



MODIFICACIÓN DEL SISTEMA DE TRANSPORTE VERTICAL Y TRITURACIÓN PRIMARIA DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EN VIGOR DE LA CONCESIÓN DE EXPLOTACIÓN URKULU Nº 4.663 Y DUQUESA Nº 4.358

Noviembre 2024

Zeleta

Canteras y hormigones

**MODIFICACIÓN DEL SISTEMA DE TRANSPORTE VERTICAL Y
TRITURACIÓN PRIMARIA DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EN VIGOR
DE LA CONCESIÓN DE EXPLOTACIÓN URKULU Nº 4.663 Y DUQUESA Nº
4.358**

Noviembre del 2024



INDICE GENERAL

DOCUMENTO I. MEMORIA

DOCUMENTO II. ANEXOS

- Anexo 1- Proyecto básico del almacenamiento de los productos de la planta secundaria
- Anexo 2- Proyecto básico de las cintas transportadoras
- Anexo 3- Estudio geotécnico y presupuesto de la obra civil de la planta primaria
- Anexo 4- Presupuesto de la planta primaria y las cintas transportadoras

DOCUMENTO III. PLANOS



DOCUMENTO I

MEMORIA



ÍNDICE

Pág nº

1. JUSTIFICACIÓN DE LA MODIFICACIÓN NO SUSTANCIAL DEL PROYECTO.....	6
2. ALCANCE DE LA MODIFICACIÓN	10
2.1. ALCANCE AMBIENTAL. MODIFICACIÓN NO SUSTANCIAL	10
2.2. ALCANCE TÉCNICO.....	14
3. FIRMA DEL TÉCNICO COMPETENTE Y VISADO DEL PROYECTO	16
4. VIDA Y RITMO DE LA EXPLOTACIÓN.....	17
4.1. INTEGRACIÓN 3D DEL PROYECTO	17
4.2. RESERVAS DE ÁRIDOS.....	19
4.3. RESERVAS DE ROCA ORNAMENTAL	21
4.4. RITMO DE EXPLOTACIÓN	22
5. FASES DE EXPLOTACIÓN	25
5.1. FASE 1.....	27
5.2. FASE 2.....	27
5.3. FASE 3.....	27
5.4. FASE 4.....	29
5.5. FASE 5.....	31
5.6. FUTURO DE LA EXPLOTACIÓN.....	33
5.6.1. Fase 6.....	33
5.6.2. Fase 7.....	35
5.6.3. Fase 8.....	37
6. RELACIÓN DE ESTÉRIL A LO LARGO DE LA VIDA DE LA EXPLOTACIÓN.....	39
7. ESCOMBRERAS Y ACOPIOS TEMPORALES Y DEFINITIVOS	42
8. CARACTERÍSTICAS DE LA EXPLOTACIÓN.....	45
9. DEFINICIÓN Y UBICACIÓN DE INSTALACIONES	46



9.1.	PLANTA PRIMARIA	46
9.1.1.	<i>Características de la planta primaria.....</i>	<i>50</i>
9.2.	PRE-STOCK Y ACOPIO DE RECHAZO	60
9.3.	CINTAS DE TRANSPORTE	62
9.3.1.	<i>Características de la instalación.....</i>	<i>64</i>
9.4.	ALMACENAMIENTO DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA	66
9.4.1.	<i>Datos y cálculos preliminares de la instalación.....</i>	<i>68</i>
9.4.2.	<i>Descripción técnica de los equipos e instalaciones.....</i>	<i>69</i>
9.4.3.	<i>Obras e instalaciones.....</i>	<i>70</i>
9.4.4.	<i>Diseño de la zona de expedición de producto</i>	<i>71</i>
10.	ESTUDIO ECONÓMICO.....	73
10.1.	INVERSIONES Y COSTES	74
10.2.	MODELO ECONÓMICO	77
10.3.	ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD	80
11.	DESCRIPCIÓN DE LOS MEDIOS PREVISTOS PARA LA ELIMINACIÓN DE POLVO	
ITC MIE 07.1.04		82



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág nº
FIGURA 1.1.- PRODUCCIONES DEL PROYECTO LASTUR DEL 2010 AL 2023	6
FIGURA 4.1.- VISTA EN PLANTA DE LA TOPOGRAFÍA TRIANGULADA EN VULCAN 3D.	17
FIGURA 4.2.- VISTAN EN 3D DE LA TOPOGRAFÍA TRIANGULADA EN VULCAN 3D.	17
FIGURA 4.3.- FASES DEL PROYECTO INTEGRADAS EN EL SOFTWARE VULCAN 3D.	18
FIGURA 4.4.- RESERVAS DE ROCA ORNAMENTAL.	21
FIGURA 4.5.- PRODUCCIÓN DE ROCA ORNAMENTAL ENTRE EL 2009 Y EL 2024.	22
FIGURA 5.1.- PLANO Nº 3: TOPOGRAFÍA DE DICIEMBRE DEL 2022 TOMADA COMO REFERENCIA PARA LAS CUBICACIONES DE LAS RESERVAS.	26
FIGURA 5.2.- PLANO Nº 5: FASE 3 DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN.	28
FIGURA 5.3.- PLANO Nº 6: FASE 4 DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN.	30
FIGURA 5.4.- PLANO Nº 7: FASE 5 DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN.	32
FIGURA 5.5.- PLANO Nº 8: FASE 6 DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN.	34
FIGURA 5.6.- PLANO Nº 9: FASE 7 DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN.	36
FIGURA 5.7.- PLANO Nº 10: FASE 8 DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN.	38
FIGURA 7.1.- ESCOMBRERA EN LA FASE 5 DE EXPLOTACIÓN (AÑO 2037).....	42
FIGURA 7.2.- DREN EN EL PUNTO DEL CRUCE DE LA VAGUADA.	43
FIGURA 9.1.- UBICACIÓN DE LA PLANTA PRIMARIA EN LA TOPOGRAFÍA ACTUAL EN LA ZONA OCUPADA POR UNA ESCOMBRERA A COTA 385.....	47
FIGURA 9.2.- PLATAFORMA PLANTA PRIMARIA A COTA 376M.	48
FIGURA 9.3.- PERFIL DE LA PLANTA PRIMARIA.....	48
FIGURA 9.4.- DESARROLLO DEL TRANSPORTE EN LA PLANTA PRIMARIA	50
FIGURA 9.5.- ALIMENTADOR PRECRIBADOR VRIBANTE.....	52
FIGURA 9.6.- TRITURADOR DE MANDÍBULAS JC-1613.....	54
FIGURA 9.7.- CRIBA VIBRANTE VS-108-II.....	56
FIGURA 9.8.- ALIMENTADOR VIBRANTE.....	57
FIGURA 9.9.- ALIMENTADOR VIBRANTE.....	59
FIGURA 9.10.- UBICACIÓN DEL PRE-STOCK Y EL MATERIAL DE RECHAZO.	60
FIGURA 9.11.- ESQUEMA DEL PRE-STOCK	62
FIGURA 9.12.- TRAMO 1 DE CINTA QUE TRANSPORTA EL MATERIAL DE RECHAZO DE LA PLANTA PRIMARIA A LA PLATAFORMA A COTA 300 M.	63
FIGURA 9.13.- TRAMO 2 DE CINTA QUE TRANSPORTA EL MATERIAL DE LA PLANTA PRIMARIA AL PRE- STOCK SITUADO A COTA 273 M DONDE SE ALMACENA HASTA LLEVARLO A LA PLANTA SECUNDARIA.	63
FIGURA 9.14.- TRAMO 3 DE CINTA QUE TRANSPORTAR EL MATERIAL DEL PRE-STOCK A LA BOCA DE ENTRADA DE LA PLANTA SECUNDARIA.....	64



FIGURA 9.15.- ELEMENTOS DE UNA CINTA TRANSPORTADORA.....	66
FIGURA 9.16.- FOTOGRAFÍA REALIZADA EL 25 DE MARZO DEL 2024 DESDE LA PLATAFORMA SUPERIOR DE LA PLANTA SECUNDARIA DÓNDE SE VE LA PLANTA, LOS ACOPIOS ACTUALES Y LAS SALIDAS DE LAS CINTAS.....	67
FIGURA 9.17.- ESQUEMA DE DISTRIBUCIÓN DE SILOS EN PLANTA SECUNDARIA.	71
FIGURA 10.1.- MODELO ECONÓMICO DE LA CANTERA LASTUR.....	79
FIGURA 10.2.- ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD	81



ÍNDICE DE TABLAS

Pág nº

TABLA 2.1.-EQUIVALENCIA DE CAPÍTULOS DEL PROYECTO EN VIGOR Y LA MODIFICACIÓN DEL 2024	15
TABLA 4.1.-CUBICACIÓN DUQUESA Y URUKLU SUR POR BANCOS HASTA COTA 310	19
TABLA 4.2.-CUBICACIÓN DUQUESA POR BANCOS HASTA COTA 310	20
TABLA 4.3.-CUBICACIÓN URUKLU SUR POR BANCOS HASTA COTA 310	20
TABLA 4.4.-CUBICACIÓN DUQUESA Y URKULU SUR POR FASES	20
TABLA 4.5.-VIDA Y RITMO DE EXPLOTACIÓN	24
TABLA 6.1.-BALANCE ESTIMADO DE ESTÉRILES POR AÑO	41
TABLA 9.1.-DISTANCIAS DE DUQUESA A PLANTA PRIMARIA	49
TABLA 9.2.-DISTANCIAS DE URKULU SUR A PLANTA PRIMARIA	49
TABLA 9.3.- TOLVA PRIMARIA DE 250 M ³	52
TABLA 9.4.- ALIMENTADOR PRECRIBADOR VIBRANTE GF-616-I	52
TABLA 9.5.- TRITURADOR DE MANDÍBULAS JC-1613	54
TABLA 9.6.- CRIBA VIBRANTE VS-108-II	55
TABLA 9.7.- TOLVA DE 200 M ³	57
TABLA 9.8.- DOS ALIMENTADORES VIBRANTES VF-500	57
TABLA 9.9.- DOS ALIMENTADORES VIBRANTES VF-500	58
TABLA 9.10.- VOLUMEN DE PRE-STOCK	61
TABLA 9.11.- VOLUMEN DEL PRE-STOCK SEGÚN LA UBICACIÓN	61
TABLA 9.12.-CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS TRAMOS DE CINTA	64
TABLA 9.13.- CARACTERÍSTICAS DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA	68
TABLA 9.14.- BALANCE DE PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA	68
TABLA 9.15.- CONSUMIDORES ELÉCTRICOS	70
TABLA 9.16.- VOLUMEN DE CADA SILO	72
TABLA 10.1.- INVERSIONES Y COSTES	76
TABLA 10.2.- PARÁMETROS ENTRADA MODELO ECONÓMICO CANTERA LASTUR ZELETA	77



1. JUSTIFICACIÓN DE LA MODIFICACIÓN NO SUSTANCIAL DEL PROYECTO

El proyecto de Lastur (CE Duquesa nº 4.663 y CE Urkulu nº4.358) aprobado mediante la Resolución del 22 de julio de 2010 de la Dirección de Energía y Minas, comienza a desarrollarse en 2010. Desde entonces hasta la actualidad (2024) el promedio anual de la producción realizada ha sido de 224.595 toneladas. El promedio es de 293.600 toneladas si consideramos los primeros años, ya que el proyecto sufre una considerable desaceleración a partir de 2019. En la Figura 1.1 se pueden observar las producciones indicadas.

Toneladas	PRODCC. DUQUESA	PRODCC. URKULU	PRODCC. PROYECTO	
2010	350.848	9.740	360.588	
2011	409.376	14.174	423.550	
2012	192.878	31.853	224.731	
2013	239.343	4.707	244.050	
2014	270.445	12.689	283.134	
2015	299.972	2.070	302.042	
2016	261.235	1.150	262.385	
2017	226.182	37.350	263.532	
2018	205.980	72.200	278.180	
2019	85.231	32.100	117.331	
2020	162.653	6.300	168.953	
2021	113.336	-	113.336	
2022	94.654	-	94.654	
2023	7.868	-	7.868	
	2.920.001	224.333	3.144.334	Toneladas
		PROMEDIO (t) :	224.595	

Figura 1.1.- Producciones del proyecto Lastur del 2010 al 2023

Este ritmo es sensiblemente inferior al previsto en el diseño del proyecto, que estimaba una producción de 640.000 t/año, incluyendo tanto la producción dedicada a áridos como la de roca ornamental. Ya en la modificación de fases presentada en 2014, se indicaba que se consideraba más realista situar el ritmo medio de producción en 432.000 t/año.

El descenso productivo está provocado por una combinación de varios factores. El principal es el ajuste del mercado que se produce entre 2013 y 2014, con forma de una fuerte crisis en el sector de la construcción que arrastra a la obra civil y deja bastante comprometida financieramente, la capacidad tractora de las administraciones, con lo que las licitaciones sufren un frenazo importante que dura varios años.



Este factor externo, se combina con otro interno. Cumpliendo el desarrollo del proyecto, se genera la pista de acceso a las cotas superiores y se comienzan a desarrollar las primeras fases del proyecto, abriendo la primera plaza de cota 470 en las labores superiores. Tras la progresiva apertura de las labores superiores, el siguiente paso que contempla el desarrollo del proyecto es la ejecución del pozo túnel y la cámara subterránea que ha de albergar la machacadora primaria y el arranque de la estructura de cintas transportadoras que deben de conducir el material triturado hasta el prestock. A finales de 2022 se alcanza la cota 445 de apertura. El siguiente banco a desarrollar será el que tiene de cota de base la 430. Esta es la cota de entrada en servicio de la estructura del pozo túnel.

La inversión en estas estructuras debía de haberse hecho entre 2018 y 2020 aproximadamente, ya con la plaza inferior de cota 300 ya configurada (plaza de emboquille de la galería de acceso a la base del pozo túnel y completada a finales de 2018) y con las labores superiores abiertas hasta su cota 445. En estas fechas, sin embargo, es ya evidente que los ajustes de mercado realizados con posterioridad a 2013, no iban a permitir recuperar ritmos de producción anteriores a la crisis iniciada en 2012, no al menos en el corto ni en el medio plazo. Al utilizar ratios de producción significativamente inferiores a los previstos (del orden del 50% de los calculados), las amortizaciones de las inversiones restantes ya no resultan eficaces y amenazan la viabilidad económica del proyecto. Sin embargo, no desarrollar el proyecto aprobado, genera una dinámica de altos costes, al tener que transportar el material desde las cotas altas hasta el secundario (que funciona como primario en la estructura mantenida durante esos años), mediante camiones articulados, con un desplazamiento del orden de los 1.500 m.

Con esta perspectiva, a comienzos de 2019 se decide minimizar la producción, esperando por un lado ver si la demanda del mercado se va recuperando progresivamente, y con la idea de revisar el proyecto y definir mejor las inversiones restantes y su viabilidad económica. Durante 2022 se abre la plaza a cota 445. La apertura del siguiente banco (cota 430) es en la que se tenía prevista la puesta en marcha del pozo túnel.



Cuando se hizo el estudio de viabilidad económica del proyecto, se consideró que para que el pozo-túnel fuera rentable, se requería un mínimo de 150.000 m³/año de producción (405.000 t/año). Por su parte, la inversión total del desarrollo del proyecto superaba ligeramente los ocho millones de euros. En los análisis de sensibilidad realizados para prever la evolución del TIR y el VAN, se vio que eran necesarias reducciones de la producción de al menos un 40% respecto a las estimadas, para entrar en VAN negativos y TIR inferior a la tasa de descuento.

El promedio de la producción de los últimos 14 años es de 224.595 t/año, y de 293.600 t/año si no contamos los últimos cinco años en los que se minora intencionadamente la producción. Bajar a 293.600 t supone una reducción del 54,7% respecto a las 648.000 t/año utilizadas en el proyecto, por lo que si se ejecutan las inversiones previstas nos situamos dentro del espectro de VAN negativo.

Respecto a las demandas y recuperaciones de los mercados durante los próximos años, es evidente que la situación va mejorando lenta pero progresivamente, pero los analistas descartan con uniformidad que se puedan recuperar las demandas existentes antes de 2012. Los consumos que anualmente estima EUSKALARIDO para nuestra comunidad autónoma sitúan en torno a 3 t/hab.año el consumo de árido, y se calcula que terminarán situándose entre las 5 y 6 t/hab.año en los próximos años, lejos de las 10-12 t/hab.año consumidas en 2010, pero casi duplicando el consumo de 2022. Traducido al contexto local de la cantera de Duquesa-Urkulu, esto significa que es previsible alcanzar las 400.000 t/año, pero no será fácil llegar a 500.000 t/año. Teniendo en cuenta que para estimar el ritmo de producción del proyecto es necesario considerar la suma de la demanda de árido y la demanda de roca ornamental, se considera adecuado y prudente situar el ritmo medio de producción previsto para los próximos años en 445.500 t/año. Esta cifra es muy similar a la estimada en la redacción de adaptación de las fases, presentado en 2014.

El ritmo elegido es superior en muy poco a las 405.000 t/año que fijaban el umbral de rentabilidad del pozo túnel. Teniendo en cuenta además que la reducción de los promedios reales obtenidos nos mete de lleno en los registros de VAN negativos para una inversión de ocho millones de euros, es obvio que la estructura del pozo-túnel tal y como se concibió no resultaría actualmente rentable, y es necesario idear una nueva



disposición de las estructuras de machaqueo primario y conexión con el sistema de cintas transportadoras.

En 2023 se encarga a CRN consultores el análisis de la situación y una modelización del yacimiento que permita actualizar las reservas y optimizar las estructuras de machaqueo, transporte y almacenamiento del proyecto, con el fin de optimizar la rentabilidad de su desarrollo. CRN hace una integración 3D del Proyecto y cubica en 13,3 Millones de toneladas las reservas existentes por encima de la cota 310, que es el ámbito de la modelización realizada.

Sobre esta modelización, CRN diseña diferentes alternativas que minorasen la inversión completa del proyecto y permitan sustituir la estructura de pozo-túnel por elementos eficaces que resitúen el proyecto en un entorno rentable.

Una vez estudiadas diferentes alternativas, sobresale por su eficacia la que ubica una instalación de machaqueo en el entorno del centro de gravedad de las reservas identificadas, aprovechando un área utilizada actualmente como escombrera. Ubicando en este punto la machacadora, ésta se ubica a sólo 110 m al oeste de su ubicación prevista dentro de la cámara subterránea, y por tanto se mantiene en parámetros adecuados el transporte necesario para que llegue la mayoría de la masa del recurso hasta la boca de la machacadora.

Dado el cambio en la posición de la planta primaria, el trazado de las cintas previstas en el proyecto cambia al igual que la posición del pre-stock y el acopio de rechazo de la machacadora. El trazado de las cintas se adapta a tres tramos de cintas que van de la primaria al pre-stock y al acopio del rechazo y del pre-stock a la planta secundaria. En esta modificación no sustancial del proyecto se presenta el detalle de las instalaciones definidas en el proyecto en vigor del 2010 de Lastur con la solución de implementación más óptima técnica y económicamente de los trazados de las cintas, el pre-stock, el acopio de rechazo y la gestión de productos de la planta secundaria.



2. ALCANCE DE LA MODIFICACIÓN

2.1. ALCANCE AMBIENTAL. MODIFICACIÓN NO SUSTANCIAL

Según la *Ley 10/2021 del 9 de diciembre, de Administración ambiental de Euskadi* en el *Artículo 30* se expone:

“(…) En cualquier caso, se considerará la modificación como no sustancial cuando se reduzcan las emisiones o no se modifiquen, siempre y cuando dicha modificación no haya de ser sometida al procedimiento de evaluación de impacto ambiental ordinaria de acuerdo con la normativa sobre esta materia.”

Se considera que la modificación del proyecto de Lastur que se presenta es una modificación no sustancial acorde a los siguientes criterios:

- Las modificaciones que se presentan no implican ningún elemento nuevo respecto al proyecto en vigor, por lo que no se modifican las emisiones y no hay ningún cambio ambiental significativo en el proyecto.
- El sistema de transporte vertical mediante el pozo-túnel se elimina del proyecto y se reubican las instalaciones de cinta, planta primaria y pre-stock, todas ellas en la huella del proyecto por lo que no se aumentan o modifican las emisiones.
- La planta primaria se recoloca junto al frente de explotación en Duquesa, a 110 m de su posición original del proyecto. No se produce un nuevo punto de emisión de polvo ya que el frente de explotación es un punto de emisión ya contemplado en el proyecto en vigor. Por lo tanto, los puntos de control de emisiones no cambian respecto al proyecto en vigor. Como la planta primaria antes se situaba en la estructura pozo-túnel, por lo que estaba cubierta, y ahora se coloca en la superficie, se implementarán las medidas correctoras para no incrementar las emisiones de polvo en este punto de control. Estas medidas correctoras consisten principalmente en:
 - Encapsular la machacadora con carcasas y estructuras que contengan



- el polvo.
 - Pulverización de agua en el punto de alimentación, salida y zonas de transferencia de la machacadora.
 - Diseño de las tolvas y áreas de salida del material con un sistema de impacto amortiguado para reducir la dispersión de polvo en el impacto.
 - En caso de que los controles indiquen que es necesario, se realizará una ventilación localizada con extractores de aires equipados con filtros de alta eficiencia y se utilizará un sistema colector de polvo para aspirar y filtrar el aire.
- El almacenamiento y gestión de los productos de la planta secundaria, ya estaba prevista en el proyecto en vigor. Con el proyecto que se presenta en esta modificación se da el detalle de esta zona optimizando el almacenamiento de productos y mejorando las instalaciones, lo que posiblemente provoque menores emisiones de polvo en la zona de la secundaria.

Por todo lo anteriormente expuesto, esta modificación se considera no sustancial. Para definir mejor este concepto, en el Anexo I.E de la *Ley 10/2021 del 9 de diciembre, de Administración ambiental de Euskadi* se dan 11 argumentos por los cuales una modificación se considera sustancial. A continuación, se justifica como no aplica ninguno de los puntos que según la ley describen una modificación como sustancial:

1. *“Cualquier ampliación o modificación que alcance, por sí sola, los umbrales de capacidad establecidos, cuando estos existan, en el Anexo I.A, o si ha de ser sometida al procedimiento de evaluación de impacto ambiental ordinaria de acuerdo con la normativa sobre esta materia.”* En esta modificación no se amplía en ningún concepto la explotación. El material total a extraer disminuye respecto al proyecto en vigor ya que baja la producción, lo que genera menos residuos. El área de actuación es la misma que la del proyecto en vigor. Por lo tanto no hay ningún cambio respecto a lo ya autorizado en el proyecto en vigor.
2. *“Un incremento de más del 50 % de la capacidad de producción de la instalación en unidades de producto.”* No se incrementa la producción ni en mina ni en la planta respecto al proyecto en vigor. Al contrario, se reduce esta producción.



3. *“Un incremento superior al 50 % de las cantidades autorizadas en el consumo de agua, materias primas o energía.”* Todas las instalaciones que se describen en esta modificación están descritas en el proyecto en vigor. En esta modificación se da el detalle de algunas de las instalaciones y se cambian algunas posiciones dentro de la huella del proyecto. Dado que el ritmo de producción de la mina baja de 640.000 t/año a 445.500 t/año se reducirá el consumo de energía, agua y materias primas respecto a lo autorizado en el proyecto en vigor.
4. *“Un incremento superior al 25 % de la emisión másica de cualquiera de los contaminantes atmosféricos que figuren en la autorización o del total de las emisiones atmosféricas producidas en cada uno de los focos emisores, así como la introducción de nuevos contaminantes en cantidades significativas.”* No se generan nuevos puntos de emisión de contaminantes atmosféricos ni nuevos contaminantes. Tal y como se ha comentado anteriormente, la machacadora cambiar su posición situándose a 110 m al oeste respecto a la que estaba contemplada en el proyecto en vigor y pasa de estar dentro del pozo-túnel a la superficie. El punto donde se sitúa la machacadora ya es un punto de emisión contemplado en el proyecto en vigor ya que se sitúa en el frente de explotación. Además, se llevarán a cabo todas las medidas correctoras descritas anteriormente, para evitar que en este punto incrementen las emisiones. Se llevará un control riguroso y se calibrarán las medidas correctoras en la puesta en marcha del equipo para evitar el incremento de polvo.
5. *“Un incremento de la emisión másica o de la concentración de vertidos, al dominio público hidráulico, de cualquiera de los contaminantes o del caudal de vertido que figure en la autorización, así como la introducción de nuevos contaminantes en cantidades significativas.”* No se produce ninguna modificación en el vertido.
6. *“Un incremento de la emisión másica superior al 25 % o del 25 % de la concentración de vertidos de cualquiera de las sustancias prioritarias de acuerdo con la normativa de aguas o del 25 % del caudal de vertido que figure en la autorización, así como la introducción de nuevas sustancias prioritarias de*



acuerdo con la normativa de aguas, cuando su destino no es el dominio público hidráulico.” No se produce ninguna modificación en el vertido.

7. *“La incorporación al proceso de sustancias o preparados peligrosos no previstos en la autorización original, o el incremento de los mismos, que obliguen a elaborar el informe de seguridad o los planes de emergencia regulados en el Real Decreto 840/2015, de 21 de septiembre, por el que se aprueban medidas de control de los riesgos inherentes a los accidentes graves en los que intervengan sustancias peligrosas, así como el incremento de aquellos en cualquier cantidad para su uso habitual y continuado en el proceso productivo, cuando estén sujetos a convenios o acuerdos internacionales para su disminución o eliminación.” No se incorpora ninguna sustancia o preparado peligroso.*
8. *“Un incremento en la generación de residuos peligrosos de más de 10 toneladas al año siempre que se produzca una modificación estructural del proceso y un incremento de más del 25 % del total de residuos peligrosos generados calculados sobre la cantidad máxima de producción de residuos peligrosos autorizada.” En este proyecto no hay residuos peligrosos.*
9. *“Un incremento en la generación de residuos no peligrosos de más de 50 toneladas al año, siempre que represente más del 50 % de residuos no peligrosos, incluidos los residuos inertes, calculados sobre la cantidad máxima de producción de residuos autorizada.” Los estériles del proyecto se reducen ya que el ritmo de producción se reduce. Por lo tanto, no se aumentan los residuos si no que se reducen.*
10. *“El cambio en el funcionamiento de una instalación de incineración o co-incineración de residuos dedicada únicamente al tratamiento de residuos no peligrosos.” No procede en este proyecto.*
11. *“Una modificación en el punto de vertido que implique un cambio en la masa de agua superficial o subterránea a la que fue autorizado.” No se produce ningún vertido.*



2.2. ALCANCE TÉCNICO

La modificación presentada en este documento es sobre la parte extractiva del ciclo minero y el ajuste en el resto de instalaciones. Los cambios principales son:

- No se ejecutará el pozo-túnel planteado en el proyecto de explotación donde estaba prevista la ubicación de la planta primaria.
- La planta primaria cambia de posición respecto al proyecto en vigor y se ubicará en una plataforma cercana a la explotación.
- Como consecuencia del cambio de posición de la planta primaria, el trazado de las cintas de transporte previstas en el proyecto en vigor se define y se acota a tres tramos de cintas que dan acceso desde la primaria al pre-stock y el acopio de rechazo y desde el pre-stock a la boca de la planta secundaria.
- La posición del pre-stock y acopio de rechazo se ajusta y se define en detalle respecto al proyecto en vigor según las necesidades de almacenamiento que se prevén en el proyecto de la cantera de Lastur.
- Se presenta la gestión de los productos de la planta secundaria, ya explicada en el proyecto en vigor, con más detalle de las instalaciones.
- Adaptación del ritmo de explotación al que se prevé necesario para lo que queda de proyecto a 445.500 t/año según las condiciones del mercado actual y las previsiones de la evolución del mercado a futuro.

En este documento únicamente se presentan los apartados que cambian de la Resolución del 22 de julio de 2010 de la Dirección de Energía y Minas. El resto de apartados no citados en este documento se mantienen igual que en el proyecto en vigor. En la siguiente tabla se muestran los apartados que cambian respecto al proyecto en vigor:



TABLA 2.1.-EQUIVALENCIA DE CAPÍTULOS DEL PROYECTO EN VIGOR Y LA MODIFICACIÓN DEL 2024	
Proyecto en vigor	Modificación actual 2024
2.1 Firma del técnico competente y visado del proyecto	3. Firma del técnico competente y visado del proyecto
2.2 Justificación del diseño minero	No cambia
2.3 Método de explotación	No cambia
2.4 Vida y ritmo de explotación	4. Vida y ritmo de explotación
2.5 Necesidades de personal y maquinaria	No cambia
2.6 Fase de explotación	5. Fases de explotación
2.7 Relación estéril a lo largo de la vida de la explotación	6. Relación estéril a lo largo de la vida de la explotación
2.9 Escombreras y acopios temporales y definitivos	7. Escombreras y acopios temporales y definitivos
2.10 Carga y arranque	No cambia
2.11 Características de la explotación	No cambia
2.12 Saneamiento	No cambia
2.13 Instalaciones y servicios	No cambia
3. Definición y ubicación de instalaciones	9. Definición y ubicación de las instalaciones
4. Estudio económico	10. Estudio económico
5. Documento de seguridad y salud	No cambia
6. Descripción de los medios previstos para la eliminación de polvo ITC MIE 07.1 04	11. Descripción de los medios previstos para la eliminación de polvo ITC MIE 07.1 04
7. Planos del Proyecto	Documento II- Planos del proyecto
8. Anejos	Documento III- Anejos. Se añaden los anejos I, II, III y IV de este documento a los ya presentados en el proyecto en vigor.



3. FIRMA DEL TÉCNICO COMPETENTE Y VISADO DEL PROYECTO

El presente proyecto está firmado por dos técnicos titulados en minas tal y como se indica a continuación, bajo el título “*Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358*”:

Ingrid Blanco Angulo

Ingeniero Superior de Minas
Colegiado nº 720-Sur
Colegio de minas del Sur

Firma del Técnico Competente

Unai Sarasa Mujika

Ingeniero Técnico de Minas
Colegiado nº 1.762
Colegio de minas de Bilbao

Firma del Técnico Competente

72453316 Firmado
G UNAI digitalmente
SARASA (R: por 72453316G
B2086998 UNAI SARASA (R:
8) B2086998 Fecha:
2024.11.22 13:19:47 +01'00'



4. VIDA Y RITMO DE LA EXPLOTACIÓN

4.1. INTEGRACIÓN 3D DEL PROYECTO

Se ha realizado una integración 3D en el *software* minero Vulcan 3D para poder determinar de manera precisa el centro de gravedad de cada fase del proyecto de explotación y así poder calcular las distancias de transporte a la planta primaria. Además, con la integración 3D se han comprobado las cubicaciones del proyecto y se ha podido realizar estimaciones de una fase intermedia de explotación adecuada al nuevo ritmo de la cantera de 445.500 t/año. Los elementos integrados en 3D son los siguientes:

- Topografía de la cantera a fecha de diciembre del 2022:

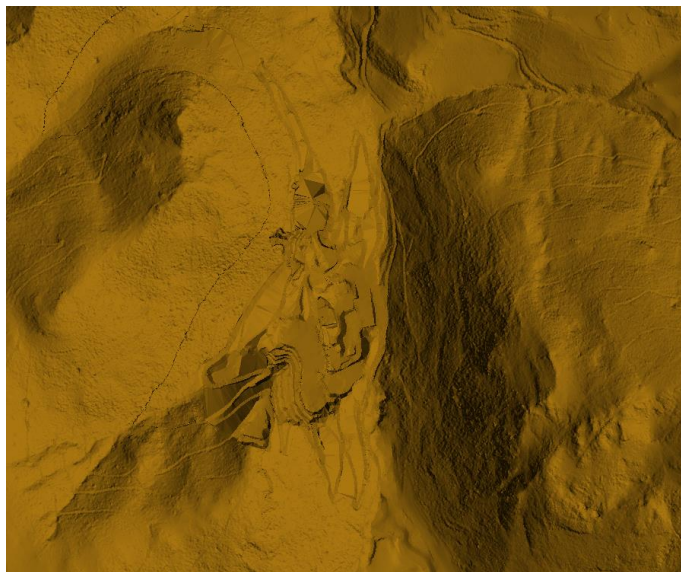


Figura 4.1.- Vista en planta de la topografía triangulada en Vulcan 3D.

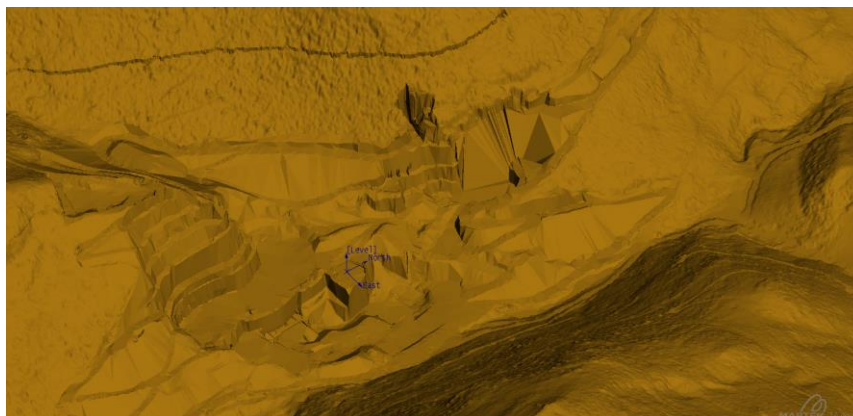


Figura 4.2.- Vistan en 3D de la topografía triangulada en Vulcan 3D.



- Fases del proyecto de explotación: El proyecto de explotación consta de 8 fases, en la actualidad la explotación se encuentra entre la fase 2 y 3.

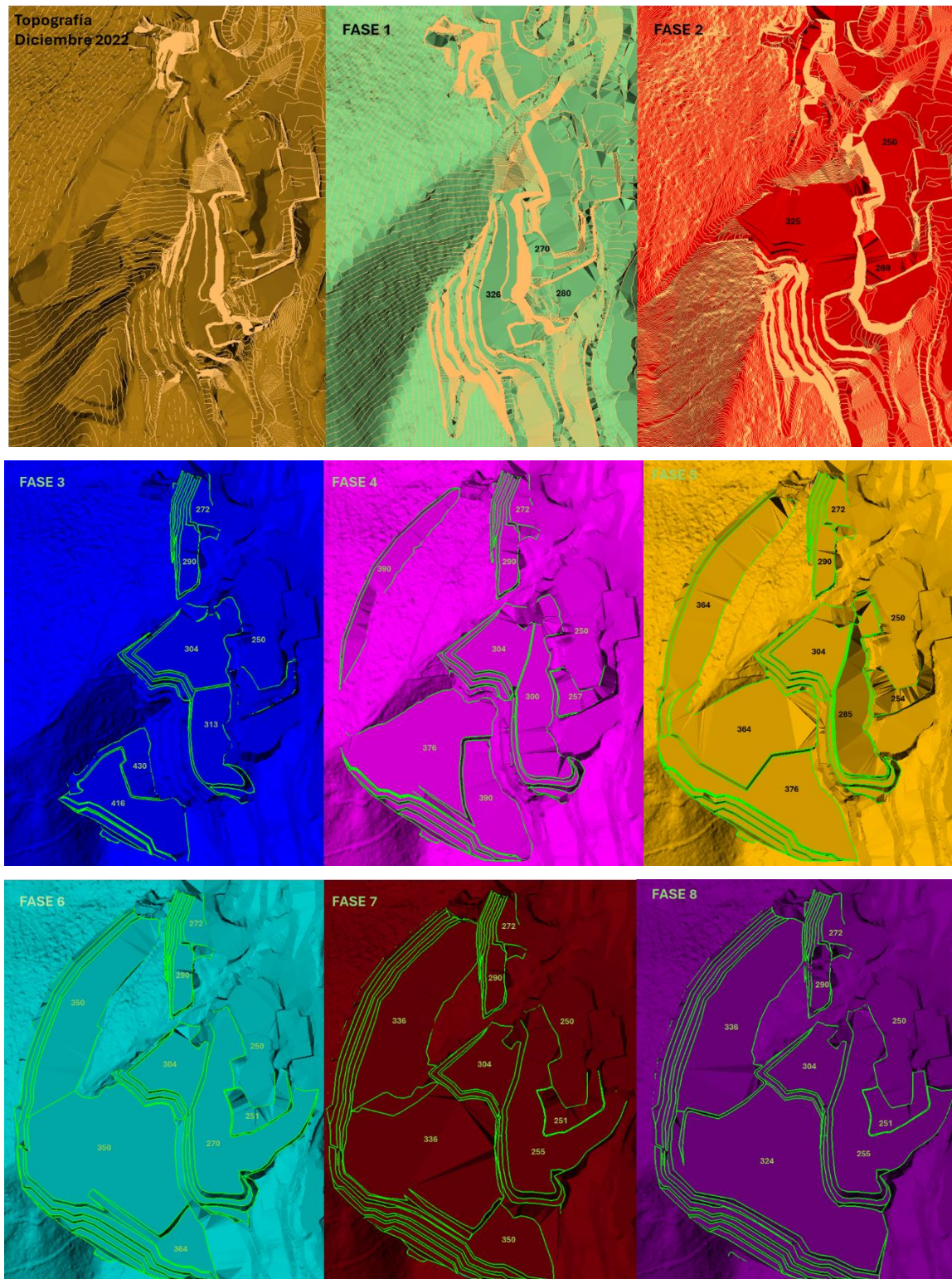


Figura 4.3.- Fases del proyecto integradas en el software Vulcan 3D.



4.2. RESERVAS DE ÁRIDOS

La cubicación de volumen de Duquesa y Urkulu se ha realizado con el *software* Vulcan 3D. Se ha cubicado el volumen de cada fase y banco y las toneladas considerando una densidad de 2,7 t/m³ obtenida del proyecto de explotación de Zeleta.

En la cubicación por bancos, considerando hasta la cota 310 m, las toneladas de reservas totales ascienden a **13,3 Mt** tal y como se muestra en la TABLA 4.1.

TABLA 4.1.-CUBICACIÓN DUQUESA Y URUKLU SUR POR BANCOS HASTA COTA 310			
Cota superior	Cota inferior	Volumen (m ³)	Toneladas (t)
489	470	1.376	3.715
470	456	46.914	126.668
456	442	83.156	224.521
442	430	137.374	370.910
430	416	207.898	561.324
416	403	272.237	735.039
403	390	375.552	1.013.991
390	376	539.451	1.456.517
376	364	534.248	1.442.470
364	350	699.886	1.889.692
350	336	804.770	2.172.879
336	324	606.606	1.637.835
324	310	629.061	1.698.464
Total		4.937.152	13.330.310



Las TABLA 4.3 y TABLA 4.2 muestran los resultados de la cubicación por bancos desglosados en cada sector Urkulu y Duquesa.

TABLA 4.2.-CUBICACIÓN DUQUESA POR BANCOS HASTA COTA 310			
Cota superior	Cota inferior	Volumen (m ³)	Toneladas (t)
489	470	1.376	3.715
470	456	46.914	126.668
456	442	83.156	224.521
442	430	137.374	370.910
430	416	207.835	561.156
416	403	259.564	700.824
403	390	310.356	837.960
390	376	413.428	1.116.255
376	364	373.518	1.008.498
364	350	465.688	1.257.358
350	336	521.180	1.407.187
336	324	466.120	1.258.523
324	310	618.527	1.670.023
Total		3.903.660	10.539.883

TABLA 4.3.-CUBICACIÓN URUKLU SUR POR BANCOS HASTA COTA 310			
Cota superior	Cota inferior	Volumen (m ³)	Toneladas (t)
489	470		-
470	456		-
456	442		-
442	430		-
430	416	62	168
416	403	12.672	34.215
403	390	65.197	176.031
390	376	126.023	340.262
376	364	160.731	433.972
364	350	234.198	632.334
350	336	283.590	765.692
336	324	140.486	379.312
324	310	10.534	28.441
Total		1.033.492	2.790.427

En la TABLA 4.4 se muestra la cubicación por fases de Duquesa y Urkulu.

TABLA 4.4.-CUBICACIÓN DUQUESA Y URKULU SUR POR FASES			
Fase	Cotas mínimas	Volumen (m ³)	Toneladas (t)
1	326		
2	325		
3	430-313-304	705.088	1.903.738
4	390-300-304-376	1.727.087	4.663.135
5	376-285-304-364	2.381.665	6.430.496
6	350-270-304	3.669.657	9.908.073
7	336-255-304	4.719.705	12.743.204
8	324-255-304-336	5.230.892	14.123.408



4.3. RESERVAS DE ROCA ORNAMENTAL

En el proyecto de explotación de Duquesa-Urkulu se calcularon unas reservas de roca ornamental (Gris Duquesa – Gris Deba – Rosa Duquesa) **10 Mt.** Estas reservas se ubicaban en tres áreas diferentes. Unas pocas de ellas se encontraban en el sector Norte de Urkulu, otras se definían en las cámaras subterráneas que son susceptibles de explotarse en la zona central de Urkulu, y el resto se ubicaba en las plataformas inferiores de Duquesa (Figura 4.4).

CALIZA ORNAMENTAL						
	nº SECC	AREA	TAJADA	VOLUMEN	TONELADAS	
URKULU	SECC1	390,00	45,00	17.550,00	47.385,00	
	SECC2	587,00	50,00	29.350,00	79.245,00	
	SECC3	391,00	50,00	19.550,00	52.785,00	
	SECC4	423,00	50,00	21.150,00	57.105,00	
	SECC5			0,00	0,00	Total zona Urkulu
	SECC6			0,00	0,00	236.520 T
SUBTERRANEO	SECC1			0,00	0,00	
	SECC2			0,00	0,00	
	SECC3			0,00	0,00	
	SECC4	12.000,00	20,00	240.000,00	648.000,00	Total cámaras subterráneas
	SECC5	12.000,00	20,00	240.000,00	648.000,00	
	SECC6	12.000,00	20,00	240.000,00	648.000,00	
	SECC7	12.000,00	20,00	240.000,00	648.000,00	2.592.000 T
DUQUESA	SECC1	1.904,95	37,50	71.435,63	192.876,19	
	SECC2	3.586,55	50,00	179.327,50	484.184,25	
	SECC3	5.425,33	50,00	271.266,50	732.419,55	
	SECC4	9.997,21	50,00	499.860,50	1.349.623,35	
	SECC5	9.967,32	50,00	498.366,00	1.345.588,20	
	SECC6	8.439,50	50,00	421.975,00	1.139.332,50	
	SECC7	4.505,68	50,00	225.284,00	608.266,80	
	SECC8	3.772,27	50,00	188.613,50	509.256,45	
	SECC9	4.421,97	50,00	221.098,50	596.965,95	Total zona Duquesa
	SECC10	2.248,03	50,00	112.401,50	303.484,05	7.261.997 T
TOTAL ORNAMENTAL				10.090.517	TONELADAS	

Figura 4.4.- Reservas de roca ornamental.

