m	197.02	393.67	1,385.30	1,697.18
Longitud de banda m	202.63	399.73	1,388.78	1,722.81
Diferencia de altura m	30.67	1.28	10.58	-107.50
Densidad kg/m ³	2,080	2,080	2,080	2,080
Velocidad de banda m/s	2.50	2.50	2.50	2.50
Angulo de carga °	25	25	25	25
Área sección transversal m ²	0.0445	0.0445	0.0445	0.0445
Ancho banda mm	750	750	750	750
Peso kg/m	41.93	41.93	41.93	41.93
P ₁ Watts	887.50	1,612.5	5,325	6,487.5
PR ₁ (Energía para mover banda vacía) Watts	4,437.5	8,062.5	26,625	32,437.5
P ₂ Watts	2,250	2,250	2,250	2,250
PR ₂ (Energía para elevar mineral) Watts	69,007.5	2,880	23,805	--
P ₃ Watts	1,500	2,825	8,950	11,150
PR ₃ (Energía p/ mover mineral horizontalmente) Watts	13888.88	26,157.24	82,869.84	103,240.08
PR total Watts	87,334.06	37,099.74	133,299.84	135,677.58

Los autores Larry D. Duncan y Brian J. Jevit especifican en su artículo “6.5.3. *Belt Conveyor*”¹³ que además de lo calculado anteriormente, es necesario considerar un factor acorde a la pérdida de energía que pasa por los componentes de la instalación eléctrica de la banda, ellos proponen 5% de pérdida de energía. Considerando éste factor, tenemos:

TABLA 26. Potencia requerida con un factor de pérdida del 5%

Banda	Energía necesaria Watts	Factor de pérdida de energía	Motor necesario Kilowatts	Motor comercial Kilowatts
A – B	87,334.06	5 %	91.7	100
B – C	37,099.74	5 %	38.955	45
C – D	133,299.84	5 %	139.965	145
D – E	135,677.58	5 %	142.462	150

7.2. ANÁLISIS ECONÓMICO DEL TRANSPORTE MINERAL CON BANDA

Sin duda alguna, cuando se contempla la posibilidad de incluir un sistema de bandas como medio para transportar el mineral, el análisis económico que debe llevar implícito es uno de los aspectos que más influyen en la toma de decisiones de un proyecto y desarrollo de una operación minera.

Durante la etapa del diseño conceptual, la gerencia encargada del proyecto comúnmente solicita el cálculo de tantos datos financieros como sea posible. Entre ellos se encuentran los costos de: construcción, operación, mantenimiento, impuestos y/o seguro.

Generalmente un análisis en valor presente es utilizado para comparar alternativas o proyectos de mejora a lo largo de la vida de la mina, sin embargo, el presente análisis estará limitado a estimar los costos de instalación, operación y mantenimiento; teniendo así la contraparte de la comparación con el sistema de transporte mineral con de 91 ton por contratistas.

¹³ Duncan L., Levitt B, 1990.

7.2.1. COSTOS DE PREPARACIÓN

En la preparación del camino sobre el cual se construirá la banda es necesario la utilización de relleno, corte con explosivo y corte sin explosivo. Debido a lo anterior a continuación se presentan las características del camino y del túnel que nos permitirán realizar un cálculo rápido de lo que costará la construcción de dicho camino:

Camino:

- Longitud: 3,686.13 m
- Ancho: 5 m
- Corte: 22,780.87 m³
- Relleno: 5,280.84 m³

Túnel:

- Longitud: 1,192.90 m
- Dimensiones: 4 x 5 m
- Corte: 23,858 m³
- Perímetro (tablas y cielo): 13 m
- Anclado: 4 anclas cada 1.5 m
- Concreto lanzado: 1" = 2.54 cm
- Enmallado: Cielo y tablas
- Corte – Relleno: 41,358.03 m³

Retomando los datos anteriores y asociando los costos por concepto de corte y relleno que se utilizaron en el capítulo 6 tenemos los siguientes resultados para la preparación del camino:

TABLA 27. Costo de preparación del camino para la banda transportadora

Relleno m ³		Costo relleno USD\$/m ³	Subtotal relleno USD\$
5,280.84		2.23	11,776.27
Corte (C) m ³	Corte con explosivo (0.8 x C) m ³	Costo corte con explosivo USD\$/m ³	Subtotal corte con explosivo USD\$
22,780.87	18,224.69	5.908	107,671.50
	Corte sin explosivo (0.2 x C) m ³	Costo corte sin explosivo USD\$/m ³	Subtotal corte sin explosivo USD\$
	4,556.17	2.97	13,531.84
T O T A L (Camino)			132,979.61

TABLA 28. Costo de cuele y fortificación del túnel para la banda transportadora

Longitud m	Costo de cuele USD\$/m	Subtotal cuele USD\$
1,192.9	2,000	2,385,800
Costo anclado \$USD/pza.	Anclas pzas	Subtotal anclado USD\$
38.25	3,181	121,673.25
Costo enmallado \$USD/m²	Área m²	Subtotal enmallado
18.43	15,507.7	285,806.91
Costo concreto lanzado \$USD/m³	Volumen m³	Subtotal concreto lanzado
433.31	394	170,724.14
T O T A L (Túnel)		2,964,004.3

Cabe destacar que el ancho de camino y túnel proyectados, servirán también para dar mantenimiento a lo largo de la estructura de la banda, cumpliendo así el programa de mantenimiento preventivo, predictivo y correctivo establecidos.

Con los resultados obtenidos anteriormente, el costo de preparación del camino para la instalación y operación de la banda transportadora ascienden a **USD \$3,096,983.9**.

7.2.2. COSTOS DE INSTALACIÓN

El costo total de instalación de un sistema de bandas transportadoras, incluye todo el equipo mecánico, estructura de acero de soporte y montaje o construcción. En el costo de instalación también va incluido el costo de las estaciones o puntos de transferencia, además de la estación de trituración, ya que el proveedor hace el presupuesto con base en el diseño final del sistema. Sin embargo, el costo del equipo eléctrico y su instalación no está considerado y debe ser agregado para tener una estimación real del verdadero costo total del sistema.

Un valor aproximado de los costos de instalación por metro lineal de una banda transportadora convencional se puede calcular con base en la gráfica de la Figura 13, de tal forma que el costo total de instalación por cada tramo de banda, sin el motor de cabeza, componentes eléctricos ni controladores, se obtiene multiplicando la longitud de la banda por el valor obtenido en la gráfica mencionada.

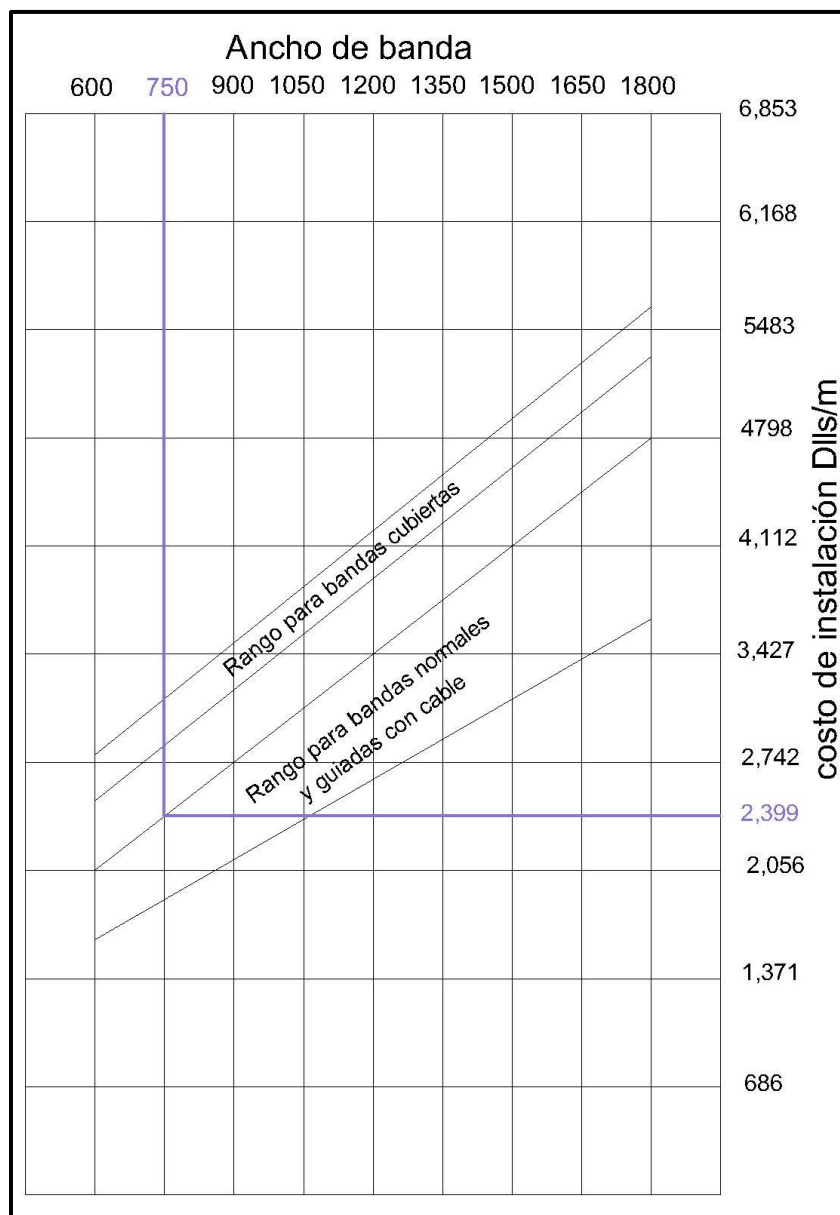


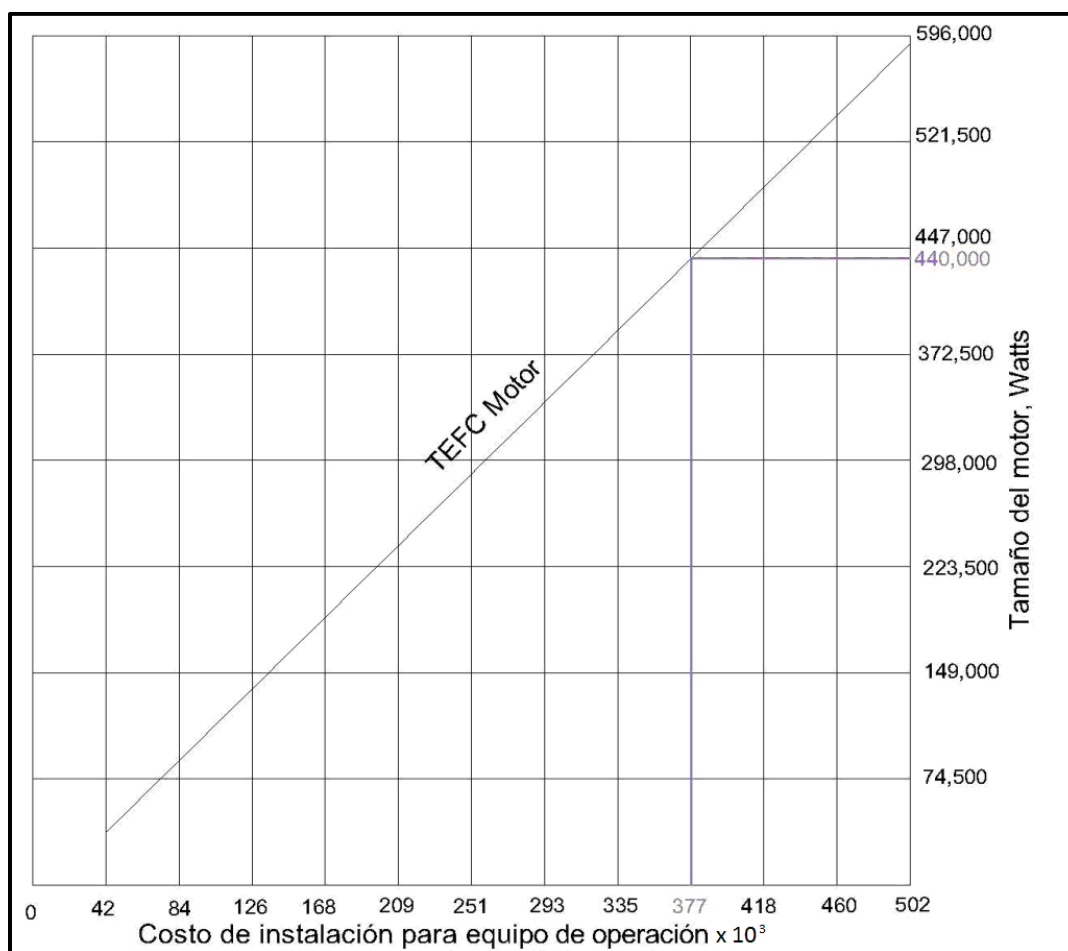
FIGURA 13. Costo de instalación por metro lineal de banda transportadora

Con base en el resultado que arroja la gráfica, se obtuvo el costo total por cada banda y el costo total del sistema de bandas. Ambos resultados se presentan en la Tabla 29.

TABLA 29. Costo de instalación del sistema de bandas transportadoras.

Banda	Ancho de banda mm	Longitud de banda m	Costo unitario de instalación (\$ USD/m)	Costo total de instalación (\$ USD/m)
A – B	750	202.63	2,399	486,109.37
B – C	750	399.73	2,399	958,952.27
C – D	750	1,388.78	2,399	3,331,683.22
D – E	750	1,722.81	2,399	4,133,021.19
Total		3,713.95	2,399	8,909,766.05

Para calcular los costos de instalación del motor y sus controladores es necesario utilizar la gráfica de la Figura 14. La sumatoria de estas dos últimas cantidades, incluiría además de lo ya mencionado, el costo de los soportes de la banda misma sobre rieles. El costo de instalación del equipo de operación es directamente proporcional al tamaño del motor. Para fines prácticos se hará la suma de las capacidades de los cuatro motores y se calculará un solo costo que incluirá los componentes de operación de todos ellos.

**FIGURA 14.** Costo de instalación de motores y sus controladores necesarios

El equipo eléctrico y su instalación cuestan aproximadamente el 15% de la suma obtenida del costo de la Tabla 29 y de la Figura 14. Este rubro incluye interruptores de seguridad para la banda, controles, cableado, estación de interruptores e instalación. Las líneas de energía o conexiones de electricidad en lugares remotos no están incluidas en la gráfica.

Dentro de este rubro se consideran también costos de capacitación y entrenamiento del personal, mismos que serán proporcionados por la empresa encargada de la instalación del sistema de bandas.

La cantidad total de los costos de instalación se expone en la Tabla 30.

Tabla 30. Costo total de instalación de la banda.