Tanto las reservas de Urkulu Norte como las reservas de las cámaras subterráneas permanecen inalteradas, dado que no se ha iniciado la explotación en ninguna de esas dos áreas. Desde que se comenzó a desarrollar el Proyecto de Explotación en vigor, la extracción de roca ornamental ha estado concentrada en Duquesa, primero en las plataformas de cota 325 e inferiores, y posteriormente en la plataforma de cota 300 e inferiores. En total se han explotado 80.521 toneladas entre 2009 y 2024, por lo que las



reservas de esta zona se han reducido de las 7.261.997 toneladas iniciales a las 7.181.476 toneladas actuales.

Con todo ello, las reservas de roca ornamental a finales del año 2024 suponen todavía en su conjunto **10,009 Mt** de reservas minables.

PRODUCCIÓN ORNAMENTAL DUQUESA		
AÑO	TONS.	m3
2009	11.255	4.169
2010	10.921	4.045
2011	9.360	3.467
2012	721	267
2013	3.774	1.398
2014	2.681	993
2015	5.292	1.960
2016	2.140	793
2017	4.300	1.593
2018	6.550	2.426
2019	9.922	3.675
2020	1.064	394
2021	3.208	1.188
2022	3.872	1.434
2023	2.914	1.079
2024	2.547	943
TONS. TOTAL:	80.521	29.823
	t	m3

Figura 4.5.- Producción de roca ornamental entre el 2009 y el 2024.

4.4. RITMO DE EXPLOTACIÓN

El total de reservas cubicados hasta la cota 310 asciende a 13,3 Mt. A partir de la cota 310, se explota el denominado Gris de Deba donde se estiman que quedan por explotar 10 Mt.

Se ha establecido un ritmo de explotación, basado en la experiencia minera de la cantera hasta la fecha de 445.500 t/año y se alcanzará progresivamente. La producción iniciará con 310.500 t/año, en el tercer año aumentará a 351.000 t/año. En el año 6 donde se aumentará a 405.000 t/año hasta el año 10 donde se alcanzará la producción máxima de 445.500 t/año.

En total según la concesión de explotación la mina tiene concesión de explotación en vigor hasta el año 2037, es decir, 14 años de explotación. Las reservas que se mantienen al final de los 14 años de explotación son de **5.521.500 t**.



Según las fases de explotación actuales, con este ritmo de producción se llega a los 14 años de explotación a inicios de la fase 5, tal y como se muestra en la TABLA 4.5. Actualmente la mina se encuentra iniciando la fase 3 que según el nuevo plan minero tiene 5 años de explotación y después se pasaría a la fase 4 que tiene 7 años de explotación. Se ha realizado un diseño minero que corresponde a una modificación de la fase 5 actual que finaliza en el año 14 de explotación. La mina tiene unas reservas totales de 13,3 Mt de áridos divididos en 8 fases de explotación.



TABLA 4.5.-VIDA Y RITMO DE EXPLOTACIÓN

AÑO	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	Total
Volumen (m³)	115.000	115.000	130.000	130.000	130.000	150.000	150.000	150.000	150.000	165.000	165.000	165.000	165.000	165.000	2.045.000
Toneladas (t)	310.500	310.500	351.000	351.000	351.000	405.000	405.000	405.000	405.000	445.500	445.500	445.500	445.500	445.500	5.521.500
Fases	Fase 3					Fase 4							Fase 5		



5. FASES DE EXPLOTACIÓN

Se ha dividido el presente proyecto de explotación en ocho fases que abarcan inicialmente desde el año 2009 hasta el año 2037, en el que culmina el segundo período de la Concesión de Explotación Duquesa. La primera fase, de los dos primeros años y la segunda fase de los tres primeros años ya se han explotado.

Con el ritmo de explotación de 445.500 t/año, se llega al año 2037 en la fase 5. Las fases 3 y 4 mantienen el diseño del proyecto en vigor modificando la posición de la planta primaria y ajustando los años de duración de cada fase al ritmo actual de explotación. La fase 5 se ha modificado respecto a la actual para ajustarla hasta el año 2037 de concesión. El resto de fases explotan las reservas a futuro y no se ha modificado respecto al proyecto en vigor.

La topografía actual de partida de cubicación de las fases presentadas en este documento se presenta en el plano nº 3. Esta topografía se realizó en diciembre del 2022.



Figura 5.1.- Plano nº 3: Topografía de diciembre del 2022 tomada como referencia para las cubicaciones de las reservas.



A continuación se describen los rasgos principales de cada una de las fases diseñadas.

5.1. FASE 1

Esta fase ya ha sido explotada acorde con el proyecto de explotación en vigor.

5.2. FASE 2

Esta fase ya ha sido explotada acorde con el proyecto de explotación en vigor.

5.3. FASE 3

Esta fase no cambia respecto a la del proyecto en vigor salvo por los siguientes conceptos:

- No se ejecuta el pozo-túnel
- La planta primaria se sitúa en una plataforma cerca de la explotación de áridos a cota 376 m.
- El material de rechazo de la planta primaria será almacenador en la plataforma a cota 300 m.

Esta fase dura 5 años y medio con unas reservas de 1,9 Mt. En lo referente a la extracción de árido esta fase alcanza la cota 416 en Duquesa. En lo referente a las plataformas de extracción ornamental, se combinarán las producciones de Urkulu Norte y de las labores subterráneas, con las plataformas altas de Duquesa, que estarán ya situadas entre las cotas 338 y 333.

En la siguiente figura se muestra el plano nº 5 con la fase 3 del proyecto.

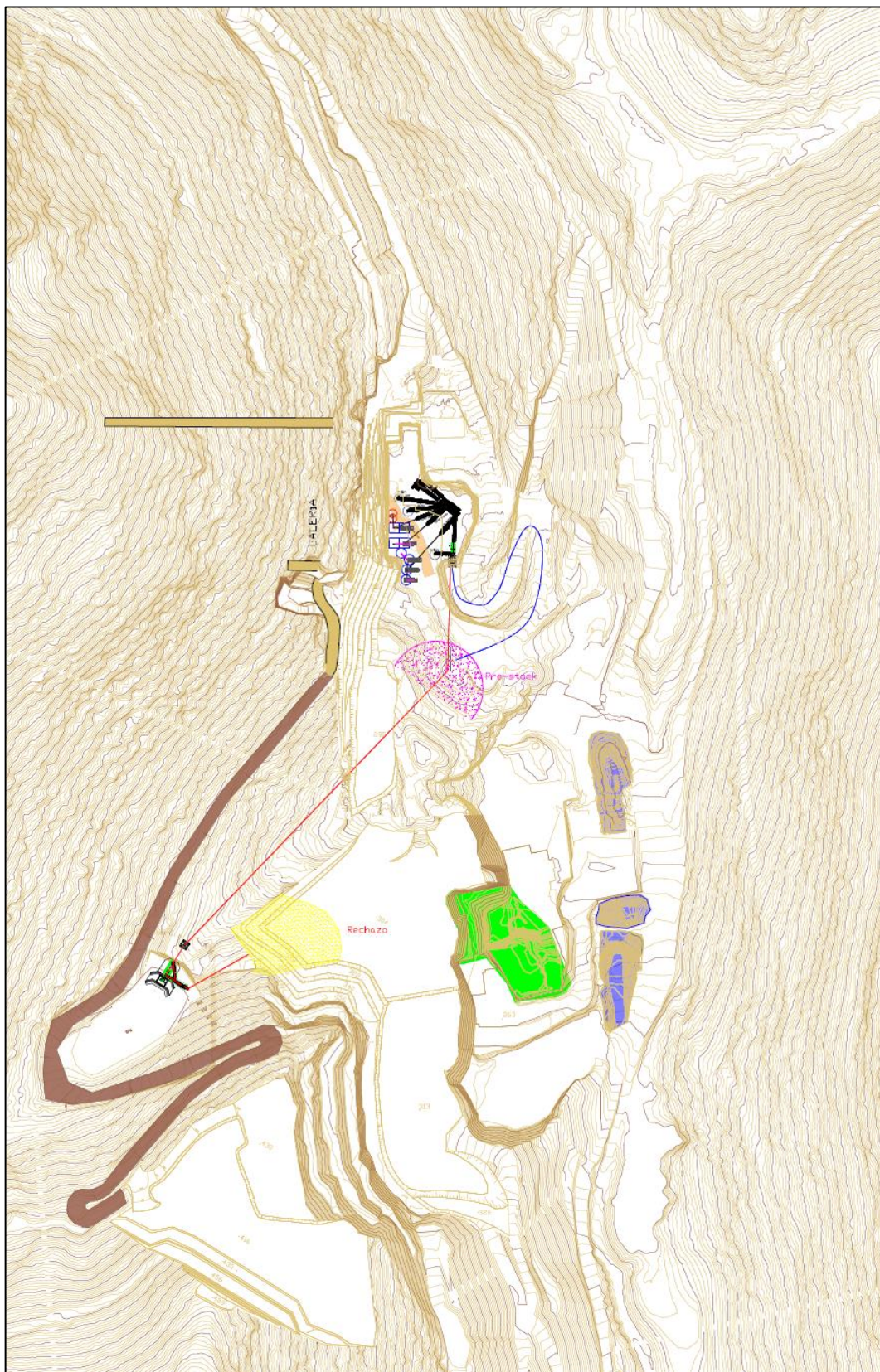


Figura 5.2.- Plano nº 5: Fase 3 del proyecto de explotación.



5.4. FASE 4

Esta fase no cambia respecto a la presentada en el proyecto en vigor salvo por los siguientes conceptos:

- No se ejecuta el pozo-túnel
- La planta primaria se sitúa en una plataforma cerca de la explotación de áridos a cota 376 m.
- El material de rechazo de la planta primaria será almacenador en la plataforma a cota 300 m.

Esta fase dura 6 años y medio con unas reservas de 3 Mt. En el comienzo de esta fase se configura definitivamente la plataforma de cota 390 en toda su extensión. En este momento, toda la pista principal por encima de esta cota ha sido desmantelada, y los dos ramales que se salen en cotas superiores fuera del perímetro de explotación, han quedado completamente restaurados. Así mismo, ha quedado configurada la segunda berma de la “Pared Singular” a cota 410. Durante esta fase, se desarrolla principalmente la plataforma de cota 376, que en su avance genera que se junten los sectores de Duquesa y la parte alta de Urkulu, que a partir de esta cota constituyen una sola plataforma de gran extensión, lo cual facilita el movimiento de la maquinaria. Hacia el final de la fase se comenzarán los trabajos en la plataforma de cota 364.

Respecto a las labores de roca ornamental, se continuará produciendo de los tres sectores abiertos, la plataforma de Duquesa, Urkulu Norte y las labores subterráneas en Urkulu.



Figura 5.3.- Plano nº 6: Fase 4 del proyecto de explotación.



5.5. FASE 5

Se ha realizado una modificación de la fase 5 del proyecto en vigor para que coincida con la finalización del segundo periodo de prórroga de C.E. Duquesa en el año 2037.

Esta fase dura 2 años y medio con unas reservas de 1 Mt. Esta fase explota los huecos de Duquesa y Urkulu tal y como se muestra en la siguiente figura. La explotación de Duquesa llega hasta la cota 362 m con acceso a la cota 376 m donde está situada la planta primaria. La explotación de Urkulu llega hasta la cota 364 donde se accederá a la planta primaria a cota 376 m por una pista. El transporte de la planta primaria a la planta secundaria se realizará por cintas transportadoras.

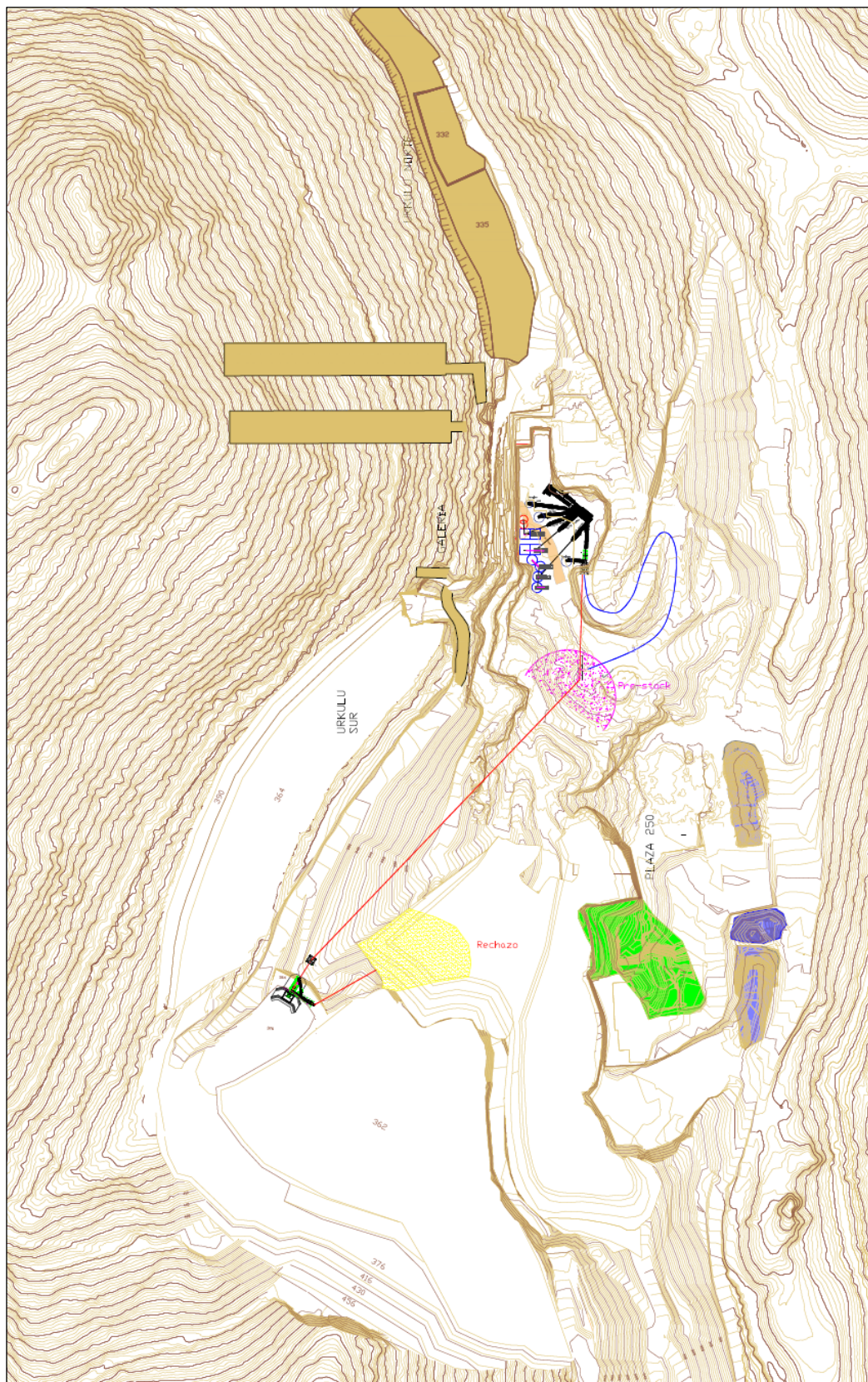


Figura 5.4.- Plano nº 7: Fase 5 del proyecto de explotación.



5.6. FUTURO DE LA EXPLOTACIÓN

Una vez que se completen las fases definidas, quedarían todavía reservas hasta la cota 250, además de las reservas que pudieran quedar en las labores subterráneas. Estos volúmenes, que podrían estar sobre los 6,8 millones de metros cúbicos, serían la base para la solicitud de la tercera prórroga de la Concesión de Explotación de Duquesa, que implicaría al descender de cota, reubicación de la primaria, y una modificación en las instalaciones auxiliares de las labores mineras.

De la fase 6 a la 8 los diseños mineros no cambian respecto al proyecto en vigor pero pasan a ser parte de las reservas a futuro, posterior al año 2037. En estas fases que se presentan a continuación la ubicación de la planta primaria queda por definir, existiendo dos opciones: la recolocación de la planta primaria y adaptación de los trazados de las cintas según esta o la adaptación de las fases dejando la plataforma de la planta primaria en su posición actual junto con el resto de instalaciones.

5.6.1. Fase 6

Esta fase tendría una duración de 4,3 Mt que con un ritmo de explotación de 445.500 t/año tendrá una duración de 9 años y medio. Esta fase se desarrolla a caballo entre la finalización de la plataforma de cota 350 y el desarrollo de la siguiente a cota 336. En estas cotas el ritmo teórico se ha mantenido, pero es previsible que se vea alterado por la variación de las extensiones de roca apta para su uso ornamental. A lo largo de esta fase se perderá la comunicación por la pista principal que hasta ahora comunicaba el sector de Urkulu con las plazas de trabajo, quedando como único acceso el generado desde el sector de Duquesa. En este sentido resultará muy aconsejable variar lo necesario el ritmo en este último sector, con el fin de conseguir el máximo acercamiento posible entre los bancos principales y la plaza de calidad ornamental que se viene arrastrando, ya que su diferencia de cota relativa estará cercana a los 15-12 m, por lo que se puede tener margen para acompasarlas y unificarlas algo antes de lo previsto en teoría.



Figura 5.5.- Plano nº 8: Fase 6 del proyecto de explotación.



5.6.2. Fase 7

Esta fase tendría una duración de 2,8 Mt que con un ritmo de explotación de 445.500 t/año tendrá una duración de 6 años y medio.

En la Fase 7 continúa el desarrollo de la plataforma de cota 336, que ya es muy extensa, y se inicia el siguiente banco a cota 324. Para dar acceso a este nivel, se prolonga por el eje de la vaguada, ramal que permanecía de la pista que desde Urkulu Sur ascendía a cota 324. El material de la plataforma 324, tiene su salida por lo tanto a través de esta pista. Por encima, en la pared singular, ha quedado ya configurada la siguiente berma a cota 350. En cuanto al aporte de la roca ornamental, la filosofía es similar a la de la fase anterior, y las zonas de aporte serían previsiblemente las mismas.

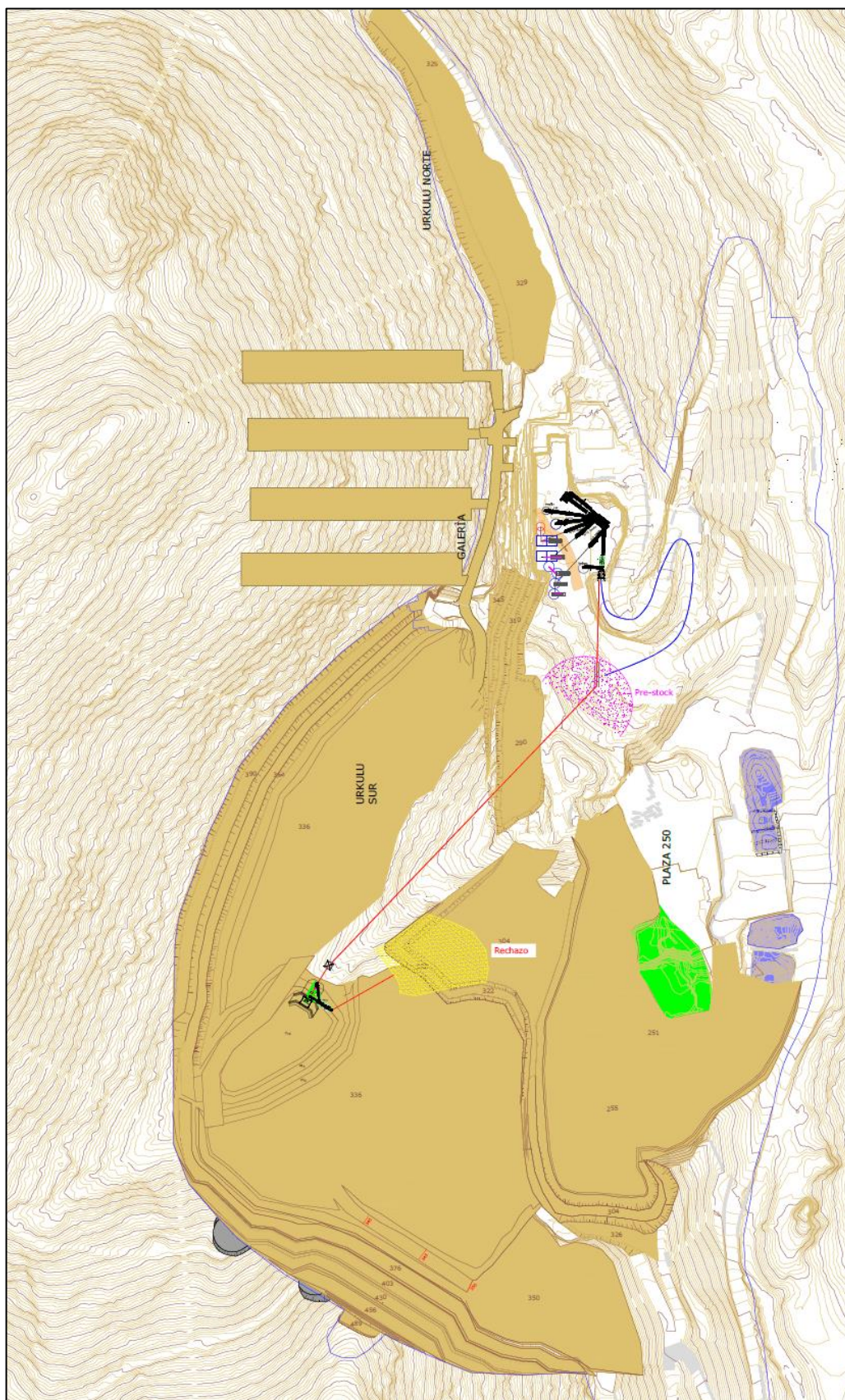


Figura 5.6.- Plano nº 9: Fase 7 del proyecto de explotación.



5.6.3. Fase 8

Esta fase tendría una duración de 1,4 Mt que con un ritmo de explotación de 445.500 t/año tendrá una duración de 3 años.

En el inicio de esta fase, nos encontramos con que se está desarrollando la plataforma de trabajo a cota 324. En esta cota se tienen totalmente al descubierto ya las capas de calidad ornamental. Al final de esta última fase se estará desarrollando la plataforma de cota 310. Durante el comienzo de la fase se ha unificado previsiblemente toda la extensión explotable. La gran superficie disponible, debe de servir para permitir variar los frentes de trabajo y poder adecuar los ritmos de las zonas de baja calidad con los niveles de extracción ornamental. Al acercarnos a la cota 310, resultan accesibles las plataformas desde la pista situada en el eje de la vaguada, que sirvió durante la Fase 1 para regularizar la pared de Urkulu Sur.

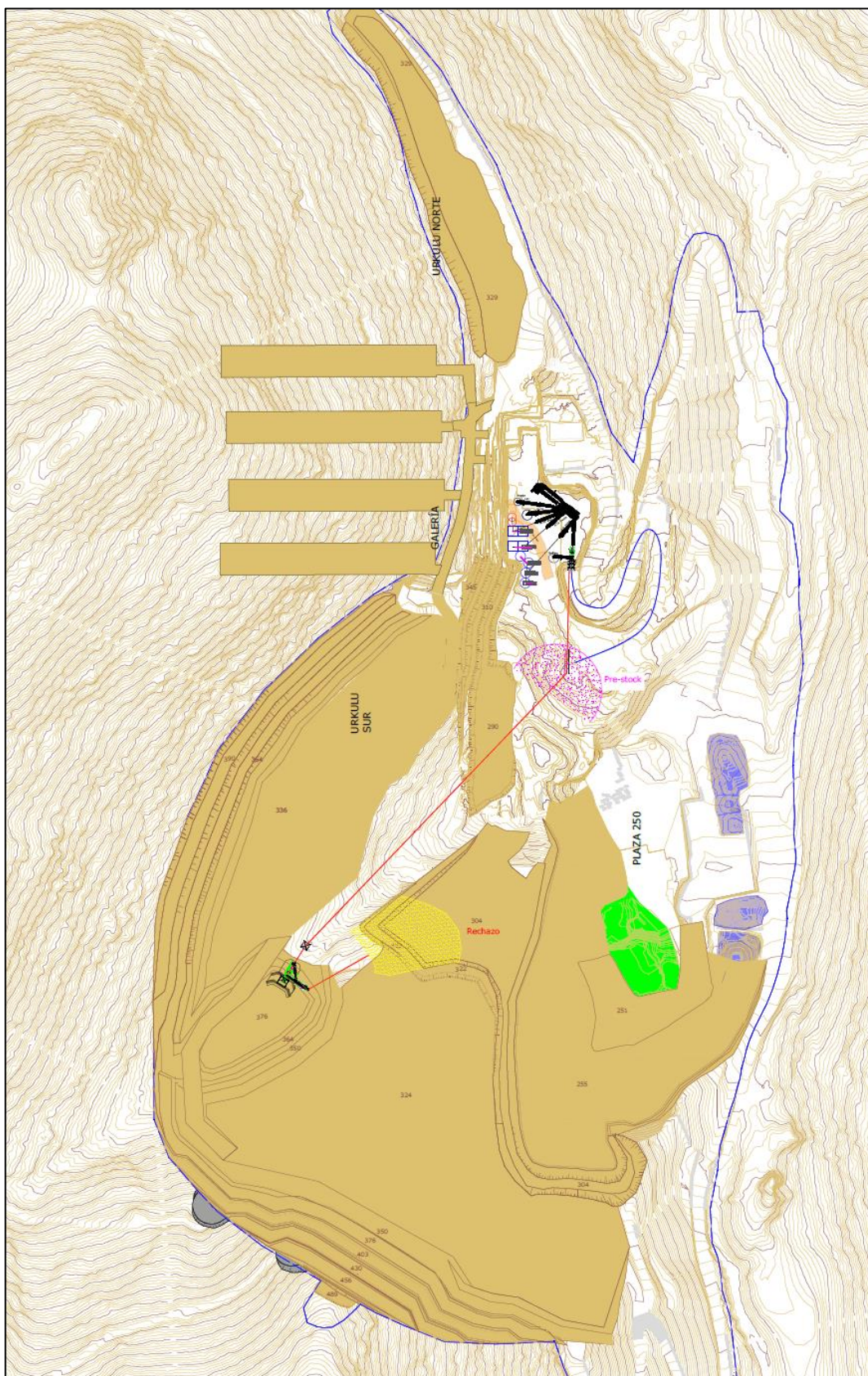


Figura 5.7.- Plano nº 10: Fase 8 del proyecto de explotación.



6. RELACIÓN DE ESTÉRIL A LO LARGO DE LA VIDA DE LA EXPLOTACIÓN

El presente proyecto supone un ritmo de explotación de 445.500 t anuales, y abarca un periodo de 13 años. El movimiento total de material es de 5,52 millones de toneladas o 2 millones de m³.

Una de las claves del proyecto es precisamente que se consigue un alto aprovechamiento del volumen de material movido.

Tradicionalmente, el problema principal de las explotaciones de roca ornamental es la necesidad de manejar un gran volumen de material no aprovechable, lo cual se traduciría en unas enormes escombreras, habitualmente de difícil acomodo dentro del espacio disponible tanto dentro como en el entorno de la explotación. En general las canteras de roca ornamental pueden tener aprovechamientos medios entre el 15% y el 45% del material movido. La estrategia del presente proyecto es diseñar una estructura que pueda abordar aprovechamientos medios mucho más bajos, incluso por debajo del 15%, y resultar rentable. Ello permite abordar yacimientos que de otro modo serían muy difíciles de rentabilizar. Es una estrategia similar a la que se ha aplicado durante los últimos decenios en la minería de los metales, incluso de los metales preciosos, en donde se han podido abordar por ejemplo yacimientos de oro cuya baja ley impedía antes su aprovechamiento y que se han podido explotar dando un valor añadido a la roca encajante y ajustando los costos de los métodos modernos de minado.

Todo ello redunda en un porcentaje muy bajo de materiales no aprovechables, que en consecuencia consideraremos como estériles. En toda la zona que abarca el proyecto, las condiciones de superficie son similares, sin acumulación de suelos o materiales de otras litologías que sea necesario retirar. En estas condiciones se estima que el porcentaje de materiales que no se puede aprovechar, y que consiste en acumulaciones puntuales de tierras, almacenada en grietas o pequeñas simas, puede suponer en torno a un 3% del material movido. En este cálculo se considera que durante el desarrollo de muchas de las plataformas diseñadas, el porcentaje de material estéril es nulo, como corresponde al macizo calizo compacto y masivo que se explota.



Por lo tanto, se generará un estéril equivalente al 3% del árido movido que es de 5.093.418 millones de toneladas lo que implica **157.528 toneladas de estéril** que considerando una densidad de 2,7 t/m³ y un factor de esponjamiento de 1,5 equivalen a **87.515 m³**. En la siguiente tabla se muestra el estéril estimado por año.



TABLA 6.1.-BALANCE ESTIMADO DE ESTÉRILES POR AÑO

AÑO	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	Total
Volumen (m³)	5.175	5.175	5.850	5.850	5.850	6.750	6.750	6.750	6.750	7.425	7.425	7.425	7.425	7.425	92.025
Toneladas (t)	9.315	9.315	10.530	10.530	10.530	12.150	12.150	12.150	12.150	13.365	13.365	13.365	13.365	13.365	165.645
Fases	Fase 3					Fase 4							Fase 5		



7. ESCOBRERAS Y ACOPIOS TEMPORALES Y DEFINITIVOS

Se prevé un volumen de material con destino a escombrera muy reducido de 92.025 m³. Esta previsión se ve reforzada además por la ausencia de un suelo o cobertera desarrollada, ya que el sustrato rocoso aflora directamente entre la vegetación. No obstante, siempre es necesario prever que existirán acumulaciones puntuales de tierras o vetas rellenas dentro del macizo rocoso, que hacen necesario prever una cierta capacidad de gestión de ese material no utilizable.

En la fase 3 del proyecto que es de donde parte esta modificación, se agota la plaza inferior de Duquesa, donde es posible almacenar en este espacio hasta 330.000 m³ que cubre más de las necesidades del proyecto que son 87.515 m³. El relleno de esta plaza será de 20 m (247-267 m) y consta de una superficie de 16.500 m².

En la siguiente figura se muestra la escombrera principal en la fase 5 de explotación.

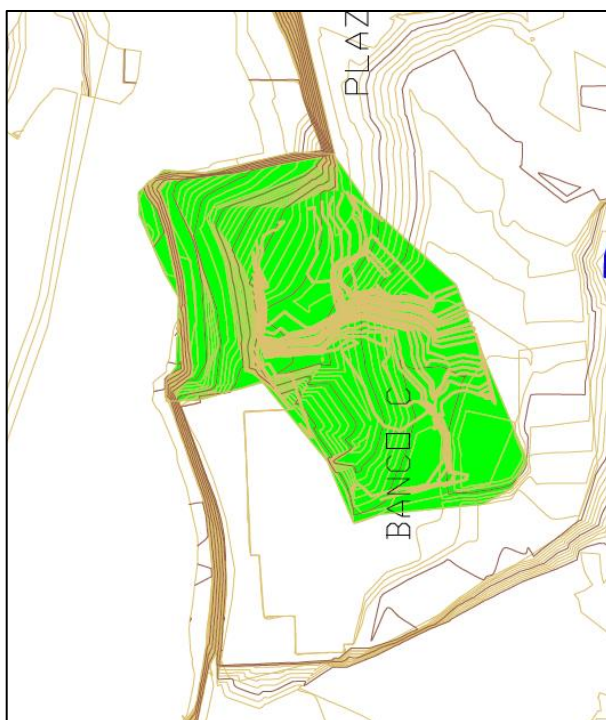


Figura 7.1.- Escombrera en la Fase 5 de explotación (año 2037)



Al llegar en 2017 con la pista principal a la cota 375, en donde se cruzaba a la cara sur de la pequeña vaguada que surca esta zona, se hicieron los trabajos de preparación necesarios para configurar un área de acopio temporal de materiales de montera y rechazo, producto de la apertura de la pista y los primeros bancos a cota 470. Se colocó un dren en el punto de cruce de la vaguada, para dar salida a las aguas que estacionalmente aparecen en el eje de la vaguada (Figura 7.2).



Figura 7.2.- Dren en el punto del cruce de la vaguada.

Hasta esta zona se han ido trasladando desde las cotas superiores de descabece y apertura, las tierras que se han ido depositando en la zona de encaje de la vaguada que atraviesa la pista a esa cota, cubriendo la zona en donde se ejecutó el dren que se instaló debajo de la pista. Este dren se continuó hasta la cota 345 junto al eje de vaguada. Existe un vial auxiliar que conecta la pista con el antiguo camino que discurría por el eje de la vaguada. Para preservar esta conexión, se colocó un frente de escollera a cota 350, de 20 m de ancho 3,5 m de altura y seis metros de espesor. Tras esta escollera se colocó material de escombrera y se retaluzó hasta la cota 362. De este modo se crea asiento seguro para las tierras que se puedan acumular entre la pista y la escollera, conformando una pequeña escombrera muy útil durante la ejecución de la pista y las fases iniciales de apertura de montera. Se calcula que pueden acumularse de modo seguro unos 42.000 m³ en esta geometría generada como zona de acopio temporal.



Es aprovechando este acopio, que se generará la superficie sobre la que se apoyará la planta primaria. La escombrera tiene actualmente como cota superior la cota 385. Esta cota se rebajará, transportando el material sobrante a la escombrera principal sobre la plaza 250. Con el rebaje, se descenderá hasta conseguir la cota 376 y dejará de quedar disponible como escombrera. Parte del material sobrante se utilizará para conformar la plataforma de la planta primaria y el resto se trasladará como se ha indicado, a la escombrera de la plaza inferior de Duquesa. De este modo se consigue una cota idónea de boca de machacadora, y se consigue que la instalación primaria queda anclada sobre roca.



8. CARACTERÍSTICAS DE LA EXPLOTACIÓN

Las características de la explotación se mantienen igual que en el proyecto en vigor con la única diferencia que la galería pozo-túnel que se utiliza como salida de material de la explotación a la primaria no se ejecutará (Apartado 2.8.9.2 Galerías del Pozo Túnel del proyecto en vigor). El resto de características referentes a las pistas, bancos, galerías subterráneas, bermas y operaciones de desmonte se mantienen igual que lo descrito en el proyecto en vigor.



9. DEFINICIÓN Y UBICACIÓN DE INSTALACIONES

Mientras que el sector de roca ornamental no precisa de instalaciones, el material que va a ser tratado como árido, requiere de diversas instalaciones para su triturado, clasificado y almacenamiento.

En este apartado se definen el tipo de instalaciones que se van a utilizar y la ubicación de las mismas.

9.1. PLANTA PRIMARIA

Para ubicar la planta primaria en la orografía de la topografía actual se ha encontrado un espacio que afecta mínimamente a las reservas del proyecto y a su avance y que se dispone de este en la actualidad. El área seleccionada para generar la plataforma sobre la que se situará la planta primaria es la que se marca en la Figura 9.1. En esta zona actualmente se ubica una escombrera que tiene la cumbre a cota 385. Esta escombrera se rebajará hasta cota 376 y se terraplenará para asegurar que la plataforma tiene suficiente espacio para que los camiones puedan maniobra sobre ella y volcar el material sobre la tolva de la primaria.

Respecto al proyecto en vigor, la planta primaria desplaza su ubicación a 110 m al Oeste y cambia la cota de la salida de la machacadora, que antes se situaba en la galería, de 302 a 364.

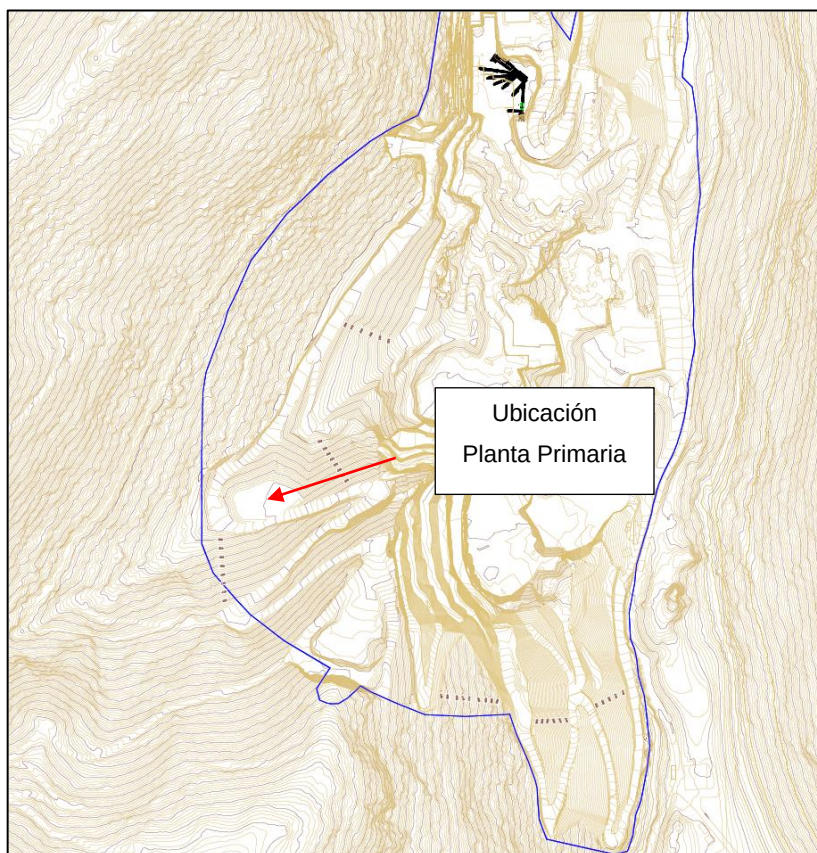


Figura 9.1.- Ubicación de la planta primaria en la topografía actual en la zona ocupada por una escombrera a cota 385.

La base de la cimentación de la obra civil de la planta primaria estará apoyada sobre el macizo rocoso. Los detalles de los cálculos de los muros de contención, la geotecnia de la cimentación y el presupuesto de la obra civil se detallan en el *Anexo 3 Estudio geotécnico y presupuesto de la obra civil de la planta primaria* de este documento.

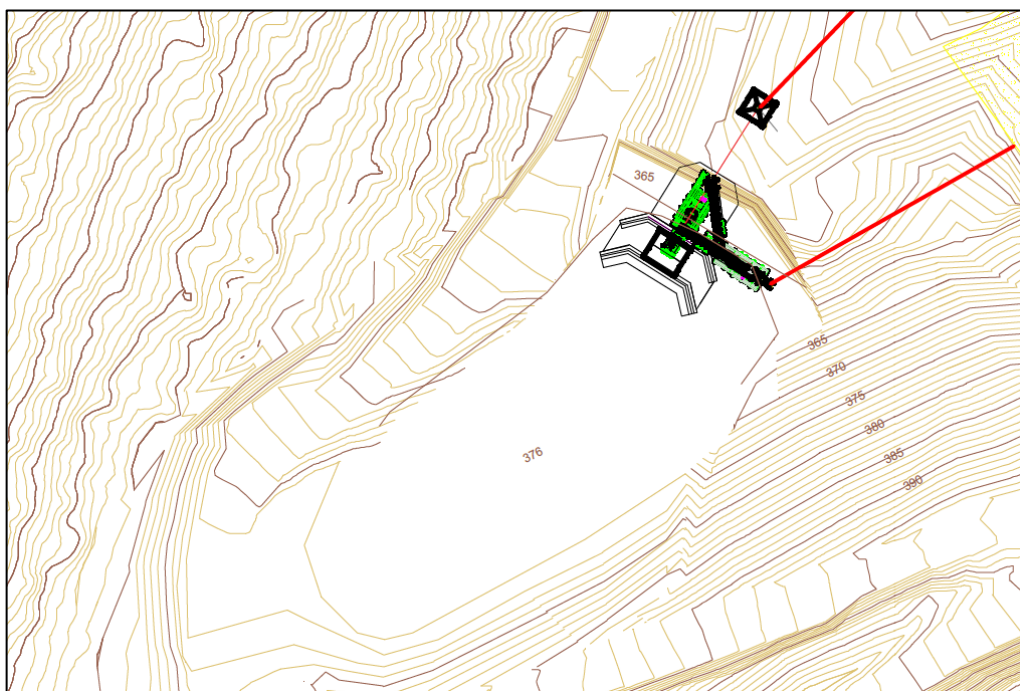


Figura 9.2.- Plataforma planta primaria a cota 376m.

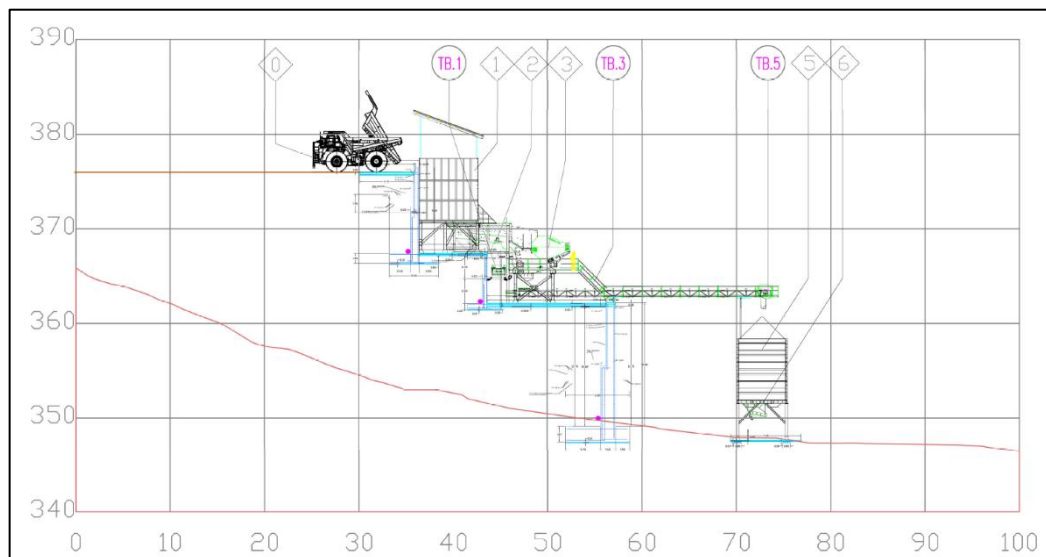


Figura 9.3.- Perfil de la planta primaria.



El transporte desde los frentes hasta la planta primaria se realizará por camiones. Para el estudio de la ubicación de la planta primaria se ha calculado las distancias por bancos desde el centro de masas de la explotación hasta la planta primaria. En la TABLA 9.1 y TABLA 9.2 se muestran las distancias obtenidas para cada nivel, que son muy reducidas comparando con los trayectos de 1.500 m que se realizan actualmente hasta llegar a la planta secundaria donde se procesa el material.

TABLA 9.1.-DISTANCIAS DE DUQUESA A PLANTA PRIMARIA		
Banco	Reservas (t)	Distancia a machacadora a cota 364 m (m)
489-470	3.715	740
470-456	126.668	662
456-442	224.521	623
442-430	370.910	530
430-416	561.156	410
416-403	700.824	318
403-390	837.960	225
390-376	1.116.255	148
376-364	504.249	145

TABLA 9.2.-DISTANCIAS DE URKULU SUR A PLANTA PRIMARIA		
Banco	Reservas (t)	Distancia a machacadora a cota 364 m (m)
416-403	34.215	210
403-390	176.031	178
390-376	340.262	167
376-364	632.334	161

La planta primaria tiene un material de entrada de aproximadamente 120 cm y una salida de 25-300 mm que será el material que se transporte por cinta al pre-stock y un rechazo de 0-25mm que se transportará por cinta al acopio de rechazo. Para tener una disponibilidad flexible de la planta, se ha considerado 600 t/h de producción.

En la Figura 9.4 se muestra el desarrollo del transporte en la plataforma primaria. Los camiones vendrán desde el frente de explotación a descargar el material a la planta primaria. El tramo indicado con el número 1 representa el avance del camión desde la explotación hasta un punto de la plataforma donde puede dar marcha atrás para



prepararse para descargar el material. En el tramo número 2 el camión da marcha atrás y vierte el material en la tolva de la planta primaria. Finalmente, el tramo número 3 indica la salida del camión.

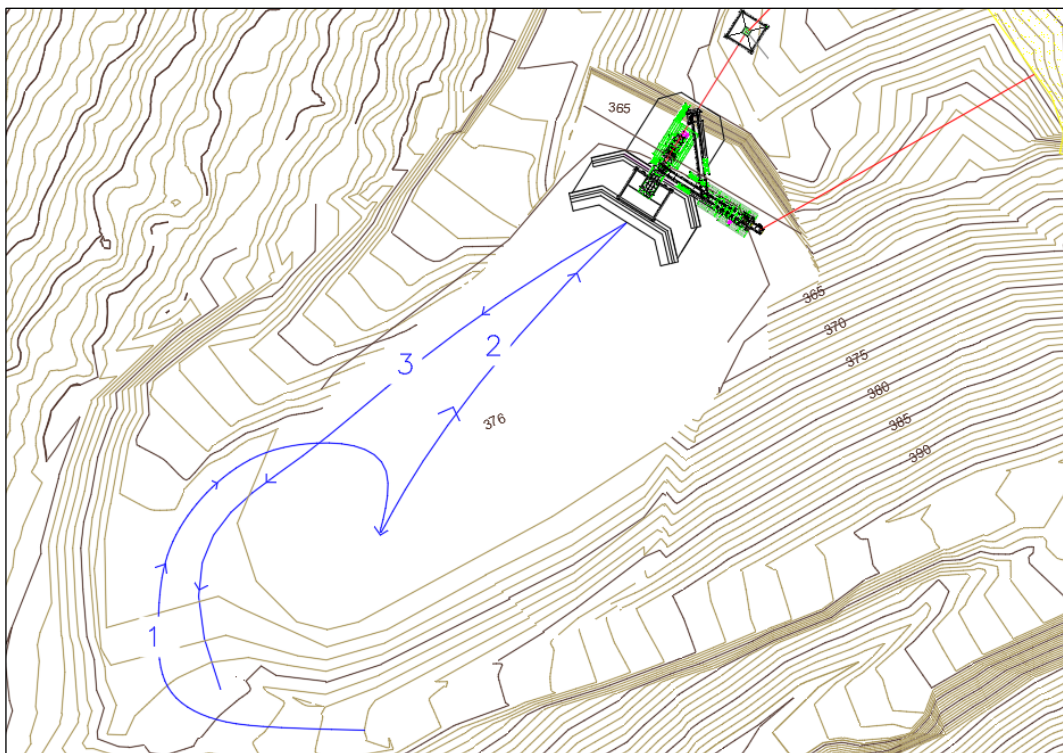


Figura 9.4.- Desarrollo del transporte en la planta primaria

9.1.1. Características de la planta primaria

La planta primaria se compone de los siguientes elementos:

- Tolva primaria de 250 m³
 - Capotaje tolva primaria
- Alimentador precribador vibrante GF-616-I
 - Cartabones reales
 - Tolvín de finos
 - Estructura de apoyo
 - Equipo de regulación electrónico



- Triturador de mandíbulas JC-1613
 - Central hidráulica
 - Boca de alimentación
 - Boca de salida
 - Estructura de apoyo
 - Transmisión
 - Motor de 250 kw
 - Plataforma superior de revisión

- Criba vibrante VS-108-II
 - Mallas metálicas
 - Estructura de apoyo
 - Cajón de distribución desplazable
 - Tolvín de finos 50º
 - Carenado criba vs-108

- Tolva de 200 m³

- Dos alimentadores vibrantes VF-500
 - Dos encauzadores para VF-500
 - Dos blindajes VF-500
 - Dos equipos de regulación electrónicos

- Dos alimentadores vibrantes VF-300 (túnel)
 - Dos encauzadores para VF-300
 - Dos tolvinés túnel para VF-300
 - Dos blindajes VF-300
 - Dos blindajes tolvín VF-300
 - Dos equipos de regulación electrónicos



9.1.1.1. Tolva primaria de 250 m³

TABLA 9.3.- TOLVA PRIMARIA DE 250 m ³	
Anchura de descarga	7 m
Fondo descarga	6 m
Altura	5 m

Construida en acero de 15 mm de espesor, calidad S-275-JR convenientemente nervada y arriestrada. Equipada con vigas para la incorporación de cadenas.

Capotaje tolva primaria: Con estructura Construida con perfiles de acero reforzados y arriostrados y cerramiento en acero grecado y prelacado, laminado en frio y perforado fijado con tornillería a estructura.

9.1.1.2. Alimentador precribador vibrante gf-616-i

TABLA 9.4.- ALIMENTADOR PRECRIBADOR VIBRANTE GF-616-I	
Marca	MININGLAND
Modelo	GF-616-I
Longitud de la bandeja	6000 mm
Anchura de la bandeja	1600 mm
Peso	12.950 Kg
Potencia	2 x 7,6 Kw



Figura 9.5.- Alimentador precribador vribante



Está compuesto por los siguientes elementos:

- Tolva encauzadora: A todo lo largo del alimentador y de las parrillas de clasificación, convenientemente reforzada y arriostrada.
- Alimentador Precribador: De construcción extra-fuerte, sólidamente nervado y reforzado, accionados por dos motovibradores con fuerza centrífuga regulable mediante el diferente calado de los contrapesos.
- Chasis alimentador: Chasis monobloc, conformado con perfiles de acero laminados en caliente, convenientemente reforzados y arriostrados, con apoyos para alimentador.
- Blindajes: Construidos en acero antidesgaste de 10 mm de espesor y 400 HB de dureza fijados a bandeja y encauzador de alimentador.

Incluye los siguientes componentes:

- Cartabones realces: Construidos en acero de 10 mm de espesor, reforzados con perfiles de acero laminado en caliente.
- Tolvín de finos: Para la recogida de material. Construido en acero S-235-JR de 10 mm de espesor.
- Estructura de apoyo: Metálica, construida con perfiles de acero laminado en caliente. Plataforma de acceso a by-pass y apoyo de transportador de banda de estéril.
- Equipo de regulación electrónico: Variador de velocidad para regulación de flujo del alimentador, mediante variador electrónico de frecuencia. Alimentación eléctrica de 380 V III. Potencia de 30 Kw.



9.1.1.3. Triturador de mandíbulas JC-1613

TABLA 9.5.- TRITURADOR DE MANDÍBULAS JC-1613	
Marca	MININGLAND
Modelo	JC-1613
Potencia del motor	250 Kw
Dimensiones boca de entrada	1.600 x 1.250
Peso	79.000 kg
Velocidad	220 r.p.m.

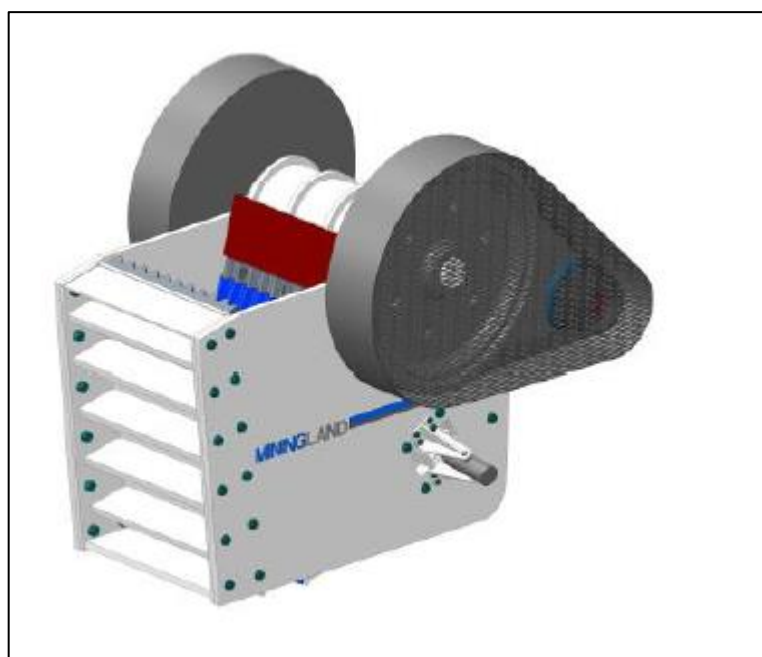


Figura 9.6.- Triturador de mandíbulas JC-1613

Incluye los siguientes componentes:

- Central hidráulica: Para control de la presión de trabajo durante la operación del triturador, el ajuste de reglaje entre mandíbulas y el sistema de seguridad contra intriturbables. Está gestionada con un autómata programable y pantalla de gestión. Características: Capacidad de aceite de 100 l. Presión de trabajo de 250 BAR. Potencia de 11 Kw.
- Boca de alimentación: Fabricado en acero S-275 de 15 mm de espesor, reforzado con perfiles convenientemente electrosoldados.



- Rampa de caída, con blindaje en acero antidesgaste de 20 mm de espesor y 300 HB de dureza fijado con tornillería de alta calidad.
- Boca de salida: De sección rectangular para conseguir una cama muerta de producto que evite las deformaciones por impacto y los desgastes. Fabricada en acero S-275 de 10mm de espesor.
- Estructura de apoyo: Construida con perfiles de acero laminado en caliente, según norma europea S-275-JR, reforzada y rigidizada. Incluye pasillos de revisión con zócalo, escaleras de acceso y barandillas de protección.
- Transmisión: Dimensionada para la potencia a transmitir, compuesta por polea motor, correas y protección antiatrapamiento.
- Motor de 250 kw: Motor de 250 Kw, protección IP-55 (Patatas), 400 v, 1500 rpm (Hz) / 1800 rpm (60 Hz) Alta eficiencia energética IE-3.
- Plataforma superior de revisión: Conformada con perfiles de acero laminado en caliente, según la normativa europea S-275-JR, reforzada y arriostrada. Incluye pasillos de revisión con rodapié, escaleras de acceso y rampa de protección.

9.1.1.4. Criba vibrante VS-108-II

TABLA 9.6.- CRIBA VIBRANTE VS-108-II	
Marca	MININGLAND
Modelo	VS-108-II
Longitud de cribado	6m
Ancho de cribado	1,89 m
Superficie de cribado	11,34 m ²
Nº Pisos	2
Inclinación	18º
Nº de rodamientos	4
Potencia	18,5 Kw

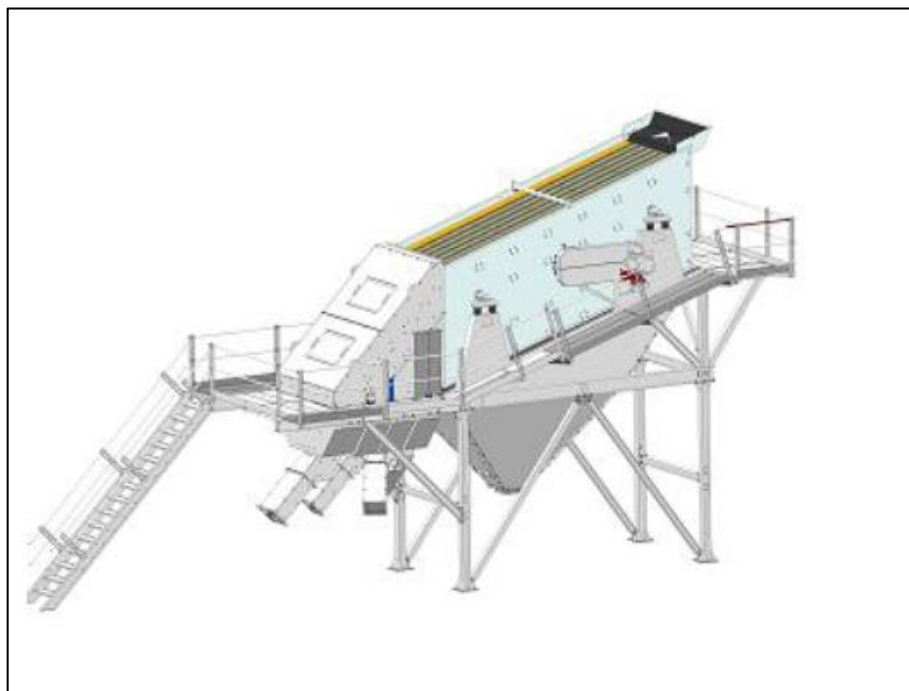


Figura 9.7.- Criba vibrante VS-108-II

Incluye los siguientes componentes:

- Mallas metálicas: Equipamiento de soportes y fijaciones de poliuretano para colocación de mallas, y mallas metálicas para cortes a 40 y 25 mm.
- Estructura de apoyo: Construida con perfiles de acero laminados en caliente, según normativa europea S-275-JR, reforzados y arriostrados. Incluye pasillos de revisión con zócalo, escaleras de acceso y barandillas de protección.
- Cajón de distribución desplazable: Construido en acero S-235-JR de 10 mm de espesor para la recogida de cada piso de la criba, y la distribución en los conductos de salida. Desplazable sobre ruedas para la revisión de la criba y del propio cajón.
- Tolván de finos 50°: Para la recogida del material que pasa a través del tamiz inferior, construido en acero S-235-JR de 8 mm de espesor, atornillado a plataforma.



- Carenado criba VS-108: Estructura de apoyo enteramente metálica, atornillable a estructura de soporte de criba. Cierre con lona plastificada de fácil apertura con tensores elásticos. Gomas de cerramiento contra las paredes de la criba.

9.1.1.5. Tolva de 200 m³

TABLA 9.7.- TOLVA DE 200 m ³	
Dimensiones	5 m x 5 m

Construida en acero de 8 mm en el fondo y de 6 mm en los laterales, calidad S-275-JR, nervada y reforzada con perfilera de acero laminado en caliente.

9.1.1.6. Dos alimentadores vibrantes VF-500

TABLA 9.8.- DOS ALIMENTADORES VIBRANTES VF-500	
Ancho	1.200 mm
Longitud	1.700 mm
Potencia	3,2 Kw
Producción	500 Tn/h
Fuerza centrífuga	4.716 KP

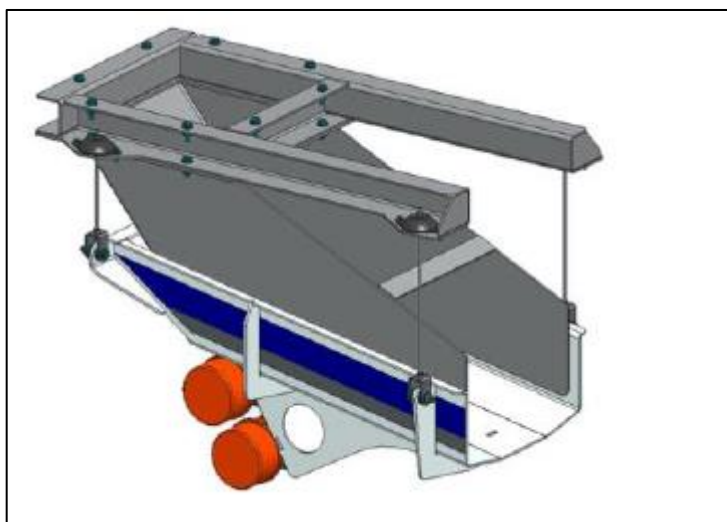


Figura 9.8.- Alimentador vibrante



Construidos en acero de alta resistencia, convenientemente reforzado, con suspensión de Silemblocks regulables para montaje suspendido de tolva y accionados por motovibradores, montados de tal forma que producen una vibración unidireccional. Los vibradores son regulables en fuerza centrífuga, obteniendo una variación de la amplitud de vibración.

Incluye los siguientes componentes:

- Dos encauzadores para VF-500: Construido en acero de 6 mm de espesor, con brida de amarre a tolva y apoyos de amortiguación.
- Dos blindajes VF-500: Construido con acero antiabrasivo de 400 HB de dureza, de 6 mm de espesor y fijado mediante tornillería a Alimentador.
- Dos equipos de regulación electrónicos: Variador de velocidad para regulación de flujo del alimentador, mediante variador electrónico de frecuencia. Alimentación eléctrica de 380 V III. Potencia de 4 Kw.

9.1.1.7. Dos alimentadores vibrantes VF 300 (túnel)

TABLA 9.9.- DOS ALIMENTADORES VIBRANTES VF-500	
Ancho	900 mm
Longitud	1450 mm
Potencia	1,8 Kw
Producción	300 Tn/h
Fuerza centrífuga	3.450 KP

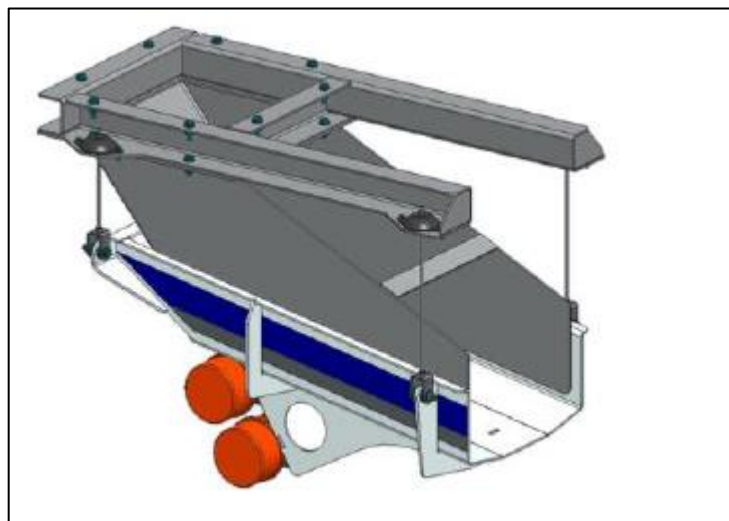


Figura 9.9.- Alimentador vibrante

Construidos en acero de alta resistencia, convenientemente reforzado, con suspensión de Silemblocks regulables para montaje suspendido de tolva y accionados por motovibradores, montados de tal forma que producen una vibración unidireccional. Los vibradores son regulables en fuerza centrífuga, obteniendo una variación de la amplitud de vibración.

- Dos encauzadores para VF-300: Construido en acero de 6 mm de espesor, con brida de amarre a tolva y apoyos de amortiguación.
- Dos tolvinés túnel para VF-300: Para adaptación de alimentador a obra civil, construido en acero S-235-JR y equipado con barras de cierre para clausura de ventana de alimentación.
- Dos blindajes VF-300: Construido con acero antiabrasivo de 400 HB de dureza, de 6 mm de espesor y fijado mediante tornillería a Alimentador.
- Dos blindajes tolvin VF-300: Construido con acero antiabrasivo de 400 HB de dureza, de 6 mm de espesor y fijado mediante tornillería a Tolvin.
- Dos equipos de regulación electrónicos: Variador de velocidad para regulación de flujo del alimentador, mediante variador electrónico de frecuencia. Alimentación eléctrica de 380 V III. Potencia de 2,2 Kw.



9.2. PRE-STOCK Y ACOPIO DE RECHAZO

En esta modificación se reubica el acopio de rechazo y se detalla la posición y el volumen del pre-stock. El pre-stock se desplaza 40 m al Este respecto a su posición prevista inicialmente, y el acopio de rechazo se mantiene en la plaza de cota 300, pero en una ubicación diferente y con mucha más capacidad de almacenamiento.

El material procedente de la planta primaria con granulometría 25-300 mm se transportará por cinta hasta la plataforma a cota 273 m destinada para el pre-stock y el material de rechazo de la primaria con granulometría 0-25 mm se transportará por cinta a un acopio en la plataforma 300 m destinado para el material de rechazo.

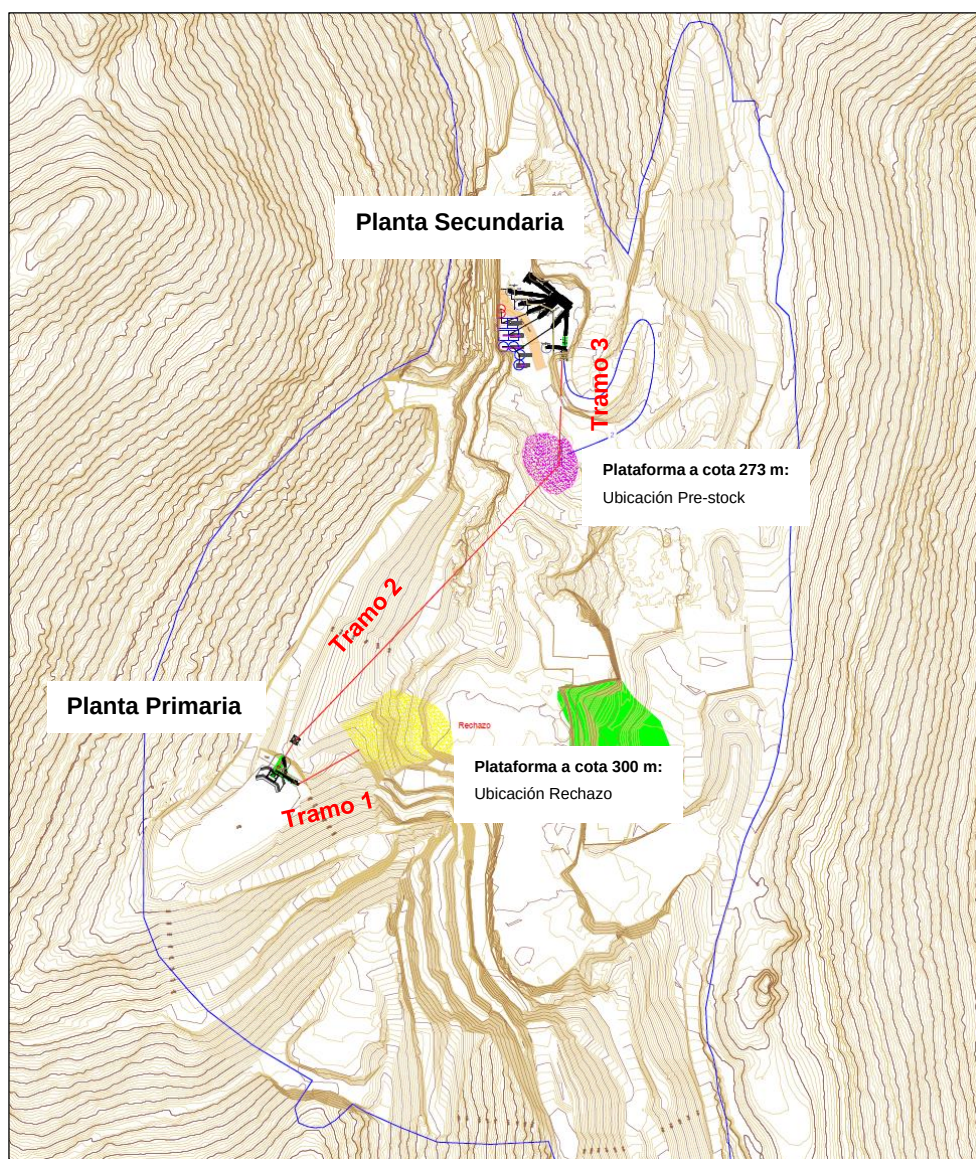


Figura 9.10.- Ubicación del pre-stock y el material de rechazo.



En la **TABLA 9.10** se muestra el volumen del pre-stock, según la producción anual, necesario para tener un almacenamiento equivalente a 3, 4, 5 y 7 días de explotación. Este cálculo se ha realizado para los diferentes incrementos de producción que se inician con 310.500 t/año, en el tercer año aumentará a 351.000 t/año, en el año 6 se aumenta a 405.000 t/año hasta el año 10 donde se alcanzará la producción máxima de 445.500 t/año.

Se considera que el objetivo de volumen a acopiar es entre 3 y 4 días con una producción anual máxima de 445.500 t/año lo que implica un volumen entre 3.874 y 5.165 m³, equivalentes a entre 5.811 y 7.748 t considerando una densidad en el pre-stock de 1,5 t/m³.

TABLA 9.10.- VOLUMEN DE PRE-STOCK								
	Producción 445.500 t		Producción 405.000 t		Producción 351.000 t		Producción 310.500 t	
	m³	t	m³	t	m³	t	m³	t
Producción anual	165.000	445.500	150.000	405.000	130.000	351.000	115.000	310.500
Pre-stock 3 días	3.874	5.811	3.522	5.283	3.052	4.578	3.052	4.578
Pre-stock 4 días	5.165	7.748	4.696	7.043	4.070	6.104	4.070	6.104
Pre-stock 5 días	6.457	9.685	5.870	8.804	5.087	7.630	5.087	7.630
Pre-stock 7 días	9.039	13.559	8.217	12.326	7.122	10.683	7.122	10.683

Para la producción anual se ha utilizado la densidad en roca de 2,7 t/m³ y para el pre-stock se ha utilizado la densidad de 1,5 t/m³

El volumen del pre-stock efectivo es el volumen del cono vivo ya que es el material aprovechable del pre-stock. En la TABLA 9.11 se muestran los volúmenes de cono vivo y los parámetros de diseño del cono total. La densidad considerada del material acopiado en el pre-stock es de 1,5 t/m³.

TABLA 9.11.- VOLUMEN DEL PRE-STOCK SEGÚN LA UBICACIÓN	
Características	Pre-stock plat. 273 m
Altura cono (m)	22,00
Radio cono (m)	32,00
Volumen cono (m ³)	23.591
Volumen máximo cono vivo 2 alimentadores (m ³)	4.900
Toneladas máximo cono vivo 2 alimentadores (t)	7.350



Con estos datos se podría almacenar hasta 4 días de producción con una producción de 445.500 t/año.

En cuanto al acopio de material de rechazo que supone un 10% de la producción de la primaria, con una producción de 1.937 t/día (para una producción en mina de 445.500 t/año considerando 230 días de trabajo) y teniendo en cuenta una densidad de 1,7 t/m³ para el material de rechazo, el volumen a almacenar será de 2.278 m³/mes o 3.874 t/mes. Se almacenará entre 1 a 2 meses de rechazo para su posterior comercialización.

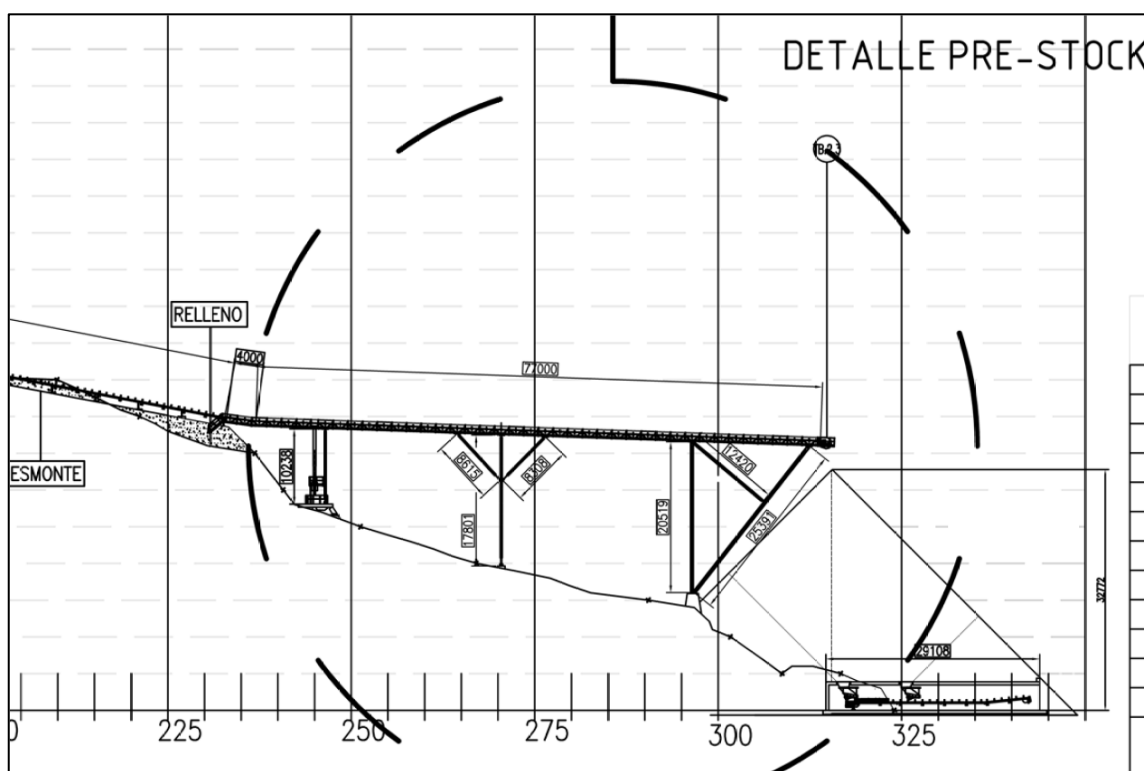


Figura 9.11.- Esquema del Pre-stock

9.3. CINTAS DE TRANSPORTE

El proyecto básico de las cintas de transporte con los planos de detalles se incluye en el *Anexo 2 Proyecto básico de las cintas de transporte* de este documento.

El transporte del material por cintas transportadoras es lo que actualmente figura en el proyecto en vigor. En esta modificación del proyecto define en detalle la posición de los trazados de las cintas para adaptarlos a la nueva posición de la planta primaria, pre-stock y acopio de rechazo. Se realizarán tres tramos de cintas:



- El primer tramo de cinta comunicará la planta primaria con el acopio de rechazo de la planta situado en una plataforma a cota 300 m. En este tramo se transportará material con una granulometría 0-25 mm.

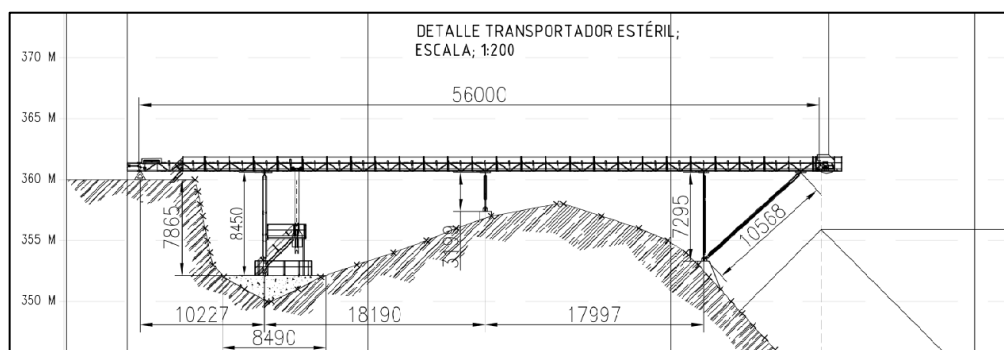


Figura 9.12.- Tramo 1 de cinta que transporta el material de rechazo de la planta primaria a la plataforma a cota 300 m.

- El segundo tramo de cinta comunicará la planta primaria con un pre-stock, situado en una plataforma a cota 273 m, de material machacado por la planta primaria con granulometrías 25-300 mm. Este material se almacenará en el pre-stock hasta llevarlo a la planta secundaria. El pre-stock dará a la mina un acopio de material disponible equivalentes entre 3 y 4 días de producción para poder continuar procesando en la planta secundaria sin necesidad de explotar en ese mismo momento. Los detalles del pre-stock se enuncian en la memoria de este documento.

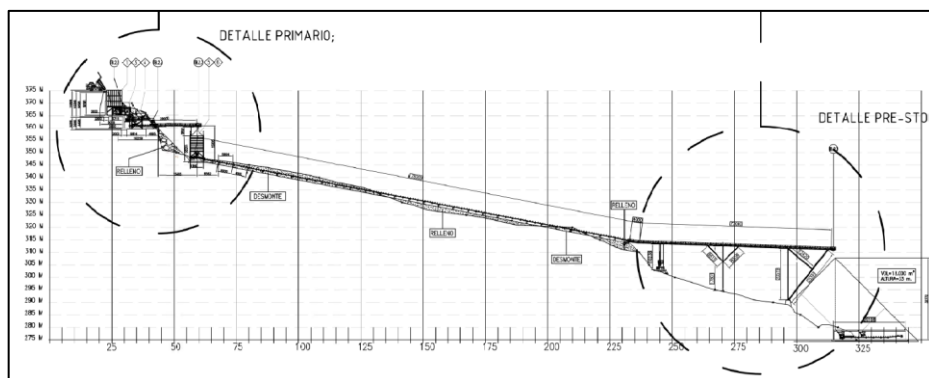


Figura 9.13.- Tramo 2 de cinta que transporta el material de la planta primaria al pre-stock situado a cota 273 m donde se almacena hasta llevarlo a la planta secundaria.



- El tercer tramo de cinta llevará el material del pre-stock con granulometrías 25-300 mm a la planta secundaria para su proceso.

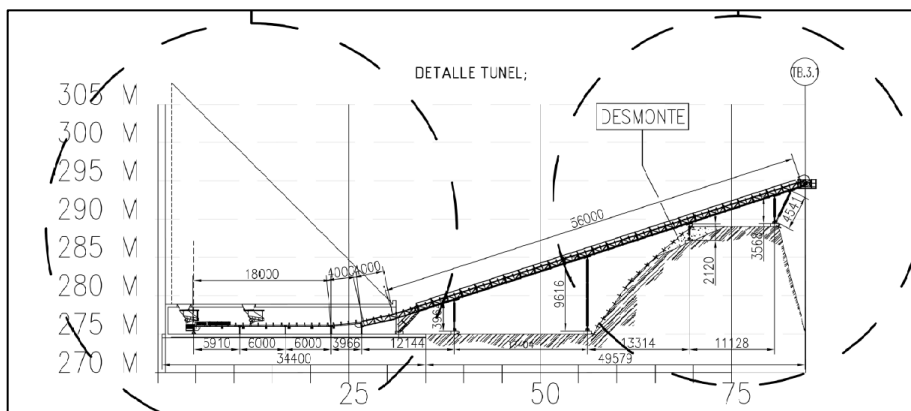


Figura 9.14.- Tramo 3 de cinta que transportar el material del pre-stock a la boca de entrada de la planta secundaria.

En la Figura 9.10 se muestran los tramos de cintas implantados en la situación actual del proyecto.

9.3.1. Características de la instalación

En la siguiente tabla se presentan las características generales de cada tramo de cinta. En los siguientes apartados se justifica los datos de esta tabla. Los tres tramos de cintas presentados anteriormente se dividen en subtramos dependiendo de la posición que se indica en la siguiente tabla. En los planos anexos se especifica la ubicación de cada tramo.

TABLA 9.12.-CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS TRAMOS DE CINTA							
Características	TB.1.	TB.2.	TB.3.	TB.4.	TB.5.	TB.6.	TB.7.
Posición	A criba estéril	Salida estéril	Retorno criba	Acopio estéril	Salida JC-1613	Pre-Stock	Túnel
Tipo	Media	Media	Media	Pesada	Pesada	Pesada	Pesada
Caudal necesario	200 Tn/h	250 Tn/h	250 Tn/h	250 Tn/h	1200 Tn/h	1200 Tn/h	500 Tn/h
Granulometría	0-100 mm	0-25 mm	25-100 mm	0-25 mm	0-300 mm	0-300 mm	0-300 mm
Longitud	18 m	8 m	14 m	56 m	26 m	259 m	82 m
						Viga simple: 178 m	
						Celosía: 81 m	
Ancho de la banda	800 mm	800 mm	800 mm	800 mm	1200 mm	1200 mm	1200 mm



TABLA 9.12.-CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS TRAMOS DE CINTA							
Características	TB.1.	TB.2.	TB.3.	TB.4.	TB.5.	TB.6.	TB.7.
Inclinación	16°	18°	10°	0°	0°	(-11/-2) - 8°	0-18°
Características de la banda	Lisa EP 500/3 4+2	Lisa EP500/3 4+2	Lisa EP500/3 4+2	Lisa EP500/3 4+2	Lisa EP630/4 6+2	Lisa EP630/4 6+2	Lisa EP630/4 6+2
Potencia instalada	11 Kw	7,5 Kw	7,5 Kw	11 Kw	18,5 Kw	-90 Kw	55 Kw
Velocidad	1,6 m/seg.	1,6 m/seg.	1,6 m/seg.	1,8m/seg.	2 m/seg.	2m/seg.	1,8m/seg.
Tambor motriz Vulcanizado	320 mm	320 mm	320 mm	500 mm	500 mm	650 mm	500 mm
Tambor de cola	320 mm	320 mm	320 mm	500 mm	500 mm	650 mm	500 mm
Sistema de tensión	Husillos	Husillos	Husillos	Contrapesos	Husillos	Contrapesos	Contrapesos
Encauzador	1,5 m	1,5 m	1,5 m	2 m	8 m	6 m	8 m
Diámetro rodillos portantes	89	89	89	108	133	133	133
Boca de descarga	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
Rascador de cabeza Primario	Si	Si	No	Si	No	No	No
Rascador de cabeza Secundario	Si	Si	No	Si	Si	Si	Si
Interruptor de tirón	Si	Si	Si	Si	Si (x2)	Si (x10)	Si
Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral
Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	No	No	No	No	No	No
Defensa lateral de cabeza	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
Descarga intermedia	No	No	No	No	Si	Si	No
Rascador de cola	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
Barras de impacto 55 mm	Si	Si	Si	Si	Si (x8)	Si (x6)	Si (x8)

En el *Anexo 4 Presupuesto de la planta primaria y las cintas transportadoras* se detalla el coste y las especificaciones de cada elemento que compone cada tramo de cinta.

En la Figura 9.15 se dan los principales elementos que componen una cinta transportadora:

- (1). Bastidor.
- (2). Tambores motrices.
- (3). Tambores de reenvío.
- (4). Tambores de tensado.
- (5). Tambores de tensado.
- (6). Tambores guía.
- (7). Dispositivo de tensado de banda.
- (8). Rodillos del ramal superior o de transporte.



- (9). Rodillos del ramal inferior, o de retorno de banda.
- (10). Rodillos de impacto.
- (11). Banda de transporte.
- (12). Grupo motriz.
- (13). Tolvas de carga.
- (14). Guiaderas para el centrado de la carga.
- (15). Estrelladero, elemento de descarga.
- (16). Elementos de limpieza de cinta, zona de cabeza.
- (17). Elementos de limpieza, zona de cola.
- (18). Carenados, sistemas de protección anti-polvo y ruido. Si cubre toda la cinta anticaída (función de seguridad y de acondicionamiento del espacio).

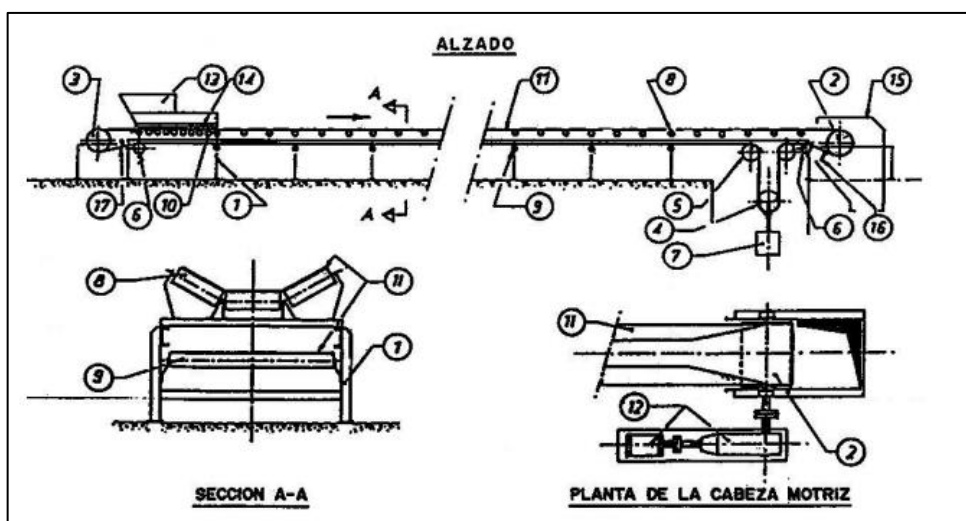


Figura 9.15.- Elementos de una cinta transportadora

9.4. ALMACENAMIENTO DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA

El almacenamiento de los productos de la planta secundaria se define en el proyecto en vigor. En esta actualización del proyecto se detalla cómo se realizará este almacenamiento y se optimiza la distribución del espacio en la planta secundaria, realizando unas mejoras en las instalaciones de manipulación, almacenamiento y expedición de áridos.

La instalación se completa con sistemas de pesaje de áridos para la carga de camiones y un sistema de gestión de cargas con una relación directa entre la instalación de cantera y los clientes.



Los detalles del almacenamiento de los productos de la planta secundaria se encuentran en el *Anexo 1 Proyecto básico del almacenamiento de los productos de la planta secundaria* de este documento.

En la Figura 9.16 se muestra la situación actual de la zona de la planta secundaria donde se pueden distinguir el material acopiado, las salidas de las cintas y parte de la planta.