Costo total de instalación banda (CB) \$ USD	Costo total de instalación de motor y sus controladores (CM) \$ USD	Costo total de instalación de equipo eléctrico (15% (CB+CM)) \$ USD	Costo de instalación total del sistema de bandas (CT) \$ USD
8,909,766.05	377,000	1,393,014.908	10,679,780.96

7.2.3. COSTOS DE OPERACIÓN

El costo de operación de un sistema de bandas transportadoras se obtiene considerando básicamente dos componentes: la energía y la mano de obra. El costo de operación varía en gran medida dependiendo del número de bandas en operación, su localización, tiempo de operación por día, tipo de operación en el proceso y el grado de automatización. Según estos datos, con el número de personal operativo que será el encargado de revisar y supervisar el funcionamiento del sistema más el personal necesario en el cuarto de control, es posible determinar la cantidad de horas-hombre necesarias.

El costo de energía según la tarifa H – TL (Tarifa horaria para servicio general en alta tensión, nivel transmisión para larga utilización) de Comisión Federal de Electricidad (CFE) para la región Sur (Alto Lucero, Veracruz) se presenta como sigue (Tabla 31).

TABLA 31. Costo de la energía según la tarifa H-TL de la CFE.

Región	Cargo por kW de demanda facturable	Cargo por kW hora de energía de punta	Cargo por kW hora de energía intermedia	Cargo por kW hora de energía de base
Sur	\$ 157.36	\$ 1.6147	\$ 0.9788	\$ 0.8994

La distribución de los costos por kW-h varía dependiendo el momento del día en el que se utilice, el costo se distribuye como se expone en la Tabla 32.

TABLA 32. Distribución del costo de la energía según la tarifa H-TL de la CFE.

Día	Base	Intermedio	Punta
Lunes a Viernes	0:00 – 6 .00	6:00 – 19:30 22:30 – 24:00	19:30 – 22:30
Sábado	0:00 – 7:00	7:00 – 24:00	--
Domingo	0:00 – 19:00 23:00 – 24:00	19:00. – 23:00	--

Dado que la banda estará trabajando 24 horas al día, se calcula un promedio de las tarifas expuestas anteriormente con la cual se hace el presupuesto de gasto eléctrico del sistema de bandas.

Costo kWh_{promedio}

$$= [(horas_{semanal} * tarifa\ base) + (horas_{semanal} * tarifa\ intermedia) + (horas_{semanal} * tarifa\ punta)] / 168\ horas$$

Entonces, conforme a la tabla anterior, sabemos que para la tarifa base se tiene un total de 57 horas semanales, para la tarifa intermedia un total de 96 horas semanales y para la tarifa punta un total de 15 horas semanales. Sustituyendo:

Costo kWh_{prom}

$$= \left[\left(57\text{horas} * \frac{\$0.8994\text{ kW}}{h} \right) + \left(96\text{ horas} * \frac{\$0.9788\text{ kW}}{h} \right) + \left(15\text{ horas} * \frac{\$1.6147\text{ kW}}{h} \right) \right] / 168\text{ horas}$$

$$\text{Costo kWh}_{promedio} = [(\$ 51.2658\text{ kW}) + (\$ 93.9648\text{ kW}) + (\$ 24.2205\text{ kW})] / 168\text{ horas}$$

$$\text{Costo kWh}_{promedio} = \mathbf{\$1.0086\text{ kWh}}$$

Ya teniendo el costo promedio de la energía eléctrica por kW-h, se realiza la estimación del costo de un día de operación (24 horas) (Tabla 33).

TABLA 33. Costo de energía para operar el sistema de bandas según tarifa H-TL de CFE

Banda	Motor comercial Kilowatts	Costo kWh MXP \$	Tiempo de Operación hr	Costo total MXP \$/día
A – B	100	1.0086	24	2,420.640
B – C	45	1.0086	24	1,089.288
C – D	145	1.0086	24	3,509.928
D – E	150	1.0086	24	3,630.960
Total	440	1.0086	24	10,650.816

Realizando el cálculo para tener los gastos de operación durante un año, se tiene:

$$(10,650.816 \text{ \$/día})(350 \text{ día/año}) = \text{MXP } \$ 3,727,785.6 / \text{año}$$

Haciendo la conversión a dólares americanos:

$$\frac{\text{MXP } \$ 3,727,785.6}{\text{MXP } \$ 12/\text{USD}} = \text{USD } \$310,648.8/\text{año}$$

Los costos de operación se calcularán a valor futuro para los años posteriores de la operación. Tomando en cuenta los mismos datos y metodología del apartado 6.2.3., se procede al cálculo de este rubro:

$$\text{Valor futuro} = M * (1 + i)^n$$

Dónde:

M= Monto actual

i = Interés

n= Número de año

Considerando que la estimación de los costos de operación se hará anualmente, iniciando al término del primer semestre (etapa de pre-producción) se toman los siguientes datos; para el primer año de producción se tiene:

$$M= 310,648.8$$

$$i= 3.6\%$$

$$n= 1.5$$

$$\text{Valor futuro} = 310,648.8 * (1 + 0.036)^{1.5}$$

$$\text{Valor futuro} = \mathbf{327,573.92 \text{ USD}}$$

Esta cantidad será destinada para cubrir los costos de operación al término del primer año de producción (después de la etapa de pre-producción), el cálculo de los costos de operación de años posteriores se realizó de la misma manera y los resultados se exponen a continuación (Tabla 34).

TABLA 34. Valor futuro del costo de operación durante la vida de la mina

Año de producción	Costos de operación anual	Costos de operación anual a valor futuro
0.5 – 1.5	310,648.8	327,573.91
1.5 – 2.5	310,648.8	339,366.57
2.5 – 3.5	310,648.8	351,583.77
3.5 – 4.5	310,648.8	364,240.7
4.5 – 5.5	310,648.8	377,353.46
TOTAL	1,553,244	1,760,118.52

7.2.4. COSTOS DE MANTENIMIENTO

El costo de mantenimiento para una banda transportadora depende de factores como el nivel de automatización de la banda, las dimensiones de la banda (largo y ancho), el tipo de material a transportar el desgaste de las partes móviles entre otros. Lo anterior implica un cálculo bastante extenso, el cual no es el objeto de esta tesis. Una forma rápida de realizar un cálculo para saber el costo de mantenimiento de una banda es, de acuerdo al CEMA, la aplicación de un factor, este factor se le aplica directamente al costo de instalación calculado de la banda.

El factor es de 1.5 % y se aplica a la sumatoria del costo de instalación de la banda y el costo total de instalación que se calculo en el apartado 7.2.2 del presente capítulo, el resultado es el costo de mantenimiento anual de la banda transportadora en cuestión.

El costo total de instalación de la banda y motores es de 9'286,766.05, aplicando el factor tenemos:

$$\text{Costo mantenimiento} = 9'286,766.05 * 0.015$$

$$\text{Costo mantenimiento} = \mathbf{139,301.49 Dlls/año}$$

El valor obtenido es de **139,301.49 Dlls** y es el costo de mantenimiento por año, sin embargo, como este costo se debe considerar a lo largo de la operación de la mina, también hay que calcular el valor futuro que se deberá pagar a razón de este rubro. Como se realizó en los costos de operación y en el apartado 6.2.3, los resultados son los siguientes: (Tabla 35).

TABLA 35. Valor futuro del costo de mantenimiento durante la vida de la mina

Año de producción	Costos de mantenimiento anual	Costos de mantenimiento anual a valor futuro
0.5 – 1.5	139,301.49	146,891.07
1.5 – 2.5	139,301.49	152,179.15
2.5 – 3.5	139,301.49	157,657.60
3.5 – 4.5	139,301.49	163,333.27
4.5 – 5.5	139,301.49	169,213.27
TOTAL	696,507.45	789,274.36

7.2.5. RESUMEN DE COSTOS

A continuación se presentan los costos de instalación, operación y mantenimiento del sistema de bandas transportadoras:

1 Costos de preparación e instalación

TABLA 36. Costos de preparación e instalación

Costos de preparación \$ USD	Costos de instalación \$ USD	TOTAL \$ USD
3,096,983.9	10,679,780.96	13,776,764.85

2 Costos de operación y mantenimiento por año

TABLA 37. Costos de operación y mantenimiento

Costos de operación \$ USD	Costos de mantenimiento \$ USD	TOTAL \$ USD
1,760,118.52	789,274.36	2,549,392.88

Por lo tanto, el costo total del transporte de mineral con un sistema de bandas asciende a **\$16,326,157.73 USD**.

TABLA 38. Costos totales

Costos de preparación e instalación \$ USD	Costos de operación y mantenimiento \$ USD	TOTAL \$ USD
13,776,764.85	2,549,392.88	16,326,157.73

8. SELECCIÓN DEL SISTEMA DE TRANSPORTE MÁS CONVENIENTE PARA MINERAL

A continuación se realiza el comparativo con las características técnicas y económicas de los sistemas de transporte expuestos anteriormente acompañado del análisis de viabilidad de ambos sistemas. Para finalizar el capítulo, se presente la mejor alternativa del sistema de transporte mineral para el proyecto “Caballo Blanco”. Todo el desarrollo planteado anteriormente se evalúa y se compara en el presente capítulo. Una parte medular en la toma de decisiones de un proyecto u operación minera se sustenta en comparaciones y análisis de esta índole.

8.1. COMPARACIÓN TÉCNICA

Este rubro consiste principalmente en las diferencias de los sistemas de transporte, con características como tiempos de construcción, paros por mantenimiento, disponibilidad, utilización y versatilidad del sistema o equipos dentro de la mina. A continuación se desarrolla brevemente cada uno de estos aspectos para tener una visión más amplia de su aplicación en la toma de decisiones.

8.1.1. PREPARACIÓN

Se sabe que, independientemente del sistema de transporte que se elija, el tiempo de construcción del camino donde circulará el mineral y la instalación o montaje de la infraestructura del sistema, interviene directamente en los planes de desarrollo de un proyecto minero o de la mina en operación. El tiempo de construcción y preparación del sistema de transporte mineral es muy importante para el arranque de la mina ya que cualquier contratiempo en éste, retrasaría directamente el inicio de operaciones de los patios de lixiviación y la planta de beneficio provocando que la recuperación del capital invertido se retrase.

A continuación se discuten los principales rubros que toman importancia en la preparación de la operación del sistema de transporte mineral.

En cualquiera de los dos casos aquí presentados, es necesario construir un camino que conduzca el mineral del tajo al patio de lixiviación. En cuestión de tiempos, la construcción del camino de uno u otro sistema no representa gran diferencia. Sabemos que el camino para camiones es 20 m más ancho que el camino para banda (5 m), lo cual indica que sería necesario 4 veces más tiempo para su construcción, sin embargo, también sabemos que el

camino para banda transportadora incluye el cuele de un túnel de 1,192.9 m, lo que acorta la diferencia de tiempo necesario para construir cualquier camino. Teniendo en cuenta lo anterior, se procede a comparar el cálculo de tiempo entre la construcción del camino para banda transportadora y para los camiones fuera de carretera.

- **Construcción de camino para camiones fuera de carretera**

Características del camino:

Longitud:	5,383.48 m
Ancho:	25 m
Corte (In-situ):	970,346.63 m ³
Corte con abundamiento:	1, 164,415.96 m ³
Relleno necesario:	1, 829,512.27 m ³
Relleno faltante:	665,096.31 m ³ (descapote de yacimiento)

El proceso de construcción consistirá principalmente en las siguientes etapas:

1. Remoción de vegetación	3,000 hrs
2. Remoción de suelo vegetal	11,900 hrs
3. Corte con tractor	3,000 hrs
4. Corte con explosivo	4,000 hrs
5. Nivelación, compresión y aplanamiento	2,300 hrs

Se calcula que, utilizando una cuadrilla de 15 personas, las 24,200 horas-hombre necesarias para la construcción del camino, se cubrirían en aproximadamente 6 meses, considerando un trabajo efectivo de 40 hrs/semana por cada uno de los trabajadores. La estimación se obtuvo mediante resultados obtenidos de un estudio de tiempos y movimientos en la construcción de los caminos utilizados en la etapa de exploración.

Las etapas se llevarán de manera simultánea cuando las operaciones así lo permitan, logrando de esta manera, una disminución del tiempo de construcción hasta 5 meses.

- **Construcción de camino para banda transportadora**

Características del camino:

Longitud:	3,686.13 m
Ancho:	5 m
Corte:	22,780.87 m ³
Relleno:	5,280.84 m ³

Características del túnel:

Longitud:	1,192.90 m
Dimensiones:	4 x 5 m

Corte:	23,858 m ³
Perímetro (tablas y cielo):	13 m
Anclado:	4 anclas cada 1.5 m
Concreto lanzado:	1" = 2.54 cm
Enmallado:	Cielo y tablas

El proceso de construcción del camino sería el mismo que se mencionó antes, siguiendo este orden de ideas, los tiempos se distribuirían de la siguiente manera:

1. Remoción de vegetación	1,000 hrs
2. Remoción de suelo vegetal	800 hrs
3. Corte con tractor	1,100 hrs
4. Corte con explosivo	1,350 hrs
5. Nivelación, compresión y aplanamiento	1,000 hrs

Al igual que en el camino para camiones, utilizando una cuadrilla de 15 personas, las 5,250 horas-hombre necesarias para la construcción del camino, se cubrirían en aproximadamente 2 meses, considerando un trabajo efectivo de 40 hrs/semana por cada uno de los trabajadores. Esta estimación, también se obtuvo mediante resultados obtenidos en un estudio de tiempos y movimientos de la construcción de los caminos utilizados en la etapa de exploración.

Las etapas se llevarán de manera simultánea cuando las operaciones así lo permitan, una vez llegando al punto de rompimiento del túnel de transporte, se podrá iniciar con los trabajos de cuele.

El cuele del túnel se haría en 3 meses aproximadamente, considerando seis voladuras por día para alcanzar un avance de 18 m/día, laborando 6 días a la semana y con dos frentes de ataque. La obra completa, incluyendo camino y túnel, estaría lista en 4 meses, sin embargo, contemplando el tiempo de la colocación de la estructura de la banda, motores y controles, tendríamos un tiempo estimado total de 7 meses.

8.1.2. VERSATILIDAD Y DISPONIBILIDAD DEL EQUIPO

La disponibilidad de un sistema de transporte mineral es de vital importancia en un análisis comparativo, esto se fundamenta en el hecho de que en caso de ocurrir un paro repentino del sistema de transporte, éste tendría un gran impacto negativo en el ciclo operativo de la mina y mucho más grande aún en la operación de la planta de beneficio, traduciendo el paro en pérdidas económicas, trabajos extra del departamento de mantenimiento y demás departamentos relacionados directamente con la planta de beneficio.

- Sistema de transporte de mineral con camiones

Un sistema de transporte mineral con camiones posee uno de los factores de versatilidad más altos de la industria, en éste se cuenta con una flotilla de unidades independientes las cuales pueden tener acceso a prácticamente cualquier parte de la mina y cargar justo en la frente de ataque o donde más se solicite según la operación. De la misma forma, pueden vaciar el mineral en cualquier parte del patio de lixiviación, según la configuración y ritmo de vaciado en los que se encuentre la operación del patio.

Las flotillas de camiones están calculadas para cumplir con el transporte mineral de la producción establecida, incluso aún con el paro de un equipo por las fallas que pudiera tener, es decir que independientemente de que un camión pare o no, el transporte continuará con dicha unidad fuera de operación. Adicional a esto, el cálculo de la flotilla incluye los inconvenientes o paros temporales de las unidades, teniendo teóricamente, otras unidades listas para sustituir a aquellas que no se encuentren en condiciones de operar.

- Sistema de transporte de mineral con bandas

La versatilidad del sistema de bandas transportadoras está limitada, espacialmente a dos puntos específicos, el punto A, donde se encuentra la estación de trituración y el punto E, donde descarga la última porción de banda; la configuración del camino entre estos puntos podría ser cualquiera, mientras permita el correcto funcionamiento de la banda y preferentemente una dichos puntos con la mínima distancia.

Ahora bien, para colocar el mineral en el área de trituración se tendrán que utilizar camiones. Esto conlleva a un sistema de camión-banda y que, aunque en menor proporción, se tendrá que lidiar con las implicaciones de una flotilla de camiones.

El transporte de mineral con banda representa una sola unidad continua de transporte, esto quiere decir que en caso de que la banda sufra algún daño, inevitablemente implicaría un paro total del transporte, lo que generaría un gran impacto negativo en el ciclo operativo, principalmente de la planta de beneficio.

8.1.3. MANTENIMIENTO

Principalmente existen tres tipos de mantenimiento, el mantenimiento preventivo, el mantenimiento predictivo y el mantenimiento correctivo, evidentemente el objetivo del primero es evitar en cuanto sea posible que el segundo se presente, y aunque no es motivo de discusión en este documento, en cuestión del análisis técnico tiene gran importancia.

- Sistema de transporte de mineral con camiones

El mantenimiento preventivo en un sistema de transporte de mineral con camiones se realiza de manera independiente en cada unidad. Esto repercute en la disponibilidad de cada equipo, pero no en el objetivo principal de la flota de camiones, que es sin duda, el cumplir con el transporte de la producción diaria. En el cálculo de la flota se contemplan paros por mantenimiento y otros aspectos, solo será necesario elaborar un buen programa de mantenimiento global y por unidad, agregando además los tiempos muertos por paros no planeados y cualquier dificultad que pudiera enfrentar el sistema.

En cuanto al mantenimiento correctivo, a diferencia del mantenimiento preventivo, éste afecta también la disponibilidad del equipo y su objetivo, por la única razón de que estos paros no son programados y se pueden presentar en cualquier momento.

- Sistema de transporte de mineral con bandas

En un sistema de bandas transportadoras, el mantenimiento tanto preventivo como correctivo se debe realizar sin duda durante los paros totales del sistema, el programa preventivo de mantenimiento deberá estar perfectamente relacionado y sincronizado con el ritmo de producción diario, así pues, mientras sea necesario almacenar mineral antes de ser transportado, se podrá aprovechar también para realizar revisiones periódicas en las bandas, atendiendo al ideal de que ningún imprevisto surja durante la operación.

Sin embargo, la peor situación llegaría a ocurrir cuando se presenten fallas en las bandas, donde sea necesario detener el transporte para atender al mantenimiento correctivo de dicha falla. Como ya se mencionó anteriormente, los paros en la operación deben ser aprovechados para realizar el mantenimiento preventivo del sistema de bandas.

8.2. COMPARACIÓN ECONÓMICA

Sin duda, los aspectos económicos tienen mayor influencia en la toma de decisiones y desarrollo de proyectos en cualquier industria; por la gran inversión que representan, en la industria minera no son la excepción.

El análisis y comparación actual se ha realizado con los valores futuros de las inversiones que cada sistema representa, considerando como tasa de interés, la estimación de la tasa de inflación anual para el año de 2012, esto según datos de BANXICO.

8.2.1. SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL CON CAMIONES

Los costos que giran en torno a la operación del sistema de transporte con camiones se mencionan a continuación:

- Construcción del camino:	9,242,444.572 USD
- Costo de transporte con camión:	175,710,605.85 USD
- Costo total del transporte con camión:	184,953,050.4 USD

8.2.2. SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL CON BANDA

Por otro lado, el resumen de costos derivados de la construcción y operación del sistema de transporte con bandas son:

- Costos de preparación:	\$3,096,983.91 USD
- Costos de instalación:	\$10,679,780.96 USD
- Costos de operación:	\$1,760,118.52 USD
- Costos de mantenimiento:	\$789,274.36 USD
- Costo total del transporte con banda:	\$16,326,157.73 USD

8.2.3. COMPARATIVO DE COSTOS

En esta sección se calculara el costo del transporte por tonelada de mineral hasta los patios de lixiviación, considerando los costos expuestos anteriormente y según la planeación de la producción a lo largo de la vida de la operación de la mina.

Se estima una producción y transporte de 37,191,750 toneladas de mineral, utilizando esta cantidad para calcular el costo unitario de transporte, tenemos:

- Costo unitario de transporte con camiones:	\$4.972 USD
- Costo unitario de transporte con bandas:	\$0.439 USD

8.3. VIABILIDAD DE AMBAS ALTERNATIVAS

Aunque actualmente los aspectos técnicos y económicos siguen teniendo la mayor influencia en el desarrollo de proyectos y la toma de decisiones, otros aspectos como el ambiental y el social también han logrado tener un papel decisivo en este tipo de propósitos.

El estado de Veracruz es bien conocido por su gran diversidad cultural y biológica, así como por sus recientes hallazgos arqueológicos y sus grandes reservas naturales y energéticas en el Golfo de México. Por todo lo anterior y considerando que recientemente el estado no se ha caracterizado por una importante actividad minera, es necesario realizar un intenso trabajo social y ambiental, en donde se logren aplicar técnicas vanguardistas con el fin de guardar una excelente relación con las comunidades y el entorno natural.

El actual subtema ha sido dividido en los aspectos que los autores consideran decisivos para el uso de cualquiera de los sistemas de transporte en discusión, según su propia perspectiva al laborar directamente en el proyecto Caballo Blanco.

8.3.1. ASPECTOS AMBIENTALES

Veracruz, un estado reconocido mundialmente por los variados ecosistemas que lo conforman y por la amplia biodiversidad que alberga en su colindancia con el Golfo de México y ahora se encuentra ante la posibilidad de volver a ser productor de metales preciosos. Características como éstas, aunadas a la protección del medio ambiente, que cada día se vuelve más necesaria y obligatoria a nivel mundial, principalmente en industrias tan altamente destructivas como ineludibles a la especie humana provoca que se ponga en en previa tela de juicio el desarrollo o construcción de cualquier proyecto, mientras este impacte directa o indirectamente el entorno de cualquier ser vivo.

Si bien es cierto que el desarrollo de un proyecto minero genera suficiente impacto ambiental como para catalogar a la minería dentro de las industrias destructivas, es posible minimizar el impacto negativo en múltiples áreas del proceso extractivo. Considerando los procesos de cada una de estas áreas como proyectos aislados y desarrollándolos teniendo como una de las principales premisas la minimización del impacto ambiental negativo y el desarrollo sustentable, el proyecto puede disminuir el notablemente grado de destrucción que se le atribuye.

Ahora bien, situando el foco de atención principalmente en los sistemas de transporte discutidos en este trabajo, se puede deducir que el menor impacto ambiental sería generado

por el sistema de bandas transportadoras. Comparando ambos sistemas, las características que definen esta decisión son las siguientes:

- **Superficie de afectación al terreno**

Además de que el ancho del camino necesario para el transporte con bandas es mucho menor al camino necesario para el transporte con camiones, el túnel proyectado para el sistema de transporte con bandas reduce aun más la superficie por afectar. Esta característica se refleja directamente en una menor deforestación, reubicación de especies protegidas y necesidad de corte y relleno, entre otras. Sin embargo, también habría que considerar que el cuele del túnel podría generar cierto impacto en las especies animales de la zona.

- **Uso de energía**

El transporte con bandas se realizaría con electricidad, que es un tipo de energía más limpia que el diesel, además de que el último tramo de banda, al tener una diferencia de alturas negativa (en favor de la gravedad), podría tener la capacidad de generar electricidad, para que de esta manera el consumo global del transporte de mineral sea el de menor costo.

- **Emisiones, ruido y vibración**

Al utilizar motores eléctricos, no hay emisiones contaminantes de gas a la atmósfera, el ruido que emiten es menor al de cualquier motor a diesel de dimensiones similares y las vibraciones solo se producirían en la ubicación de las poleas de cabeza.

En contraste con el sistema de transporte con camiones, este sí emite gases a la atmósfera. Cada unidad genera un nivel de ruido que continúa a lo largo de todo el trayecto y la vibración también se extiende en todo el camino mientras la unidad circula.

8.3.2. ASPECTOS SOCIALES

Un proyecto minero puede impactar a la sociedad de diversas maneras, todo depende de la intensidad del programa de desarrollo comunitario que la empresa tenga planeado y en caso contrario, de la existencia de uno de estos planes. El estado de Veracruz no se caracteriza por ser un estado minero. Sus operaciones mineras se limitan a agregados pétreos y a minería ornamental. Es por ello que un proyecto de la naturaleza y magnitud de Caballo Blanco llama la atención a nivel estatal y federal.

Actualmente hay organizaciones no gubernamentales trabajando para impedir que el proyecto se apruebe y se lleve a cabo, sus principales argumentos para no permitir la apertura de la mina son la destrucción de flora y fauna endémica a consecuencia de la operación minera, afectación de cuerpos de agua subterráneos y superficiales en los

procesos de beneficio y en el manejo de hidrocarburos, además de un decremento en la calidad de vida de las comunidades de la región, atribuido al supuesto peligro que correría la nucleoelectrónica Laguna Verde en caso de que el proyecto llegue a ser una mina en producción. Los argumentos que presentan este tipo de organizaciones son totalmente válidos, incluso como consecuencia de un mal manejo de los recursos de la empresa o una mala planeación de la operación minera, es posible llegar a obtener resultados como los mencionados por las ONG.

Sin embargo, aunque estos y otros riesgos negativos se pueden presentar como consecuencia de la operación incorrecta o no planeada de la mina, la apertura de ella también tiene aspectos benéficos para las comunidades aledañas, principalmente beneficios de derrama económica en la región.

La principal diferencia que podría beneficiar o perjudicar al aspecto social, según el sistema de transporte a utilizar, sería el número de empleos que generarían. Un sistema de transporte con camiones generaría un mayor número de empleos directos e indirectos, es decir, por cada unidad de transporte se necesitarían por lo menos 3 personas al día, mientras que para supervisar la operación del sistema completo de bandas, con 6 personas al día es suficiente. Sabiendo esto, el sistema que más impactaría positivamente el aspecto social del entorno del proyecto es el de transporte con camiones porque generaría un mayor número de empleos en la mina.

8.3.3. DETALLES INTRÍNSECOS A CADA SISTEMA DE TRANSPORTE

Los equipos auxiliares para la operación de uno u otro sistema de transporte están ya incluidos en las estimaciones anteriores, en el caso de la banda transportadora, el rubro de mantenimiento incluye equipo para realizar este tipo de tareas y en el caso de los camiones, el monto cobrado por el contratista incluye también todos los costos de mantenimiento, así como taller y personal.

La selección de personal para el transporte con camiones dependerá completamente del contratista, sin embargo se le exigirá capacitar y contratar a personas de la región para ayudar al desarrollo laboral y económico de las comunidades cercanas. En el caso de la supervisión, operación y mantenimiento del sistema con bandas transportadoras, Minera Cardel, en conjunto con la empresa encargada de la instalación del sistema de bandas, capacitará y contratará también gente de la región.

Según la elección del sistema de transporte, será necesario considerar las inclemencias del clima, dentro de un análisis específico del diseño del sistema de transporte elegido. El principal objeto de este análisis, será entonces, afinar cada detalle que pudiera poner en riesgo la capacidad de transporte.

8.4. SELECCIÓN DEL SISTEMA DE TRANSPORTE

Según el comparativo anterior, hay razones muy fuertes que nos sugieren elegir como el mejor sistema de transporte aquel que utilice bandas. Los aspectos que han llevado a tomar esta decisión son principalmente los económicos y ambientales. En estos se observa una menor afectación ambiental, así como un costo menor de transporte, de casi una décima parte del costo de transporte con camiones.

Sin embargo en los aspectos social y técnico, el sistema de transporte con camiones resulta con más beneficios para la sociedad y permite un inicio de transporte más temprano que el sistema de bandas.

Dicho lo anterior, los autores recomiendan el uso de bandas transportadoras, considerando que aquellas afectaciones ambientales que se puedan evitar en la minería deben de tomarse en cuenta para no sumar un mayor grado de destrucción relacionado a la industria, en el aspecto social, Minera Cardel S.A de C.V. debe idear nuevas formas de incluir a sus líneas de trabajo a personal de la región y brindar capacitación suficiente para dejar conocimiento entre la población. En el aspecto técnico, una buena planeación de actividades y tiempos bien establecidos se puede ajustar a los tiempos que la empresa tiene contemplados. En el aspecto económico basta con revisar los costos unitarios por sistema de transporte. Al ambos sistemas de transporte, la ventaja de las bandas transportadoras es evidente e indiscutible.

9. CONCLUSIONES

Según el análisis que se realizó en los ocho capítulos del presente documento, se ha llegado a las siguientes conclusiones, cuyo principal objetivo es ayudar en la toma de decisiones del sistema de transporte mineral y en la optimización de aquel sistema que se decida utilizar. Los puntos concluyentes se mencionan a continuación:

- El sistema de transporte más conveniente para el proyecto, desde el punto de vista económico sería el sistema de bandas transportadoras, ya que al término de la operación minera, éste sistema generaría un costo unitario menor al del transporte con camiones. Sin embargo, al inicio de la explotación minera sería necesaria una inversión mucho mayor para el transporte con banda que para el transporte con camiones, es decir, en caso de utilizar bandas transportadoras la empresa debe absorber el costo total de la inversión y financiarse como le sea posible, en caso de utilizar camiones la empresa solo debe realizar el pago del transporte de material, dejando a la empresa contratista la inversión total de la flotilla de camiones. Éste hecho se podría convertir en el mayor inconveniente para la utilización de bandas transportadoras.
- Se prevé que la vida operativa de la mina sea de 6 años, comparada con operaciones similares se puede concluir que al término de la operación, las bandas transportadoras generarían un ingreso extra al ser vendidas a otros proyectos. Otra alternativa es comprar bandas transportadoras de uso medio para disminuir los costos de inversión; sin embargo en caso de alargar la vida de la mina, se tendría que pensar en el remplazo de las bandas para cumplir con los requisitos de calidad y seguridad.
- Los tiempos de construcción de ambos sistemas de transporte son variables, dependiendo del número de personas que trabajen en el proyecto, del número de equipos disponibles para trabajar y de los frentes de ataque que se consideren, además de la realización de posibles etapas simultaneas. En el capítulo 8 se muestra el desarrollo de las obras con tiempos estimados e intensidades de trabajo solicitadas, lo que resulta en una diferencia de 3 meses, tiempo que puede ser definitorio en la toma de decisiones si es necesario arrancar las operaciones rápidamente.
- El transporte de mineral con camiones puede resultar más práctico y versátil si hablamos del número de movimientos de carga y descarga entre tajo y patio de lixiviación. El camión llega directamente a la frente de producción y se encarga de descargar el mineral en el patio de lixiviación, sin embargo esto implica mayor desgaste de las unidades.