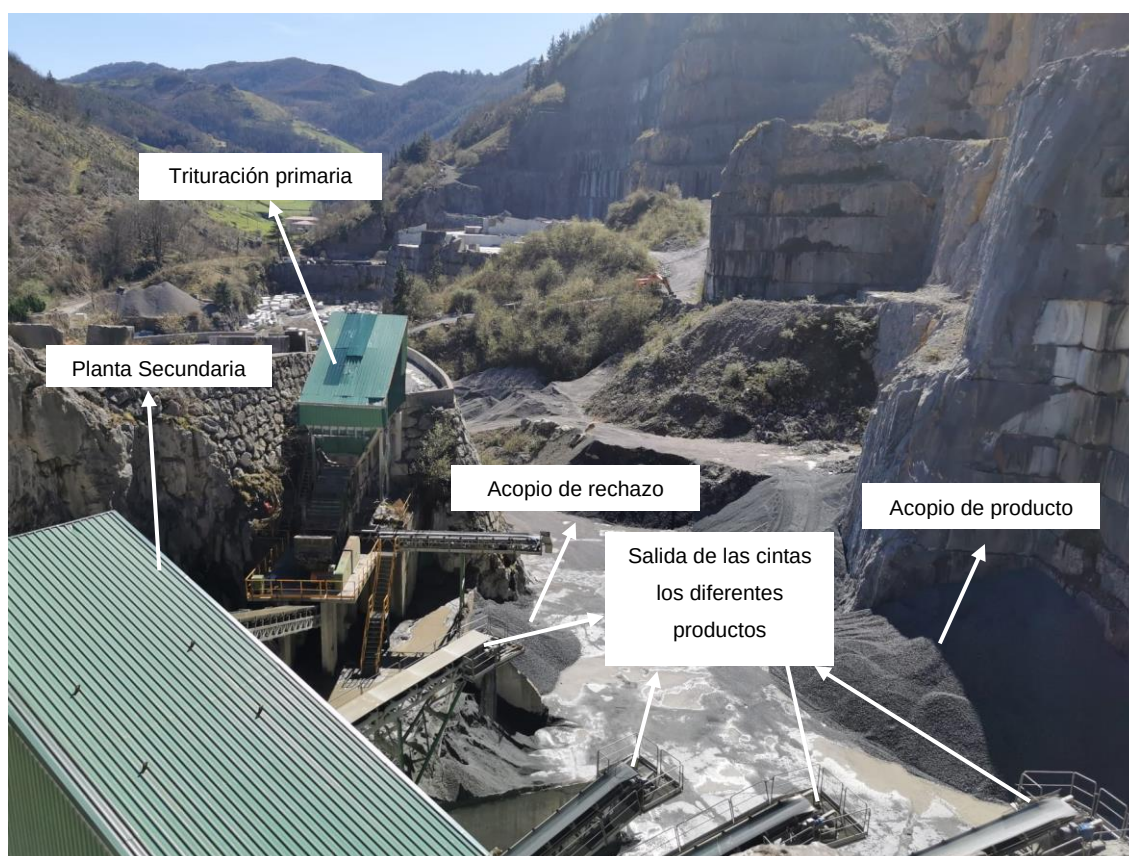


Figura 9.16.- Fotografía realizada el 25 de Marzo del 2024 desde la plataforma superior de la planta secundaria dónde se ve la planta, los acopios actuales y las salidas de las cintas.



9.4.1. Datos y cálculos preliminares de la instalación

En las siguientes tablas se muestran las características y el balance de los productos de la instalación secundario.

TABLA 9.13.- CARACTERÍSTICAS DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA		
Concepto	Cantidad	Unidades
Densidad Arena	1,90	t/m3
Densidad Gravilla	1,60	t/m3
Densidad Grava	1,50	t/m3
Producción Secundaria (t/h)	320	t/h
Días Almacenamiento	2	días
%Arena	45%	%
%Gravilla	18%	%
%Grava	25%	%
%Balasto	6%	%
%Rechazo	6%	%

TABLA 9.14.- BALANCE DE PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA		
Producto	Volumen (m ³)	Toneladas (t)
Arena	1.213	2.304
Gravilla	576	922
Grava	853	1.280

Los materiales acabados de la planta secundaria se almacenarán en silos, considerando un caudal de producción de 320 t/h y un funcionamiento de 8 horas al día durante 2 días a la semana para permitir averías y mantenimiento. La planta utiliza 5 cintas transportadoras para clasificar y mover productos en distintas granulometrías: >63 mm, 25/50 mm, 12/25 mm, 5/12 mm y 0/5 mm, mientras que el material no clasificado regresa al proceso. Los principales productos son grava (12/25 mm), gravilla (5/12 mm) y arena (0/5 mm), además de un cuarto producto de balasto (25/50 mm). Con base en la producción actual y los porcentajes de cada tamaño, se necesita una capacidad mínima de almacenamiento de 2.304 t de arenas, 922 t de gravilla y 1.280 t de grava.



9.4.2. Descripción técnica de los equipos e instalaciones

A continuación, se indican los diferentes equipos que se incorporan al proceso de transporte y almacenamiento de la planta.

- Silos de almacenamiento: Para almacenar las arenas, gravillas y gravas que se obtienen como producto de la planta secundaria se utilizarán silos de almacenamiento de acero con revestimiento antiadherente.
- Cintas transportadoras: Se trata de un conjunto de cintas con una longitud total de 135.1 m, que complementan la instalación actual de transporte de la instalación secundaria a los silos que se pretenden instalar.
- Cintas de pesaje: Para gestionar las cargas en los camiones, se propone un sistema cintas de pesaje. Las cintas de pesaje son sistemas de alimentación continua que controlan con precisión la cantidad de material descargado desde el silo hacia los camiones que llevarán el producto. Esto evita el sobrepeso en los camiones y sustituye al pesaje por báscula mejorando la maniobra.
- Sistema experto de gestión de cargas y expedición: Sistema experto de gestión de cargas, que permite flujo continuo, fácil integración y reducción de la intervención manual y Sistemas de control y monitorización.



9.4.3. Obras e instalaciones

A continuación se indican las características de las obras civiles e instalaciones necesarias para ubicar los equipos indicados, como son:

- Obras civiles: Es necesario realizar obras civiles sobre todo en la cimentación de los silos en la construcción de las cimentaciones de los apoyos, que normalmente serán en la formación de zapatas y fustes. También serán necesarias obras en los apoyos de las cintas transportadoras y en muros de separación de acopios, así como en la pavimentación de superficies de las edificaciones.
- Instalación eléctrica: El esquema unifilar parte del cuadro general de baja tensión al CCM de la nueva instalación donde se encuentra el control y mando de los nuevos consumidores eléctricos principalmente:

TABLA 9.15.- CONSUMIDORES ELÉCTRICOS		
Potencia Motor (CV)	Unidades	Total potencia Motor (CV)
40	4	160
20	7	140
5	3	15
Total Potencia nueva instalación (CV)		315
Factor de simultaneidad		60%
Total kW en consumo por hora		139

La instalación eléctrica se completa con los diferentes periféricos de los equipos como desvío de cintas, paros de emergencia, niveles de silos, automatismos, etc.

- Montaje mecánico: En el montaje se dispondrá de: Equipos de Soldadura, andamios y equipo de izado de materiales, equipo de pintura, taladros y herramienta menor, Norma NSR Vigente y Precalificación de soldadores.
- Montaje eléctrico: Este caso se trata de pocas unidades de consumo de energía eléctrica, pero para llevar a cabo la nueva instalación eléctrica es necesario cumplir con una serie de normativas legales o requisitos.
- Automatización y pesaje: Consiste básicamente en un controlador para la báscula dosificadora.



9.4.4. Diseño de la zona de expedición de producto

El objetivo de este diseño es distribuir en silos el máximo volumen de los productos de la planta secundaria posible. Todos los productos irían en silos excepto las gravas que por falta de espacio se distribuirían en 2 silos de 318 m³ y dos acopios en forma de dos conos juntos de 250 m³ con un radio de 3,2 m y una altura de 11,8 m.

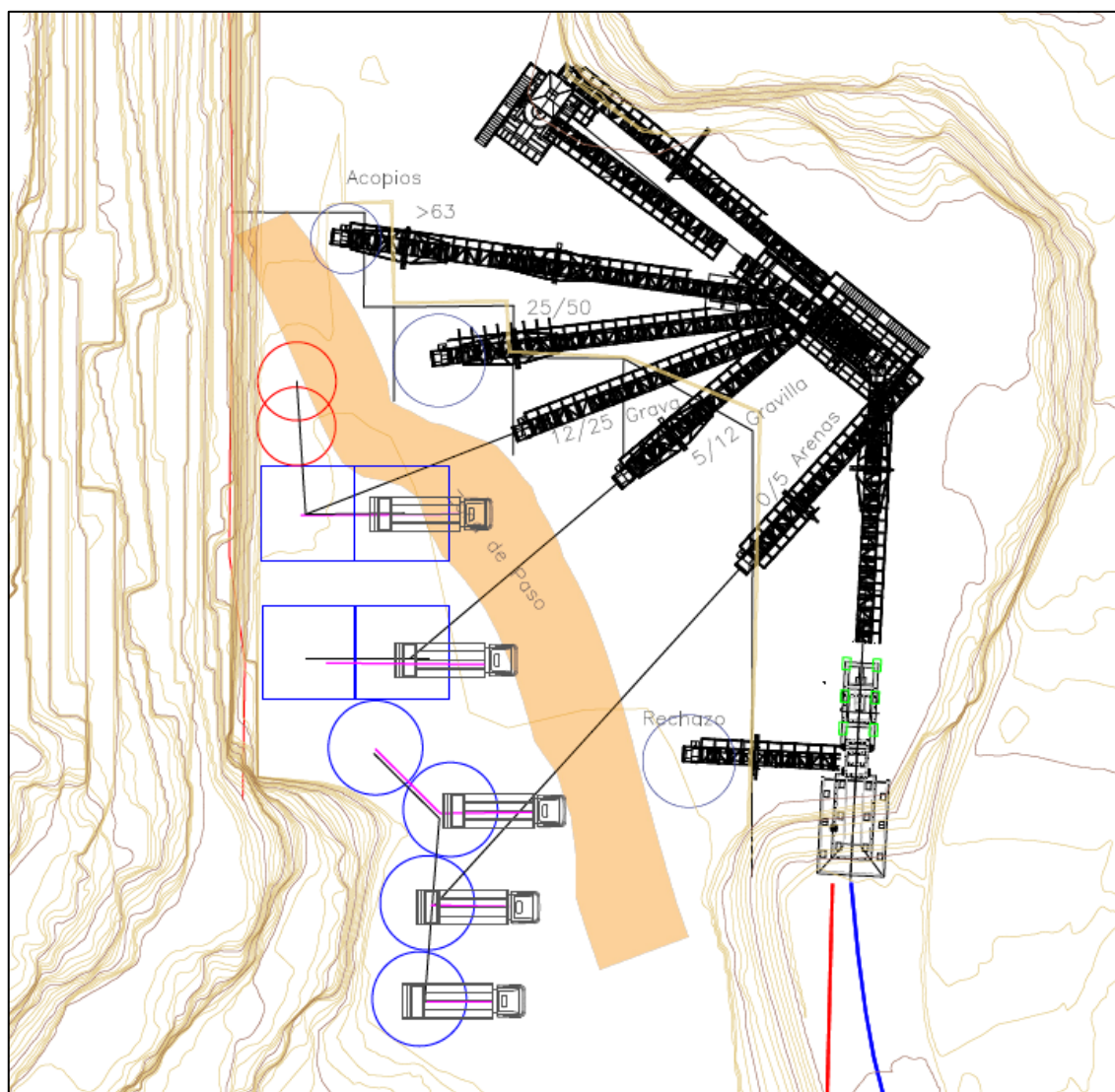


Figura 9.17.- Esquema de distribución de silos en planta secundaria.



Las cintas de la planta secundaria, que tienen una elevación de 7 m, se complementan con un tramo adicional inclinado al 14º que conecta con los silos.

Cada silo consta de tres partes: una zona de almacenamiento (cilíndrica o rectangular), una base cónica y una estructura. Se han calculado las alturas y volúmenes necesarios para cada tipo de producto, determinando que se requieren 4 silos para arenas, 2 para gravilla y 3 para gravas, con volúmenes específicos detallados para cada uno.

TABLA 9.16.- VOLUMEN DE CADA SILO					
Producto	V1 (M3)	V3 (m3)	Vtotal silos (m3)	Volumen a almacenar (m3)	Nº silos
Arena	314,83	32,99	347,81	1.213	4,0
Gravilla	342,21	32,99	375,20	576	2,0
Grava	284,79	32,99	317,78	853	3,0

Por lo tanto, es necesario 4 silos para arenas, 2 silos para gravilla y 3 silos para gravas.



10. ESTUDIO ECONÓMICO

El ritmo de producción de la cantera Lastur cambia respecto al proyecto en vigor al igual que las inversiones planteadas dado que ya no se realizará el pozo-túnel. Debido a estos dos motivos principales es necesario realizar un nuevo estudio económico que respalde estas modificaciones en la producción y las inversiones, demostrando que el proyecto es económicamente viable.

El ritmo de explotación, detallado en el capítulo 4.4, empieza con 310.500 t/año, en el tercer año aumenta a 351.000 t/año. En el año 6 donde se aumenta a 405.000 t/año hasta el año 10 donde se alcanza la producción máxima de 445.500 t/año que se extiende hasta el final del proyecto en el año 14. En base de la experiencia de la cantera, se extraerá el reparto entre los productos será de un 86% de árido y un 14% de roca ornamental. El producto aprovechable de árido es del 97% y de roca ornamental del 35%, el 65% no aprovechable de roca ornamental pasa a venderse como árido (árido de rechazo de ornamental).

Los precios se han actualizado con los precios actuales de la cantera, manteniendo el carácter conservador con el que se hizo el estudio del proyecto en vigor. Para áridos se ha considerado un precio de venta de 10,50 EUR/t y para la roca ornamental de 112,50 EUR/t.

Se ha considerado una inflación del 1,5% aplicada a los precios de venta y a los costes. El coste de capital para este proyecto se estima en el 12%.



10.1. INVERSIONES Y COSTES

Las inversiones y costes que se detallan en la



TABLA 10.1.- INVERSIONES Y COSTES
--

tienen como punto de partida los conceptos del proyecto en vigor que se han actualizado para esta modificación.

Las inversiones engloban los trabajos de laboreo que quedan pendientes de realizar en la mina, las inversiones en las instalaciones descritas en el apartado 9 de este documento (planta primaria, cintas, pre-stock y almacenamiento de producto) y las inversiones en equipos para la producción de roca ornamental entre otras inversiones.

La inversión del proyecto en el pozo-túnel se ha quitado ya que no se realizará este sistema de transporte vertical y se ha dado mayor detalle a otras inversiones importantes del proyecto como la planta primaria y las cintas de transporte de material cuyo presupuesto se encuentra detallado en el Anexo 4 de este documento. Aunque la cantera ya ha realizado algunas de las inversiones descritas en el siguiente cuadro, se ha dejado la inversión o parte de esta en concepto de restitución del equipo o reparación.

Todas las inversiones se amortizan a lo largo de la vida del proyecto, en 14 años. La inversión total considerada para el proyecto es de **7.402.750 euros** de los cuales más de la mitad se realizarán en el primer año del proyecto (4.302.264 euros), las inversiones en equipos de carga y transporte e instalación de la planta primaria y las cintas se realizarán repartidas entre los dos primeros años del proyecto y la inversión en la zona de productos de la secundaria en el segundo año del proyecto. La inversión correspondiente a los intereses de capital y seguros se reparte a lo largo de toda la vida del proyecto (14 años).

Los costes considerados en el proyecto en vigor se han actualizado con la experiencia de la cantera y adecuado a las toneladas de producción de cada material. El coste de producir una tonelada de **árido es de 5,59 euros/t** y el coste de producir una tonelada de **ornamental es de 46,78 euros/t**. En el modelo económico tanto los costes como los precios de los productos se actualizan con la inflación considerada en un 1,5%.



TABLA 10.1.- INVERSIONES Y COSTES

Concepto	Inversión	Amortización a 14 años	Gasto	Todo	Árido+Rechazo	R. Ornamental
				Coste €/t	Coste €/t	Coste €/t
Ejecución pistas y auxiliares	193.700	13.836				
Intereses de capital y seguros	315.000	22.500				
Perforación y voladura			241.252		0,57	
Carga y transporte	775.000	55.357	527.560		1,25	
Manipulación de acopios	115.000	8.214	68.295		0,16	
Instalaciones planta primaria y cintas	2.806.464	200.462			0,47	
Área de almacenamiento de producto planta secundaria	1.017.254	72.661			0,17	
Pre-stock	310.632	22.188			0,05	
Energía plantas	101.700	7.264	233.363		0,55	
Amortización instalaciones auxiliares	415.000	29.643				
Gasto mantenimiento maquinaria			207.436	0,47		
Gasto mantenimiento cantera			114.855	0,26		
Trabajos subcontratados			338.998	0,76		
Corte Hilo	168.000	12.000	267.972			12,83
Corte Sierra	780.000	55.714	368.818			19,45
Perforación	145.000	10.357	88.118			4,51
Manipulación y carga bloques	260.000	18.571	148.095			7,63
Gastos generales negocio (15%)			390.714	0,88		
Total	7.402.750	528.768	2.995.477	2,36	3,22	44,42



10.2. MODELO ECONÓMICO

El modelo económico se ha realizado para la vida del proyecto, de 14 años, teniendo en cuenta los siguientes parámetros de entrada.

TABLA 10.2.- PARÁMETROS ENTRADA MODELO ECONÓMICO CANTERA LASTUR ZELETA	
Producción en mina	
Producción en mina total (t)	5.521.500
Áridos (t)	4.748.490
Roca Ornamental (t)	773.010
Ritmo de producción (t/año) (la producción sube progresivamente hasta esta producción final)	445.500
Años	14
% Aprovechamiento Ornamental	35%
%Aprovechamiento Áridos	97%
Estéril (t)	157.528
Costes	
Costes áridos (EUR/t árido)	5,59
Costes áridos de rechazo ornamental (EUR/tárido rech.)	5,59
Costes roca ornamental (EUR/t ornamental)	46,78
Inversiones	
Inversión total	7.402.750
Ventas	
Árido (EUR/t)	10,50
Roca Ornamental (EUR/t)	112,50
Otros parámetros	
Inflación	1,50%
Coste de Capital	12,00%
Impuesto de sociedades	25,00%
Factor de agotamiento	30,00%

En el modelo económico se ha tenido en cuenta el factor de agotamiento del 30%. El factor de agotamiento minero es un régimen de incentivos fiscales para las empresas mineras que tiene por objeto compensar los costos adicionales que soporta la actividad minera en relación con otras actividades industriales, así como incentivar la promoción, desarrollo, exploración, investigación y explotación de los recursos mineros, todo ello como base para garantizar el abastecimiento de materias primas minerales a la industria y a la población, apoyando la independencia y economía del Estado.

Las empresas mineras que adopten el régimen del factor de agotamiento tienen una limitación del 30 % en la base imponible; esta limitación se ha aplicado al modelo económico.



El importe resultante de la reducción de la base imponible como factor de agotamiento, sólo podrán ser invertidos en gastos, trabajos y activos fijos directamente relacionados con actividades mineras tales como investigaciones que permitan obtener un mejor conocimiento de la reserva del yacimiento en explotación.

El valor actual neto (VAN) del proyecto, aplicando una tasa de descuento del 12%, es de **9.120.189 euros** con una tasa interna de retorno sobre la inversión (TIR) de **44,80%**. En la siguiente figura se detallan todos los conceptos del modelo económico.



MODELO ECONÓMICO CANTERA LASTUR (ZELETA)		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	
PRODUCCIONES																
Producción de Mina																
Mineral total (t)	5.521.500	310.500	310.500	351.000	351.000	351.000	405.000	405.000	405.000	405.000	445.500	445.500	445.500	445.500	445.500	
Árido (t)	4.748.491	267.030	267.030	301.860	301.860	301.860	348.300	348.300	348.300	348.300	383.130	383.130	383.130	383.130	383.130	
Roca Ornamental (t)	773.010	43.470	43.470	49.140	49.140	49.140	56.700	56.700	56.700	56.700	62.370	62.370	62.370	62.370	62.370	
Estéril (t)	157.528	8.859	8.859	10.014	10.014	10.014	11.555	11.555	11.555	11.555	12.710	12.710	12.710	12.710	12.710	
% Aprovechamiento																
Árido	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	97%	
Roca Ornamental	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	
Productos vendibles																
Árido (t)	4.606.035	259.019	259.019	292.804	292.804	292.804	337.851	337.851	337.851	337.851	371.636	371.636	371.636	371.636	371.636	
Árido Rechazo Ornamental (t)	487.383	27.408	27.408	30.983	30.983	30.983	35.749	35.749	35.749	35.749	39.324	39.324	39.324	39.324	39.324	
Roca Ornamental (t)	270.554	15.215	15.215	17.199	17.199	17.199	19.845	19.845	19.845	19.845	21.830	21.830	21.830	21.830	21.830	
Precios																
Árido (EUR/t)		10,50	10,66	10,82	10,98	11,14	11,31	11,48	11,65	11,83	12,01	12,19	12,37	12,55	12,74	
Roca Ornamental (EUR/t)		112,50	114,19	115,90	117,64	119,40	121,19	123,01	124,86	126,73	128,63	130,56	132,52	134,51	136,52	
Inflación (%)	1,5%															
Ingresos (EUR)	93.260.065	4.719.114	4.789.901	5.495.891	5.578.329	5.662.004	6.631.078	6.730.544	6.831.502	6.933.974	7.741.782	7.857.909	7.975.778	8.095.414	8.216.846	
Áridos (EUR)	59.434.470	3.007.483	3.052.595	3.502.521	3.555.059	3.608.385	4.225.974	4.289.363	4.353.704	4.419.009	4.933.824	5.007.831	5.082.949	5.159.193	5.236.581	
Roca Ornamental (EUR)	33.825.595	1.711.631	1.737.306	1.993.369	2.023.270	2.053.619	2.405.104	2.441.180	2.477.798	2.514.965	2.807.959	2.850.078	2.892.829	2.936.222	2.980.265	
EBITDA																
OPEX																
Costes áridos (EUR/t árido)		5,59	5,67	5,75	5,84	5,93	6,02	6,11	6,20	6,29	6,39	6,48	6,58	6,68	6,78	
Total costes áridos (EUR)	28.588.867	1.446.644	1.468.344	1.684.765	1.710.036	1.735.887	2.032.756	2.063.248	2.094.196	2.125.609	2.373.243	2.408.842	2.444.974	2.481.649	2.518.874	
Costes áridos de rechazo ornamental (EUR/tárido rech.)		5,59	5,67	5,75	5,84	5,93	6,02	6,11	6,20	6,29	6,39	6,48	6,58	6,68	6,78	
Total costes áridos de rechazo ornamental (EUR)	3.025.101	153.075	155.371	178.272	180.946	183.660	215.094	218.320	221.595	224.919	251.122	254.889	258.712	262.593	266.532	
Costes roca ornamental (EUR/t ornamental)		46,78	47,48	48,19	48,92	49,65	50,40	51,15	51,92	52,70	53,49	54,29	55,10	55,93	56,77	
Total costes roca ornamental (EUR)	14.065.568	711.741	722.417	828.895	841.329	853.949	1.000.105	1.015.107	1.030.333	1.045.788	1.167.623	1.185.137	1.202.914	1.220.958	1.239.272	
TOTAL OPEX (EUR)	42.654.436	2.158.385	2.190.761	2.513.660	2.551.365	2.589.636	3.032.862	3.078.355	3.124.530	3.171.398	3.540.866	3.593.979	3.647.888	3.702.607	3.758.146	
EBITDA (EUR)	50.605.629	2.560.729	2.599.140	2.982.230	3.026.964	3.072.368	3.598.216	3.652.189	3.706.972	3.762.577	4.200.917	4.263.930	4.327.889	4.392.808	4.458.700	
EBIT (EUR)																
Acumulado (EUR)		2.031.961	4.102.333	6.555.795	9.053.991	11.597.592	14.667.040	17.790.461	20.968.665	24.202.474	27.874.623	31.609.785	35.408.907	39.272.947	43.202.879	
Base imponible (EUR)	43.202.879	2.031.961	2.070.372	2.453.462	2.498.196	2.543.600	3.069.448	3.123.421	3.178.204	3.233.809	3.672.149	3.735.163	3.799.122	3.864.040	3.929.932	
Factor de Agotamiento (30%)	30%	609.588	621.112	736.039	749.459	763.080	920.834	937.026	953.461	970.143	1.101.645	1.120.549	1.139.736	1.159.212	1.178.980	
Base imponible con FA (EUR)	30.242.015	1.422.373	1.449.260	1.717.424	1.748.737	1.780.520	2.148.614	2.186.395	2.224.743	2.263.666	2.570.504	2.614.614	2.659.385	2.704.828	2.750.952	
Impuesto Sociedades (25%)	25,0%	355.593	362.315	429.356	437.184	445.130	537.153	546.599	556.186	565.917	642.626	653.653	664.846	676.207	687.738	
EBITDA con FA (EUR)	63.566.492	3.170.317	3.220.251	3.718.269	3.776.423	3.835.448	4.519.050	4.589.216	4.660.433	4.732.719	5.302.561	5.384.479	5.467.626	5.552.020	5.637.680	
Resultado Neto (EUR)	35.642.375	1.676.368	1.708.057	2.024.107	2.061.012	2.098.470	2.532.295	2.576.823	2.622.018	2.667.892	3.029.523	3.081.509	3.134.275	3.187.833	3.242.194	
Amortización																
Flujo de caja Neto (EUR)	43.045.125	2.205.136	2.236.825	2.552.874	2.589.780	2.627.238	3.061.062	3.105.590	3.150.786	3.196.660	3.558.291	3.610.277	3.663.043	3.716.601	3.770.962	
CAPEX (EUR)																
Total inversiones (EUR)	7.402.750,00	4.302.264	2.830.486	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	22.500	
Flujo de Caja Libre (EUR)	28.239.625	-2.625.896	-1.122.429	2.001.607	2.038.512	2.075.970	2.509.795	2.554.323	2.599.518	2.645.392	3.007.023	3.059.009	3.111.775	3.165.333	3.219.694	
Flujo de Caja Acumulado (EUR)		-2.625.896	-3.748.325	-1.746.719	291.793	2.367.763	4.877.558	7.431.880	10.031.399	12.676.791	15.683.814	18.742.823	21.854.598	25.019.931	28.239.625	
VAN (EUR)		9.120.189	C.Capital 12,0%													
TIR (%)		44,80%														

Figura 10.1.- Modelo económico de la cantera Lastur.



10.3. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Con el objetivo de ver qué factores del modelo económico influyen más en su resultado y por tanto el modelo económico es más sensible a una variación de estos, se ha realizado un análisis de sensibilidad. Para ello se ha variado positivamente y negativamente los elementos más importantes del modelo económico y se han analizado los resultados:

- El proyecto es más sensible a la variación del precio del árido y a la variación de la producción. Ambos parámetros hacen que el VAN sea de 0 si se decrecientan en más de un 40%.
- El proyecto es más sensible a una variación de los costes que a una variación de la inversión.
- En general, se tienen que dar variaciones muy grandes o una combinación de elementos que varíen mucho para hacer que el proyecto deje de ser rentable.

En la siguiente figura se muestra como varía el VAN en función del % de variación de cada parámetro. Se ha variado en un máximo del 50% cada parámetro.

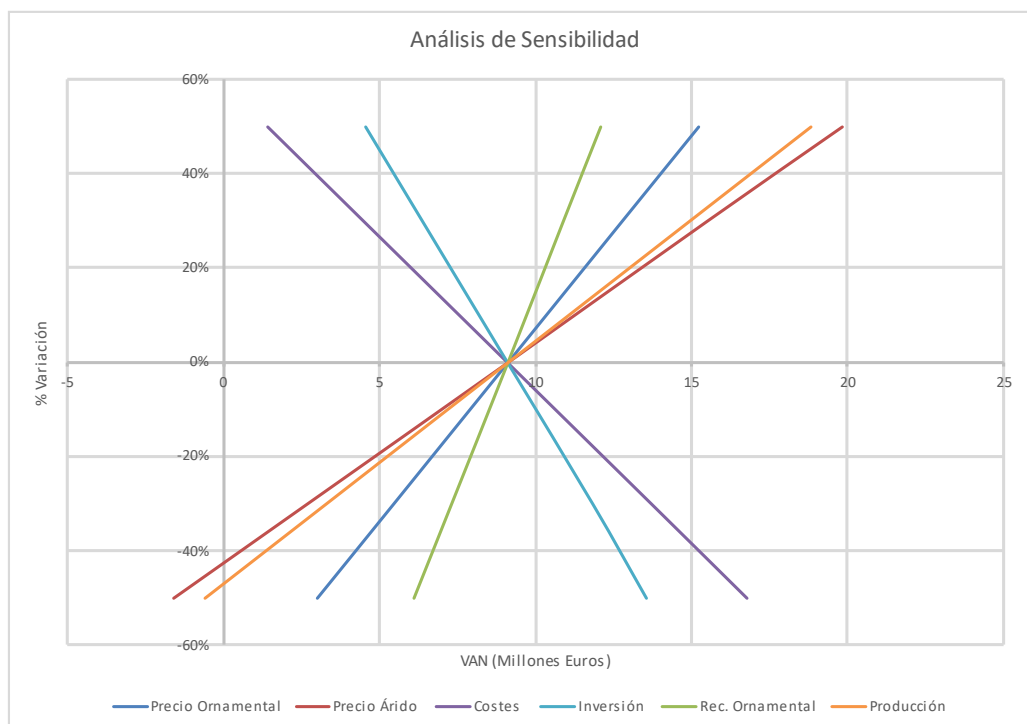


Figura 10.2.- Análisis de sensibilidad



11. DESCRIPCIÓN DE LOS MEDIOS PREVISTOS PARA LA ELIMINACIÓN DE POLVO ITC MIE 07.1.04

En el proyecto en vigor, Capítulo 6, se detallan las medidas previstas para la eliminación del polvo. Estas medidas seguirán siendo aplicadas en esta modificación.

El único cambio respecto al proyecto en vigor es que la planta primaria pasa de estar situada en el pozo-túnel a situarse al lado de la zona de extracción de árido tal y como se muestra en la Figura 5.4 de la fase 5 de explotación. En esta zona ya se está generando polvo debido a la explotación del árido por lo que no es un punto nuevo de generación de polvo, si no que se sitúa en un área que ya estaba afectada por el polvo generado por la explotación.

Se contará en todos los puntos que sean sensibles de dispersar polvo con sistemas de inyección de agua y se aplicará un conjunto de buenas prácticas y métodos de trabajo eficaces, encaminados a mantener en correcto estado los sistemas de control de los focos emisores de polvo, y mantener una acción adecuada sobre el resto de superficies capaces de generar polvo, como es el regado de las pistas y zonas de paso de maquinaria y vehículos, el uso de mascarilla autofiltrante y gafas en trabajos de mantenimiento y limpieza, así como los trabajos en los que se esté expuesto al polvo, y en general el uso correcto de las EPI's y el correcto funcionamiento de los sistemas de aire acondicionado de las cabinas que no obligue a los conductores a circular con las ventanillas abiertas. Será de especial atención la pista proyectada que dará acceso a las plataformas superiores, siendo regada con la frecuencia necesaria y usando todos los sistemas necesarios para que la afección en la zona por dispersión de polvo sea mínima.

Se controlará las emisiones e inmisiones de polvo con mediciones periódicas y medidas higiénicas que se hacen sobre el polvo respirable. Estas medidas permitirán, por una parte, comprobar que se está dentro de los parámetros que marca la normativa vigente, y por otra parte, poder desarrollar las acciones necesarias cuando se detecten valores anómalos o no deseados. La periodicidad de la toma de muestras, se hará, al menos una vez por cuadrimestre, tal y como marca la ITC 07.104.



En estos controles, se tendrá en consideración el control de la sílice cristalina respirable según lo establecido en el Real Decreto 1154/2020 de 22 de diciembre, que modifica el RD 665/1997, sobre la protección de los trabajadores contra los riesgos relacionados con la exposición a agentes cancerígenos, siguiendo la guía recomendada en este real decreto y desarrollada por el Instituto Nacional de Silicosis, titulada *Guía técnica para la prevención del riesgo por exposición de la sílice cristalina respirable (SRC) en el ámbito laboral*.

Según el RD 1154/2020 no es posible superar el VLA-ED de 0,05 mg/m³ para el polvo de SCR. Para ello, se hará un seguimiento de las mediciones y sus resultados, y si se obtuvieran medidas con valores inadecuados, se seguirá lo recomendado en la guía del instituto de silicosis:

- Se controlarán y evaluará los riesgos de exposición con los controles de polvo, se implementarán medidas de control que incluyen sistemas de ventilación, extracción de polvo en el punto de origen, mantenimiento de herramientas y equipos.
- Se capacitará a los trabajadores sobre los riesgos de la exposición a la sílice cristalina, el correcto uso del equipo de protección personal y las mejores prácticas para reducir la exposición.
- En caso de que el control no sea suficiente, se utilizarán equipos de protección respiratoria adecuados. Además, las buenas prácticas de reducción de polvo ya comentadas, contribuirán a las medidas de higiene y los buenos procedimientos en el trabajo.
- Se vigilará la salud de los trabajadores expuesto a SRC con exámenes médicos específicos de la función respiratoria para detectar cualquier indicio temprano de enfermedad.

Todos los controles que se realice quedarán registrados en el documento de seguridad y salud que se actualizará todos los años y se entregará a la administración.



Noviembre de 2024



CRN, S.A.



DOCUMENTO II

ANEXOS



ANEXO I

PROYECTO BÁSICO DEL ALMACENAMIENTO DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA



ÍNDICE

	Pág nº
1. OBJETO.....	3
2. SITUACIÓN Y EMPLAZAMIENTO.....	4
3. DESCRIPCIÓN PRELIMINAR DEL PROYECTO	5
4. DATOS Y CÁLCULOS PRELIMINARES DE LA INSTALACIÓN	6
5. DESCRIPCIÓN TÉCNICA DE LOS EQUIPOS E INSTALACIONES	8
5.1. SILOS DE ALMACENAMIENTO	8
5.2. CINTAS TRANSPORTADORAS	12
5.3. CINTAS DE PESAJE	14
5.4. SISTEMA EXPERTO DE GESTIÓN DE CARGAS Y EXPEDICIÓN	15
6. OBRAS E INSTALACIONES	17
6.1. OBRAS CIVILES.....	17
6.2. INSTALACIÓN ELECTRICA.....	17
6.3. MONTAJE MECANICO	18
6.4. MONTAJE ELECTRICO	20
6.5. AUTOMATIZACIÓN Y PESAJE	21
7. DISEÑO DE LA ZONA DE EXPEDICIÓN DE PRODUCTO	23
8. PRESUPUESTO	27
9. PLAZO DE EJECUCIÓN	29
10. PLAN DE SEGURIDAD PARA LA EJECUCIÓN DE LAS OBRAS	30



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág nº
FIGURA 2.1.- LOCALIZACIÓN DE LA CANTERA DE ZELETA-LASTUR.	4
FIGURA 3.1.- FOTOGRAFÍA REALIZADA EL 25 DE MARZO DEL 2024 DESDE LA PLATAFORMA SUPERIOR DE LA PLANTA SECUNDARIA DÓNDE SE VE LA PLANTA, LOS ACOPIOS ACTUALES Y LAS SALIDAS DE LAS CINTAS.	5
FIGURA 5.1.- SILO CILÍNDRICO. TIPO DE SILO SELECCIONADO PARA LAS ARENAS	8
FIGURA 5.2.- SILO RECTANGULAR. TIPO DE SILO SELECCIONADO PARA LAS GRAVILLAS Y GRAVAS.	9
FIGURA 5.3.- EJEMPLO DE CINTA DE PESAJE.	15
FIGURA 5.4.- ESQUEMA DEL SISTEMA DE DESCARGA.	16
FIGURA 7.1.- ESQUEMA DE DISTRIBUCIÓN DE SILOS EN PLANTA SECUNDARIA.	23
FIGURA 7.2.- ESQUEMA DE UN SILO. DISTRIBUCIÓN DE VOLÚMENES Y ALTURAS.	25

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág nº
TABLA 4.1.- CARACTERÍSTICAS DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA.....	7
TABLA 4.2.- BALANCE DE PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA	7
TABLA 5.1.- ALTURA DEL SILO Y TRAMO DE CINTA	13
TABLA 5.2.- CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES DE LAS CINTAS DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA.....	13
TABLA 6.1.- CONSUMIDORES ELÉCTRICOS	18
TABLA 7.1.- ALTURA DEL SILO Y TRAMO DE CINTA	25
TABLA 7.2.- VOLUMEN DE CADA SILO.....	26
TABLA 8.1.- PRESUPUESTO	27



1. OBJETO

El objeto del presente documento es presentar las actuaciones necesarias para la adecuación de la instalación de almacenamiento de áridos procedentes de la cantera de Zeleta y de esa forma mejorar en lo posible la manipulación de materiales, su almacenamiento y expedición, así como los aspectos visuales y medioambientales.



2. SITUACIÓN Y EMPLAZAMIENTO

La actuación del proyecto está planificada en el valle de Lastur, en Deba en las concesiones de explotación de Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358. En los planos nº 1, 2 y 3 de la memoria de la modificación del proyecto se encuentra detallada la localización, las concesiones y el perímetro minero.



Figura 2.1.- Localización de la Cantera de Zeleta-Lastur.



3. DESCRIPCIÓN PRELIMINAR DEL PROYECTO

El almacenamiento de los productos de la planta secundaria se define en el proyecto en vigor. En esta actualización del proyecto se detalla cómo se realizará este almacenamiento y se optimiza la distribución del espacio en la planta secundaria, realizando unas mejoras en las instalaciones de manipulación, almacenamiento y expedición de áridos.

La instalación se completa con sistemas de pesaje de áridos para la carga de camiones y un sistema de gestión de cargas con una relación directa entre la instalación de cantera y los clientes.

En la Figura 3.1 se muestra la situación actual de la zona de la planta secundaria donde se pueden distinguir el material acopiado, las salidas de las cintas y parte de la planta.

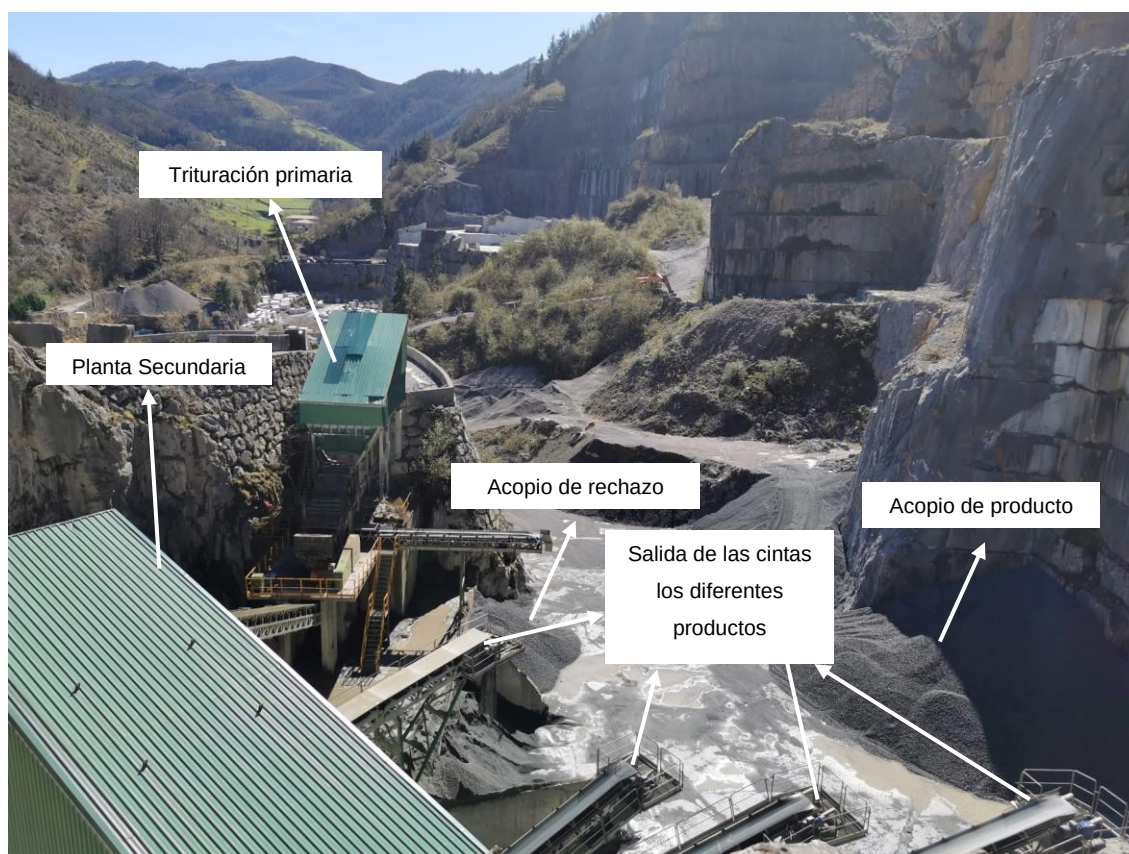


Figura 3.1.- Fotografía realizada el 25 de Marzo del 2024 desde la plataforma superior de la planta secundaria dónde se ve la planta, los acopios actuales y las salidas de las cintas.



4. DATOS Y CÁLCULOS PRELIMINARES DE LA INSTALACIÓN

Se indican a continuación los datos técnicos básicos y caudales, así como los volúmenes de los materiales a almacenar:

- Los materiales acabados procedentes de la planta secundaria se almacenarán en **silos**.
- Para el cálculo de los caudales se parte de los datos observados con la instalación productiva actual de la mina (planta secundaria).
- Actualmente, la instalación secundaria dispone de **5 cintas** que transportan los diferentes materiales clasificados mediante una instalación de cribado.
- Se clasifican y transportan los productos según las siguientes granulometrías: **>63 mm, 25/50 mm, 12/25 mm, 5/12 mm, 0/5 mm**
- El resto de material no clasificado se devuelve al proceso, también mediante una cinta transportadora.
- Los tres principales productos son: grava 12/25 mm, gravilla 5/12 mm, y arena 0/5 mm, y un tercer producto de 25/50 correspondiente a balasto.
- La producción de la planta secundaria de **320 t/h**.
- Con un funcionamiento de 8h/ día, con 2 días de producción, considerados para absorber averías y mantenimiento, y teniendo en cuenta los porcentajes de producción de los diferentes tamaños que se dan en la actualidad y que han sido contrastados que se indican en la TABLA 4.1 se requiere una capacidad mínima de almacén de 2.304 t de arenas, 922 t de gravilla y 1.280 t de grava.

En las siguientes tablas se muestran las características y el balance de los productos de la instalación secundario.



TABLA 4.1.- CARACTERÍSTICAS DE LOS PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA

Concepto	Cantidad	Unidades
Densidad Arena	1,90	t/m3
Densidad Gravilla	1,60	t/m3
Densidad Grava	1,50	t/m3
Producción Secundaria (t/h)	320	t/h
Días Almacenamiento	2	días
%Arena	45%	%
%Gravilla	18%	%
%Grava	25%	%
%Balasto	6%	%
%Rechazo	6%	%

TABLA 4.2.- BALANCE DE PRODUCTOS DE LA PLANTA SECUNDARIA

Producto	Volumen (m ³)	Toneladas (t)
Arena	1.213	2.304
Gravilla	576	922
Grava	853	1.280



5. DESCRIPCIÓN TÉCNICA DE LOS EQUIPOS E INSTALACIONES

A continuación, se indican los diferentes equipos que se incorporan al proceso de transporte y almacenamiento de la planta.

- Silos de almacenamiento
- Cintas transportadoras
- Cintas de pesaje
- Sistema experto de gestión de cargues y expedición

5.1. SILOS DE ALMACENAMIENTO

Para almacenar las arenas, gravillas y gravas que se obtienen como producto de la planta secundaria se utilizarán silos de almacenamiento de acero con revestimiento antiadherente.

En función del material almacenado, se utilizarán los siguientes tipos de silos:

- **Silo cilíndrico con base de descarga cónica:** Para las arenas se ha seleccionado este tipo de silo debido a que facilita la descarga de los materiales más finos. La base cónica estará diseñada con un ángulo de descarga de 45° asegurando el correcto funcionamiento.



Figura 5.1.- Silo cilíndrico. Tipo de silo seleccionado para las arenas



- **Silo rectangular con base tronco-piramidal:** Para las gravillas y gravas, al tener un mayor tamaño, se ha seleccionado este tipo de silo ya que puede almacenar más volumen en menos espacio. Este tipo de silos se integran fácilmente en un espacio reducido y con la base se facilita la descarga del material por gravedad, con un ángulo de descarga próximo a los 45°.



Figura 5.2.- Silo rectangular. Tipo de silo seleccionado para las gravillas y gravas.

El método a emplear para la geometría y características de los silos es una herramienta de cálculo de silos que consta de dos partes diferenciadas. La primera es la obtención de las cargas que afectan a los silos mediante una hoja de cálculo basada en la normativa aplicable y, a su vez, permite parametrizar la geometría de los mismos para obtener un flujo de descarga que tienda a ser másico, además de prevenir el pandeo con el cálculo del espesor mínimo aceptable que asegure las paredes de los silos frente a la inestabilidad. La segunda ha sido la generación de un modelo de cálculo estructural por el Método de los Elementos Finitos que señala las tensiones a las que serán sometidas las paredes del silo tras la introducción de las cargas obtenidas con la herramienta de cálculo Excel. Tras esto, se verifica la estructura que soporta al silo, sus placas de anclaje y la cimentación requerida. La herramienta de cálculo permite desarrollar cualquier tipo de silo esbelto y de pared delgada, basando su metodología de diseño en la normativa y teorías contrastadas en el campo de la construcción de silos de almacenamiento granular.



La normativa y recomendaciones a emplear para el diseño de los silos es en líneas generales la siguiente:

- ANSI/ASAE EP433 – Cargas ejercidas por el flujo libre de grano en los silos.
- ANSI/ASAE EP545 – Cargas ejercidas por el flujo libre de grano en estructuras de almacenamiento poco profundas.
- ANSI/ASAE D241.4 – Densidad, Gravedad Específica y Humedad en Masa. Relaciones de los Granos para el Almacenamiento.
- DIN 1055 – Cargas de diseño para edificaciones. Cargas en silos, cargas de nieve y cargas de viento.
- DIN 18800 – Estructuras metálicas de acero. Diseño y construcción.
- DIN 18914 – Silos cilíndricos en torre de acero con paredes finas.
- EN 1990 – Bases de cálculo de estructuras
- EN 1991-4 – Acciones en estructuras; Silos y tanques
- EN 1993-4-1 – Proyecto de estructuras de acero; Silos y tanques.
- EN 1993-1-3 – Proyectos de estructuras de acero; Reglas adicionales para perfiles y chapas de paredes delgadas conformadas en frío.
- EN 1993-1-5 – Proyecto de estructuras de acero; Placas planas cargadas en su plano.
- EN 1993-1-8 – Proyecto de estructuras de acero. Diseño de uniones.

A continuación, se indican las características principales de los silos:

- **Cuerpo del silo:** el cuerpo del silo en el caso de las arenas será cilíndrico para facilitar el flujo del material y rectangular en gravas y gravillas para optimizar el espacio. Tendrá un revestimiento antiadherente para reducir la fricción en las paredes.
- **Base del silo:** se utilizará una base cónica que facilita la descarga por gravedad con un ángulo de descarga de 45°. También tendrá un revestimiento antiadherente.
- **Sistema de soporte:** el sistema de soporte del silo garantiza la estabilidad y seguridad de la estructura. Consta de una estructura de soporte conformada por pilares de acero, vigas transversales que conectan los pilares y arriostramientos



que proveen la estabilidad lateral. Esta estructura se fija con anclajes a una losa de cemento de un espesor de 1 m que distribuye el peso del silo y proporciona una base estable.

- **Sistema de descarga:** la descarga se realizará con una cinta de pesaje sobre los camiones que transportarán el producto. Este sistema consta de unas compuertas de descargas automáticas, que controlan la liberación del material, con unos conductos de descarga ajustables que permiten dirigir el material hacia el camión y unos alimentadores vibratorios que ayudan a movilizar el material al punto de descarga.
- **Aberturas y accesos:** consta de la boca de carga, donde descargará el material de la cinta que viene de la planta secundaria, puertas de inspección que permiten el acceso para mantenimiento y limpieza y ventanas que permiten observar el nivel del material y su estado.
- **Sensores y sistemas de monitoreo:** sensor de nivel que detecta el nivel dentro del silo para evitar sobrecargas y gestionar el inventario y un sistema de pesaje y dosificación para la descarga del material.
- **Sistemas de seguridad:** consiste en unas válvulas de seguridad que previenen la sobrepresurización del silo y un sistema de alarma para indicar niveles críticos o fallos en el sistema.

El resultado obtenido para las dos tipologías de silos es el siguiente:

Silos cilíndricos

- Mismo espesor de chapa en toda la longitud del cilindro sin nervaduras.
- Chapa de 10 mm de espesor de acero al carbono A42 b.
- Formado con virolas electro soldadas.
- El espesor de la parte troncocónica, también de un solo espesor en chapa de acero al carbono A 42 b de 10 mm.



Silos prismáticos

- Espesor de chapa de acero A 42 b de 10 mm con perfiles laminados angulares de refuerzo en superficie externa.
- La base tronco-piramidal invertida de acero al carbono A 42b de 15 mm de espesor.
- Para las dos tipologías, los apoyos, soporte de los silos serán metálicas y apoyados los macizos de hormigón sobre las zapatas.
- También se instalarán las plataformas son de chapa lagrimada y rejilla electro soldadas, escaleras y barandillas según normativa

5.2. CINTAS TRANSPORTADORAS

Se trata de un conjunto de cintas con una longitud total de 135.1 m, que complementan la instalación actual de transporte de la instalación secundaria a los silos que se pretenden instalar.

La instalación incluye dos tipos de cintas transportadoras. Unas son unidireccionales de elevación para transportar el material hacia los silos y otras son cintas reversibles para dirigir el material hacia diferentes silos de un mismo material.

En cuanto a las cintas de transporte, aunque sean de diferente longitud y capacidad, se recomienda unificar tipo de cinta, rodillos motores etc., para facilitar su mantenimiento, repuestos etc.

Lo mismo con las cintas reversibles, entre ellas, también.

Como se ha indicado, la nueva instalación necesita incorporar tres cintas de transporte.



TABLA 5.1.- ALTURA DEL SILO Y TRAMO DE CINTA					
Producto	Tramo de cinta adicional (m)	Altura apoyo cinta (m)	H Altura total del silo (m)	h1 Altura del cilindro (m)	h2 Altura del cono (m)
Arena	28.8	7.09	14.18	8.18	3.5
Gravilla	24	6.49	12.98	6.98	3.5
Grava	19.3	5.91	11.81	5.81	3.5

En la siguiente tabla se detallan las características básicas de las cintas de los productos de la secundaria.

TABLA 5.2.- Características principales de las cintas de los productos de la planta secundaria			
Características	Cinta de Arena	Cinta Gravilla	Cinta Grava
Longitud	28.8 m	24 m	19.3 m
Ancho de banda	800 mm	800 mm	800 mm
Inclinación	20°	20°	20°
Capacidad	144 t/h	58 t/h	80 t/h
Granulometría	0-5 mm	6-12 mm	12-25 mm
Banda	lisa	lisa	lisa
Tolva de transición	si	si	si
Guía encauzadora	si	si	si
Tolvin de descarga	si	si	si
Rascador interior forma V	si	si	si
Rascador cabeza elástica	si	si	si
Apoyos metálicos	si	si	si
Pasillo	Ambos lados	Ambos lados	Ambos lados
Cubierta	si	no	no
Interruptor de tirón	Ambos lados	Ambos lados	Ambos lados
Potencia del motor	40 CV	40 CV	40 CV

Las cintas reversibles se instalan sobre los silos de un mismo material para repartir este desde la cabeza de la cinta transportadora.

Para la distribución de la arena a los silos se instalarán 3 cintas reversibles de 9 m de longitud cada una con una potencia de motor de 20 CV cada una. Son cintas cerradas especiales para este tipo de operaciones.

Para la distribución de gravilla a los dos silos de este material se va a instalar una cinta reversible de 9 m. de longitud con una potencia del motor de accionamiento de 20 CV.



Para el almacenamiento de grava se van a instalar 3 cintas reversibles de 9 m cada una para transportar a los 2 silos cerrados y para enviar también a los acopios. La potencia de los accionamientos es de 20 CV para cada cinta.

5.3. CINTAS DE PESAJE

Para gestionar las cargas en los camiones, se propone un sistema cintas de pesaje. Las cintas de pesaje son sistemas de alimentación continua que controlan con precisión la cantidad de material descargado desde el silo hacia los camiones que llevarán el producto. Esto evita el sobrepeso en los camiones y sustituye al pesaje por báscula mejorando la maniobra.

El material almacenado en el silo se descarga en una cinta transportadora. La velocidad de la cinta se ajusta según la tasa de dosificación deseada. Las cintas tienen unas celdas de carga que miden continuamente el peso del material en la cinta. Con un controlador de pesaje se procesa la información y se ajusta la velocidad del motor para mantener una tasa de dosificación constante. El material dosificado se descarga en el camión

Las principales ventajas de estos equipos es la precisión en la dosificación: Los sistemas de pesaje y control automático aseguran que se mantenga una tasa de dosificación precisa, reduciendo el desperdicio de material y optimizando el proceso.

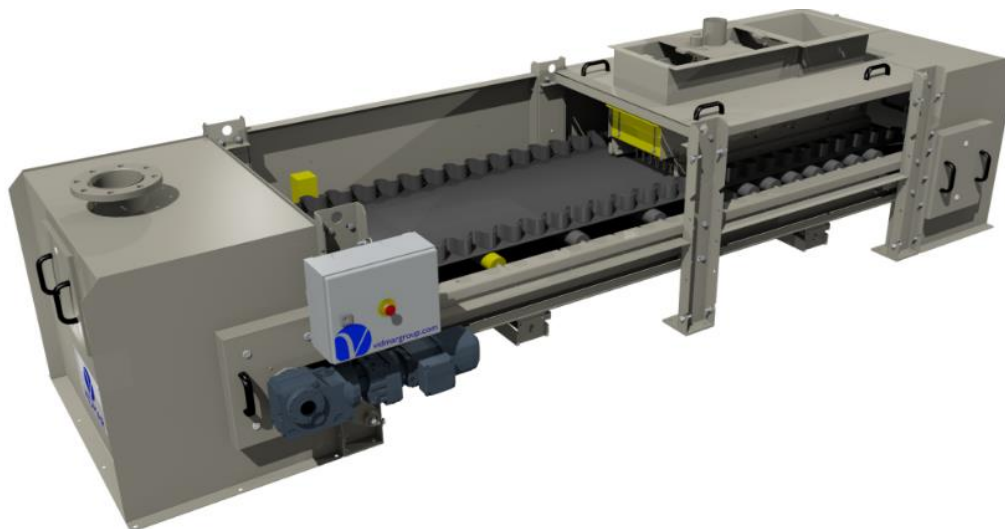


Figura 5.3.- Ejemplo de cinta de pesaje.

5.4. SISTEMA EXPERTO DE GESTIÓN DE CARGAS Y EXPEDICIÓN

Sistema experto de gestión de cargas, que permite:

- **Flujo continuo:** Flujo constante y controlado de material esenciales para procesos de producción continua.
- **Fácil integración y reducción de la intervención manual:** la automatización y los sistemas de control mejoran la seguridad y eficiencia operativa.
- **Sistemas de control y monitorización:** controladores programables que gestionan la operación del silo incluyendo la carga, descarga y monitoreo de parámetros críticos. Existe un sistema que ya se implementado en otras canteras llamado TRS Net donde se controla automáticamente la entrada y salida de los camiones a las instalaciones, la carga y descarga, el pesaje y el despacho del producto acabado.

En el siguiente esquema se muestra la posición del camión en cada silo donde desde la cinta de pesaje (rosa) se descargaría sobre el camión.

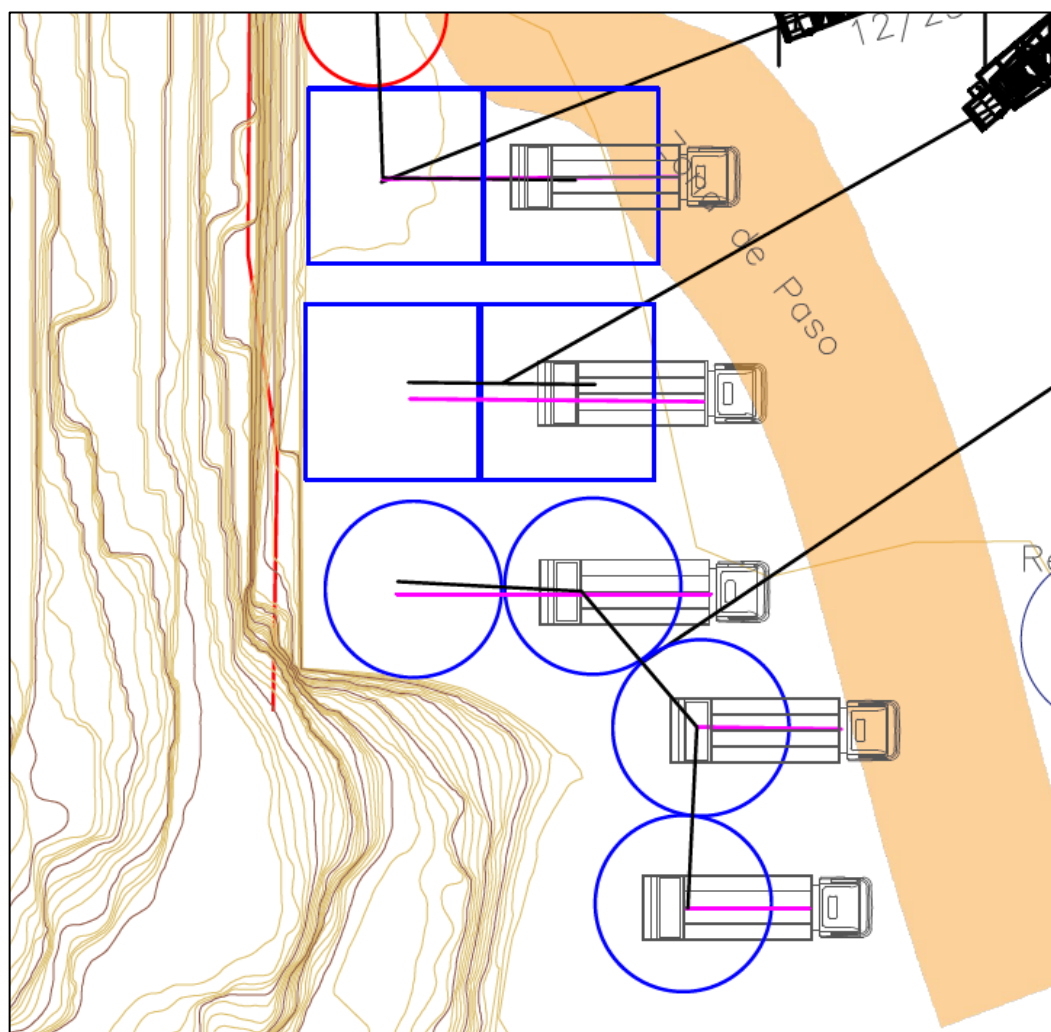


Figura 5.4.- Esquema del sistema de descarga.

Las cintas de pesajes permiten una monitorización en tiempo real del flujo de material. Existen sistemas como el TRS Net que además de monitorizar el pesaje de las cintas, integran un sistema de control de la expedición del producto completo. Este sistema permite gestionar los movimientos de los camiones y su interacción con la instalación, asegurando que los productos expedidos se ajustan a los solicitados por el cliente y tener un control de la calidad del servicio de la planta.

El camión se identifica a la entrada, así como el cliente y se le dirige hacia el cargue donde se le asegura la entrega en tipo de material y peso que el camión puede cargar además de otras funciones técnicas y comerciales. Este tipo de sistemas tiene un coste adicional entorno a 150.000 euros que no ha sido incluido en el presupuesto.



6. OBRAS E INSTALACIONES

A continuación se indican las características de las obras civiles e instalaciones necesarias para ubicar los equipos indicados, como son:

- Obras civiles
- Instalación eléctrica
- Montaje mecánico
- Montaje eléctrico
- Automatización y pesaje

6.1. OBRAS CIVILES

Es necesario realizar obras civiles sobre todo en la cimentación de los silos en la construcción de las cimentaciones de los apoyos, que normalmente serán en la formación de zapatas y fustes. También serán necesarias obras en los apoyos de las cintas transportadoras y en muros de separación de acopios, así como en la pavimentación de superficies de las edificaciones.

Las obras se harán de acuerdo al Código Estructural reglamentación donde se regulan las estructuras de Hormigón, de acero y mixtas de hormigón-acero que sustituye a la anterior instrucción EHE -08 y la instrucción de acero estructural EAE

6.2. INSTALACIÓN ELECTRICA

El esquema unifilar parte del cuadro general de baja tensión al CCM de la nueva instalación donde se encuentra el control y mando de los nuevos consumidores eléctricos principalmente:



TABLA 6.1.- CONSUMIDORES ELÉCTRICOS		
Potencia Motor (CV)	Unidades	Total potencia Motor (CV)
40	4	160
20	7	140
5	3	15
Total Potencia nueva instalación (CV)		315
Factor de simultaneidad		60%
Total kW en consumo por hora		139

La instalación eléctrica se completa con los diferentes periféricos de los equipos como desvío de cintas, paros de emergencia, niveles de silos, automatismos, etc.

6.3. MONTAJE MECANICO

Para el montaje mecánico se tiene que tener en cuenta los siguientes aspectos:

- La estructura debe entregarse con protección anticorrosiva y acabada en esmalte.
- Se inicia con el replanteo y la revisión y verificación de dimensiones reales en obra de los elementos metálicos, de hormigón y en general de la obra civil que sean la base para la fabricación, armado, ensamble y montaje de la estructura.
- Consultar detalles de Planos Estructurales, y arquitectónicos.
- Elaborar planos de taller previa verificación de medidas requeridas para la fabricación y montaje.
- Supervisar durante la fabricación en planta todos los procesos (corte, cepillado, soldadura, etc.).
- Terminado el trabajo de pre-montaje en planta, hay que aplicar una capa de anticorrosivo del tipo especificado y proceder al montaje final, previa verificación topográfica de los puntos de arranque de la estructura, realizando todos los



anclajes, empalmes y trabajos que sean necesarios para el ensamble y estabilidad de la estructura, manteniendo todas las medidas de prevención relacionadas con la manipulación de elementos pesados en altura, manejo de equipos eléctricos de alta demanda de energía como los soldadores, control de ruido y residuos de construcción, etc.

- Controlar alineación y plomos de todos los componentes.
- Inspeccionar soldaduras y fijaciones y limpiar, resanar y aplicar la segunda capa de anticorrosivo y la pintura de acabado.
- Inspección de la calidad de la soldadura (ultrasonido, radiografía, líquidos penetrantes) según comportamiento estructural del elemento. Ensayo de tracción para productos de acero. Adherencia de Pintura.
- Las indicadas en la última versión de “Structural Welding Code Steel”.
- Perfilaría estructural tipo perlín de lámina de los calibres indicados en los planos del proyecto. Soldadura con electrodo E60H.
- Finalizar con tratamiento anticorrosivo y pintura esmalte del tipo indicado en los planos.

En el montaje se dispondrá de:

- Equipos de Soldadura. Andamios y equipo de izado de materiales.
- Equipo de pintura. Taladros y herramienta menor. Norma NSR Vigente.
- Precalificación de soldadores.



6.4. MONTAJE ELECTRICO

Este caso se trata de pocas unidades de consumo de energía eléctrica, pero para llevar a cabo la nueva instalación eléctrica es necesario cumplir con una serie de normativas legales o requisitos.

Para la realización de dichas instalaciones, se deben acudir a compañías autorizadas y certificadas por el Ministerio. Cuando un profesional autorizado lleva a cabo un diseño de una instalación eléctrica industrial, este debe tener en cuenta una serie de necesidades de alimentación eléctrica que requieren las diferentes áreas de producción industrial.

Los consumidores son de pequeña potencia y serán alimentados a baja tensión.

Entre los puntos que se debe valorar antes de acometer la instalación eléctrica son entre otros:

- Calcular la potencia que es necesaria contratar, ya que en función del tipo de empresa puede ser necesaria una potencia mayor.
- Emplazar los equipos y las zonas de producción, de manera que estén correctamente posicionados en relación con el entorno en el que se encuentran.
- Tener en cuenta que, posiblemente, puedan surgir nuevos entornos de producción.
- Incorporar características de los diferentes equipos como: corrientes, frecuencia, tensión o la potencia, por ejemplo.
- El óptimo funcionamiento de las instalaciones eléctricas industriales dependerá de que dicho diseño se realice de forma correcta y complete los aspectos fundamentales.



Para realizar el proyecto y montaje eléctrico se debe de cumplir estrictamente el Reglamento electrotécnico sobre instalaciones industriales de baja tensión.

El Reglamento tiene por objeto establecer las condiciones técnicas y garantías que deben reunir las instalaciones eléctricas conectadas a una fuente de suministro en los límites de baja tensión, con la finalidad de:

- a) Preservar la seguridad de las personas y los bienes.
- b) Asegurar el normal funcionamiento de dichas instalaciones y prevenir las perturbaciones en otras instalaciones y servicios.
- c) Contribuir a la fiabilidad técnica y a la eficiencia económica de las instalaciones.

6.5. AUTOMATIZACIÓN Y PESAJE

Consiste básicamente en un controlador para la báscula dosificadora.

En el armario se incluyen todos los elementos eléctricos necesarios: controlador, magneto-térmicos. El Bus de comunicaciones Modbus / Ethernet TCP-IP / Profibus DP a escoger.

También con señales cableadas al centro de control, una pantalla táctil para programación y mando múltiples teclas de función programables. Visualización de gráficas de tendencia. Ventanas animadas 1 Amplificador digital de peso 1 Fuente de alimentación 24 V, para CPU + I/O 1 Armario eléctrico Rittal de 600x800x300mm.
Programa- aplicación básculas dosificadoras / báscula integradora /caudalímetro, conectores, conexionado y ampliaciones de cableado, tanto en la caja de conexiones locales de la báscula como en el tablero de control.

Descripción mando y control: para la visualización y mando de las básculas se instala un terminal de operador con una pantalla táctil en la que se programan múltiples teclas de función y gráficas. Mediante este terminal, pueden programarse y visualizarse todos los parámetros de configuración, cálculo y control de la dosificadora.



La señal de peso procedente de la célula y la de velocidad, proveniente de un encoder, son leídas por el controlador. El controlador, realiza todos los cálculos y regulación de la dosificadora, suministrando una señal de 4-20 mA, que varía en función de las diferencias de peso, para conseguir un caudal igual a una consigna real. Mediante el terminal, pueden visualizarse o modificarse los siguientes valores.

Asimismo, en la misma pantalla se indicarán de forma intermitente, las alarmas que vayan sucediendo, de forma codificada, correspondientes estas, a:

- Exceso de peso / Falta de material

- Disparo térmico por sobre intensidad, desplazamiento de banda Etc. El telemando de control envía por cada báscula las siguientes señales al exterior por medio del bus de datos:
 - 1 señal para impulsos del totalizador (bit)
 - 1 señal para confirmación de marcha (bit)
 - 1 señal para alarma general (bit)
 - 1 señal de caudal instantáneo



7. DISEÑO DE LA ZONA DE EXPEDICIÓN DE PRODUCTO

El objetivo de este diseño es distribuir en silos el máximo volumen de los productos de la planta secundaria posible. Todos los productos irían en silos excepto las gravas que por falta de espacio se distribuirían en 2 silos de 318 m³ y dos acopios en forma de dos conos juntos de 250 m³ con un radio de 3,2 m y una altura de 11,8 m.

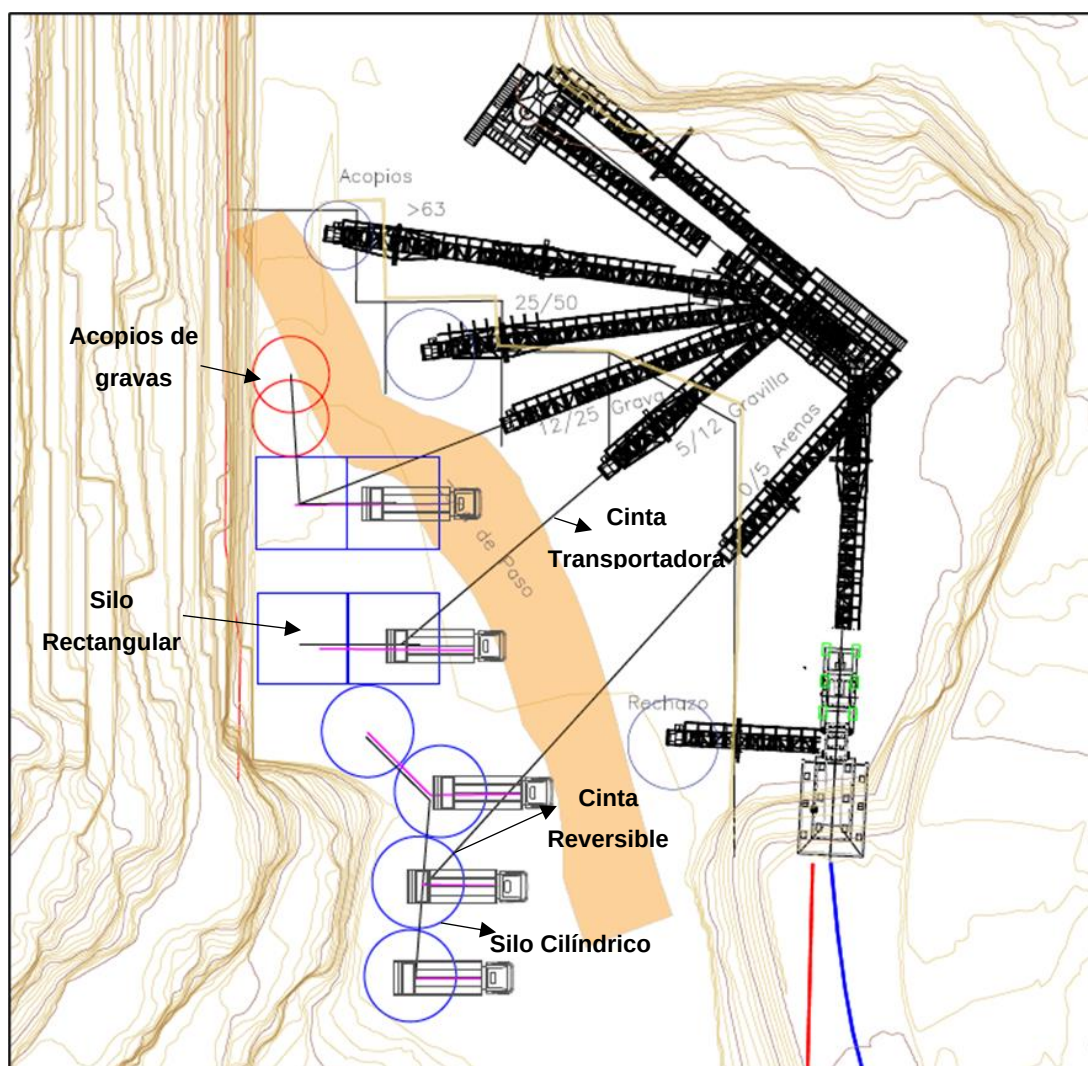


Figura 7.1.- Esquema de distribución de silos en planta secundaria.



En este diseño se ha tenido en cuenta los siguientes factores limitantes:

- Las cintas de la secundaria salen con una elevación estimada de 7 m.
- Al tramo de cinta de la secundaria se le añade un tramo de cinta con una pendiente de 14° que irá desde la cinta de la planta secundaria hasta el silo. A la salida de cada cinta se instala una cinta reversible. La cinta que viene de la secundaria descarga en el centro de la cinta reversible y esta mueve el material de un silo a otro cuando existe más de un silo o acopio para el mismo producto. Cada cinta tendrá un apoyo, cuya altura se detalla en la TABLA 5.1.
- La altura del silo será la suma de la altura de salida de la secundaria (7 m) y la altura que alcanza la cinta de cada material según el tramo de cinta y la pendiente de 14° .

El silo se divide en 3 partes, la zona principal de almacenamiento que es cilíndrica o rectangular, la base cónica y la estructura. En el siguiente esquema se muestran las partes del cilindro.

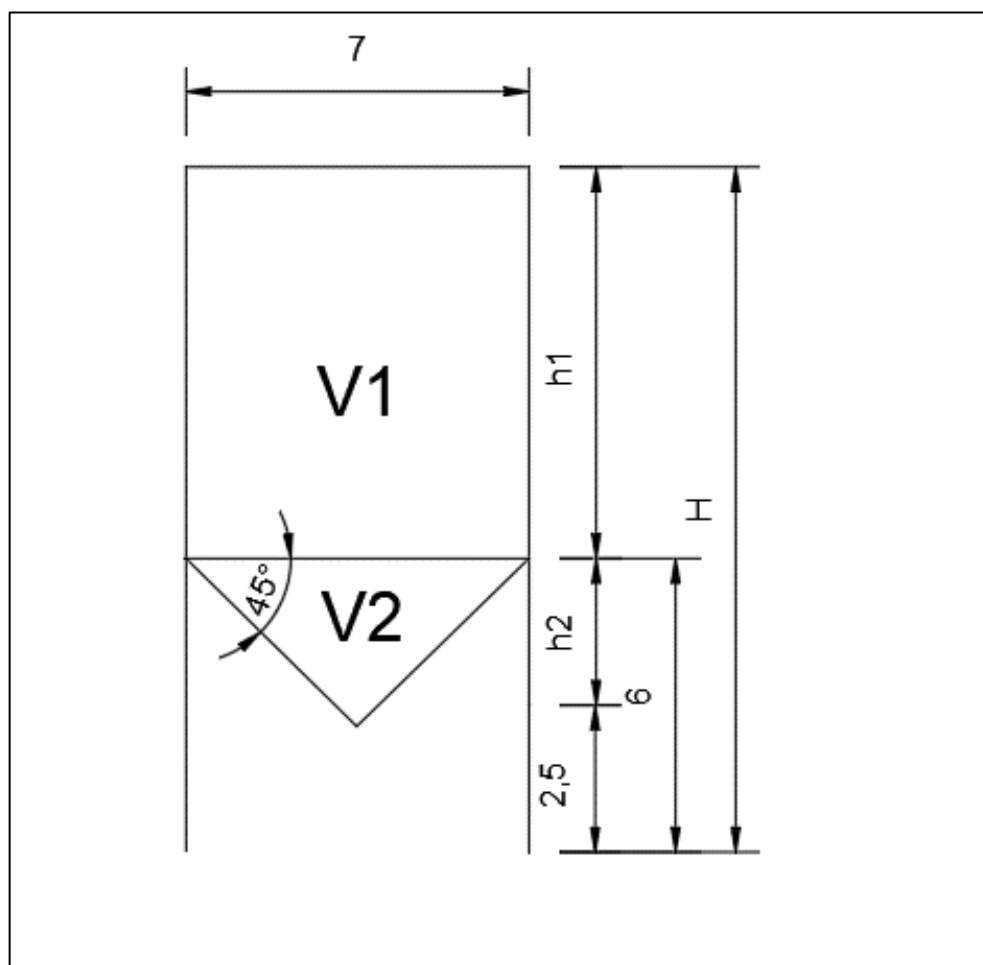


Figura 7.2.- Esquema de un silo. Distribución de volúmenes y alturas.

Las alturas de los silos calculadas son las siguientes:

TABLA 7.1.- ALTURA DEL SILO Y TRAMO DE CINTA					
Producto	Tramo de cinta adicional (m)	Altura apoyo cinta (m)	H Altura total del silo (m)	h1 Altura del cilindro (m)	h2 Altura del cono (m)
Arena	28.8	7.09	14.18	8.18	3.5
Gravilla	24	6.49	12.98	6.98	3.5
Grava	19.3	5.91	11.81	5.81	3.5

Para calcular el volumen del silo se ha tenido en cuenta las alturas máximas según cada tramo de cinta, un diámetro del silo de 7 m y una altura de la estructura que soporta el silo de 6 m según el esquema de la Figura 7.2.

En la siguiente tabla se detalla los volúmenes del cilindro para arenas o el prisma triangular para gravas y gravillas (V1) y el volumen del cono inferior (V2) de cada tipo



de silo según el producto que almacena. Para el cono inferior se ha tenido en cuenta un ángulo de descarga de 45°.

TABLA 7.2.- VOLUMEN DE CADA SILO					
Producto	V1 (M3)	V3 (m3)	Vtotal silos (m3)	Volumen a almacenar (m3)	Nº silos
Arena	314,83	32,99	347,81	1.213	4,0
Gravilla	342,21	32,99	375,20	576	2,0
Grava	284,79	32,99	317,78	853	3,0

Por lo tanto, es necesario 4 silos para arenas, 2 silos para gravilla y 3 silos para gravas.



8. PRESUPUESTO

Se ha realizado un cálculo estimado del presupuesto de los silos. Esta opción consta de 4 silos para las arenas, 2 silos para las gravillas, 2 silos y 2 acopios para las gravas. El presupuesto no incluye el sistema de monitorización TRS Net que tiene un valor adicional estimado en 150.000€. El presupuesto asciende a **1.017.254,25 €**.

TABLA 8.1.- PRESUPUESTO				
Descripción	Unidad	Nº Unidades	Precio unitario €/ud	Total
Silo de arena				
Estructura superior del silo de acero S275JR en estructura metálica, con piezas simples de perfiles laminados en caliente de la serie HEB, con uniones soldadas en obra.	kg	16.131,49	2,31	37.263,74
Estructura de soporte del silo de Acero S275JR en estructura metálica, con piezas simples de perfiles laminados en caliente de la serie Hot Finished CHS, con uniones soldadas en obra.	kg	7.102,51	2,31	16.406,80
Total partida silo de arena			53.670,54	
Total silos de arena (4 silos)	ud	4,00	53.670,54	214.682,17
Silo de Gravilla				
Estructura superior del silo de acero S275JR en estructura metálica, con piezas simples de perfiles laminados en caliente de la serie HEB, con uniones soldadas en obra.	kg	15.357,64	2,31	35.476,15
Estructura de soporte del silo de Acero S275JR en estructura metálica, con piezas simples de perfiles laminados en caliente de la serie Hot Finished CHS, con uniones soldadas en obra.	kg	7.102,51	2,31	16.406,80
Total partida silo de gravilla			51.882,95	
Total silos de gravilla (2 silos)	ud	2,00	51.882,95	103.765,91
Silo de Grava				
Estructura superior del silo de acero S275JR en estructura metálica, con piezas simples de perfiles laminados en caliente de la serie HEB, con uniones soldadas en obra.	kg	13.297,07	2,31	30.716,24
Estructura de soporte del silo de Acero S275JR en estructura metálica, con piezas simples de perfiles laminados en caliente de la serie Hot Finished CHS, con uniones soldadas en obra.	kg	7.102,51	2,31	16.406,80
Total partida silo de gravilla			47.123,05	
Total silos de grava (2 silos)	ud	3,00	47.123,05	141.369,14
Zapata de hormigón				



TABLA 8.1.- PRESUPUESTO				
Descripción	Unidad	Nº Unidades	Precio unitario €/ud	Total
Losa de cimentación de hormigón armado, realizada con hormigón HA-25/B/20/IIa fabricado en central y vertido con cubilote, y acero UNE-EN 10080 B 400 S, cuantía 49,32 kg/m ³ ; acabado superficial liso mediante regla vibrante.	m3	533	144,91	77.237,03
Total partida Zapata			77.237,03	
Total Zapatas	ud	1,00	77.237,03	77.237,03
Cinta de pesaje de los silos				
Cinta de pesaje para un silo	ud	2,00	30.000,00	60.000,00
Cinta de pesaje para dos silos juntos	ud	3,00	50.000,00	150.000,00
Total cintas de pesaje			210.000,00	
Cinta transportadora. Tramo desde la secundaria hasta el silo.				
Cinta transportadora con un apoyo 7 m con tramo de cinta reversible para distribuir el material entre los silos. Presupuesto de todas las cintas	m.l.	135,1	2000	270.200,00
Total cinta transportadora			270.200,00	
Total presupuesto silos			1.017.254,25	



9. PLAZO DE EJECUCIÓN

Se estima un plazo de ejecución del proyecto de 6 meses.



10. PLAN DE SEGURIDAD PARA LA EJECUCIÓN DE LAS OBRAS

Es necesario un Plan de Seguridad para el montaje de la obra. Básicamente son estructuras metálicas y se trata de un ejemplo típico de construcción prefabricada.

Se fabrican en taller diferentes conjuntos elementales y piezas que son unidos y/o ensamblándose obra mediante tornillos y/o soldadura. El montaje de estructuras metálicas constituye una actividad importante en el proyecto.

Desde el punto de vista de prevención, el montaje de estructuras metálicas, constituye una actividad de riesgo. Los riesgos más significativos son:

- Derrumbamiento de piezas, pilares, celosías, dinteles, rodillos.
- Caídas en altura de piezas
- Atrapamiento entre distintas piezas
- Contactos eléctricos
- Sobreesfuerzos
- Elementos de elevación
- Traslado de piezas y su almacenamiento

La entrada en vigor de la Ley de Prevención de Riesgos Laborales ha producido una gran mejora en las condiciones de seguridad que se aplican en este tipo de obras, sobre todo por la utilización de plataformas elevadoras, grúas y el uso de medidas de protección colectivas e individuales. La aplicación de estas medidas ha supuesto una disminución significativa de la siniestralidad en esta actividad constructiva.

Noviembre de 2024

Ingrid Blanco Angulo
Ingeniera de minas
Nº Colegiado: 720 SUR
CRN, S.A.





ANEXO II

PROYECTO BÁSICO DE LAS CINTAS TRANSPORTADORAS



ÍNDICE

Pág nº

1. INTRODUCCIÓN	3
2. SITUACIÓN Y EMPLAZAMIENTO.....	4
3. DESCRIPCIÓN PRELIMINAR DEL PROYECTO	5
4. CARACTERÍSTICAS DE LA INSTALACIÓN	7
4.1. PENDIENTE DE LA CINTA	10
4.2. ANCHO DE LA CINTA	11
4.3. VELOCIDAD DE LA CINTA.....	11
5. PRINCIPALES ELEMENTOS QUE COMPONEN UNA CINTA TRANSPORTADORA....	12
5.1. BASTIDOR	13
5.2. ESTACIONES SUPERIORES.....	14
5.3. TAMBORES	16
5.4. BANDAS	16
5.5. OTROS SISTEMAS	17
5.6. INSTALACIÓN Y ARMARIO ELÉCTRICOS.....	17
5.7. CONTROL POR AUTÓMATA Y ORDENADOR	18



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág nº
FIGURA 2.1.- LOCALIZACIÓN DE LA CANTERA DE ZELETA-LASTUR.	4
FIGURA 3.1.- IMPLANTACIÓN EN PLANTA DE LAS CINTAS TRANSPORTADORAS	6
FIGURA 4.1.- TRAMO 1 DE CINTA QUE TRANSPORTA EL MATERIAL DE RECHAZO DE LA PLANTA PRIMARIA A LA PLATAFORMA A COTA 300 M.	7
FIGURA 4.2.- TRAMO 2 DE CINTA QUE TRANSPORTA EL MATERIAL DE LA PLANTA PRIMARIA AL PRE- STOCK SITUADO A COTA 273 M DONDE SE ALMACENA HASTA LLEVARLO A LA PLANTA SECUNDARIA.	7
FIGURA 4.3.- TRAMO 3 DE CINTA QUE TRANSPORTAR EL MATERIAL DEL PRE-STOCK A LA BOCA DE ENTRADA DE LA PLANTA SECUNDARIA.....	8
FIGURA 4.4.- PENDIENTE MÁXIMA PARA TRANSPORTE EN CINTA SEGÚN EL TIPO DE MATERIAL (IGME, 1989)	10
FIGURA 4.5.- VELOCIDADES ACONSEJADAS.....	11
FIGURA 5.1.- ELEMENTOS DE UNA CINTA TRANSPORTADORA.....	13
FIGURA 5.2.- BASTIDOR.	13
FIGURA 5.3.- TIPOS DE ARTESA.	14
FIGURA 5.4.- SEPARACIÓN ENTRE RODILLOS.....	15
FIGURA 5.5.- TIPOS DE RODILLOS.	15

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág nº
TABLA 4.1.-APOYOS PRINCIPALES DE LAS CINTAS POR TRAMOS	8
TABLA 4.2.-CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS TRAMOS DE CINTA	9



1. **INTRODUCCIÓN**

Se presenta el proyecto básico de las cintas transportadoras basado en la oferta de ejecución del proyecto de la implantación de las cintas en el proyecto de explotación de Urkulu y Duquesa presentada por Mining Land.

El presupuesto de las cintas se incluye en el *Anexo 4 Presupuesto de la planta primaria y las cintas transportadoras* y en la colección de planos de este documento se encuentra el detalle en planta y perfiles de cada tramo de cinta.

En los siguientes apartados de este documento se detallan las características generales de los tramos de cintas y sus principales elementos.



2. SITUACIÓN Y EMPLAZAMIENTO

La actuación del proyecto está planificada en el valle de Lastur, en Deba en las concesiones de explotación de Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358. En los planos nº 1, 2 y 3 de la memoria de la modificación del proyecto se encuentra detallada la localización, las concesiones y el perímetro minero.



Figura 2.1.- Localización de la Cantera de Zeleta-Lastur.