- El transporte de mineral con bandas obtiene mayores ventajas en distancias más grandes, ya que la energía que consume es menor y más limpia. Además, particularmente en el proyecto, ofrece la posibilidad de generar energía en el último tramo (D - E), por tener una pendiente negativa que favorecería el transporte de mineral por gravedad.
- La disponibilidad del equipo de transporte mineral es de vital importancia en la operación de la mina. Si bien es cierto que en tiempos de mantenimiento, el transporte con camiones no se interrumpe por completo, el método de beneficio a utilizar en el proyecto permite un mayor rango de paros permitidos, con los cuales no se presentaría un problema grave en caso de detener el suministro de mineral a los patios de lixiviación. Este hecho favorece a ambos tipos de transporte y aunque con camiones es difícil que el suministro de mineral se suspenda completamente, con un sistema de bandas, en caso de haber un paro no programado, se tendría que suspender por completo el suministro de mineral durante el tiempo que sea necesario.
- Independientemente de que se implemente un sistema de bandas transportadoras o de camiones fuera de carretera, se tendrá que utilizar una flotilla de camiones exclusiva para trasladar el mineral de la frente de producción hasta fuera del tajo, iniciando así el ciclo de transporte hasta el patio de lixiviación. Se deberá entonces pensar en la selección de un contratista de transporte con camiones para cualquiera de la elección del sistema de transporte, ya que indudablemente se deberá trabajar con uno de estos.
- Las estimaciones económicas del presente documento se hicieron considerando especulaciones en la inflación nacional según datos de BANXICO, es muy probable tener una considerable variación en valores reales según el paso del tiempo.

BIBLIOGRAFÍA

- ¹ SGM, 2010. Panorama minero del estado de Veracruz. Coordinación General de Minería. Servicio Geológico Mexicano, 2010.
- ² SGM, 2007. Monografía Geológico-Minera del Estado de Veracruz. Servicio Geológico Mexicano, 2007.
- ³ SMN, 2010. Servicio Meteorológico Nacional, 2010.
- ⁴ IG, UNAM, 2007. Instituto de Geografía. Universidad Nacional Autónoma de México, 2007.
- ⁵ CAM, 2010. Corporación Ambiental de México SA de CV. Estudio de línea base, 2010.
- ⁶ SEMARNAT, 2010. NOM-059-SEMARNAT-2010. Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales. Diario Oficial de la Federación del 30 de diciembre de 2010.
- ⁷ CAM, 2010. Corporación Ambiental de México S.A. de C.V.. Estudio de línea base, 2010.
- ⁸ INEGI, 2005. Instituto Nacional de Estadística y Geografía. II Censo de Población y Vivienda, 2005.
- ⁹ CuttleJ, Giroux G, 2011. NI 43-101 Technical Report –Caballo Blanco Project- and a Resource Estimate at the La Paila zone, Veracruz state, Mexico. 2011
- ¹⁰ Duncan L., Levitt B., 1990. Surface Mining, 6.5.3 Belt Conveyors, Kennedy B., Society for mining metallurgy and exploration. 1990.
- ¹¹ www.banxico.org.mx. Consulta página virtual Banco de México, Abril 2012.
- ¹² CEMA, 2002. Belt Conveyors for Bulk Materials, The Conveyor Equipment Manufacturers Association, 2002.
- ¹³ Duncan L., Levitt B., 1990. Surface Mining, 6.5.3 Belt Conveyors, Kennedy B., Society for mining metallurgy and exploration. 1990.

APÉNDICE 1

Ficha técnica. CAMIÓN CATERPILLAR 777 F

777F

Camión fuera de carretera



CATERPILLAR[®]

Motor		
Modelo de motor	Cat® C32 ACERT™	
Potencia bruta– SAE J1995	758 kW	1,016 hp
Potencia neta– SAE J1349	700 kW	938 hp
Potencia neta– ISO 9249	700 kW	938 hp
Potencia neta– EEC 80/1269	700 kW	938 hp
Numero de cilindros	12	12
Calibre	145 mm	5.7 pulg
Carrera	162 mm	6.4 pulg
Cilindrada	32.1 L	1,959 pulg ³

- Las clasificaciones de potencia se aplican a velocidad nominal de 1,750 rpm, cuando se prueba bajo las condiciones de la norma especificada.
- La potencia neta publicada es la disponible en el volante cuando el motor está equipado con alternador, filtro de aire, silenciador y ventilador a velocidad mínima.
- No se requiere reducción de potencia del motor por debajo de los 3,658 m (12,000 pies).

Especificaciones operativas		
Capacidad de caja colmada SAE 2:1	60.2 m ³	78.8 yd ³
Carga útil nominal	90.7 ton	100 ton cortas
Velocidad máxima- cargado	64.5 km/h	40.1 mph
Capacidad colmada en la compuerta según SAE 2:1	60.2 m ³	78.8 yd ³

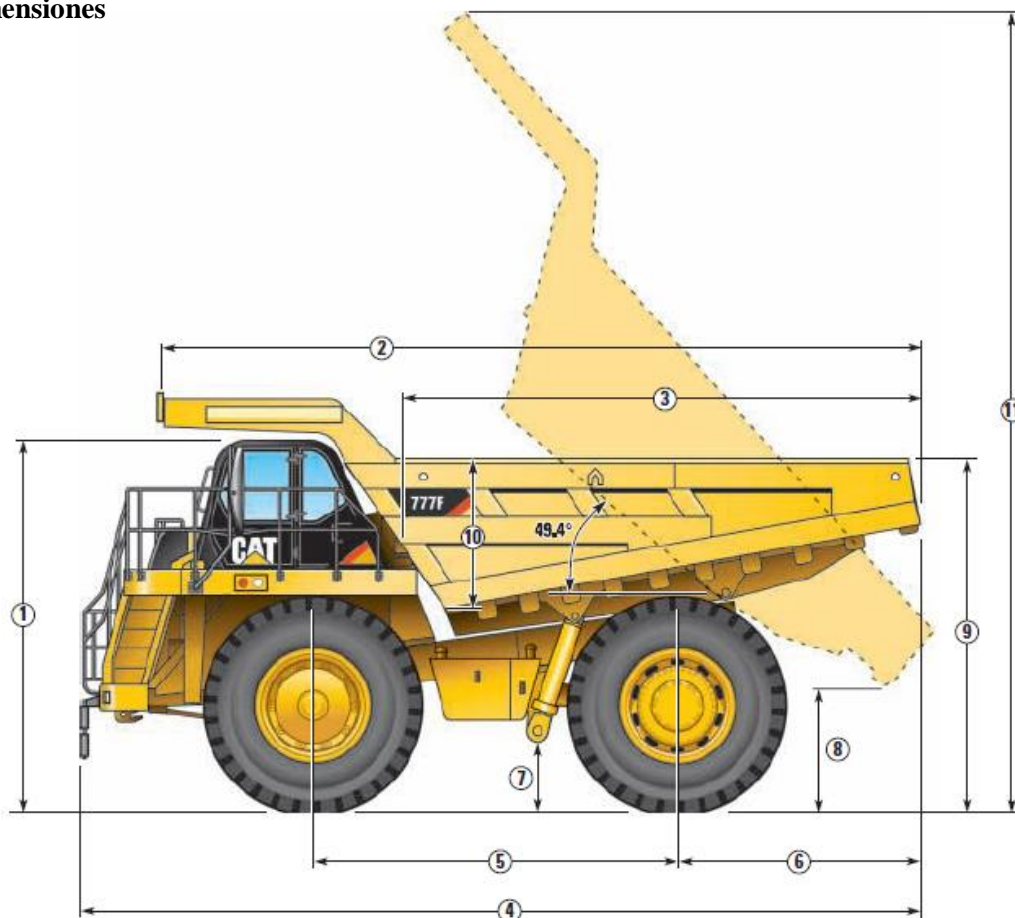
Transmisión		
Avance 1	10.5 km/h	6.5 millas/h
Avance 2	14.3 km/h	8.9 millas/h
Avance 3	19.3 km/h	12 millas/h
Avance 4	26.1 km/h	16.2 millas/h
Avance 5	35.4 km/h	22 millas/h
Avance 6	47.6 km/h	29.6 millas/h
Avance 7	64.5 km/h	40.1 millas/h
Retroseso 1	12.1 km/h	7.5 millas/h

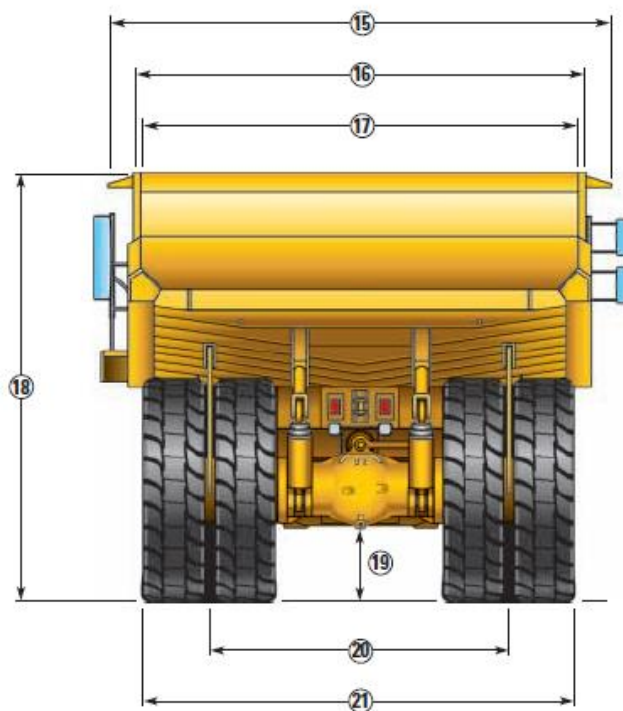
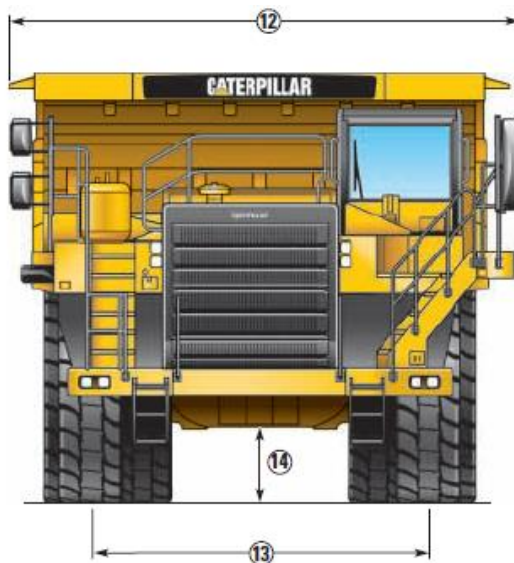
Nivel de ruido

- El nivel Leq (nivel equivalente de presión del ruido) de exposición al ruido por parte del operador, medido de acuerdo con los procedimientos especificados en el ANSI/J919 APR95, es de 76 dB(A) para la cabina proporcionada por Caterpillar una vez que está bien instalada, mantenida y probada con las puertas y ventanas cerradas.
- El nivel de presión del ruido exterior para la maquinaria estándar medida a una distancia de 15 m (49 pies), según los procedimientos de prueba especificados en SAE J88 APR95, a una operación media de movimiento es de 84 dB (A).
- Puede requerirse protección para los oídos cuando se opere la máquina con la cabina y la estación del operador abiertas (si no se efectúa el mantenimiento necesario o las puertas/ ventanas permanecen abiertas) durante períodos prolongados o en ambientes muy ruidosos.

Capacidades de llenado		
Tanque de combustible	1,136 L	140,5 gal
Sistema de enfriamiento	232 L	1,1 gal
Sistema hidráulico	504 L	133 gal
Cárter del motor	114 L	30 gal
Sistema de transmisión	246 L	65 gal
Mandos finales/Diferencial	264 L	70 gal
Cajas de engranajes de transferencia de salida	57 L	15 gal

Dimensiones





	mm	pies
1	4,715	15.6
2	9,830	32.3
3	6,580	21.7
4	10,535	34.7
5	4,560	15
6	3,062	10.1
7	896	2.11
8	965	3.2
9	4,380	14.4

10	1,895	6.3
11	10,325	33.11
12	6,494	21.4
13	4,050	13.3
14	864	2.10
15	6,050	19.10
16	5,524	18.2
17	5,200	17.1
18	5,170	17
19	880	2.11

20	3,576	11.9
21	5,223	17.2

APÉNDICE 2

Ficha técnica. CARGADOR CATERPILLAR 992

992K

Cargador de neumáticos



CATERPILLAR®

Motor		
Modelo de motor	Cat® C32 con Tecnología ACERT™	
Potencia bruta– SAE J1995	674 kW	904 hp
Potencia neta	597 kW	801 hp
Calibre	145 mm	5.7 pulg
Carrera	162 mm	6.4 pulg
Cilindrada	32.1 L	8.5 gal

• Las clasificaciones de potencia se aplican a velocidad nominal de 1,750 rpm, cuando se prueba bajo las condiciones de la norma especificada.

• La potencia neta publicada es la disponible en el volante cuando el motor está equipado con alternador, filtro de aire, silenciador y ventilador a velocidad máxima.

Especificaciones operativas		
Capacidad de carga (volumen)	10.7 – 12.3 m ³	14 - 16 yd ³
Fuerza de arranque	573.3 kN	128,895 lb
Fuerza de arranque en levantamiento	58,465 kg	128,895 lb

Nivel de ruido

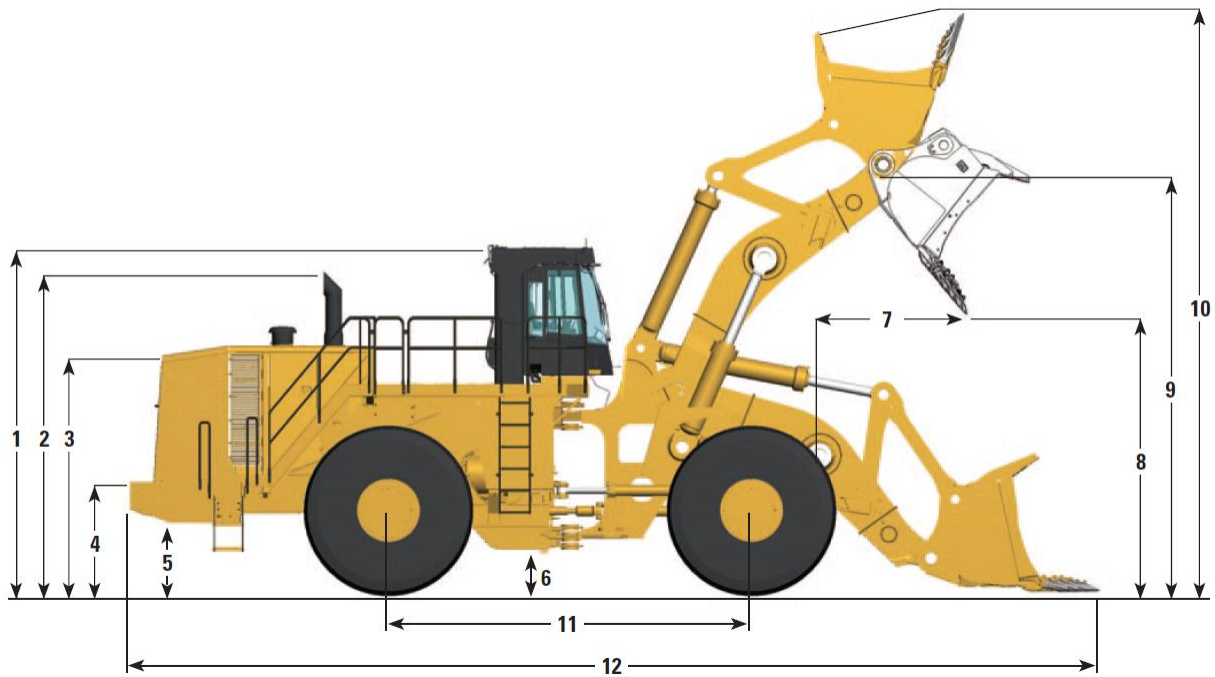
• El nivel Leq (nivel equivalente de presión del ruido) de exposición al ruido por parte del operador, medido de acuerdo con los procedimientos especificados en el ANSI/J919 APR95, es de 76 dB(A) para la cabina proporcionada por Caterpillar una vez que está bien instalada, mantenida y probada con las puertas y ventanas cerradas.

• El nivel de presión del ruido exterior para la maquinaria estándar medida a una distancia de 15 m (49 pies), según los procedimientos de prueba especificados en SAE J88 APR95, a una operación media de movimiento es de 84 dB (A).

• Puede requerirse protección para los oídos cuando se opere la máquina con la cabina y la estación del operador abiertas (si no se efectúa el mantenimiento necesario o las puertas/ ventanas permanecen abiertas) durante períodos prolongados o en ambientes muy ruidosos.

Capacidades de llenado		
Tanque de combustible	1,562 L	413 gal
Sistema de enfriamiento	290 L	77 gal
Sistema hidráulico	159 L	42 gal
Cárter del motor	120 L	32 gal
Sistema de transmisión	169 L	45 gal
Mandos finales/Diferencial frontal	360 L	95 gal
Mandos finales/Diferencial trasero	345 L	91 gal

Dimensiones



	mm	pies
1	5,678	18'7"
2	5,248	17'2"
3	4,043	13'4"
4	1,830	6'0"
5	1,176	3'11"
6	682	2'2"
7	2,118	6'11"
8	4,480	14'8"
9	6,927	22'8"
10	9,313	30'6"
11	5,890	19'4"
12	15,736	52'0"

APÉNDICE 3

Ficha técnica. CAMIÓN ARTICULADO CATERPILLAR 740

740

Camión Articulado



CATERPILLAR®

Motor		
Modelo de motor	Cat® C15 ACERT™	
Potencia bruta– SAE J1995	350 kW	469 hp
Potencia neta– SAE J1349	338 kW	453 hp
Potencia neta– ISO 9249	342 kW	458 hp
Potencia neta– EEC 80/1269	342 kW	458 hp
Calibre	137 mm	5,4 pulg
Carrera	171,5 mm	6,75 pulg
Cilindrada	15,2 L	926 pulg ³

- Las clasificaciones de potencia se aplican a velocidad nominal de 1.800 rpm, cuando se prueba bajo las condiciones de la norma especificada.
- La potencia neta publicada es la disponible en el volante cuando el motor está equipado con alternador, filtro de aire, silenciador y ventilador a velocidad mínima.
- Potencia neta cuando el ventilador está funcionando a velocidad máxima de 330 kW(442 hp) conforme a las condiciones de referencia SAE.
- No se requiere reducción de potencia del motor por debajo de los 2.438 m (8.000 pies).

Capacidades de la caja		
Colmada SAE 2:1	24 m ³	31,4 yd ³
Carga útil nominal	39,5 ton	43,5 ton cortas
A ras	18,5 m ³	24,2 yd ³
Capacidad a ras en la compuerta	19,5 m ³	25,5 yd ³
Capacidad colmada en la compuerta según SAE 2:1	25,5 m ³	33,5 yd ³

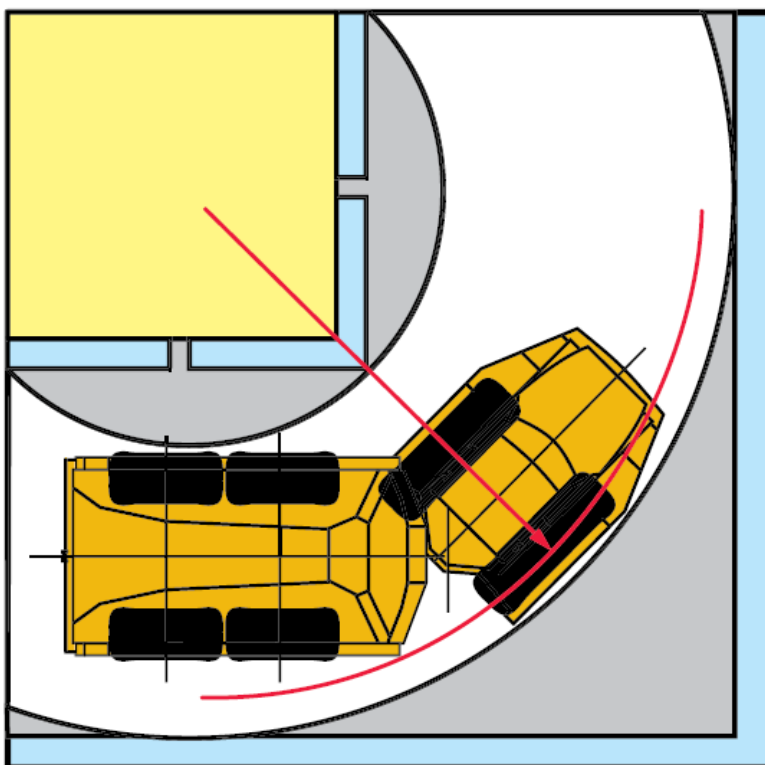
Transmisión		
Avance 1	8,9 km/h	5,5 millas/h
Avance 2	12,1 km/h	7,5 millas/h
Avance 3	16,4 km/h	10,2 millas/h
Avance 4	22 km/h	13,7 millas/h
Avance 5	30 km/h	18,6 millas/h
Avance 6	40 km/h	25,1 millas/h
Avance 7	54,7 km/h	34 millas/h
Retroceso 1	8,4 km/h	5,2 millas/h
Retroceso 2	11,6 km/h	7,2 millas/h

Radio de giro

Las dimensiones corresponden a máquinas con neumáticos 29.5R25.

Dimencion de giro

Ángulo de dirección – izquierda/derecha	45°	
Radio de giro SAE	8.138 mm	320,4 pulg
Radio de giro	8.595 mm	338,4 pulg
Radio interior	4.101 mm	161,5 pulg
Ancho de pasillo	5.694 mm	224,2 pulg



Coordinación óptima de pasadas entre cargador y camion

Excavadoras hidráulicas	385C	365C	345D	
Capacidad del cargador (Toneladas) – 50 hr. mín.	954-1.193	750-1.100	665-805	
Capacidad del cargador (Toneladas) – 50 hr. mín.	1.049-1.314	825-1.210	735-885	
Pasadas	3-4	5	6	
Cargadores de ruedas	988H	980H	972H	966H
Capacidad del cargador (Toneladas) – 50 hr. mín.	565-790	590-650	490-565	400-535
Capacidad del cargador (Toneladas) – 50 hr. mín.	625-870	650-717	540-625	440-590
Pasadas	3-4	4	5	5-6

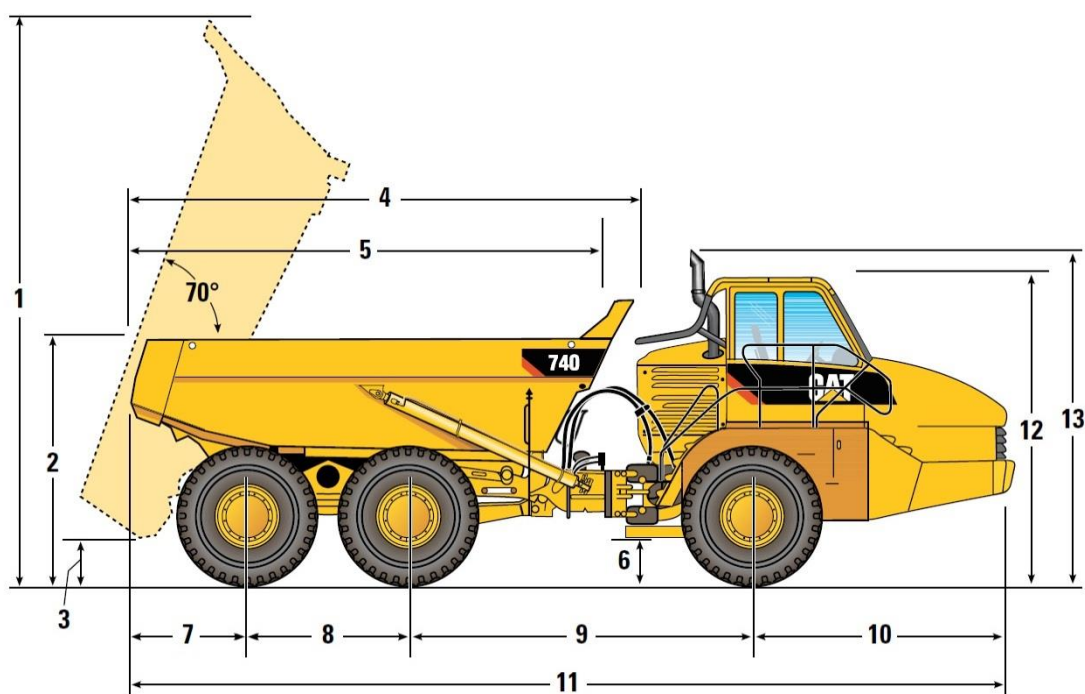
Nivel de ruido

- El nivel Leq (nivel equivalente de presión del ruido) de exposición al ruido por parte del operador, medido de acuerdo con los procedimientos especificados en el ANSI/SAE J1166 OCT98, es de 79 dB(A) para la cabina proporcionada por Caterpillar una vez que está bien instalada, mantenida y probada con las puertas y ventanas cerradas.
- Puede requerirse protección para los oídos cuando se opere la máquina con la cabina y la estación del operador abiertas (si no se efectúa el mantenimiento necesario o las puertas/ventanas permanecen abiertas) durante períodos prolongados o en ambientes muy ruidosos.

Capacidades de llenado		
Tanque de combustible	532 L	140,5 gal
Sistema de enfriamiento	80 L	21,1 gal
Sistema hidráulico	328 L	86,6 gal
Cárter del motor	38 L	9,5 gal
Transmisión	72 L	19 gal
Mandos finales/Diferencial	72 L	19 gal
Cajas de engranajes de transferencia de salida	18 L	4,8 gal

Levantamiento de la caja	
Tiempo de levantamiento	12 segundos
Tiempo de bajada	7 segundos

Dimensiones



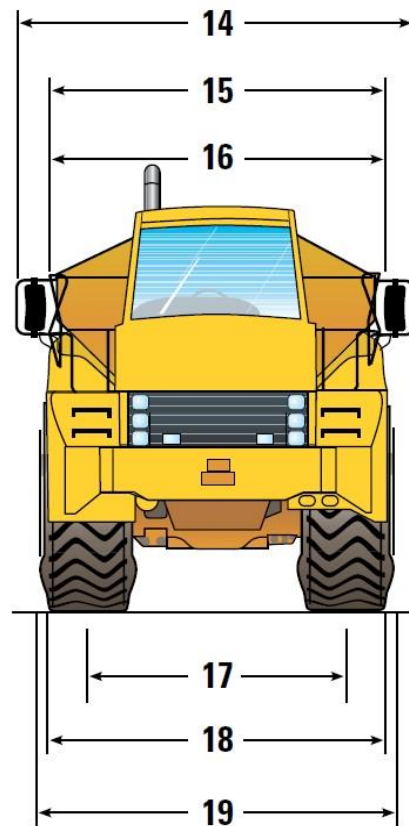
Una combinación óptima del sistema ofrece una gran ventaja en productividad. El 740 es una combinación ideal para trabajar con las Excavadoras Hidráulicas Cat 385C, 365C y 345D, y con los Cargadores de Ruedas 966H, 972H, 980H y 988H. Esto resulta en mayor producción y costos más bajos del sistema por unidad de volumen movido.

* Interior de la caja.