3. DESCRIPCIÓN PRELIMINAR DEL PROYECTO

El transporte del material por cintas transportadoras es lo que actualmente figura en el proyecto en vigor. En esta modificación del proyecto define en detalle la posición de los trazados de las cintas para adaptarlos a la nueva posición de la planta primaria, pre-stock y acopio de rechazo. Se realizarán tres tramos de cintas:

- El primer tramo de cinta comunicará la planta primaria con el acopio de rechazo de la planta situado en una plataforma a cota 300 m. En este tramo se transportará material con una granulometría 0-25 mm.
- El segundo tramo de cinta comunicará la planta primaria con un pre-stock, situado en una plataforma a cota 273 m, de material machacado por la planta primaria con granulometrías 25-300 mm. Este material se almacenará en el pre-stock hasta llevarlo a la planta secundaria. El pre-stock dará a la mina un acopio de material disponible equivalentes entre 3 y 4 días de producción para poder continuar procesando en la planta secundaria sin necesidad de explotar en ese mismo momento. Los detalles del pre-stock se enuncian en la memoria de este documento.
- El tercer tramo de cinta llevará el material del pre-stock con granulometrías 25-300 mm a la planta secundaria para su proceso.

Con este sistema de transporte se prevé una mejora en la eficiencia de la mina con un transporte más sostenible con el medio ambiente y más rentable para el proyecto minero. En la siguiente figura se muestran los tramos de cintas implantados en la situación actual del proyecto.

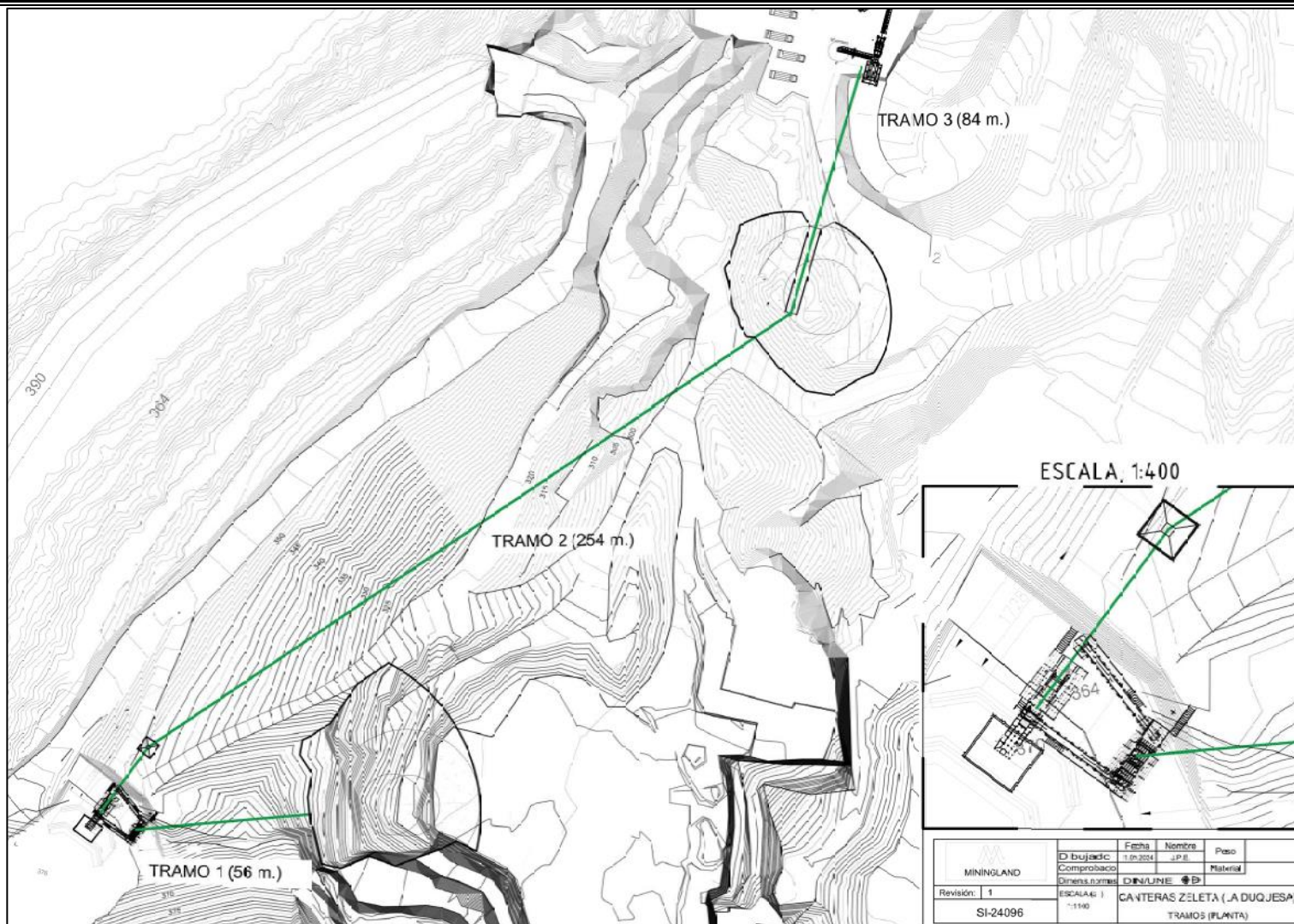


Figura 3.1.- Implantación en planta de las cintas transportadoras



4. CARACTERÍSTICAS DE LA INSTALACIÓN

Los perfiles y planta de los trazados de las cintas se encuentran en la colección de planos de este Anexo. Los tramos de cintas tienen las siguientes características:

- **Tramo 1:** Transporta material de rechazo de la planta primaria a la plataforma a cota 300 m. La cinta se sitúa por encima del terreno y con una pendiente adecuada. El material que se transporta corresponde al rechazo de la planta primaria que tiene una granulometría entre 0 y 25 mm.

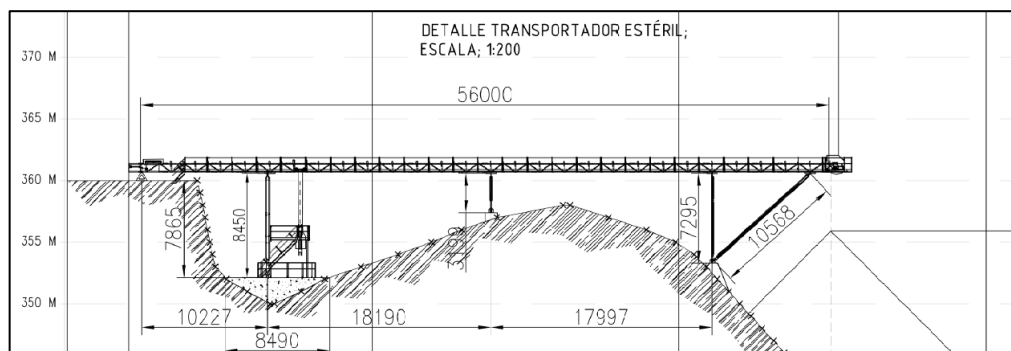


Figura 4.1.- Tramo 1 de cinta que transporta el material de rechazo de la planta primaria a la plataforma a cota 300 m.

- **Tramo 2:** Transporta material de la planta primaria a la plataforma a cota 273 m (plataforma situada cerca de la planta secundaria). La cinta se sitúa por encima del terreno y transporta el material producto de la planta primaria al pre-stock donde se almacena hasta llevarlo a la planta secundaria. La granulometría de este material es entre 25 y 300 mm.

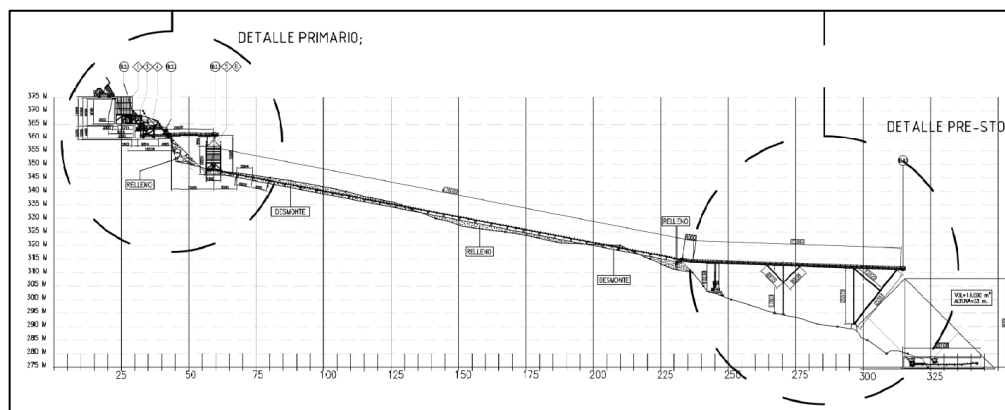


Figura 4.2.- Tramo 2 de cinta que transporta el material de la planta primaria al pre-stock situado a cota 273 m donde se almacena hasta llevarlo a la planta secundaria.



- **Tramo 3:** Transporta material del pre-stock con granulometría entre 25 y 300 mm a la planta secundaria.

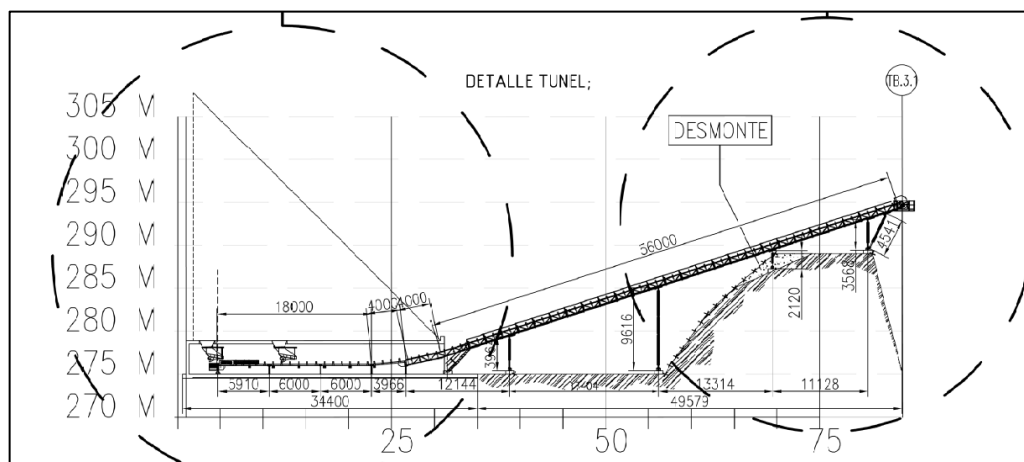


Figura 4.3.- Tramo 3 de cinta que transportar el material del pre-stock a la boca de entrada de la planta secundaria.

En las siguientes tablas se muestran las alturas de los apoyos principales de cada tramo de cinta. En el segundo tramo, tal y como se muestra en la Figura 4.2 hay una parte de la cinta que va muy cerca del terreno y llevará unos apoyos simples que no están detallados en esta tabla.

TABLA 4.1,-APOYOS PRINCIPALES DE LAS CINTAS POR TRAMOS			
Nº	Tramo 1 (mm)	Tramo 2 (mm)	Tramo 3 (mm)
P1	8.450	10.238	3.964
P2	3.199	17.801	9.616
P3	7.295	8.615	4.541
P4	10.568	8.308	
P5		20.519	
P6		12.420	
P7		25.391	
Total	29.512	103.292	18.121

En la siguiente tabla se presentan las características generales de cada tramo de cinta. En los siguientes apartados se justifica los datos de esta tabla. Los tres tramos de cintas presentados anteriormente se dividen en subtramos dependiendo de la posición que se indica en la siguiente tabla. En los planos anexos se especifica la ubicación de cada tramo.



TABLA 4.2.-CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS TRAMOS DE CINTA							
Características	TB.1.	TB.2.	TB.3.	TB.4.	TB.5.	TB.6.	TB.7.
Posición	A criba estéril	Salida estéril	Retorno criba	Acopio estéril	Salida JC-1613	Pre-Stock	Túnel
Tipo	Media	Media	Media	Pesada	Pesada	Pesada	Pesada
Caudal necesario	200 Tn/h	250 Tn/h	250 Tn/h	250 Tn/h	1200 Tn/h	1200 Tn/h	500 Tn/h
Granulometría	0-100 mm	0-25 mm	25-100 mm	0-25 mm	0-300 mm	0-300 mm	0-300 mm
Longitud	18 m	8 m	14 m	56 m	26 m	259 m	82 m
						Viga simple: 178 m	
						Celosía: 81 m	
Ancho de la banda	800 mm	800 mm	800 mm	800 mm	1200 mm	1200 mm	1200 mm
Inclinación	16°	18°	10°	0°	0°	(-11/-2) - 8°	0-18°
Características de la banda	Lisa EP 500/3 4+2	Lisa EP500/3 4+2	Lisa EP500/3 4+2	Lisa EP500/3 4+2	Lisa EP630/4 6+2	Lisa EP630/4 6+2	Lisa EP630/4 6+2
Potencia instalada	11 Kw	7,5 Kw	7,5 Kw	11 Kw	18,5 Kw	-90 Kw	55 Kw
Velocidad	1,6 m/seg.	1,6 m/seg.	1,6 m/seg.	1,8m/seg.	2 m/seg.	2m/seg.	1,8m/seg.
Tambor motriz Vulcanizado	320 mm	320 mm	320 mm	500 mm	500 mm	650 mm	500 mm
Tambor de cola	320 mm	320 mm	320 mm	500 mm	500 mm	650 mm	500 mm
Sistema de tensión	Husillos	Husillos	Husillos	Contrapesos	Husillos	Contrapesos	Contrapesos
Encauzador	1,5 m	1,5 m	1,5 m	2 m	8 m	6 m	8 m
Diámetro rodillos portantes	89	89	89	108	133	133	133
Boca de descarga	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
Rascador de cabeza Primario	Si	Si	No	Si	No	No	No
Rascador de cabeza Secundario	Si	Si	No	Si	Si	Si	Si
Interruptor de tirón	Si	Si	Si	Si	Si (x2)	Si (x10)	Si
Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral	Superior / Inferior/ Lateral
Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	No	No	No	No	No	No
Defensa lateral de cabeza	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
Descarga intermedia	No	No	No	No	Si	Si	No
Rascador de cola	Si	Si	Si	Si	Si	Si	Si
Barras de impacto 55 mm	Si	Si	Si	Si	Si (x8)	Si (x6)	Si (x8)



4.1. PENDIENTE DE LA CINTA

En criterios generales, la pendiente de la cinta no es recomendable que supere los 20°. Existen opciones para poner cintas de más grados, pero son casos especiales con fuertes resaltes para evitar el deslizamiento que dan problemas de mantenimiento.

En la Figura 4.4 se muestra la pendiente máxima según el tipo de material en un estudio realizado por el IGME (*Instituto Geológico y Minero de España*). Según la tabla, el tipo de material de la cantera después de pasar por la planta primaria es caliza triturada para el pre-stock cuya pendiente máxima en la cinta es de 18° y para el material de rechazo sería arena y grava húmeda con una pendiente máxima de 20 °. Los tramos de cintas propuestos tienen no superan en ningún caso la pendiente máxima de 18°.

Material	Densidad t/m ³	Ángulo de reposo (°)	Pendiente máxima de transporte (δ)	Efectos posibles		
				Mecánicos	Químicos	Temperatura
Cenizas húmedas	0,9	15	18			
Cenizas secas	0,65 - 0,75		16			
Sulfato amónico	0,75 - 0,95		22	+	++	
Bauxita fina	1,9 - 2,0		18	+		
Bauxita triturada	1,2 - 1,4		18 - 20	++		
Escorias de fundición	1,2 - 1,4		18	++		+
Arcillas	1,8	15 - 18	18 - 20			
Carbón	0,75 - 0,85	18	18	+		
Carbón fino	0,8 - 0,9	10	18 - 20			
Clinker	1,2 - 1,5	10 - 15	18	++		++
Coque	0,45 - 0,6	15	17 - 18	++		++
Hormigón húmedo	1,8 - 2,4	0 - 5	16 - 22	++		
Minerales de cobre	1,9 - 2,4	15	18	++		
Roca triturada	1,5 - 1,8	10 - 15	16 - 20	++		
Feldespato triturado	1,6		18	++		
Arenas y gravas húmedas	2,0 - 2,4	15	20			
Arenas y gravas lavadas	1,5 - 2,5	18	12 - 15			
Grafito en polvo	0,5		20			
Granito triturado	1,5 - 1,6		20	++		
Gravas sin clasificar	1,8	15	18 - 20			
Yeso en polvo	0,95 - 1,0		23			
Yeso triturado	1,35		18			
Mineral de hierro	1,7 - 2,5	15	18	++		
Pellets de hierro	2,5 - 3,0	12	15			
Briquetas de lignito	0,7 - 0,85	15	12 - 13			
Caliza triturada	1,3 - 1,6	15	16 - 18	+		
Lignito seco	0,5 - 0,9	15	15 - 17			
Lignito húmedo	0,9	15 - 20	18 - 20			
Mineral de manganeso	2,0 - 2,2	15	18 - 22	++		
Fosfato fino	2,0	12 - 15	18	+		
Fosfato triturado	1,2 - 1,4	15	18 - 20	++		
Potasa	1,1 - 1,6	15	18	+	+	
Turba	0,4 - 0,6		16			

Figura 4.4.- Pendiente máxima para transporte en cinta según el tipo de material (IGME, 1989)



4.2. ANCHO DE LA CINTA

Tamaño máximo bloque = $0,3 \times$ ancho cinta. Se suele indicar como tamaño máximo recomendado el valor de 400 mm para el bloque mayor por el efecto de punzonado o carga puntual (rasgado o perforado de cinta).

En el caso de esta cinta transportará material de 0-25 mm (rechazo) o de 25-300 mm (pre-stock). La cinta del rechazo correspondiente al tramo 1 tiene un ancho de 800 mm y el resto de tramos de 1200 mm.

4.3. VELOCIDAD DE LA CINTA

La velocidad de la cinta está relacionada con el diseño y el tipo de banda elegido. En general el diseño más económico se corresponde a velocidades mayores y el límite lo impone el tipo y naturaleza de los materiales transportados.

Un aumento de la velocidad exige una banda más estrecha a igualdad de otros factores y así se puede poner una banda menor y hacer una estructura menos importante. Como efecto contrario, una velocidad más alta produce mayores rozamientos y consumos de energía más elevados en el transporte. Como criterio general se puede asumir que para materiales abrasivos, finos, ligeros, frágiles o de granulometría gruesa y muy pesados se deben escoger velocidades pequeñas y por el contrario, para materiales poco abrasivos, de densidad media y granulometría media se pueden tomar velocidades altas.

Aplicación	Rango de velocidad (m/s)	Velocidad media (m/s)
Casos especiales	0,5	***
Caudales pequeños, materiales que deben protegerse (coque)	0,5 - 1,5	1
Aplicaciones estándar (canteras de grava)	1,5 - 3,5	2,5
Flujos elevados a grandes distancias (minería a cielo abierto)	3,5 - 6,5	5
Aplicaciones especiales (*)	6,5 y mayores	7

(*) transporte de lignitos, estériles o en general minas a cielo abierto y grandes distancias.

Figura 4.5.- Velocidades aconsejadas.

Las cintas propuestas tienen una velocidad de entre 1,6 y 2,0 m/s, por lo que cumple los criterios de velocidad.



5. PRINCIPALES ELEMENTOS QUE COMPONEN UNA CINTA TRANSPORTADORA

En el *Anexo 4 Presupuesto de la planta primaria y las cintas transportadoras* se detalla el coste y las especificaciones de cada elemento que compone cada tramo de cinta.

En la Figura 5.1 se dan los principales elementos que componen una cinta transportadora:

- (1). Bastidor.
- (2). Tambores motrices.
- (3). Tambores de reenvío.
- (4). Tambores de tensado.
- (5). Tambores de tensado.
- (6). Tambores guía.
- (7). Dispositivo de tensado de banda.
- (8). Rodillos del ramal superior o de transporte.
- (9). Rodillos del ramal inferior, o de retorno de banda.
- (10). Rodillos de impacto.
- (11). Banda de transporte.
- (12). Grupo motriz.
- (13). Tolvas de carga.
- (14). Guiaderas para el centrado de la carga.
- (15). Estrelladero, elemento de descarga.
- (16). Elementos de limpieza de cinta, zona de cabeza.
- (17). Elementos de limpieza, zona de cola.
- (18). Carenados, sistemas de protección anti-polvo y ruido. Si cubre toda la cinta anticáida (función de seguridad y de acondicionamiento del espacio).

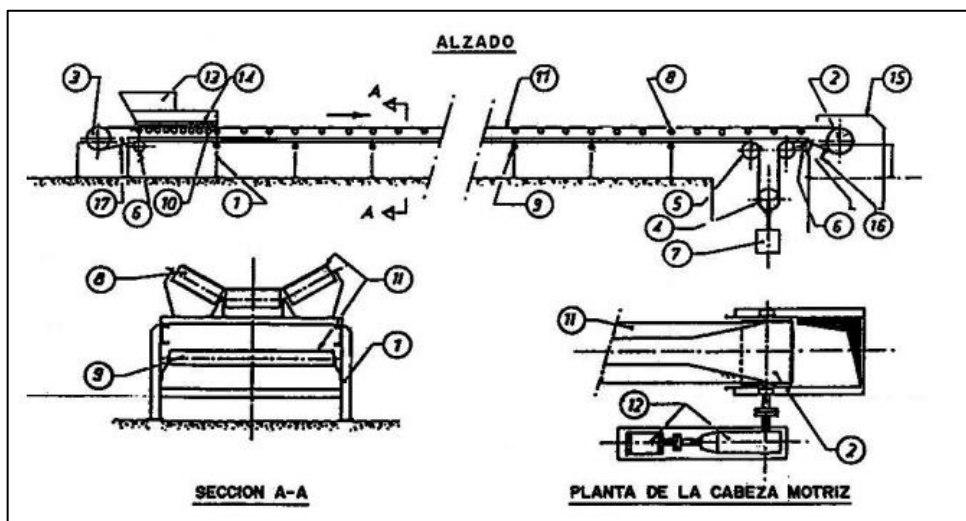


Figura 5.1.- Elementos de una cinta transportadora

5.1. BASTIDOR

Consiste en una estructura portante, normalmente metálica, que soporta el resto de la cinta. Se adapta al terreno y soporta todos los elementos necesarios de accionamiento, soporte y mantenimiento de la cinta transportadora. En función del terreno y el uso puede ser rígido o flexible y adaptarse al terreno. La curvatura admisible en el plano vertical está limitada por la tensión necesaria de la banda y el peso del mineral a transportar. La banda no debe separarse de los rodillos en un funcionamiento normal. El ángulo en el plano horizontal debe ser muy reducido, en función de la elasticidad de la banda; para cambios de sentido bruscos es necesario descargar una cinta recta en un segundo equipo que tome la dirección adecuada.

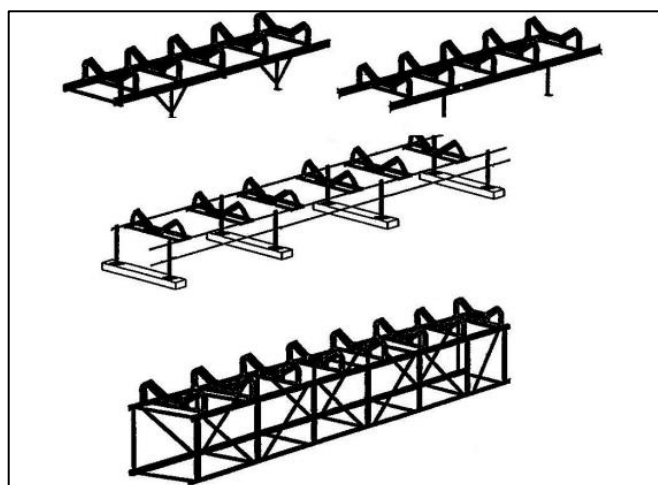


Figura 5.2.- Bastidor.



5.2. ESTACIONES SUPERIORES

Está formada por rodillos separados regularmente y soporta la banda cargada además de dar la forma de artesa requerida para el transporte. La forma de la artesa responde al número y tipo de montaje de los rodillos que puede ser fijos o una línea de rodillos sujeta solo en los dos extremos, siendo más normal en minería el montaje fijo por rodillo por la mayor resistencia y mejor guiado de la banda.

Existen diferentes tipos de artesas tal y como se muestra en Figura 5.3. Para la cinta que transporte el material de rechazo es suficiente con una artesa tipo V, para las cintas que transportan material de 25 a 300 mm, dado que el ancho de banda será de 1200 mm se requiere una artesa en 3 o 5 secciones.

Tabla I	Tipos de artesas		
Tipo	Tamaños	Ángulos más usados	Observaciones
En "V"	hasta 800 mm de banda	30°	–
En tres secciones	hasta 2,5 m de banda	20° - 30° - 35° - 40° - 45°	Es el sistema más usado en minería, con ángulos de 30°.
En 5 secciones	hasta 2,5 m de banda	25° - 55° ó 30° - 60° Depende de la rigidez, tensión, distribución de carga.	Se utiliza con suspensión de guirnalda en la zona de carga.

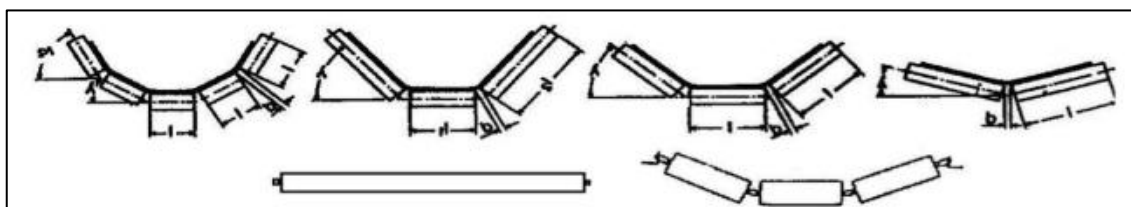


Figura 5.3.- Tipos de artesa.

El diámetro de los rodillos varía de 90 mm a 200 mm para los rodillos normales portantes y hasta 300 mm para los de impacto y de retorno. La separación entre rodillos depende del ancho de banda y la densidad del material. El material de rechazo al tener un ancho de banda muy reducido puede tener un mayor espaciado entre rodillos de hasta 2000 mm, sin embargo el material de 25-300 mm tendrá una separación de rodillo máxima de 900 mm.



Tabla IV	Separación entre rodillos		
	Densidad del material		
Ancho de banda	< 1,2 t/m ³	1,2 - 2,0 t/m ³	2,0 - 2,8 t/m ³
400 - 600 mm	1.680	1.500	1.350
600 - 900 mm	1.500	1.250	1.200
1.200 - 1.500 mm	1.200	900	900
Regla general	Entre 1.000 y 2.000 mm		

Figura 5.4.- Separación entre rodillos

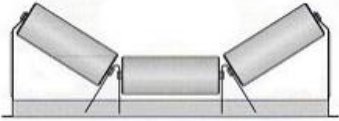
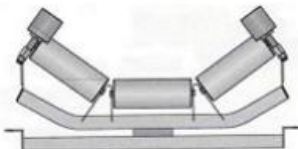
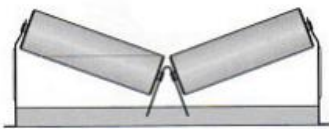
Rodillos	
	
Rodillos: artesa o cargador triple.	Rodillo triple de impacto.
	
Rodillo triple de alineación.	Artesa en "V".
	
Rodillo de retorno.	Rodillo de banda plana.
	
Rodillo de retorno autolimpiable.	Rodillo de retorno autoalineable.
	
Rodillo de retorno autolimpiable y autoalineable.	Repuestos.

Figura 5.5.- Tipos de rodillos.



5.3. TAMBORES

El diámetro de los tambores de arrastre, de retorno y de desvío, debe ser suficiente para no transmitir torsiones a los elementos resistentes que componen la banda, ya sean textiles, poliamidas o de alambres metálicos y producir roturas prematuras en la banda.

De forma orientativa y para bandas con almas de algodón, poliéster o poliamida se admite una proporcionalidad de 100 a 150 veces el espesor del elemento resistente unitario embutido en la banda, y para bandas con elementos resistentes a la tracción de cables de acero se considera necesario de 300 a 600 veces, incluso 800 veces, el diámetro del hilo del cable para no transmitir torsiones elevada y efectos de fatiga al cable resistente. Los rodillos que soportan la tensión de la banda, que es muy elevada, deben de ser de construcción robusta y tener un eje adecuado para el servicio a dar. Según el diseño pueden ser recubiertos de goma para aumentar la adherencia o tipo autolimpiable.

5.4. BANDAS

Son los elementos que transportan y soportan directamente la carga y se componen de la parte resistente o carcasa y la parte de recubrimiento o gomas elásticas que protegen a la carcasa. El elemento resistente depende del tonelaje a transportar, la distancia y en general de las características mecánico-resistentes del sistema y el recubrimiento depende del tipo de carga más o menos abrasiva, de las toneladas, de la distancia a salvar y en general de la necesidad de asegurar la protección a la carcasa. Su espesor es muy variable, depende del fabricante, pero se puede dar una orientación de espesor de recubrimiento entre 4 mm y 30 mm para bandas de ancho entre 1.000 mm y 3.200 mm.



5.5. OTROS SISTEMAS

Las cintas disponen de frenos, mecanismos antirretorno para evitar por parada del motor o fallo del sistema el retroceso de la cinta, dispositivos de tensado que mantiene la tensión de la banda y actúan de almacén de banda para acomodar las variaciones de longitud por temperatura (admiten ligeras modificaciones en el trazado en cuanto a longitud y se evitan empalmes de cinta posteriores) y proporcionan un cierto grado de tolerancia en la banda para ligeras modificaciones en longitud. El tensado puede ser fijo mediante muelles, sistemas hidráulicos o mediante cabrestantes para bandas muy largas y que necesitan altas tensiones.

5.6. Instalación y Armario Eléctricos

El Armario es de construcción modular y con placas de soporte para el aparellaje. Se suministra completamente cableado hasta un regletero de conexiones. Para su apertura serán necesarios elementos o útiles especiales y tendrán un grado de protección IP-55 (CEI-529). Para el control del funcionamiento de los aparatos eléctricos serán instalados en las puertas del armario los siguientes dispositivos: Voltímetro, Amperímetro general. En cuanto a las protecciones se instalarán protección del tipo magneto-térmico, diferenciales y térmicas individuales para cada motor. Además se instalarán arrancadores en función de las características de cada máquina, siendo nuestro estándar arranques directos para motores inferiores a 22 Kw, y arrancadores estáticos (suaves) para motores mayores de 22 Kw. Todo el cableado se realizará teniendo en cuenta las intensidades de servicio que corresponden al arranque, sobrecargas y cortocircuitos, con bornas adaptadas a cada sección. Se identificarán con colores y etiquetas todos los conductores del armario. Para las emergencias se instalará en el armario un paro de emergencia con enclavamiento para toda la instalación.

Respecto a la instalación eléctrica el cableado se oferta con cable de cobre flexible con aislamiento tipo vv 0,6/1 según Norma UNE 21123, con diferentes secciones en función de las potencias instaladas. Están previstas canalizaciones con bandeja de rejilla galvanizada y tubería rígida o flexible por las estructuras. Las conducciones en tubería subterráneas no forman parte de nuestro suministro y se incorporan a la obra civil.



5.7. Control por Automata y Ordenador

Ordenador con pantalla a color de 24" con el software necesario para el control de la instalación incluyendo: Secuencia de arranque y parada programables en tiempo, Control del consumo de los principales motores de la instalación, Gestión de alarmas, Sinóptico con indicaciones de funcionamiento, Cuenta horas de todos los elementos y Control de las principales operaciones de mantenimiento de cada máquina. En función de los equipos y accesorios que se instalen, gestionará producción (básculas), con gráficos relacionados en tiempo y producción.

Octubre de 2024

Ingrid Blanco Angulo
Ingeniera de minas
Nº Colegiado: 720 SUR
CRN, S.A.





PLANOS



INDICE PLANOS

Plano nº 1 Tramos (planta). Escala: 1:1100

Plano nº 2 Tramo 1 (cinta estériles). Escala 1:400

Plano nº 3 Tramo 2 (salida tolva primario). Escala 1:800

Plano nº 4 Tramo 3 (pre-stock a secundario) Escala 1:300



PLANOS



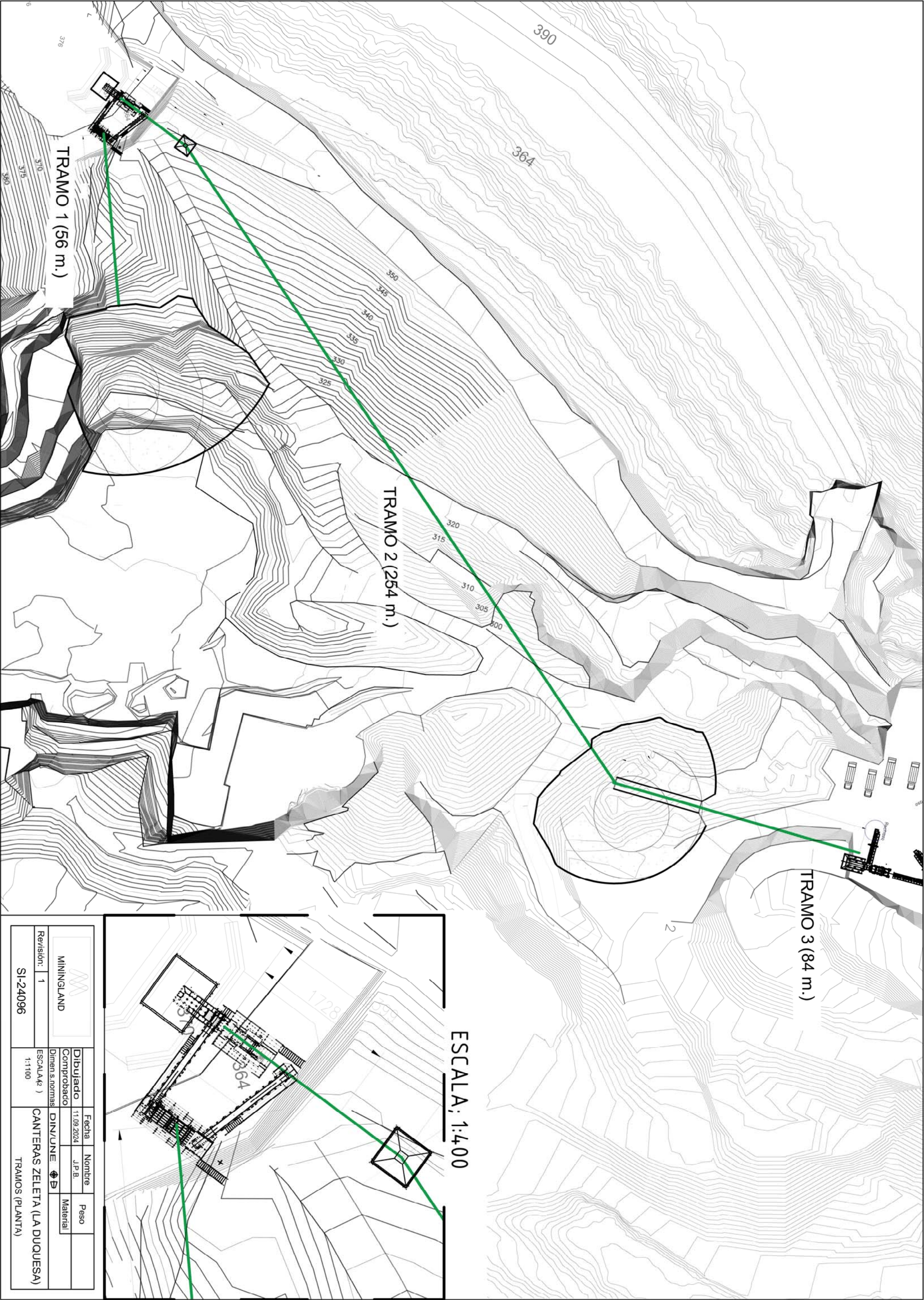
INDICE PLANOS

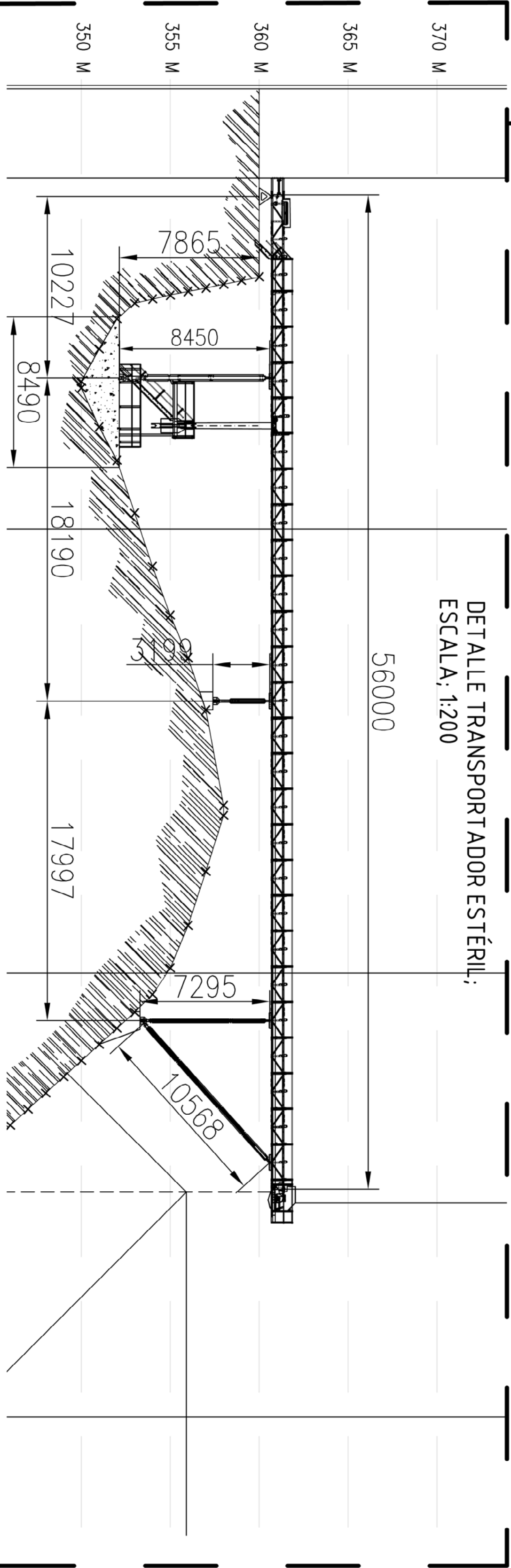
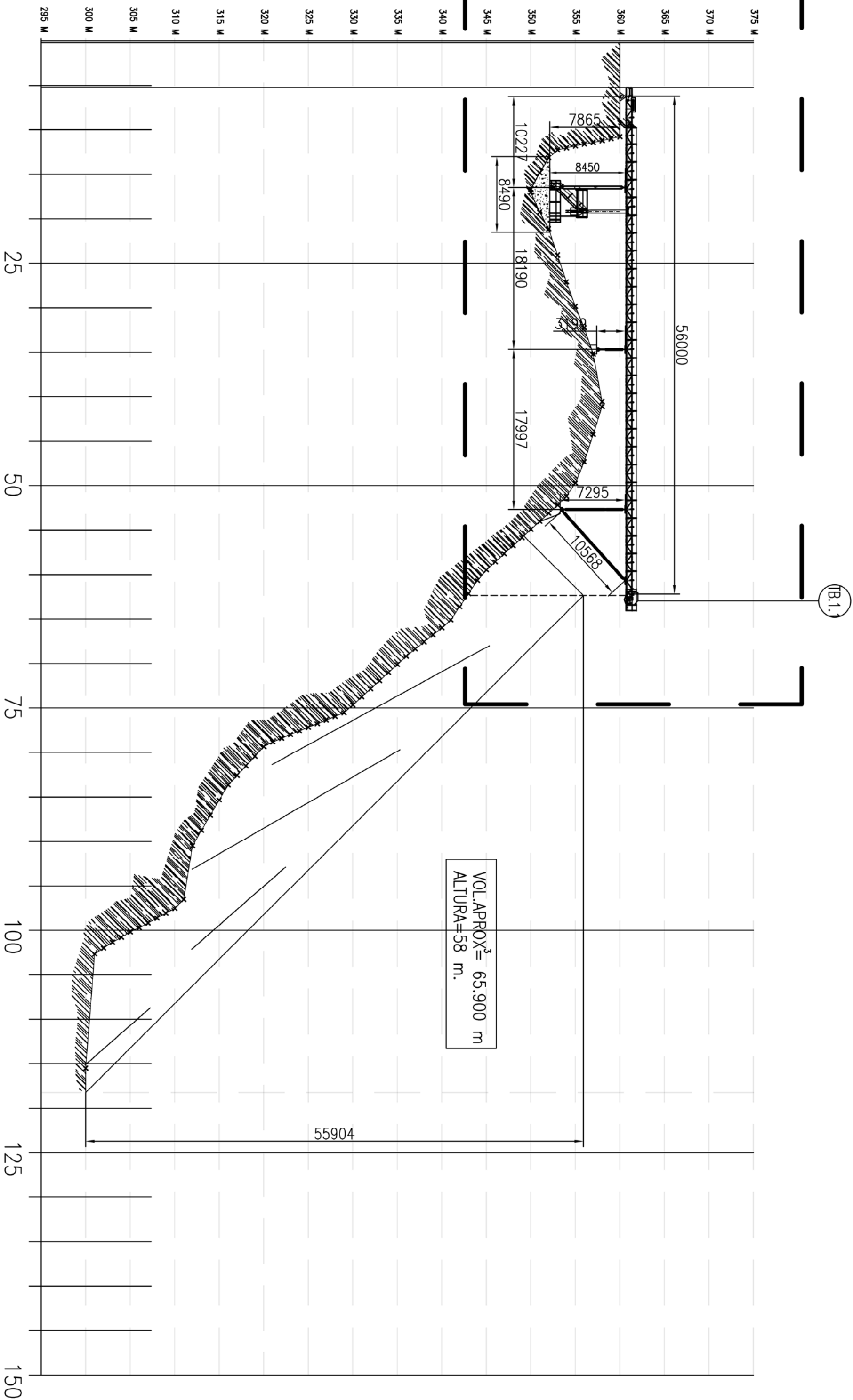
Plano nº 1 Tramos (planta). Escala: 1:1100

Plano nº 2 Tramo 1 (cinta estériles). Escala 1:400

Plano nº 3 Tramo 2 (salida tolva primario). Escala 1:800

Plano nº 4 Tramo 3 (pre-stock a secundario) Escala 1:300





TB.11		TRANSPORTADOR DE BANDA 56X800 CBH (0°)				1	
MININGLAND		Dibujado	Fecha	Nombre	Peso		
		Comprobado	10/06/2024	J.P.B.			
Revisión: 1		DIRECCIÓN GENERAL		DIN/UNE	Material		
SI-24096		ESCALA 2°		1:400	CANTERAS ZELETA (LA DUQUESA)	TRAMO 1 (CINTA ESTÉRILES)	

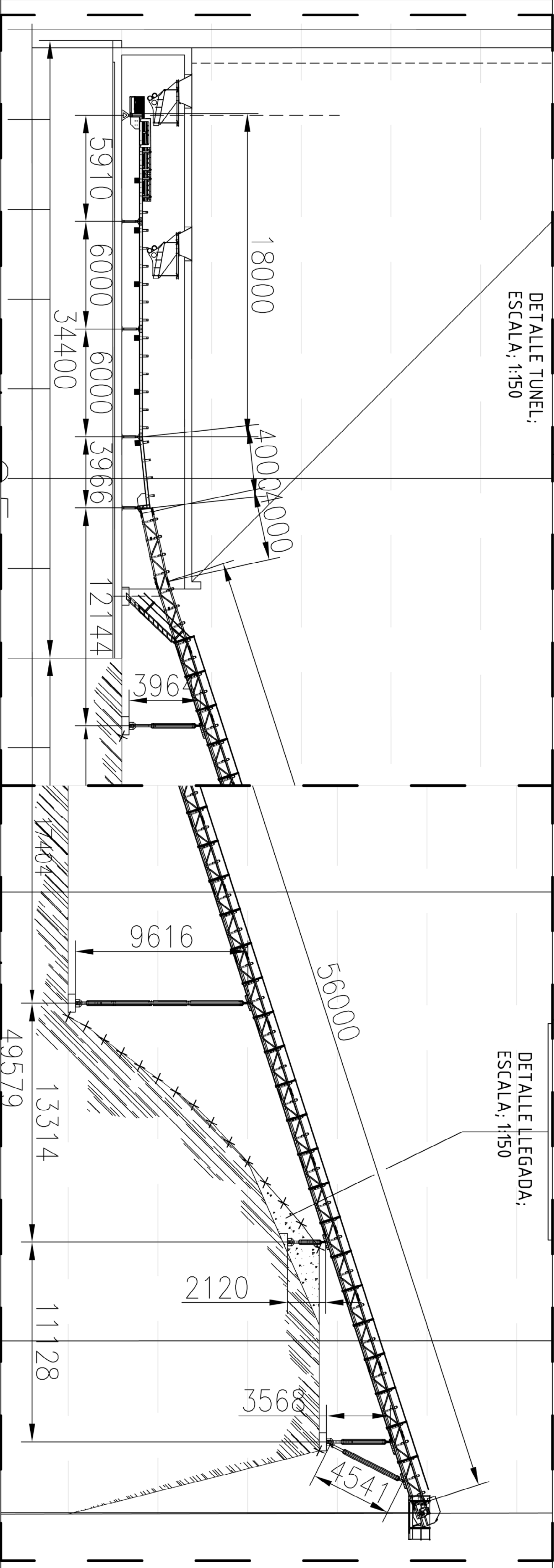
DETAILED PRE-STOCK;
ESTIMATE: 1.300



	
Dibujado Comprobado	Fecha Nombre 10/06/2024 J. P. B.
Dimensiones nominales 1x800	Material DIN/CUNE 
Revisión: 1 SI-24096	ESCALAS () CANTERAS ZELETA (LA DUQUESA) TRAMO 2 (SALIDA TOLVA PRIMARIO)

DETALLE TUNEL;
ESCALA; 1:150

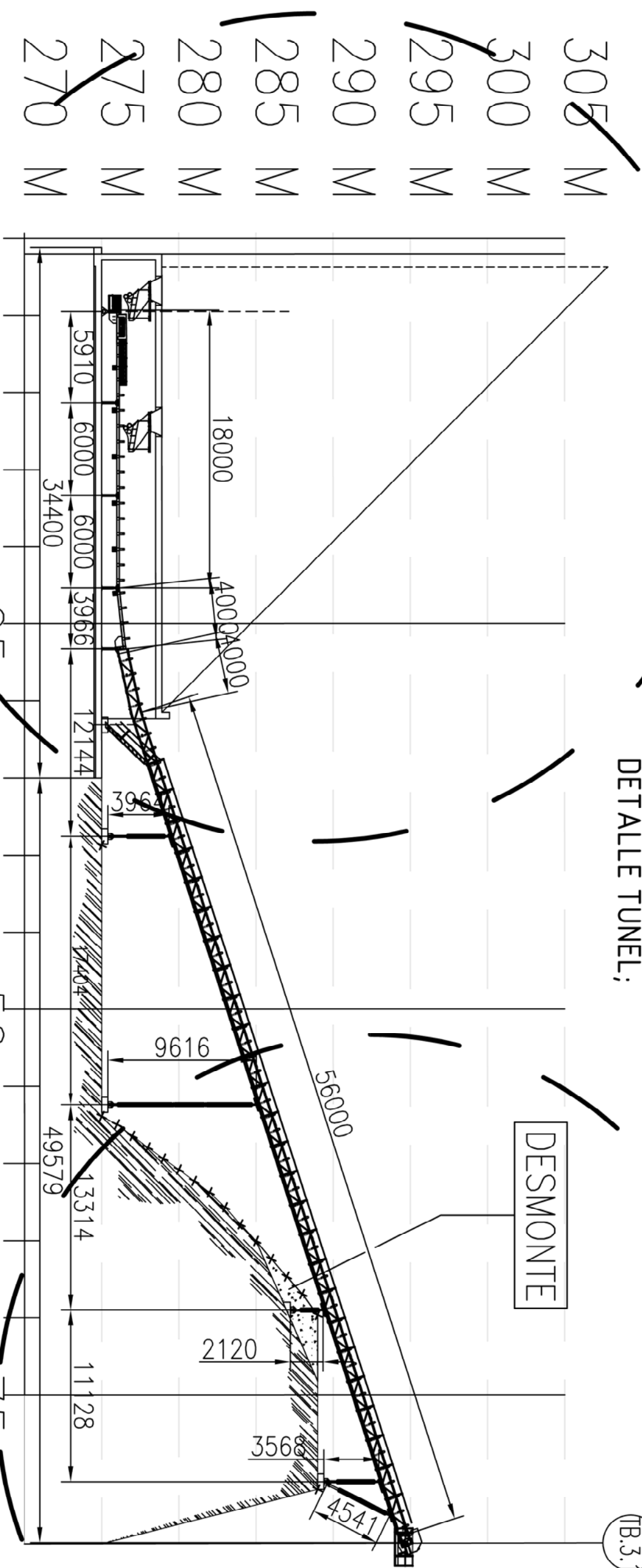
DETALLE LLEGADA;
ESCALA; 1:150



DETALLE TUNEL;

DESMONTE

DETALLE LLEGADA;



TB.3.1 TRANSPORTADOR DE BANDA 82X1.200 CBR (0-18°) 1

 MININGLAND			
Revisión: 1	Dibujado	Fecha	Nombre
	Comprobado	10.06.2024	J.P.B.
	Dirección y normas		
ESCALA: 1:300		DIN/UNE	 B
SI-24096		CANTERAS ZELETA (LA DUQUESA) TRAMO 3 (PRESTOCK A PRIMARIO)	



ANEXO III

ESTUDIO GEOTÉCNICO Y PRESUPUESTO DE LA OBRA CIVIL DE LA PLANTA PRIMARIA



ÍNDICE

Pág nº

1. INTRODUCCIÓN	3
2. CONTEXTO GEOLÓGICO Y GEOTÉCNICO	4
2.1. RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN Y MÓDULOS DE ELASTICIDAD:	5
2.2. ENSAYOS TRIAXIALES Y ENVOLVENTE DE LA ROCA INTACTA:	6
2.3. ENSAYOS BRASILEÑOS DE TRACCIÓN INDIRECTA:.....	6
2.4. DIACLASADO:	6
2.5. ESPACIADO Y JV	9
2.6. RESISTENCIA AL DIACLASADO	10
2.7. CALIDAD Y RESISTENCIA DEL MACIZO DE ROCA	10
2.8. ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO	11
3. CÁLCULOS JUSTIFICATIVOS DE LA ESTRUCTURA DE LA PLATAFORMA PRIMARIA	
12	
3.1. NORMATIVA	12
3.2. CARGAS DE LA PLANTA PRIMARIA.....	13
3.3. DISEÑO DE LA CIMENTACIÓN.....	14
3.4. CARACTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS DEL TERRENO.....	15
3.5. CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS ESTRUCTURALES.....	16
3.6. CONCLUSIONES	16
4. PRESUPUESTO DE LA OBRA CIVIL DE LA PLANTA PRIMARIA	18



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág nº
FIGURA 2.1.- COMPARTIMENTACIÓN EN BLOQUES DE LA CAPA.....	7
FIGURA 2.2.- DENSIDAD DE POLOS Y CÍRCULOS MÁXIMOS DE LAS FAMILIAS DE DUQUESA.	8
FIGURA 2.3.- ORIENTACIÓN DEL SISTEMA DE DIACLASAS (DIAGRAMA DE ROSETAS) DE URKULU Y DUQUESA.....	9

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág nº
TABLA 2.1.-CARACTERISTICAS DEL DIACLASADO DE DUQUESA	9
TABLA 2.1.-PRESUPUESTO OBRA CIVIL CIMENTACIONES PLANTA PRIMARIA	18



1. INTRODUCCIÓN

La zona de explotación se ubica en la Cuenca Vasco-Cantábrica dentro de la franja alóctona de Lekeitio-Tolosa, la cual se caracteriza por una intensa deformación tectónica que ha dado lugar a un sistema de fracturación complejo en las calizas del Cretácico Inferior. Las calizas masivas del Complejo Urgoniano, conocidas como "Gris Deba", han sido objeto de explotación debido a su alta calidad para la industria de la construcción.

A través de las campañas de caracterización geotécnica realizadas para el proyecto en vigor, se han llevado a cabo detallados estudios de las propiedades mecánicas de la roca intacta y del macizo rocoso fracturado. En estas campañas de investigación se han realizado ensayos de laboratorio para determinar la resistencia a compresión, los módulos elásticos y los parámetros de la envolvente de rotura. Asimismo, se ha caracterizado el sistema de fracturas mediante mapeo geológico y ensayos de campo.

Los resultados obtenidos permiten evaluar la calidad, resistencia y estabilidad del macizo rocoso bajo determinadas condiciones adversas y son el punto de partida para realizar los cálculos justificativos de la estructura de la plataforma primaria.



2. CONTEXTO GEOLÓGICO Y GEOTÉCNICO

La zona estudiada se encuentra enmarcada dentro de la Cuenca Vasco-Cantábrica, específicamente en la Franja Alóctona de Lekeitio-Tolosa. Esta unidad geológica, de dirección aproximada NO-SE, constituida principalmente por rocas sedimentarias del Triásico Superior al Cretácico Superior. La zona ha experimentado una intensa deformación caracterizada por pliegues, cabalgamientos y fallas inversas con vergencia norte. La deformación sigue una orientación N130E.

La naturaleza de la deformación varía según el tipo de roca:

- Los materiales sedimentarios presentan pliegues angulosos con vergencia al NE y esquistosidad de plano axial.
- Los materiales carbonatados muestran una mayor tendencia a la fracturación por su naturaleza más rígida.

Posteriormente, una segunda fase deformacional, de menor intensidad y dirección sur, afectó a la zona. Como resultado de estos procesos tectónicos, se observa un conjunto de rocas sedimentarias fuertemente plegadas y fracturadas, que han cabalgado sobre materiales más jóvenes de la Unidad de San Sebastián.

Las explotaciones mineras se localizan dentro de las potentes unidades de calizas grises de un espesor estimado de 400 metros, pertenecientes al Complejo Urgoniano, una secuencia sedimentaria del Cretácico Inferior, ampliamente distribuida en la Cuenca Vasco-Cantábrica. Este complejo, caracterizado por una variada litología dominada por carbonatos, se formó en ambientes marinos de plataforma, sujetos a un fuerte control tectónico. La limitada continuidad lateral de estos materiales se debe a la heterogeneidad de los ambientes sedimentarios y a la intensa actividad tectónica de la época. En el área de estudio, correspondiente al sector Erlo-Andutz-Arno, predominan las facies carbonatadas, lo que condiciona las características geológicas del entorno de las concesiones mineras.



Las calizas, de facies wackstone y mudstone, se encuentran en la cima de las explotaciones de Duquesa y Urkulu y en la plaza de cantera de Duquesa. Su composición, principalmente biomicrita y bioclastos (rudistas y corales), le confiere una alta pureza en carbonatos (96%).

El aspecto masivo y compacto de las calizas las hace idóneas para su uso como roca ornamental, siendo conocidas como "Gris Deba". La unidad litológica carbonatada se apoya sobre facies marginales de calizas margosas, cuya posición estratigráfica es variable. El tramo inferior de la serie, constituido por una alternancia de lutitas y margas, aflora al norte y este de las explotaciones.

La superficie del macizo calcáreo presenta un intenso desarrollo kárstico (que condiciona las redes de drenaje), evidenciado por la presencia de lapiazes. La delgada capa de suelo, condicionada por la fuerte pendiente del terreno, se adapta a esta morfología kárstica. El grado de alteración de la roca, según el índice ISMR, se clasifica como ligeramente meteorizada (tipo II), lo que se manifiesta en una decoloración generalizada de la masa rocosa.

La metodología datos previos y resultados obtenidos se recogen en el Anexo 1 *Estudio geológico del yacimiento e informe geotécnico de estabilidad* que a su vez contiene los siguientes documentos: *Informe geotécnico inicial del proyecto Duquesa-urkulu (Gris Deba)* e *Informe geotécnico de estabilidad de taludes de la cantera Duquesa-Urkulu* del proyecto en vigor.

2.1. RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN Y MÓDULOS DE ELASTICIDAD:

Se realizaron ensayos de compresión uniaxial sobre probetas cilíndricas de 75 mm de diámetro y una relación altura/diámetro de 2, a una velocidad de carga constante de 100 kg/s. La resistencia a compresión media en Urkulu es de 71 MPa y 61 MPa para Duquesa. Los módulos elásticos, parámetros esenciales para análisis numéricos, se establecieron en 39,809 MPa y 31,272 MPa, respectivamente, con coeficientes de Poisson de 0,4 y 0,3. Estos valores caracterizan la rigidez de las rocas en ambas zonas.



2.2. ENSAYOS TRIAXIALES Y ENVOLVENTE DE LA ROCA INTACTA:

Se realizaron ensayos triaxiales en probetas cilíndricas de 54 mm de diámetro y relación altura/diámetro superior a 2, a una velocidad de carga de 100 kg/s y distintas presiones de confinamiento lateral. Los resultados de estos ensayos, llevados a cabo en muestras de Urkulu y Duquesa, se ha obtenido del Anexo 1 presentado en 2011 y a partir de estos datos, se calculó el parámetro de resistencia m_i de la envolvente de rotura. Los valores obtenidos para cada caso fueron:

- $m_i = 27.020$ para Urkulu
- $m_i = 30.010$ para Duquesa.

Estos parámetros, junto con la resistencia a compresión uniaxial (σ_{ci}), permiten definir las ecuaciones de Mohr-Coulomb para cada zona, caracterizando así el comportamiento mecánico de las rocas bajo diferentes condiciones de esfuerzo.

2.3. ENSAYOS BRASILEÑOS DE TRACCIÓN INDIRECTA:

Efectuados sobre probetas de 75 mm, $L/D=1$, a una velocidad de carga de 100 kg/s. La resistencia a tracción media de la roca se establece en 44 kg/cm².

2.4. DIACLASADO:

Para evaluar el comportamiento del macizo rocoso durante la excavación, es fundamental comprender no solo las propiedades mecánicas intrínsecas de la roca, sino también el efecto debilitante del sistema de fracturas. En la cantera estudiada, se ha identificado un diaclasado caracterizado por dos familias de fracturas subverticales conjugadas a 90°, orientadas aproximadamente este-oeste y norte-sur (Figura 2.1). Esta configuración divide la masa rocosa en grandes bloques que pueden experimentar desplazamientos relativos de hasta 15-20 metros, un fenómeno común en este tipo de calizas.

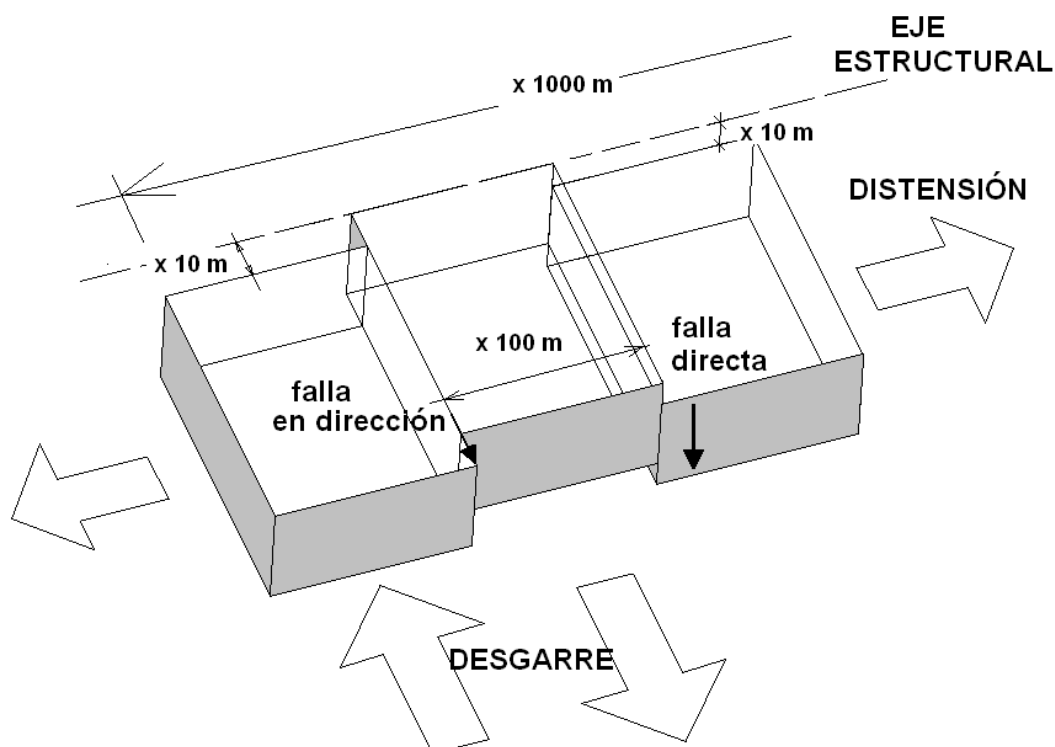


Figura 2.1.- Compartimentación en bloques de la capa.

Los estudios geotécnicos realizados en Duquesa y Urkulu revelaron dos sistemas de fracturas principales:

- discontinuidades agrupadas en familias.
- grandes fracturas.

Las primeras, más abiertas cerca de la superficie y rellenas de suelo, se cierran con la profundidad, presentando rellenos de calcita recristalizada. Las grandes fracturas, con aberturas iniciales de hasta un metro, también se cierran hacia el interior del macizo, formando canales de flujo kárstico. El relleno de estas fracturas es heterogéneo, a menudo poroso y compuesto por materiales como gravas carbonatadas, arcillas y precipitados carbonatados. Algunas fracturas presentan brechas recristalizadas y estrías que indican movimientos pasados.

Los ensayos de campo realizados en la zona de Duquesa, utilizando el martillo Schmidt, indican una elevada dureza de la caliza en fractura fresca, con valores de rebote entre



50 y 60. Asimismo, la dificultad para fracturar la roca con martillo geológico (clasificada como muy dura según el índice ISMR) sugiere una resistencia a compresión simple estimada entre 100 y 200 MPa. Sin embargo, como se ha visto anteriormente los resultados de ensayos de laboratorio indican una capacidad portante ligeramente inferior.

A partir del siguiente diagrama de polos y círculos máximos de las familias de diaclasas, que recoge 89 fracturas, se identifican 3 familias principales y una secundaria (Figura 2.2), siendo la familia 1 y 2 las más frecuentes. La familia 4, aunque menos frecuente, se encuentra bien definida. La familia tres presenta mayor dispersión, sobre todo en cuanto a los buzamientos, con la mayoría de sus polos en la misma dirección (290°).

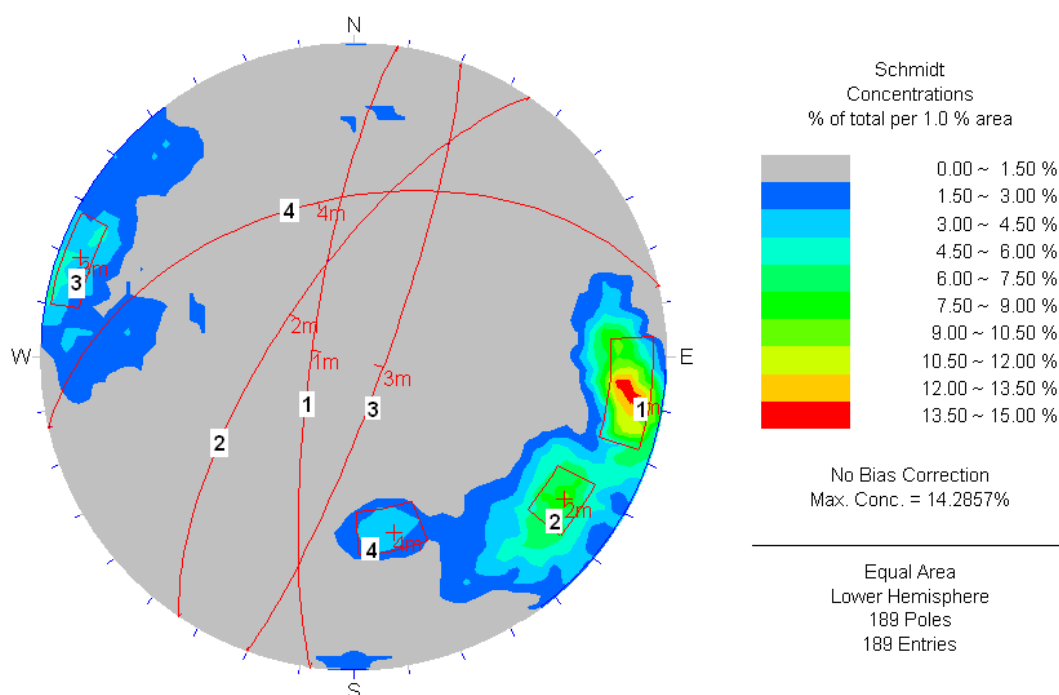


Figura 2.2.- Densidad de polos y Círculos máximos de las familias de Duquesa.

En general, el estado de las fracturas en los frentes de explotación es bueno, con un buen drenaje. La presencia de humedad y circulación de agua está relacionada con las precipitaciones, siendo las grandes fracturas los principales conductos de flujo. A continuación se resume las principales características de las familias que componen el diaclasado en la zona, donde se puede observar que las diaclasas de las familias 1 y 2 tienen una extensión mayor a 20 m y que la las familias 3 y 4 tienen una extensión más



corta, menor a 20 m:

TABLA 2.1.-CARACTERISTICAS DEL DIACLASADO DE DUQUESA					
Familia	Direc/Buz	Espaciado (m)	Extensión (m)	Abertura	%
1	275/76	0,6/6,0	>20	Cerradas/abiertas	39
2	306/72	1,0/5,0	>20	Cerradas	23
3	109/71	2,0/6,0	10-20	Cerradas/abiertas	12
4	354/47	1,0/5,0	5-10	Cerradas	9

Las grandes fracturas, predominantemente subverticales con orientación N-S, persisten en ambas zonas. Sin embargo, en Duquesa, las orientaciones E-W son menos frecuentes (Figura 2.3). El macizo rocoso presenta un sistema de diaclasas compuesto por dos familias subverticales conjugadas, orientadas aproximadamente este-oeste y norte-sur.

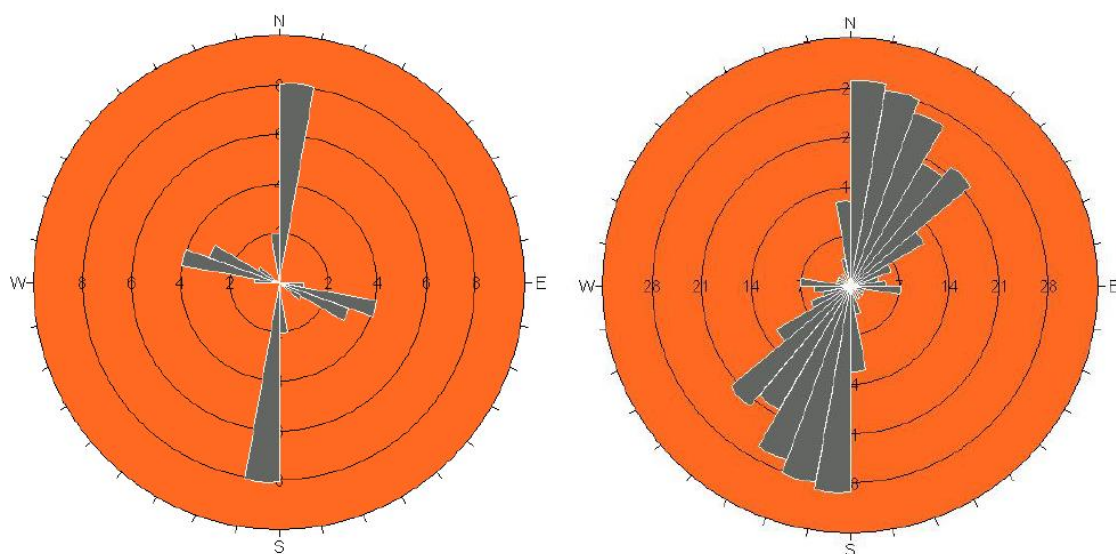


Figura 2.3.- Orientación del sistema de diaclasas (diagrama de rosetas) de Urkulu y Duquesa.

2.5. ESPACIADO Y JV

El índice de fracturación (J_v) varía entre 0,75 y 4,1, indicando un tamaño de bloque grande según la clasificación ISMR. El RQD estimado es de 100. Las grandes fracturas presentan espaciamientos superiores a 2 metros, con desplazamientos ocasionales de bloques. El valor de I_b oscila entre 1,2 (caso más desfavorable) y 5,5 (caso más favorable).



2.6. RESISTENCIA AL DIACLASADO

A partir de ensayos de martillo de Schmidt y con el ensayo de inclinación sobre testigos “tilt-test” se obtienen los siguientes resultados de JRC, JCS y el ángulo residual:

- A partir de los perfiles de Barton y Choubey el coeficiente de rugosidad para Duquesa es de 10 y para Urkulu es 11.
- A partir de los ensayos de martillo Schmidt se han obtenido valores de r entre 37 y 46 en golpeo sobre las discontinuidades y un r medio de 55 en golpeo sobre roca sana.
- Se ha obtenido un ángulo de fricción básico de 40° a partir de los ensayos tilt-test.
- El ángulo de fricción residual para Duquesa es de 35° y 33° para Urkulu.
- Duquesa tiene un JCS de 4200 t/m^2 y Urkulu 3000 t/m^2 , teniendo en cuenta una resistencia a la compresión media de la roca de 69 MPa (dato obtenido en laboratorio), valor medio de golpeo del martillo Schmidt de 55, golpeo medio de las discontinuidades de 42 y una constante α de 0,0146.

2.7. CALIDAD Y RESISTENCIA DEL MACIZO DE ROCA

La resistencia del macizo rocoso depende de la roca intacta, las discontinuidades y las condiciones geológicas (tensiones, agua, alteración). Mediante la expresión de Hoek, Carranza y Corkum (2002) y la envolvente de Mohr-Coulumb se pueden obtener los valores de cohesión, ángulo de fricción del macizo e índice GSI. Tanto Urkulu como Duquesa se caracteriza por lo siguiente:

- La calidad del macizo de roca de Urkulu corresponde a un GSI igual a 75. Indica un espaciado entre fracturas grande y el estado de las juntas (mecánico y de alteración) bueno. La cohesión para este macizo de roca es de 1700 kPa y 65° .
- La calidad del macizo de roca de Duquesa corresponde a un GSI igual a 65. Indica un espaciado entre fracturas grande, similar al de Urkulu y el estado de



las juntas (mecánico y de alteración) bueno. La cohesión para este macizo de roca es de 1147 kPa y $62,5^\circ$, que como se puede observar, la calidad y resistencia es inferior a comparación de Urkulu.

El RMR para los macizos rocosos de Urkulu y Duquesa es de 65, lo que corresponde a macizos de buena calidad y con valores de cohesión entre 3 a 4 kg/cm² y ángulos de rozamiento entre 35° y 45° .

Estos macizos rocosos tienen un índice Q de 10, lo que responden a una buena calidad.

2.8. ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO

La combinación de las cuatro familias de diaclasas identificadas en la zona de estudio y su combinación con los frentes de explotación sur (con bermas orientadas aproximadamente al norte) pueden formar bloques de roca que se suelten por rotura plana de la diaclasa inferior. El modelo de una posible rotura, la familia 4 actuaría como plano inferior de deslizamiento y las familias subverticales 1, 2, y 3 los laterales del bloque.

En los frentes del Oeste (con vergencia al Este) provocan bloques con formas de cuñas subverticales originados por las juntas pertenecientes a las familias 3 y 4. Las juntas (de 20 m de extensión aproximadamente) en profundidad están soldadas por lo que el deslizamiento se ve limitado.

Las grandes fracturas N-S pueden actuar como grieta dorsal de los bloques de deslizamiento debido a que actúan como planos de falla.

Los factores de seguridad calculados para taludes de banco de 36 m de altura son superiores a 1,2, considerando cargas hidráulicas, llenado del 20% de las grietas de tracción dorsales o cargas sísmicas superiores a las exigidas por la NSR del 2002. Los taludes de explotación de 187 m tienen factores de seguridad mínimos de 1,20 en el fondo de corta, teniendo en cuenta las condiciones anteriormente mencionadas.



3. CÁLCULOS JUSTIFICATIVOS DE LA ESTRUCTURA DE LA PLATAFORMA PRIMARIA

A continuación se presentan los cálculos necesarios para el diseño adecuado de una cimentación constituida por muros de contención, zapatas y losas de cimentación. Dicho muro se plantea como parte de un proyecto de infraestructura que requiere la retención de suelos, protegiendo tanto las estructuras adyacentes como el terreno circundante de posibles deslizamientos o erosión.

Además, el estudio considera aspectos como las cargas a las que estará sometido el muro, incluyendo las presiones laterales ejercidas por el suelo y las posibles cargas adicionales derivadas de las condiciones ambientales o de operación. El análisis de estos factores permitirá determinar el tipo de cimentación más adecuado, ya sea superficial o profunda, con el fin de minimizar riesgos de fallos estructurales a largo plazo.

Todos los cálculos de las losas y los muros de contención se encuentran en el *Apéndice 1 Cálculos de las losas y muros de contención de la planta primaria de este documento.*

3.1. NORMATIVA

La normativa que se ha tenido en cuenta es la siguiente:

- Código técnico de la edificación e instrucción de hormigón estructural RD 1247/2008
- DB: CTE- SE- C. Seguridad estructural Cimientos
- EHE-08. Instrucción de Hormigón Estructural
- AN_UNE-EN 1992-1-1 Eurocódigo 2: Estructuras de hormigón
- Norma ACI-318 Diseño de hormigón estructural resistente
- Norma MV 101-1062 Acciones de edificación



3.2. CARGAS DE LA PLANTA PRIMARIA

Para los cálculos se han considerado los pesos y cargas de la planta primaria que se detalla en el *Anexo 4 Presupuesto de la planta primaria y las cintas transportadoras* en el desglose de propiedades de los equipos, así como las cargas horizontales y verticales del terreno a partir del diseño de la cimentación y de las propiedades geotécnicas valoradas. Se han considerado las siguientes cargas sobre las cimentaciones:

- Losa 1: Además de peso propio, se considera una carga por el peso del eje trasero de un dúmper [0] (en este caso, se ha empleado un dúmper usado convencionalmente en canteras en España Komatsu HD465), el peso de la carga portante, así como una parte del peso de la tolva de descarga [1] apoyada en el nivel 376 sobre esta losa. Carga total no repartida = 1029.7 kN.
- Losa 2: Además de peso propio, se considera proporcionalmente la carga axial por el peso de la tolva de descarga [1], el peso del material sobre la tolva de descarga [1], el alimentador [2], la carga en el alimentador [2], la carga dinámica y el peso de los equipos de instrumentación y control [2]. Carga total no repartida = 1010.1 kN.
- Losa 3: Además de peso propio, se considera proporcionalmente el peso de la machacadora y del material sobre la misma [3], estructura de la cinta y del material sobre la cinta [TB5], el peso del alimentador y del material sobre él [2], el peso de la tolva de alimentación y del material sobre la misma [2], las cargas dinámicas y el peso de la estructura además de los equipos de instrumentación y control/motores/cuadros [3]. Carga total no repartida = 1748.3 kN.
- Losa 4: Además de peso propio, se considera el peso de la estructura de las cintas [5B], la carga dinámica [5B], el peso del material sobre las cintas [5B], la tolva de descarga del material machacado [5B], así como el peso del material dentro de la tolva en su capacidad máxima [5B]. Carga total no repartida = 3961.9 kN



- Muro de contención 1: Además de peso propio, se considera una carga uniformemente repartida del nivel superior resultante de las cargas de la Losa 1, las cargas horizontales y verticales del terreno a contener, peso sobre la punta proporcional a la carga de los equipos de la losa 2 sobre este punto.
- Muro de contención 2: Además de peso propio, se considera una carga uniformemente repartida del nivel superior resultante de las cargas de la Losa 2, las cargas horizontales y verticales del terreno a contener, peso sobre la punta proporcional a la carga de los equipos de la losa 3 sobre este punto.
- Muro de contención 3: Además de peso propio, se considera una carga uniformemente repartida del nivel superior resultante de las cargas de la Losa 3, así como las cargas horizontales y verticales del terreno a contener.

3.3. DISEÑO DE LA CIMENTACIÓN

En el diseño de la cimentación se han tomado las siguientes limitaciones:

1. Dimensiones de los equipos: A partir de las dimensiones de los equipos (machacadora, tolvas, cintas, alimentador) se han dimensionado las alturas de los muros de contención, la longitud de las losas, los apoyos y puntos de aplicación de cargas axiales.
2. Punto de descarga: El punto de descarga (X: 554563; Y:4787376) debe estar a cota 376 donde se situará la planta primaria. Esta cota es limitante pues es el punto óptimo de distancia de acarreo, así como el de menor movimiento de tierras necesario para conformar la plataforma en relación con las rampas, al tiempo que se cuenta con espacio de maniobra para los camiones.
3. Punto de apoyo de la zapata del muro de contención: Un factor limitante exigido, es el apoyo de la zapata del último banco del muro de contención en el macizo rocoso. De esta manera se soportan mayores cargas axiales, al tiempo que aumenta la resistencia al vuelco y al deslizamiento. Para conocer la profundidad del macizo rocoso, se han realizado perfiles con la superficie del terreno original (roca).



3.4. CARACTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS DEL TERRENO

Para el diseño de las cimentaciones se ha tenido en cuenta la geotecnia detallada en los capítulos anteriores de este documento.

Entre los parámetros clave evaluados se encuentran la capacidad portante, la cohesión, el ángulo de fricción interna, el asentamiento y la permeabilidad del terreno, factores cruciales para garantizar la estabilidad de la cimentación.

Para el caso de plataforma, se ha considerado un relleno a soportar por los muros de contención conformado por material resultante de voladura de la propia cantera conformada por gravas gruesas de gran tamaño y arenas de origen calcáreo.

ρ	=	1.97	g/cm ³
ϕ	=	34	°
Cohesión	=	0	MPa
E_s	=	50	MPa
N_c	=	41.4	
N_q	=	30.1	
N_γ	=	36.5	
qult	=	718.1	kPa
FS	=	2.5	
qadm	=	287.2	kPa

Para el caso del macizo rocoso sobre el que apoyará la zapata del muro nº3 y las zapatas y losas de cimentación de la tolva de descarga de gruesos, este se considera un macizo rocoso calcáreo fracturado por voladura resultado de la apertura de los cajones donde acoplar el hormigón de las respectivas cimentaciones. Las propiedades seleccionadas para los cálculos se muestran a continuación:

ρ	=	2.4	g/cm ³
ϕ	=	35	°
Cohesión	=	7	MPa
E_s	=	20000	MPa
N_c	=	46.1	
N_q	=	40.4	
N_γ	=	41.4	
qult	=	1E+05	kPa



$$\begin{aligned}FS &= 2.5 \\ q_{adm} &= 40000 \text{ kPa}\end{aligned}$$

El terreno se considera permeable al tratarse de arenas y gravas de gran tamaño. Se debe incluir un tubo drenante de evacuación de agua en la base de cada muro de contención para evitar aumento de presiones de poro, aumento de cargas verticales y horizontales debido al propio peso, así como mejorar el mantenimiento y estado de los equipos e infraestructura.

3.5. CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS ESTRUCTURALES

Se considera la estructura apoyada sobre el relleno de cantera debidamente compactado bajo norma UNE 103501-1994 Proctor Modificado 95% mínimo, así como capa de hormigón de limpieza de menor resistencia a compresión simple de 5-10cm para proporcionar una superficie limpia, nivelada y firme sobre la que colocar la armadura y el hormigón estructural de la cimentación, además de evitar que el hormigón estructural entre en contacto directo con el terreno, lo que podría contaminarlo o reducir su resistencia.

Se considera hormigón de resistencia a compresión simple 250 kg/cm² (H250), de densidad 2400kg/m³. La armadura de acero corrugado cruzada B-500S de resistencia de fluencia de 4200 kg/cm² y densidad 7850 kg/m³, a una distancia de recubrimiento intradós de la cimentación entre 4 y 7.5 cm con la cara libre de hormigón. Los muros, zapatas y losas entre niveles a excepción de la losa 4, se encuentran unidos a través de la armadura durante el proceso constructivo aguas arriba.

3.6. CONCLUSIONES

Todos los diseños se muestran como favorables de acuerdo con las dimensiones propuestas, los factores limitantes, las propiedades geotécnicas del terreno/roca, así como con las cargas contempladas a las que la estructura se ve sometida. En el diseño, se contempla la optimización de las dimensiones de cada cimentación para evitar sobrecostos al tiempo que se cumple con el factor de seguridad exigido. El detalle de



los cálculos, así como la disposición de la cimentación en relación con el emplazamiento y los equipos se pueden consultar en el *Apéndice 1 Cálculos de las losas y muros de contención de la planta primaria de este documento*.



4. PRESUPUESTO DE LA OBRA CIVIL DE LA PLANTA PRIMARIA

Se presenta el presupuesto estimado de materiales de construcción y mano de obra necesaria para la obra civil de la planta primaria. No se incluye el movimiento de tierras necesario para el relleno del muro. Tampoco se incluye la disposición de equipos de la planta primaria, drenaje, aparataje eléctrico o de instrumentación y control ni la preparación por perforación y voladura o excavaciones de zanjas para zapata de la superficie de apoyo de la losa 4 y el muro 3. El presupuesto de los equipos de la planta primaria viene detallado en el *Anexo 4 Presupuesto de la planta primaria y las cintas transportadoras*.

TABLA 4.1.-PRESUPUESTO OBRA CIVIL CIMENTACIONES PLANTA PRIMARIA					
ID	Descripción	Unidad	Nº unidades	Precio unitario (€/m3)	Total
1	Hormigón limpieza HM-20/P/40 N/mm2, tamaño máximo de árido 40 mm elaborado en central para limpieza y nivelado de fondos de la cimentación. Espesor mínimo 10cm según CTE/DB-SE-C y EHE.	m3	64,17	77,00	4.941,20
2	M.O. Vertido desde camión para formación de capa de hormigón de limpieza y nivelado de fondos de cimentación previamente realizada. Conformado por oficial de 1º y ayudante en pie de obra.	h	27,41	44,89	636,02
3	Hormigón armado HA-25/F/20/XC2 N/mm2, sulforresistente, con tamaño máximo del árido de 20 mm., elaborado en central en relleno de zanjas y zapatas de cimentación, i/armadura B-500 S, vertido por pluma-grúa, vibrado y colocación. Según CTE/DB-SE-C y EHE.	m3	743,04	137,66	102.286,64
4	M.O. Vertido desde cubilote para armado muro de contención a trabes de cubo Tremie HA-25/F/20/XC2, fabricado en central y vertido en obra. Conformado por oficial de 1º y ayudante en pie de obra. Encofrado, montaje y desmontaje. Incluye armado ferralla.	h	176,44	152,39	26.887,60
5	Sistema de encofrado realizado con tabloncillos de madera, 26 mm de espesor, para formación de hueco en muro de hormigón armado. Incluido elementos de sustentación, fijación y apuntalamiento necesarios para su estabilidad; y líquido desencofrante, para evitar la adherencia del hormigón al encofrado.	m2	358,70	14,06	5.043,27
6	M2. Lámina impermeabilizante drenante DELTA DRAIN, formada por nódulos dobles de altura aproximada 12 mm, con filtro de polipropileno para la protección de	m2	984,35	6,95	6.841,26



TABLA 4.1.-PRESUPUESTO OBRA CIVIL CIMENTACIONES PLANTA PRIMARIA					
ID	Descripción	Unidad	Nº unidades	Precio unitario (€/m3)	Total
	recubrimientos impermeables, en muros de cimentación, hasta una profundidad máxima de 5,00 mts, i/ p.p de material de fijación a soporte y medios auxiliares necesarios.				
7	Armadura de acero UNE-EN 10080 B 500 S para elaboración y montaje de la ferralla en muro de contención. Incluye alambre de atar y separadores.	kg	34.005,72	1,29	43.867,39
8	Tubo ranurado de PVC de doble pared, la exterior corrugada y la interior lisa, color teja RAL 8023, con ranurado a lo largo de un arco de 220° en el valle del corrugado, para drenaje, rigidez anular nominal 4 kN/m², de 200 mm de diámetro nominal, 181 mm de diámetro interior, según UNE-EN 13476-1, longitud nominal 6 m, unión por copa con junta elástica de EPDM. Incluye grava filtrante.	ml	71,61	23,13	1.656,34
9	Compactación de fondo de zanja o pozo, al 95% del Proctor Modificado, con rodillo vibrante de guiado manual. Incluyendo alquiler de maquinaria de rodillo y c. cisterna, mano de obra y ensayo.	m2	911,99	8,04	7.332,40
Total presupuesto (€)					199.492,12

Octubre de 2024

Ingrid Blanco Angulo
Ingeniera de minas
Nº Colegiado: 720 SUR
CRN, S.A.