** El tubo de escape puede sacarse para fines de transporte.

*** Si tiene una compuerta de cola plegable.

**** Máx. vacío sobre el abultamiento del neumático.

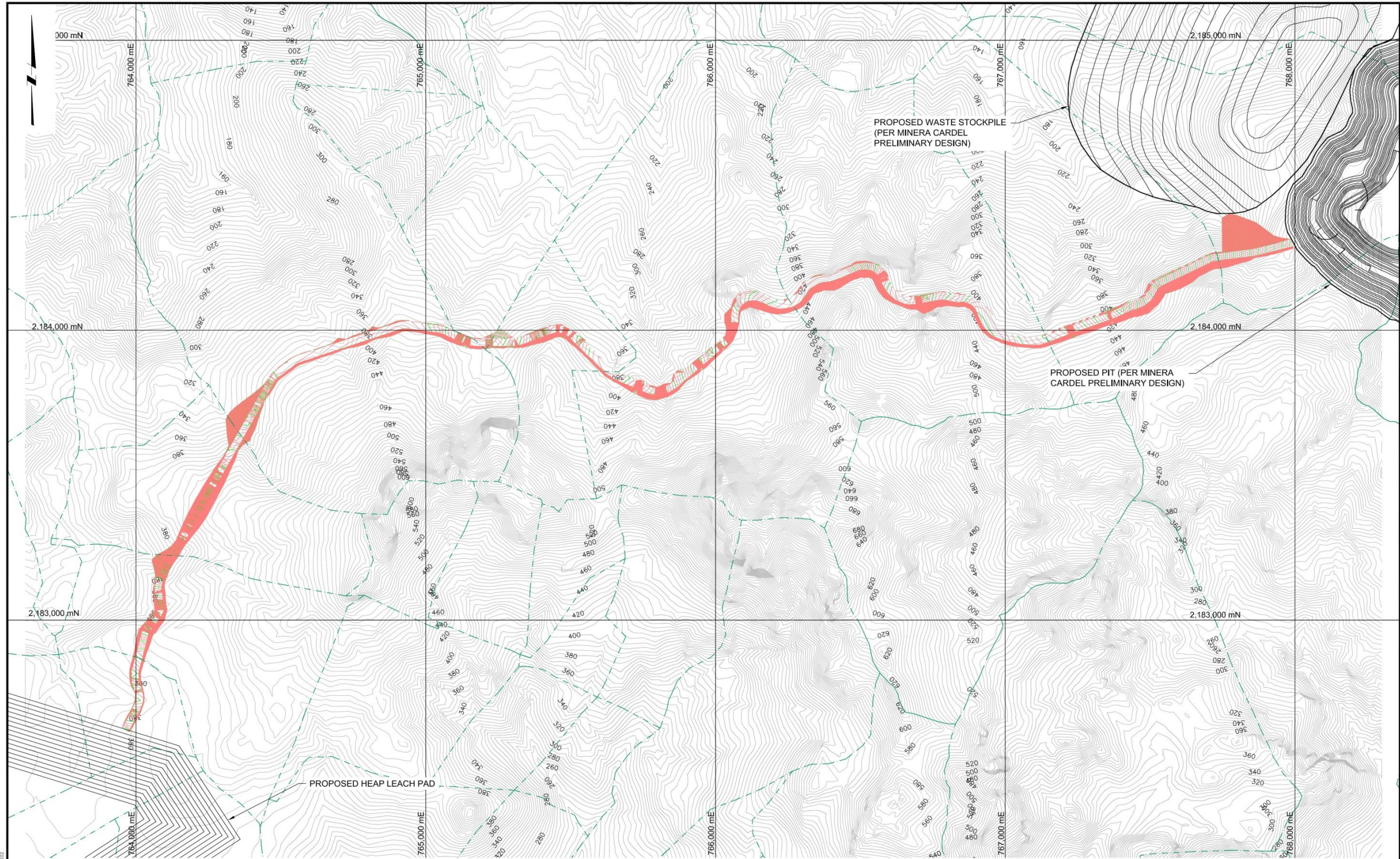


	mm	pies
1	7.092	23,4
2	3.239	10,6
3	697.000	2,3
4	6.288	20,6
5*	5.734	18,8
6	577.000	1,8
7	1.458	4,7
8	1.966	6,4
9	4.244	13,9

10	3.221	10,5
11	10.889	35,7
12	3.745	12,3
13**	4.049	13,3
14	3.823	12,5
15***	3.705	12,1
16	3.418	11,2
17	2.687	8,8
18	3.430	11,2
19****	3.520	11,5

APÉNDICE 4

Plano A. ALTERNATIVA 1



LEGEND:
 - - - PROPERTY BOUNDARIES



OPTION 1:
 LENGTH: 5,775.11 m
 CUT: 2,309,762.17 m³
 FILL: 507,806.21 m³
 NET: 1,801,955.62 m³

NOTE:
 1. DESIGN VALUES ARE AS FOLLOWS:
 MAX SLOPE = 8.00%
 MIN BEND RADIUS = 60m (CENTERLINE)
 CUT SLOPE = 0.5:1
 FILL SLOPE = 1.5:1
 ROAD WIDTH = 25m

DRAFT
 11/23/11

C:\CABALLO\VERACRUZ\MINERA CARDEL\USP\Sheet\1011958D002

NO.	REV	DESCRIPTION	TECH	ENG	DATE
A		PRELIMINARY DRAFT - FOR DISCUSSION ONLY	VR	PJH	11-2011

DISCLAIMER:
 THIS DRAWING WAS DEVELOPED THROUGH THE APPLICATION OF PROFESSIONAL ENGINEERING SKILL AND PROPRIETARY METHODOLOGIES, PROCESSES, AND KNOW HOW OF MWH AS AUTHOR, ALL PURSUANT TO THE TERMS OF A CONTRACTUAL SCOPE OF WORK COVERING ITS PREPARATION. THIS DRAWING MAY NOT BE USED OR MODIFIED OTHER THAN IN STRICT ACCORDANCE WITH THE TERMS OF THE GOVERNING CONTRACT AND SCOPE OF WORK OR OTHERWISE WITHOUT THE KNOWLEDGE AND CONSENT OF THE AUTHOR. ANY ALTERATION OR ADAPTATION OF THIS DRAWING SHALL BE CONSISTENT WITH THE AUTHOR'S CONTRACTUAL AND PROPRIETARY RIGHTS AND BE AT USER'S SOLE RISK AND WITHOUT ANY LIABILITY OR LEGAL RESPONSIBILITY OF MWH.

DRAWING REFERENCE(S):

DESIGNED BY	VR	11-2011
DRAWN BY	VR	11-2011
CHECKED BY	PJH	11-2011
APPROVED BY		
PROJECT MANAGER	SJT	11-2011
CLIENT APPROVAL		
CLIENT REFERENCE NO.		

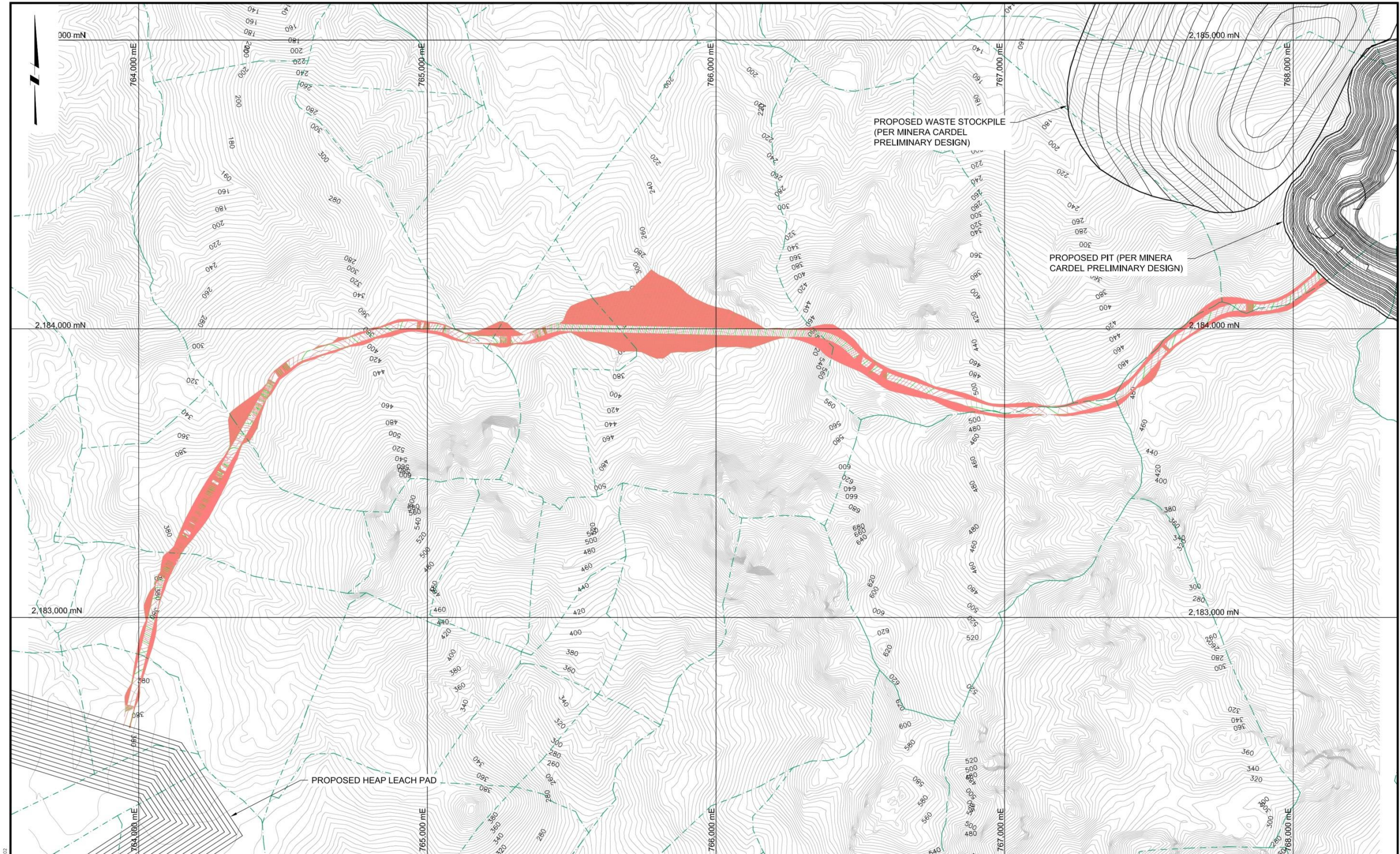


PROJECT LOCATION	VERACRUZ, MEXICO
PROJECT	CABALLO BLANCO HEAP LEACH PAD - CONCEPTUAL DESIGN
TITLE	PRELIMINARY HAUL ROAD DESIGN ALTERNATIVE #1

	MWH
DRAWING	--
REVISION	A
FILE NAME	1011958D002

APÉNDICE 5

Plano B. ALTERNATIVA 2



LEGEND:
 - - - - - PROPERTY BOUNDARIES



OPTION 2:
 LENGTH: 5,403.65 m
 CUT: 3,122,972.34 m³
 FILL: 4,119,223.17 m³
 NET: 996,250.83 m³

NOTE:
 1. DESIGN VALUES ARE AS FOLLOWS:
 MAX SLOPE = 8.00%
 MIN BEND RADIUS = 60m (CENTERLINE)
 CUT SLOPE = 0.5:1
 FILL SLOPE = 1.5:1
 ROAD WIDTH = 25m

DRAFT
 11/23/11

Y:\Clients\101958\MINERA CARDEL\101958_Sheet_S11\101958D002

A	PRELIMINARY DRAFT - FOR DISCUSSION ONLY	VR	PJH	11-2011
REV	DESCRIPTION	TECH	ENG	DATE

DISCLAIMER:
 THIS DRAWING WAS DEVELOPED THROUGH THE APPLICATION OF PROFESSIONAL ENGINEERING SKILL AND PROPRIETARY METHODOLOGIES, PROCESSES, AND KNOW HOW OF MWH AS AUTHOR, ALL PURSUANT TO THE TERMS OF A CONTRACTUAL SCOPE OF WORK GOVERNING ITS PREPARATION. THIS DRAWING MAY NOT BE USED OR REPRODUCED OTHER THAN IN STRICT ACCORDANCE WITH THE TERMS OF THE GOVERNING CONTRACT AND SCOPE OF WORK OR OTHERWISE WITHOUT THE INVOLVEMENT AND CONSENT OF THE AUTHOR. ANY ALTERATION OR REVISION OF THIS DRAWING SHALL BE CONSISTENT WITH THE AUTHOR'S CONTRACTUAL AND PROPRIETARY RIGHTS AND BE AT USER'S SOLE RISK AND WITHOUT ANY LIABILITY OR LEGAL RESPONSIBILITY OF MWH.

DRAWING REFERENCE(S):	
------------------------------	--

DESIGNED BY	VR	11-2011
DRAWN BY	VR	11-2011
CHECKED BY	PJH	11-2011
APPROVED BY		
PROJECT MANAGER	SJT	11-2011
CLIENT APPROVAL		
CLIENT REFERENCE NO.		

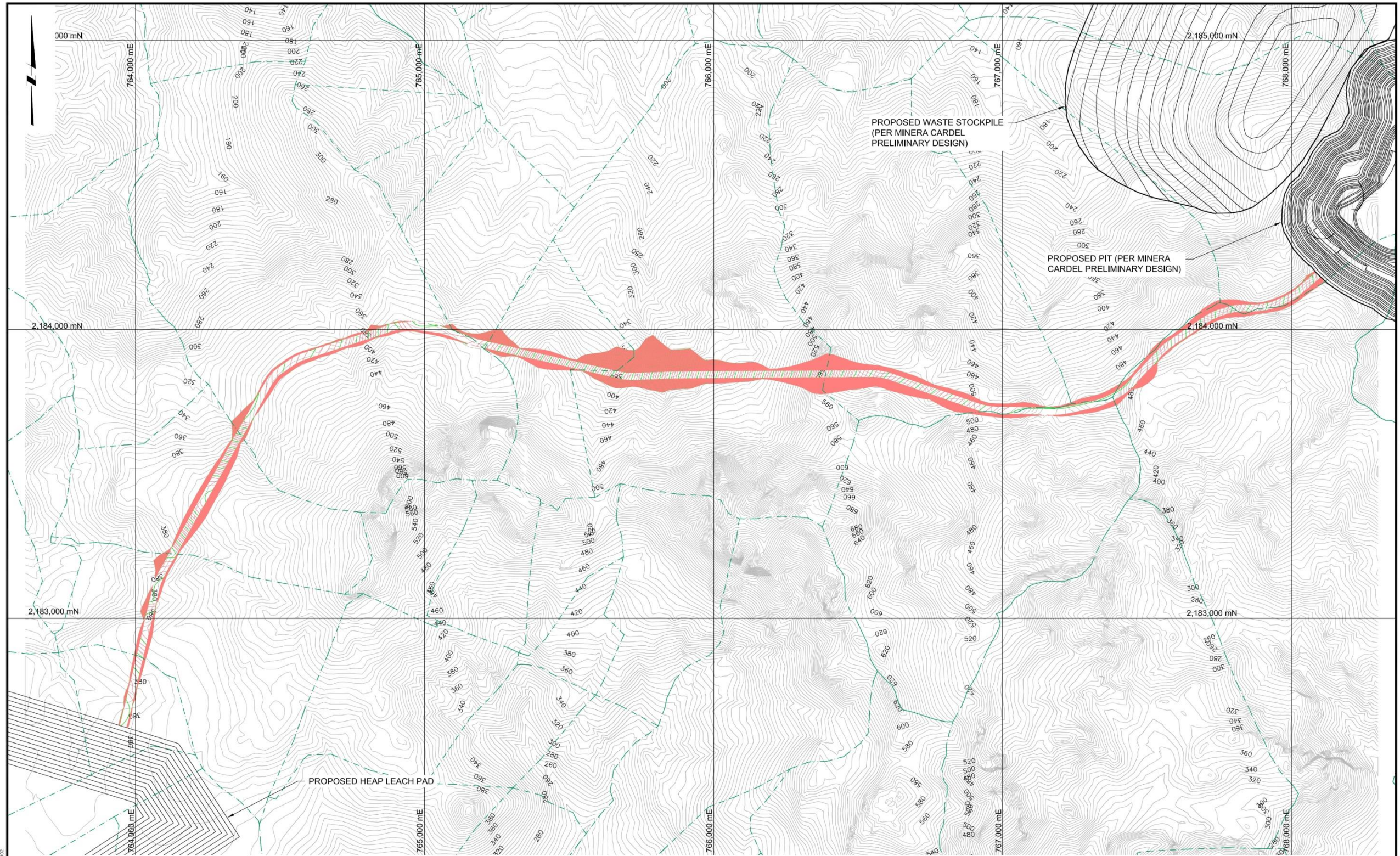


PROJECT LOCATION	VERACRUZ, MEXICO
PROJECT	CABALLO BLANCO HEAP LEACH PAD - CONCEPTUAL DESIGN
TITLE	PRELIMINARY HAUL ROAD DESIGN ALTERNATIVE #2

	MWH
DRAWING	REVISION
FILE NAME	A
	1011958D002

APÉNDICE 6

Plano C. ALTERNATIVA 3



LEGEND:
 - - - PROPERTY BOUNDARIES



OPTION 3:
 LENGTH: 5,757.02 m
 CUT: 3,755,161.52 m³
 FILL: 1,496,029.14 m³
 NET: 2,259,132.38 m³

NOTE:
 1. DESIGN VALUES ARE AS FOLLOWS:
 MAX SLOPE = 8.00%
 MIN BEND RADIUS = 60m (CENTERLINE)
 CUT SLOPE = 0.5:1
 FILL SLOPE = 1.5:1
 ROAD WIDTH = 25m

DRAFT
11/23/11

C:\Cherita\VERACRUZ\MINERA_CABALLO BLANCO\Sheet_001\VERACRUZ003

DISCLAIMER: THIS DRAWING WAS DEVELOPED THROUGH THE APPLICATION OF PROFESSIONAL ENGINEERING SKILL AND PROPRIETARY METHODOLOGIES, PROCESSES, AND KNOW HOW OF MWH AS AUTHOR, ALL PURSUANT TO THE TERMS OF A CONTRACTUAL SCOPE OF WORK GOVERNING ITS PREPARATION. THIS DRAWING MAY NOT BE USED OR MODIFIED OTHER THAN IN STRICT ACCORDANCE WITH THE TERMS OF THE GOVERNING CONTRACT AND SCOPE OF WORK OR OTHERWISE ABSENT THE KNOWLEDGE AND CONSENT OF THE AUTHOR. ANY ALTERATION OR ADAPTATION OF THIS DRAWING SHALL BE CONSISTENT WITH THE AUTHOR'S CONTRACTUAL AND PROPRIETARY RIGHTS AND BE AT USER'S SOLE RISK AND WITHOUT ANY LIABILITY OR LEGAL RESPONSIBILITY OF MWH.				
REVISION	DESCRIPTION	TECH	ENG	DATE
A	PRELIMINARY DRAFT - FOR DISCUSSION ONLY	VR	PJH	11-2011

DRAWING REFERENCE(S):

DESIGNED BY	VR	11-2011
DRAWN BY	VR	11-2011
CHECKED BY	PJH	11-2011
APPROVED BY		
PROJECT MANAGER	SJT	11-2011
CLIENT APPROVAL		
CLIENT REFERENCE NO.		

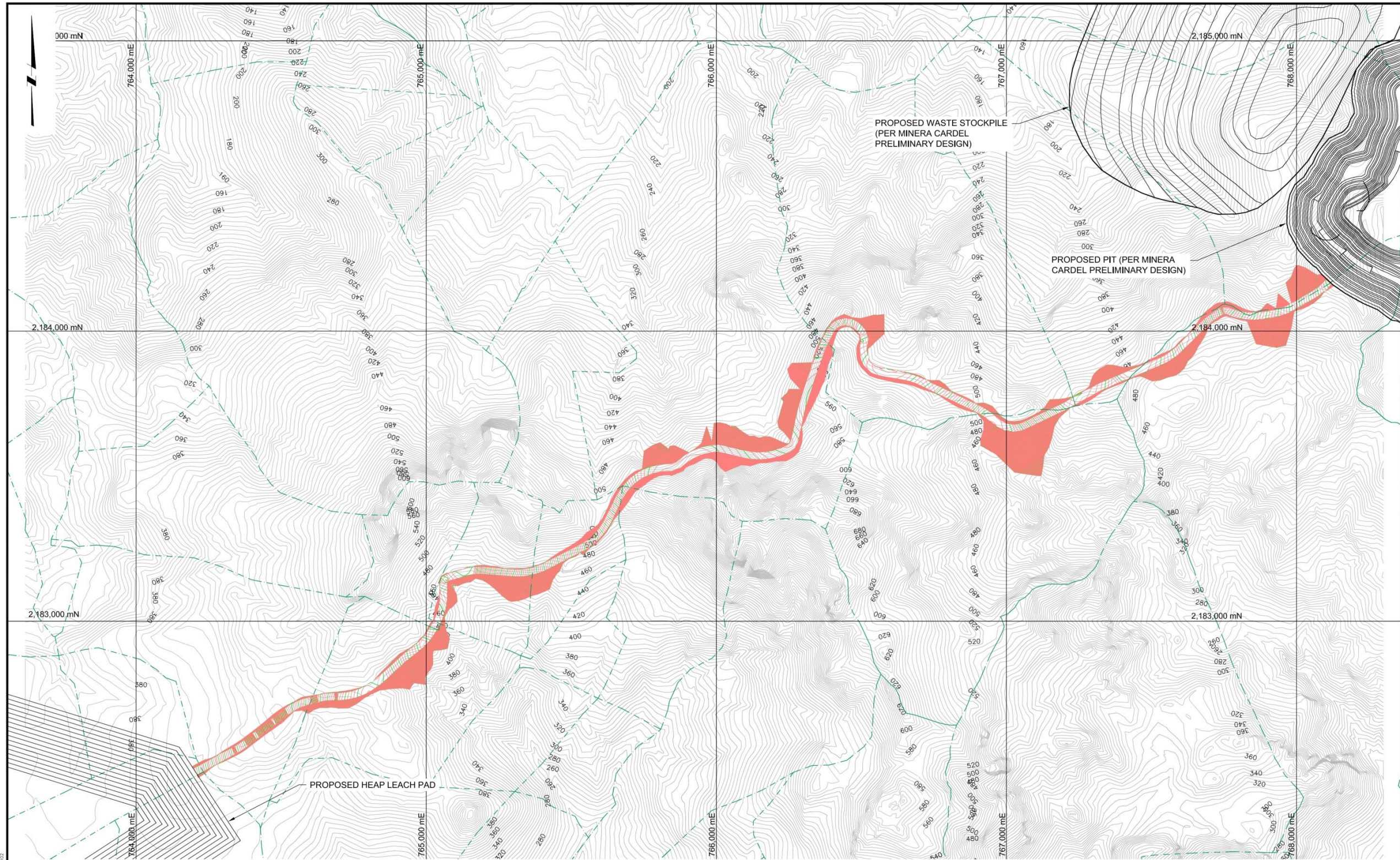


PROJECT LOCATION	VERACRUZ, MEXICO
PROJECT	CABALLO BLANCO HEAP LEACH PAD - CONCEPTUAL DESIGN
TITLE	PRELIMINARY HAUL ROAD DESIGN ALTERNATIVE #3

	MWH
DRAWING	
REVISION	A
FILE NAME	1011958D002

APÉNDICE 7

Plano D. ALTERNATIVA 4



V:\CHINA\VERACRUZ\MINERA\CARDELO\Sheet_S44\101958D002

ISSUE NO.	DESCRIPTION	TECH	ENG	DATE
A	PRELIMINARY DRAFT - FOR DISCUSSION ONLY	VR	PJH	11-2011

DISCLAIMER:
THIS DRAWING WAS DEVELOPED THROUGH THE APPLICATION OF PROFESSIONAL ENGINEERING SKILL AND PROPRIETARY METHODOLOGIES, PROCESSES, AND KNOW HOW OF MWH AS AUTHOR, ALL PURSUANT TO THE TERMS OF A CONTRACTUAL SCOPE OF WORK CONCERNING ITS PREPARATION. THIS DRAWING MAY NOT BE USED OR MODIFIED OTHER THAN IN STRICT ACCORDANCE WITH THE TERMS OF THE GOVERNING CONTRACT AND SCOPE OF WORK OR OTHERWISE ABSENT THE INVOLVEMENT AND CONSENT OF THE AUTHOR. ANY ALTERATION OR REPRODUCTION OF THIS DRAWING SHALL BE CONSISTENT WITH THE AUTHOR'S CONTRACTUAL AND PROPRIETARY RIGHTS AND BE AT USER'S SOLE RISK AND WITHOUT ANY LIABILITY OR LEGAL RESPONSIBILITY OF MWH.

DRAWING REFERENCE(S)	DESIGNED BY	CHECKED BY	APPROVED BY	PROJECT MANAGER	CLIENT APPROVAL	CLIENT REFERENCE NO.
	VR	PJH	SJT	SJT		

11-2011
11-2011
11-2011
11-2011



PROJECT LOCATION	VERACRUZ, MEXICO
PROJECT	CABALLO BLANCO HEAP LEACH PAD - CONCEPTUAL DESIGN
TITLE	PRELIMINARY HAUL ROAD DESIGN ALTERNATIVE #4

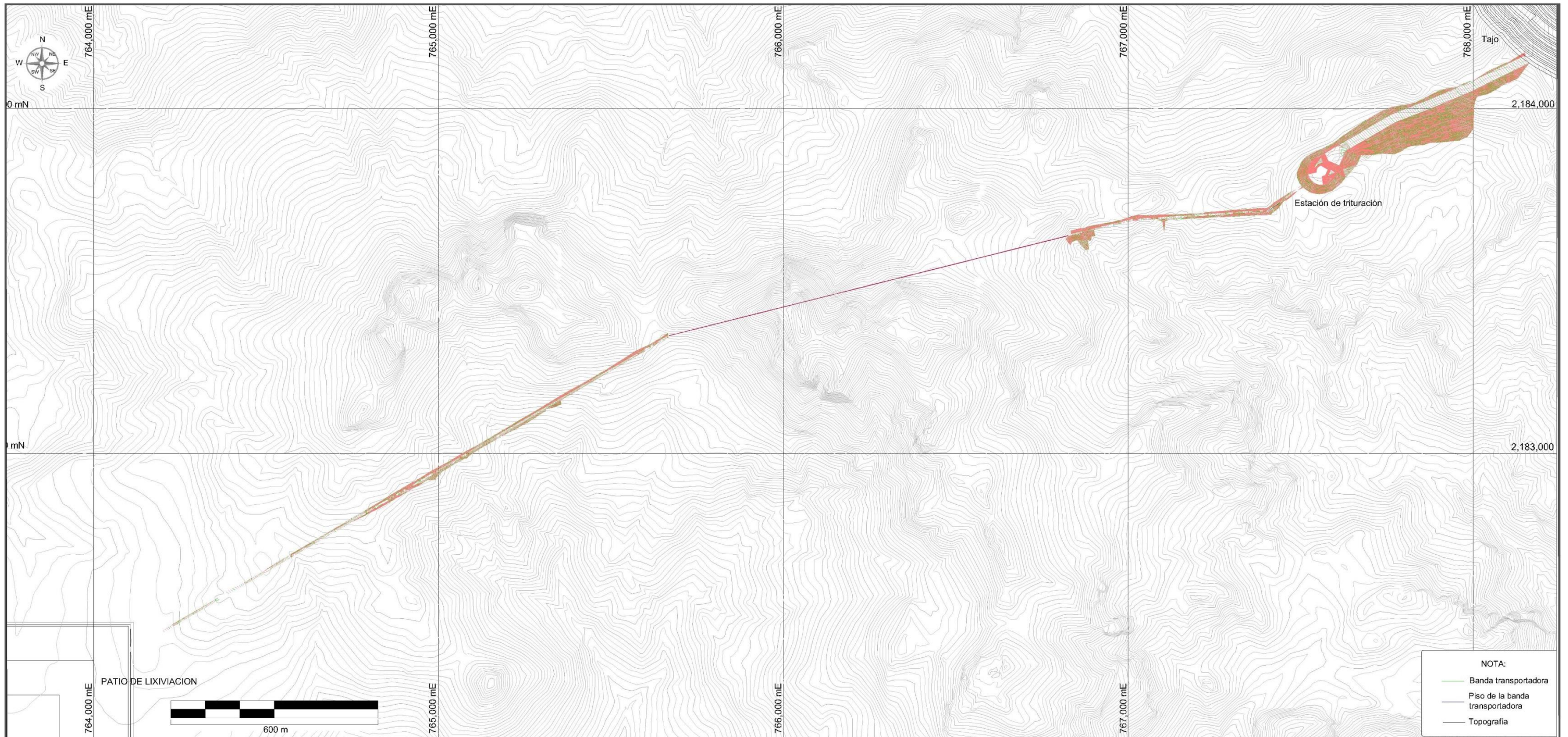
DRAFT
11/23/11

DRAWING	---	REVISION	A
FILE NAME	1011958D002		



APÉNDICE 8

Plano E. ALTERNATIVA 5 PROPUESTA INTERNA



Especificaciones de la banda

Longitud [m]	Ancho [m]	Corte [m ³]	Relleno [m ³]	Diferencia [m ³]
3,686.13	5	22,780.87	5,280.84	17,500.03

Especificaciones del tunel

Longitud [m]	Dim [m]	Corte [m ³]
1,192.90	4x5	23,858.00



**UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTONOMA DE MEXICO**

Minera Cardel S.A. de C.V.

Proyecto Caballo Blanco
Veracruz, Mexico

Depto. de planeación

Fecha:
28/May/2012

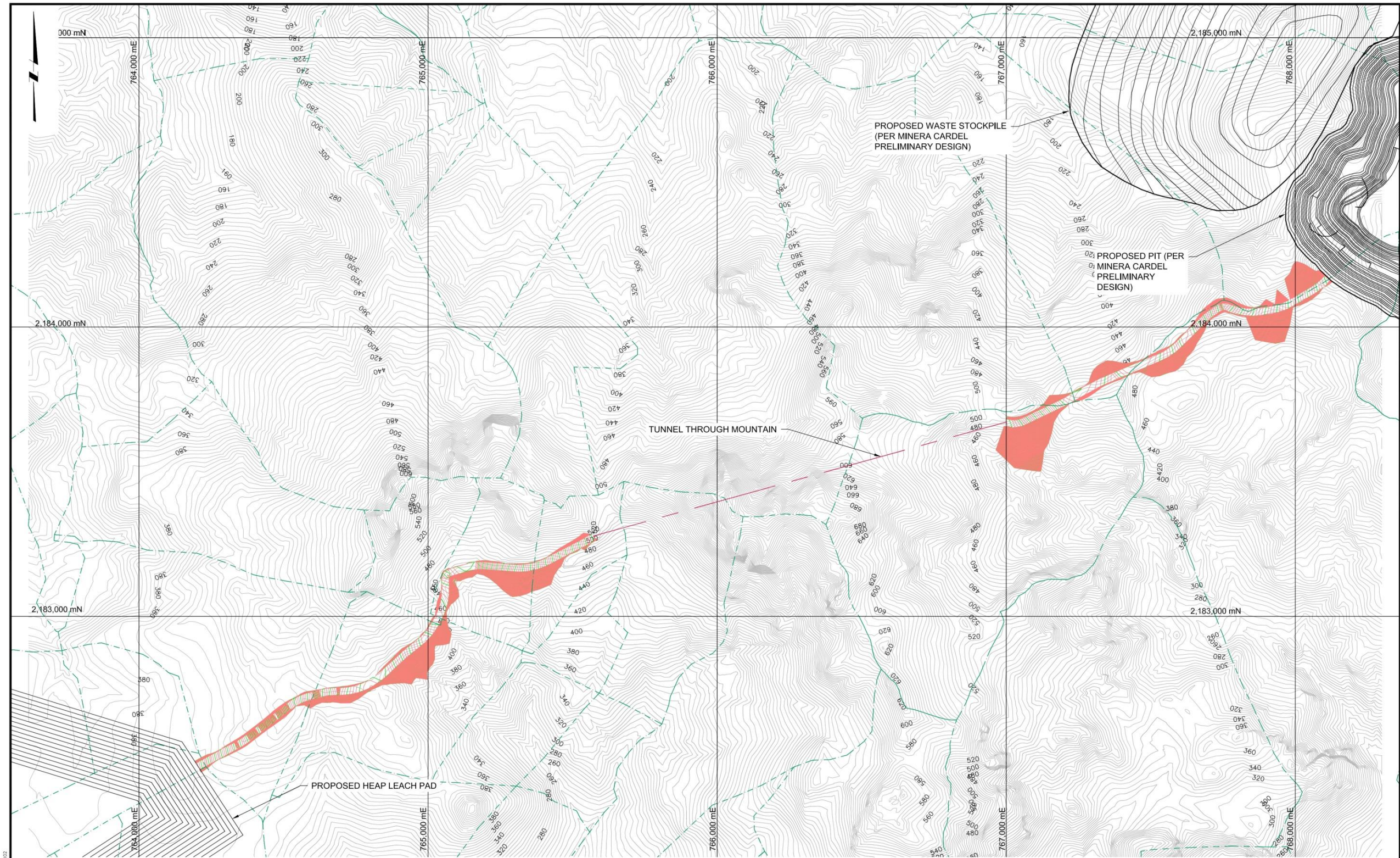
Plano: E

Proyección: WGS84
Zona 14 Norte

Descripción: Alternativa 5 MWH, sistema con banda transportadora y camino de acarreo.

APÉNDICE 9

Plano F. ALTERNATIVA 6



LEGEND:
 - - - - - PROPERTY BOUNDARIES



OPTION 5:
 LENGTH: 4,497.37 m
 CUT: 731,274.28 m³
 FILL: 1,515,517.48 m³
 NET: 784,243.20 m³

NOTE:
 1. DESIGN VALUES ARE AS FOLLOWS:
 MAX SLOPE = 8.00%
 MIN BEND RADIUS = 60m (CENTERLINE)
 CUT SLOPE = 0.5:1
 FILL SLOPE = 1.5:1
 ROAD WIDTH = 25m

DRAFT
11/23/11

REV	DESCRIPTION	TECH	ENG	DATE
A	PRELIMINARY DRAFT - FOR DISCUSSION ONLY	VR	PJH	11-2011

DISCLAIMER:
 THIS DRAWING WAS DEVELOPED THROUGH THE APPLICATION OF PROFESSIONAL ENGINEERING SKILL AND PROPRIETARY METHODOLOGIES, PROCESSES, AND KNOW HOW OF MWH AS AUTHORIZED PURSUANT TO THE TERMS OF A CONTRACTUAL SCOPE OF WORK GOVERNING ITS PREPARATION. THIS DRAWING MAY NOT BE USED OR MODIFIED OTHER THAN IN STRICT ACCORDANCE WITH THE TERMS OF THE GOVERNING CONTRACT AND SCOPE OF WORK OR OTHERWISE ABSENT THE INVOLVEMENT AND CONSENT OF THE AUTHOR. ANY ALTERATION OR ADAPTATION OF THIS DRAWING SHALL BE CONSISTENT WITH THE AUTHOR'S CONTRACTUAL AND PROPRIETARY RIGHTS AND BE AT USER'S SOLE RISK AND WITHOUT ANY LIABILITY OR LEGAL RESPONSIBILITY OF MWH.

DESIGNED BY	VR	11-2011
DRAWN BY	VR	11-2011
CHECKED BY	PJH	11-2011
APPROVED BY		
PROJECT MANAGER	SJT	11-2011
CLIENT APPROVAL		
CLIENT REFERENCE NO.		

DESIGNED BY	VR	11-2011
DRAWN BY	VR	11-2011
CHECKED BY	PJH	11-2011
APPROVED BY		
PROJECT MANAGER	SJT	11-2011
CLIENT APPROVAL		
CLIENT REFERENCE NO.		



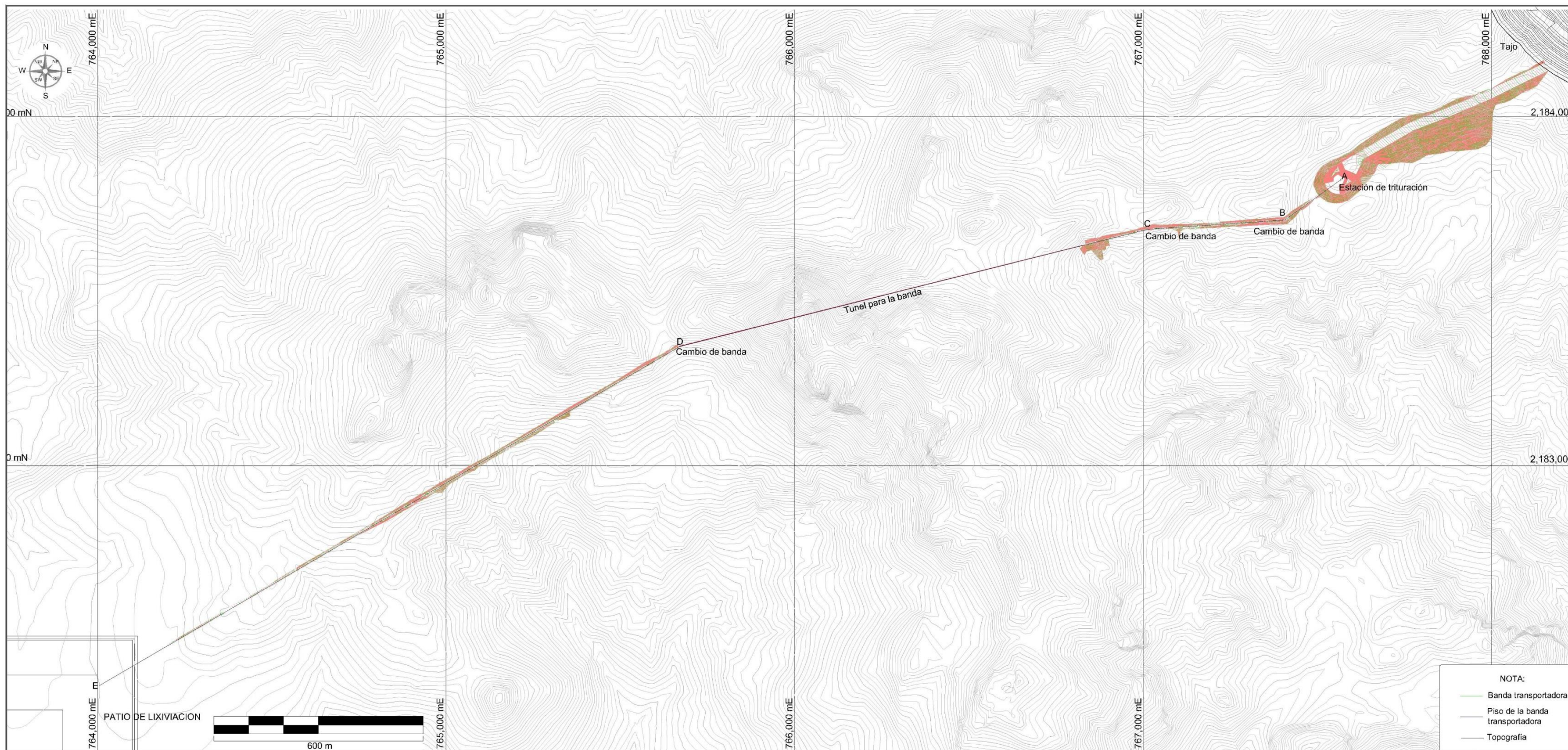
PROJECT LOCATION	VERACRUZ, MEXICO
PROJECT	CABALLO BLANCO HEAP LEACH PAD - CONCEPTUAL DESIGN
TITLE	PRELIMINARY HAUL ROAD DESIGN ALTERNATIVE #5

	REVISION	A
DRAWING	--	
FILE NAME	1011958D002	

Y:\Clients\101958 MINERA CARDEL\03_Sheet Set\101958D002

APÉNDICE 10

Plano G. UBICACIÓN DE SECCIONES DE LA BANDA TRANSPORTADORA



Especificaciones de la banda

Longitud [m]	Ancho [m]	Corte [m ³]	Relleno [m ³]	Diferencia [m ³]
3,686.13	5	22,780.87	5,280.84	17,500.03

Especificaciones del túnel

Longitud [m]	Dim [m]	Corte [m ³]
1,192.90	4x5	23,858.00



**UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTONOMA DE MEXICO**

Minera Cardel S.A. de C.V.

Proyecto Caballo Blanco
Veracruz, Mexico

Depto. de planeación

Fecha:
28/May/2012

Plano: E

Proyección: WGS84
Zona 14 Norte

Descripción: Ubicación de secciones del sistema de
bandas transportadoras

APÉNDICE 11

Plano H. SECCIÓN A-B Y B-C

Banda A-B



Banda B-C



Especificaciones de la banda

Parámetro	Banda A-B	Banda B-C	Banda C-D	Banda D-E
Distancia horizontal centro a centro [m]	197.02	393.67	1,385.30	1,697.18
Longitud de banda [m]	202.63	399.73	1,388.78	1,722.81
Diferencia de altura [m]	30.67	1.28	10.58	-107.5

Especificaciones del tunel

Parametro	Dim [m]
Long. De tunel	1,193.33
Alto	5.00
Ancho	4.00

- Banda transportadora
- Piso de la banda transportadora
- Topografía



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Minera Cardel S.A. de C.V.

Proyecto Caballo Blanco
Veracruz, Mexico

Depto. de planeación

Fecha:
28/May/2012

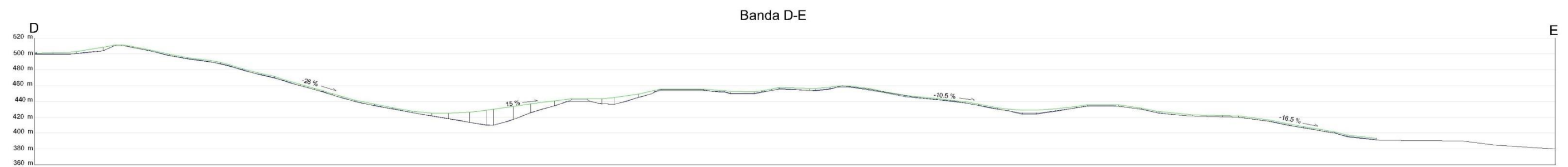
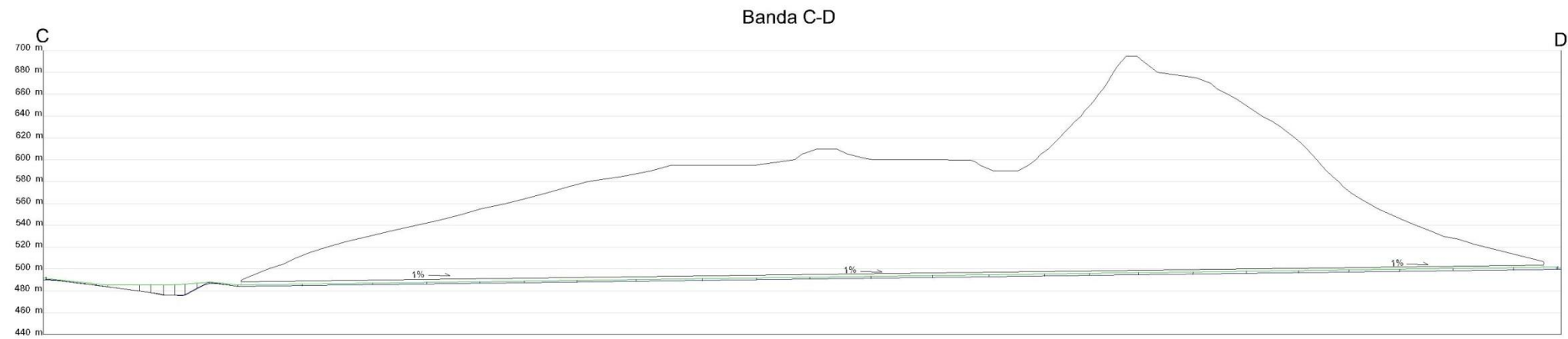
Plano: I

Proyección: WGS84
Zona 14 Norte

Descripción: Secciones A-B y B-C del sistema de bandas transportadoras

APÉNDICE 12

Plano I. SECCIÓN C-D Y D-E



- Banda transportadora
- Piso de la banda transportadora
- Topografía

Especificaciones de la banda

Parámetro	Banda A-B	Banda B-C	Banda C-D	Banda D-E
Distancia horizontal centro a centro [m]	197.02	393.67	1,385.30	1,697.18
Longitud de banda [m]	202.63	399.73	1,388.78	1,722.81
Diferencia de altura [m]	30.67	1.28	10.58	-107.5

Especificaciones del tunel

Parametro	Dim [m]
Long. De tunel	1,193.33
Alto	5.00
Ancho	4.00



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Minera Cardel S.A. de C.V.

Proyecto Caballo Blanco
Veracruz, Mexico

Depto. de planeación

Fecha:
28/May/2012

Plano: I

Proyección: WGS84
Zona 14 Norte

Descripción: Secciones C-D y D-E del sistema de bandas transportadoras