APÉNDICE 1

CÁLCULOS DE LAS LOSAS Y LOS MUROS DE CONTENCIÓN DE LA PLANTA PRIMARIA



APÉNDICE 1

CÁLCULOS DE LAS LOSAS Y LOS MUROS DE CONTENCIÓN DE LA PLANTA PRIMARIA

PROYECTO : CONSTRUC. MURO DE CONTENCIÓN N°1 (N376-N366.35)

1. PARAMETROS DE DISEÑO

a. Hormigón y Acero

RESISTENCIA DEL HORMIGÓN	$f'c$	250 kg/cm ²
FLUENCIA DEL ACERO	f_y	4200 kg/cm ²
PESO ESPECIFICO DEL HORMIGÓN	γ_c	2.4 ton/m ³
RECUBRIMIENTO SIN CONTACTO CON TERRENO	R.s/cont.	4 cm
RECUBRIMIENTO EN CONTACTO CON TERRENO	R.c/cont.	7.5 cm

b. Sobrecarga

SOBRECARGA (t/m ²)	Sc	3.6
--------------------------------	------	-----

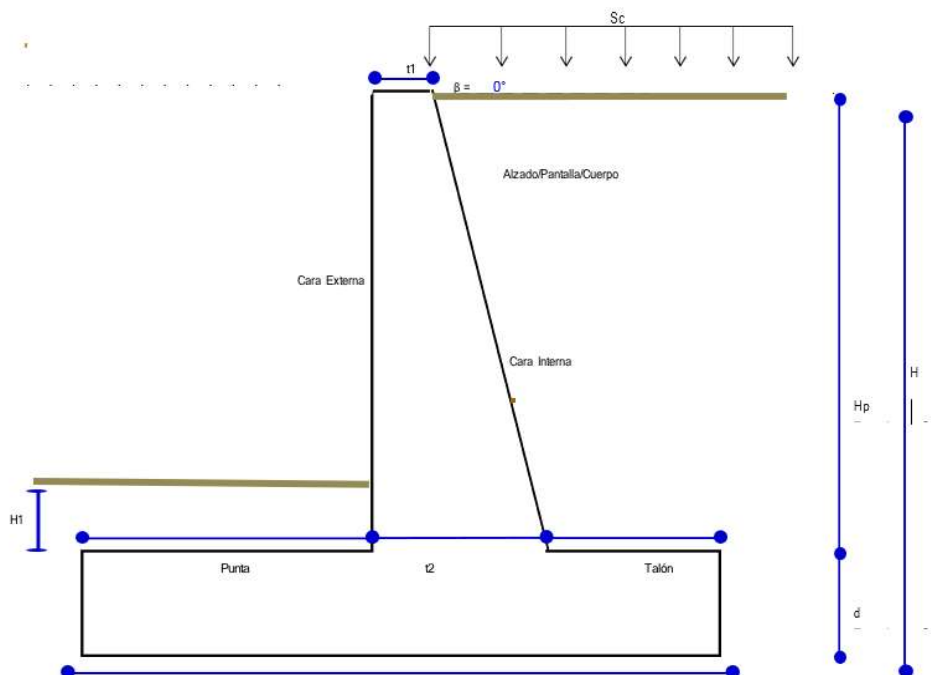
c. Suelo a contener por el muro

PESO ESPECIFICO DEL SUELO	γ_s	1.97 ton/m ³
ANGULO DE FRICCION INTERNA DEL TERRENO	ϕ	34 °
ANGULO DE RELLENO DE TERRENO SOBRE CORONA	β	0 °
PROFUNDIDAD DE CIMENTACION	D_f	0.2 m

d. Suelo de cimentación

CAPACIDAD PORTANTE DEL SUELO/ROCA	δ	3 kg/cm ²
ANGULO DE FRICCION INTERNA DEL TERRENO	ϕ	34 °
COEFICIENTE DE ROZAMIENTO	u	0.6745

2. PREDIMENSIONAMIENTO



ALTURA DE PANTALLA	Hp	8.6	m
PROFUNDIDAD DE LA CIMENTACION	H1	0.2	m
CORONA DE PANTALLA	t1	0.60	m
PERALTE DE ZAPATA	d	1.05	m
ALTURA DE MURO	H	9.65	m
PUNTERA	PUNTA	2.20	m
BASE DE PANTALLA	t2	0.95	m
BASE DE ZAPATA	B	5.20	m
TALON	TALON	2.05	m

3. CÁLCULO DE FUERZAS Y MOMENTOS

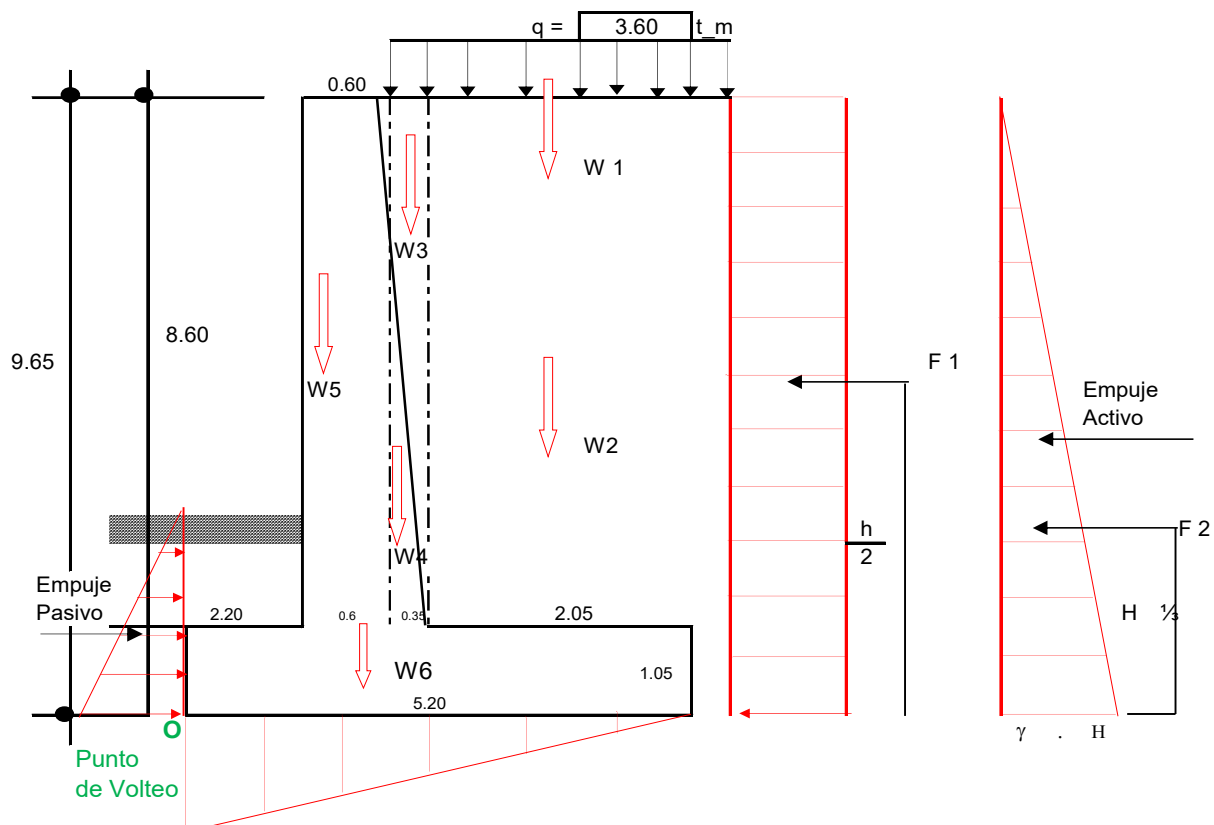
FUERZAS VERTICALES:

PESO	W (Kg)	BRAZO (m)	MOMENTO(kg-m)
W 1	8,640	4.18	36,072.00
W2	34,731	4.18	145,002.34
W3	2,965	2.975	8,820.43
W4	3,612	2.975	10,745.70
W5	12,384	2.500	30,960.00
W6	13,104	2.60	34,070.40
Σ MFy	75,436	Σ MoFy	265,670.87

FUERZAS HORIZONTALES:

PESO	W (Kg)	BRAZO (m)	MOMENTO(kg-m)
F 1	8,753	4.300	37,637.27
F 2	20,596	2.87	59,110.38
Σ Fh	29,348.80	Σ MFh	96,747.65

Ka	0.28271
----	----------------



4. ESTABILIDAD DEL MURO A VOLTEO Y DESLIZAMIENTO

$F_s V$	$= \frac{265,670.87 \text{ kg/m}}{96,747.65 \text{ kg/m}}$	$=$	2.75	$>$	1.8
---------	--	-----	------	-----	-----

VOLTEO - OK

$F_s D$	$= \frac{\sum F_v}{\sum F_h}$	$=$	1.54	$\geq$	1.25
---------	-------------------------------	-----	------	--------	------

DESLIZAMIENTO - OK

5. UBICACIÓN DE LA RESULTANTE, EXCENTRICIDAD Y CAPACIDAD PORTANTE DEL TERRENO

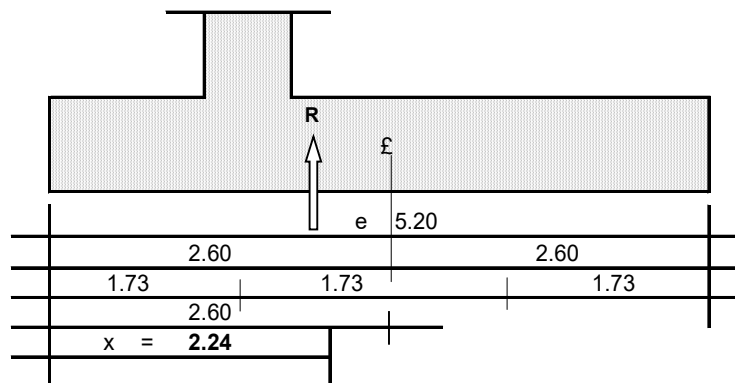
a. Ubicación de la resultante

$$x = \frac{\sum M_o}{\sum F_y} \quad x = \frac{\sum M_o F_y - \sum M_o F_h}{\sum F_y}$$

$$x = \frac{265,670.87 - 96,747.65}{75,436}$$

RESULTANTE - OK

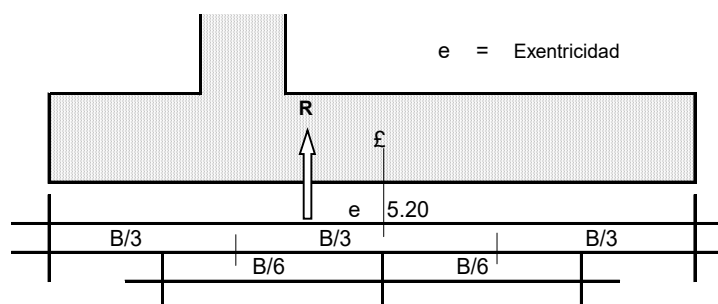
$$x = 2.24$$



b. Excentricidad

$$e = \frac{B}{2} - x = 0.87$$

EXCENTRICIDAD - OK



c. Presión actuante sobre el terreno

$$q = \frac{\sum F_y}{A} \left(1 \pm \frac{6e}{B} \right)$$

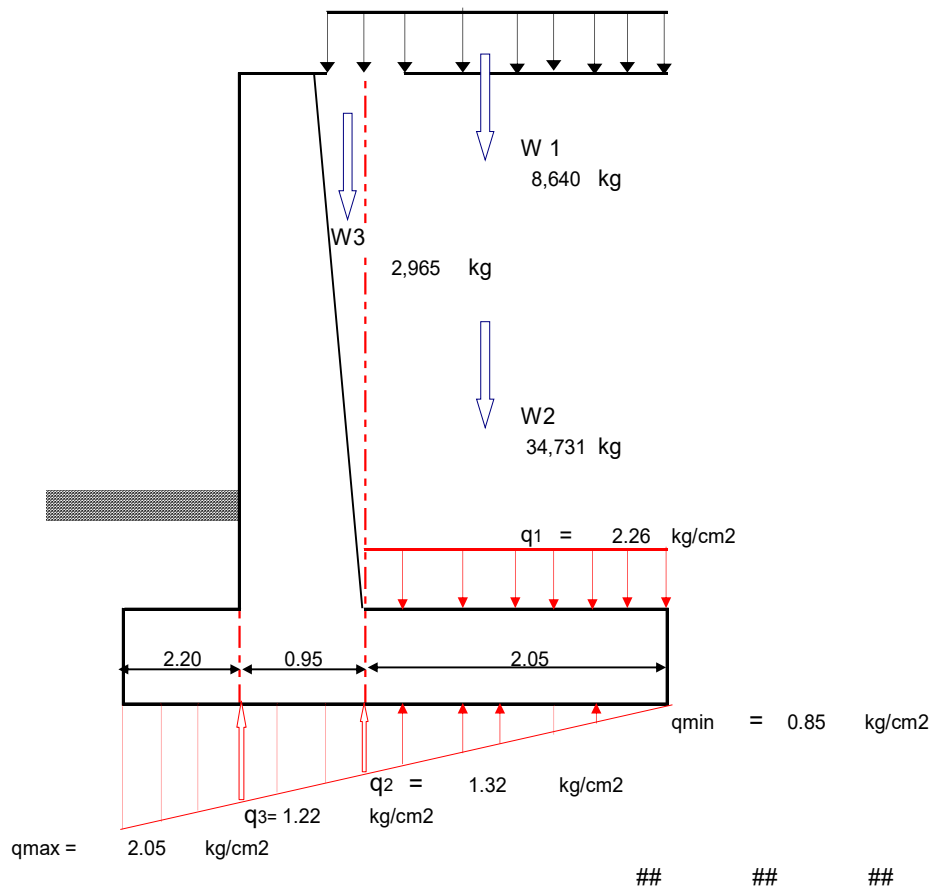
CARGA ADMISIBLE - OK

$$q_{\max} = 20,544.69 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 2.05 \text{ kg/cm}^2 < 3 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_{\min} = 8,469.14 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 0.85 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_2 = 13,229.69 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 1.32 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_3 = 12,238.37 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 1.22 \text{ kg/cm}^2$$



6. CALCULO DE ESFUERZOS CORTANTES Y MOMENTOS FLECTORES

a. Sobre la pantalla

$$V = \text{Fuerza cortante actuante} = F_1 + F_2$$

$$V = 8,752.85 + 20,595.95 \quad \leftarrow$$

$$V = 29,348.81 \text{ kg} = 29.35 \text{ ton}$$

$$V_u = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 29,348.81$$

$$V_u = 46,958.09 \text{ kg} = 46.96 \text{ ton}$$

$$V_c = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'_c} \times b \times d =$$

$$V_c = \phi \times 76,258.33 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base de la pantalla)} \times 76,258.33 \text{ kg}$$

$$V_c = 50,838.88 \text{ kg} = 50.84 \text{ ton}$$

$$V_u < V_c \rightarrow 46.96 < 50.84$$

ESF. CORTANTE - OK

$$M_{\max} = (F_1 Y_1) + (F_2 Y_2)$$

$$M_{\max} = (8,752.85 \times 4.3) + (20,595.95 \times 2.87)$$

$$M_{\max} = 96,679.00 \text{ kg-m}$$



$$F_1 = (q \cdot h \cdot 1.00 \text{ m}) \cdot k_a = 8,752.85 \text{ kg.}$$



$$y_1 = \frac{h}{2} = 4.3 \text{ m}$$

$$F_2 = \frac{1}{2} (\gamma \cdot h^2 \cdot 1.00 \text{ m}) \cdot K_a = 20,595.95 \text{ kg.}$$



$$y_2 = \frac{1}{3} h = 2.87 \text{ m}$$

b. Sobre la Punta

$$F_1 = \frac{1.22 \times 2.20 \times 1.00}{2} = 26924.41 \text{ Kg}$$



$$X_1 = \frac{2.20}{2} = 1.10 \text{ m}$$

$$F_2 = \frac{1}{2} \cdot 220 \cdot 0.83 \cdot 100 = 9136.95 \text{ Kg}$$



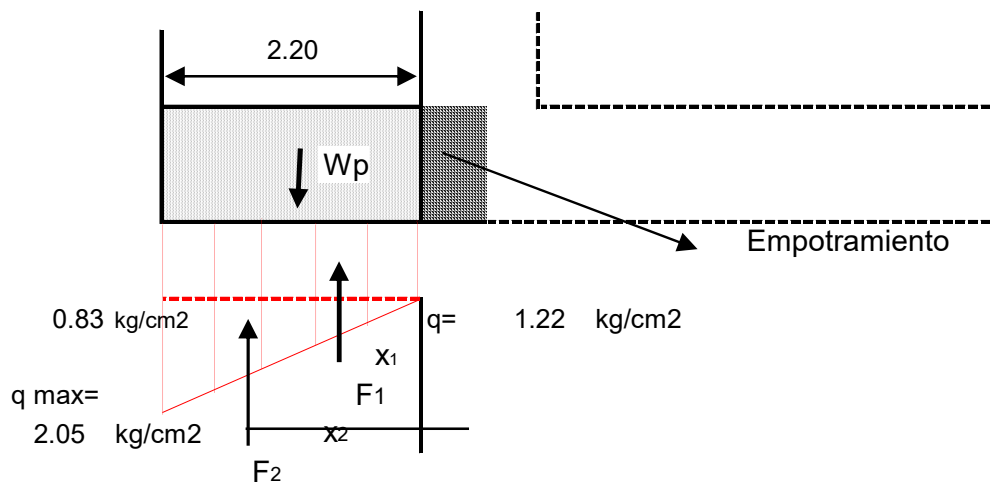
$$X_2 = \frac{2}{3} \cdot 2.20 = 1.47 \text{ m}$$

$$W_p = \text{Peso de la punta} = 2.20 \times 1.05 \times 1.00 \times 2400$$

$$W_p = 5544.00 \text{ Kg}$$



$$X_3 = \frac{2.20}{2} = 1.10 \text{ m}$$



$$M_{\max} = (F_1 \cdot X_1) + (F_2 \cdot X_2) + (W_p \cdot X_3)$$

$$M_{\max} = 36919.32 \text{ kg-m}$$



$$V = F_1 + F_2 + W_p$$

$$V = 26,924 + 9136.95 + (-5544.00) = 30517.36346 \text{ kg}$$



$$V_u = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 30,517.36$$

$$V_u = 48827.78 \text{ kg} = 48.83 \text{ ton}$$

$$V_c = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'c} \times b \times d =$$

$$V_c = \phi \times 81705.35 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base de la punta)} \times 81705.35 \text{ kg}$$

$$V_c = 54470.23 \text{ kg} = 54.47 \text{ ton}$$

$$V_u < V_c \rightarrow 48.83 < 54.47$$

ESF. CORTANTE - OK

c. Sobre el talón

$$q = \frac{w_1 + w_2 + w_3}{A \text{ talón}} \quad q = \frac{8,640 + 34,731 + 2,965}{2.05 \times 1.00}$$

$$q = 22,602.90 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 2.26 \text{ kg/cm}^2$$

$$F_1 = 3.60 \times \text{kg/cm}^2 \times 2.40 \text{ m} \times 100 \text{ cm}$$

$$F_1 = 8,640.00 \text{ kg}$$

$$X_1 = \frac{2.05}{2} = 1.03 \text{ m} \quad \downarrow$$

$$F_2 = 0.85 \times \text{kg/cm}^2 \times 205 \text{ cm} \times 100 \text{ cm}$$

$$F_2 = 17,361.73 \text{ kg}$$

$$X_2 = \frac{2.05}{2} = 1.03 \text{ m} \quad \uparrow$$

$$F_3 = 2.00 \times \text{kg/cm}^2 \times 205 \text{ cm} \times 100 \text{ cm}$$

$$F_3 = 4,879.57 \text{ kg}$$

$$X_3 = \frac{1.00}{2} \times 2.05 = 0.68 \text{ m} \quad \uparrow$$

$$W_p = \text{Peso del tacón} = 2.05 \times 1.05 \times 1.00 \times 2400$$

$$W_p = 5166.00 \text{ Kg} \quad \downarrow$$

$$X_3 = \frac{2.05}{2} = 1.03 \text{ m}$$

$$W_r = \text{Peso del relleno rectangular} = \frac{2.05 \times 8.60}{2} \times 1.00 \times 1,970$$

$$W_r = 34731.10 \text{ Kg} \quad \downarrow$$

$$X_5 = \frac{2.05}{2} = 1.03 \text{ m}$$

$$M_{\max} = (F_2.X_2) + (F_3.X_3) - (F_1.X_1) - (W_p.X_4) - (W_r.X_5)$$

$$M_{\max} = -28620.38 \text{ kg-m} \quad \curvearrowright$$

$$V = F_1 - F_2 - F_3 + W_p + W_r \quad \downarrow$$

$$V_u = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 26,295.80$$

$$V_u = 42073.28 \text{ kg} = 42.07 \text{ ton}$$

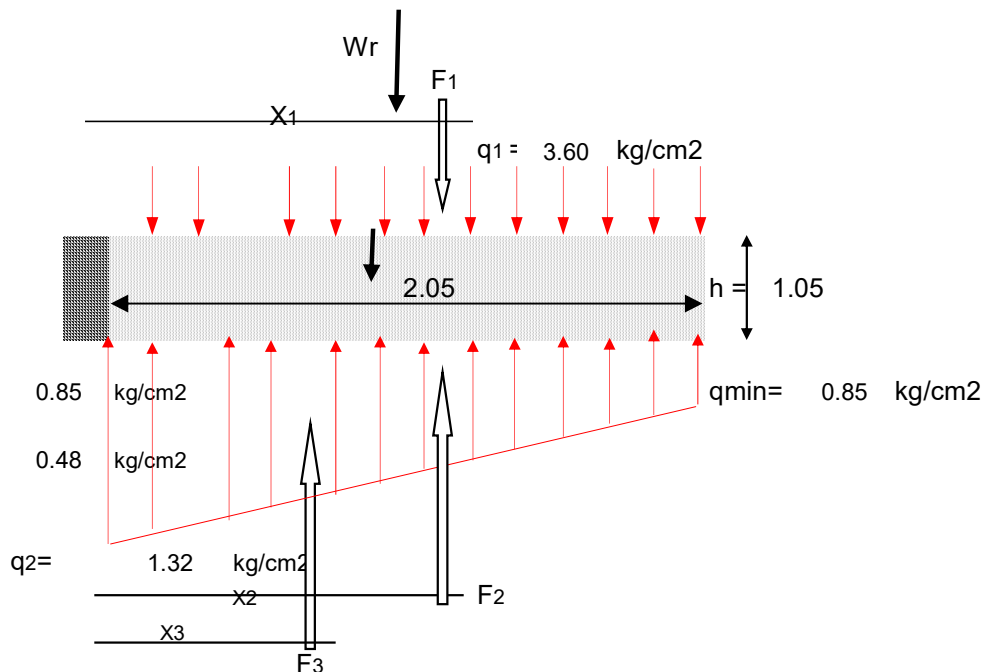
$$V_c = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'c} \times b \times d =$$

$$V_c = \emptyset \times 81705.35 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base del talón)} \times 81705.35 \text{ kg}$$

$$V_c = 54470.23 \text{ kg} = 54.47 \text{ ton}$$

$$V_u < V_c \rightarrow 42.07 < 54.47$$

ESF. CORTANTE - OK



7. CALCULO DEL REFUERZO DE ACERO NECESARIO

Superficie de acero de refuerzo necesaria acorde a código internacional ACI 318-19

$$A_s = \frac{M_u}{\emptyset * f_y (d - \frac{a}{2})}$$

$$a = \frac{A_s * f_y}{0.85 * f_c * b}$$

Donde:

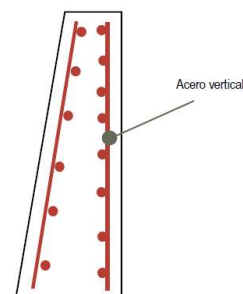
A_s = Ancho de acero requerido (cm²)
 M_u = Momento último del tramo evaluado = FS (1.6) x M_{max}
 $\emptyset$ = Factor de seguridad (típicamente 0.9)
 f_y = Fluencia del acero (kg/cm²)
 d = Distancia efectiva de aplicación del momento máximo
 f_c = Resist. A compresión simple del hormigón (kg/cm²)
 b = Ancho del muro evaluado (típicamente, 1 metro lineal de la estructura)

7.1 REFUERZO EN PANTALLA

A. Refuerzo Vertical

A1. Cara interior

M_u	154.69	tn.m
Φ	0.90	
F_y	4200.00	kg/cm ²
d	91.00	cm
f_c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m



$$1^\circ \text{ iteración} \quad a = d/5 \rightarrow A_s = 49.9662 \text{ cm}^2$$

$$5^\circ \text{ iteración} \quad a' = 9.37 \rightarrow A_s = 47.411 \text{ cm}^2$$

$$\begin{aligned} p \text{ min} &= 0.0012 \rightarrow As \text{ min} = 10.92 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 77.35 \text{ cm}^2 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} As \text{ min} &< As < As_{\text{max}} \\ 10.92 &\leq \mathbf{47.41} < 77.35 \end{aligned}$$

$$As \text{ seleccionado} = 47.41$$

As - OK

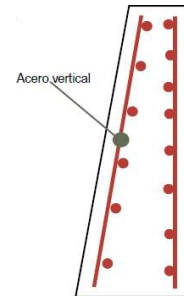
Varillaje de acero seleccionado: 3/4 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 17 varillas de 3/4 cada 0.06 m

A2. Cara exterior

Mu	154.69	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	69.01	cm
f _c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m

= d promedio dt1 y dt2



$$\begin{aligned} 1^\circ \text{ iteración } a &= d/5 \rightarrow As = 65.89 \text{ cm}^2 \\ 5^\circ \text{ iteración } a' &= 12.93 \rightarrow As = 65.43 \text{ cm}^2 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} p \text{ min} &= 0.0012 \rightarrow As \text{ min} = 8.2813 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 58.6592 \text{ cm}^2 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} As \text{ min} &< As < As_{\text{max}} \\ 8.28 &\leq \mathbf{65.43} < 58.66 \end{aligned}$$

$$As \text{ seleccionado} = 8.28$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

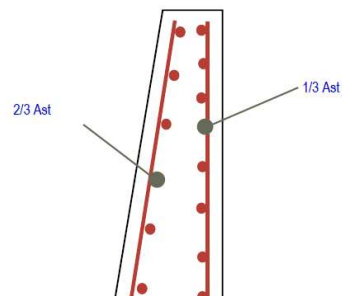
Usar por cada ml en horizontal: 5 varillas de 5/8 cada 0.20 m

B. Refuerzo Horizontal

B1.Tercio Superior

B1.1 Cara interna

Mu	154.69	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	91.00	cm
dt1	51.51	cm
dt2	86.51	cm
d _{prom}	69.01	cm
f _c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$\begin{aligned} p \text{ min} &= 0.002 \rightarrow As \text{ min} = 3.43 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 43.78 \text{ cm}^2 \end{aligned}$$

$$A_s \min = A_s < A_s \max$$

$$3.43 = \mathbf{3.43} < 43.78$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 3.43$$

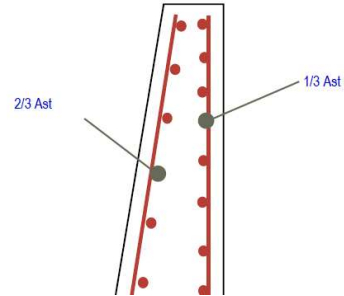
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 3 varillas de 1/2 cada 0.33 m

B1.2 Cara externa

Mu	154.69	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	91.00	cm
dt1	51.51	cm
dt2	86.51	cm
dprom	69.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$p \min = 0.002 \rightarrow A_s \min = 6.87 \text{ cm}^2$$

$$p \max = 0.0085 \rightarrow A_s \max = 43.78 \text{ cm}^2$$

$$A_s \min = A_s < A_s \max$$

$$6.87 = \mathbf{6.87} < 43.78$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 6.87$$

As - OK

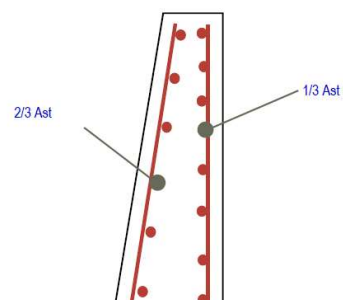
Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 6 varillas de 1/2 cada 0.17 m

B2.Tercio Central

B2.1 Cara interna

Mu	154.69	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	91.00	cm
dt1	51.51	cm
dt2	86.51	cm
dprom	69.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$p \min = 0.002 \rightarrow A_s \min = 4.60 \text{ cm}^2$$

$$p \max = 0.0085 \rightarrow A_s \max = 43.78 \text{ cm}^2$$

$$A_s \min = A_s < A_s \max$$

$$4.60 = \mathbf{4.60} < 43.78$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 4.60$$

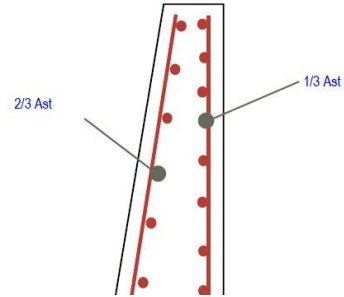
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 4 varillas de 1/2 cada 0.25 m

B2.2 Cara externa

Mu	154.69	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	91.00	cm
dt1	51.51	cm
dt2	86.51	cm
dprom	69.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$\begin{aligned} p \text{ min} &= 0.002 \rightarrow As \text{ min} = 9.20 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 43.78 \text{ cm}^2 \end{aligned}$$

$As \text{ min} = As < As_{\text{max}}$
$9.20 = \mathbf{9.20} < 43.78$

As seleccionado = 9.20

As - OK

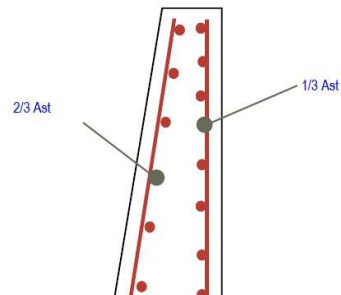
Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 8 varillas de 1/2 cada 0.13 m

B3.Tercio Inferior

B3.1 Cara interna

Mu	154.69	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	91.00	cm
dt1	51.51	cm
dt2	86.51	cm
dprom	69.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$\begin{aligned} p \text{ min} &= 0.002 \rightarrow As \text{ min} = 5.77 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 43.78 \text{ cm}^2 \end{aligned}$$

$As \text{ min} = As < As_{\text{max}}$
$5.77 = \mathbf{5.77} < 43.78$

As seleccionado = 5.77

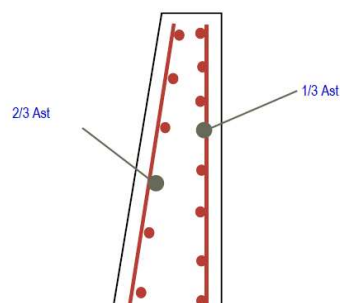
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 5 varillas de 1/2 cada 0.20 m

B3.2 Cara externa

Mu	154.69	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	91.00	cm
dt1	51.51	cm
dt2	86.51	cm
dprom	69.01	cm
f _c	4200.00	kg/cm2
b	91.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$\begin{aligned}
 p_{\min} &= 0.0020 \rightarrow As_{\min} = 11.53 \text{ cm}^2 \\
 p_{\max} &= 0.0085 \rightarrow As_{\max} = 43.78 \text{ cm}^2
 \end{aligned}$$

As min	=	As	<	Asmax
11.53	=	11.53	<	43.78

As seleccionado = 11.53

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 10 varillas de 1/2 cada 0.10 m

C. Resumen y selección del acero

Área y espaciamiento necesario entre varillaje de hormigón, tanto horizontal como vertical por metro lineal
Cada varilla se considera de 1 metro de longitud para el cálculo

C1. Resumen y selección del acero vertical

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As (cm2)	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Pantalla	Interior	8.60	47.41	407.73	3/4	0.06	146
Pantalla	Exterior	8.60	8.28	71.22	5/8	0.20	43
				478.95			189

C2. Resumen y selección del acero horizontal

Tercio	Zona	Longitud tramo (H/3)	As (cm2)	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Superior	Interior	2.87	3.43	9.84	1/2	0.33	9
Superior	Exterior	2.87	6.87	19.69	1/2	0.17	17
Central	Interior	2.87	4.60	13.19	1/2	0.25	11
Central	Exterior	2.87	9.20	26.38	1/2	0.13	23
Inferior	Interior	2.87	5.77	16.53	1/2	0.20	14
Inferior	Exterior	2.87	11.53	33.07	1/2	0.10	29
				118.70			103

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As promedio	As tramo (cm2)	Ø	e promedio	nº varillas
Pantalla	Interior	8.60	4.60	39.57	1/2	0.26	34
Pantalla	Exterior	8.60	9.20	79.13	1/2	0.13	69
				118.70			103

7.2 REFUERZO EN PUNTERA Y TALON DE LA ZAPATA

A. Refuerzo Vertical

A1. Puntera

Mu	59.07	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	96.87	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 17.9255 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 3.24 \quad \rightarrow \quad A_s = 16.4077 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0018 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 17.4357 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 82.3353 \text{ cm}^2$$

$$A_s \text{ min} < A_s < A_s \text{ max}$$

$$17.44 \leq \mathbf{17.44} < 82.34$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 17.44$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 9 varillas de 5/8 cada 0.11 m

A2. Tal3n

Mu	45.79	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	96.87	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 13.90 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 2.50 \quad \rightarrow \quad A_s = 12.67 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0018 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 17.4357 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 82.3353 \text{ cm}^2$$

$$A_s \text{ min} < A_s < A_s \text{ max}$$

$$17.44 \leq \mathbf{17.44} < 82.34$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 17.44$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 9 varillas de 5/8 cada 0.11 m

B. Refuerzo horizontal para puntera y tacón

$$\begin{array}{llll} p \text{ min} & = & 0.0018 & \rightarrow \text{As min} = 17.44 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} & = & 0.0085 & \rightarrow \text{As max} = 82.34 \text{ cm}^2 \end{array}$$

$$\begin{array}{llll} \text{As min} & = & \text{As} & < & \text{Asmax} \\ 17.44 & = & \mathbf{17.44} & < & 82.34 \end{array}$$

$$\text{As seleccionado} = 17.44$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 9 varillas de 5/8 cada 0.11 m

C. Resumen y selección del acero

Área y espaciamiento necesario entre varillaje de hormigón, tanto horizontal como vertical por metro lineal
Cada varilla se considera de 1 metro de longitud para el cálculo

C1. Resumen y selección del acero longitudinal

Area	Zona	Longitud tramo	As (cm2)	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Zapata	Puntera	2.20	17.44	38.36	5/8	0.11	20
Zapata	Talon	2.05	17.44	35.74	5/8	0.11	18
				74.10			38

C2. Resumen y selección del acero transversal

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As promedio	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Zapata	Puntera	2.20	17.44	38.36	5/8	0.11	20
Zapata	Talon	2.05	17.44	35.74	5/8	0.11	18
				74.10			38

PROYECTO : CONSTRUCC. MURO DE CONTENCIÓN N°1 (N367.4-N362.1)

1. PARAMETROS DE DISEÑO

a. Hormigón y Acero

RESISTENCIA DEL HORMIGÓN	$f'c$	250 kg/cm ²
FLUENCIA DEL ACERO	f_y	4200 kg/cm ²
PESO ESPECIFICO DEL HORMIGÓN	γ_c	2.4 ton/m ³
RECUBRIMIENTO SIN CONTACTO CON TERRENO	R.s/cont.	4 cm
RECUBRIMIENTO EN CONTACTO CON TERRENO	R.c/cont.	7.5 cm

b. Sobrecarga

SOBRECARGA (t/m ²)	Sc	2.38
--------------------------------	------	------

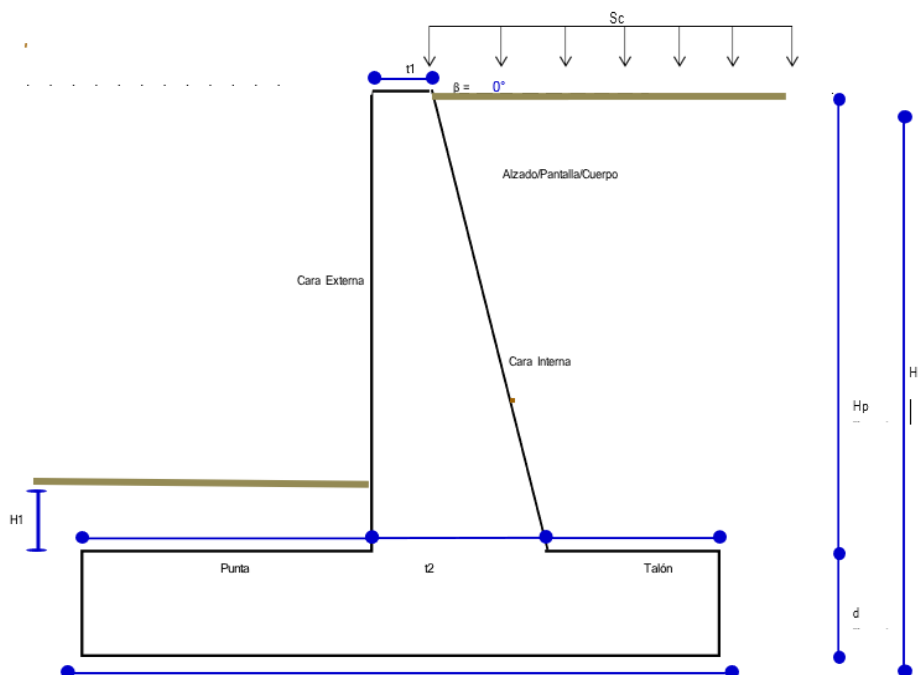
c. Suelo a contener por el muro

PESO ESPECIFICO DEL SUELO	γ_s	1.97 ton/m ³
ANGULO DE FRICCIÓN INTERNA DEL TERRENO	ϕ	34 °
ANGULO DE RELLENO DE TERRENO SOBRE CORONA	β	0 °
PROFUNDIDAD DE CIMENTACION	D_f	0.2 m

d. Suelo de cimentación

CAPACIDAD PORTANTE DEL SUELO/ROCA	δ	3 kg/cm ²
ANGULO DE FRICCIÓN INTERNA DEL TERRENO	ϕ	34 °
COEFICIENTE DE ROZAMIENTO	u	0.6745

2. PREDIMENSIONAMIENTO



ALTURA DE PANTALLA	H_p	5.3	m
PROFUNDIDAD DE LA CIMENTACION	H₁	0.2	m
CORONA DE PANTALLA	t₁	0.25	m
PERALTE DE ZAPATA	d	0.6	m
ALTURA DE MURO	H	5.90	m
PUNTERA	PUNTA	1.40	m
BASE DE PANTALLA	t₂	0.50	m
BASE DE ZAPATA	B	3.50	m
TALON	TALON	1.60	m

3. CÁLCULO DE FUERZAS Y MOMENTOS

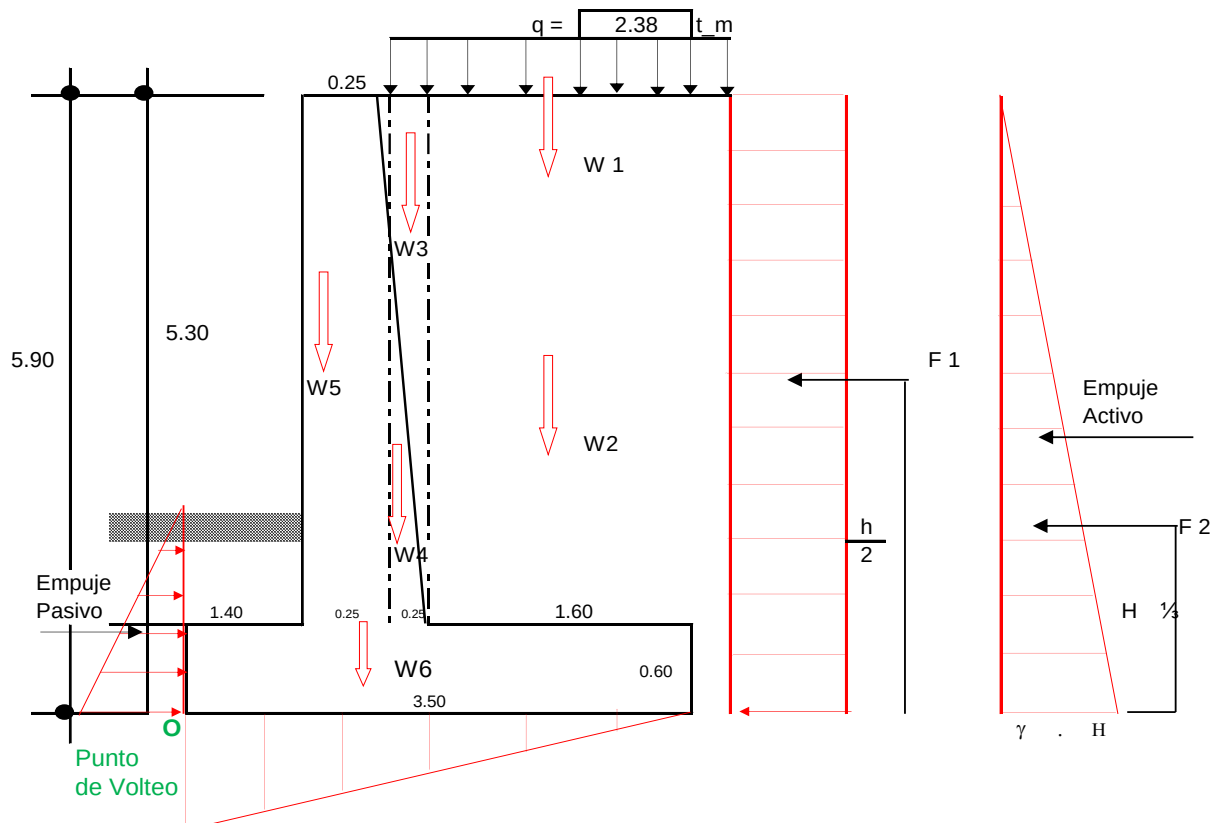
FUERZAS VERTICALES:

PESO	W (Kg)	BRAZO (m)	MOMENTO(kg-m)
W 1	4,403	2.70	11,888.10
W2	16,706	2.70	45,105.12
W3	1,305	1.775	2,316.60
W4	1,590	1.775	2,822.25
W5	3,180	1.525	4,849.50
W6	5,040	1.75	8,820.00
Σ MFy	32,224	Σ MoFy	75,801.57

FUERZAS HORIZONTALES:

PESO	W (Kg)	BRAZO (m)	MOMENTO(kg-m)
F 1	3,566	2.650	9,450.34
F 2	7,822	1.77	13,845.54
Σ Fh	11,388.51	Σ MFh	23,295.88

Ka	0.28271
----	---------



4. ESTABILIDAD DEL MURO A VOLTEO Y DESLIZAMIENTO

$F_s V$	$= \frac{75,801.57 \text{ kg/m}}{23,295.88 \text{ kg/m}}$	$=$	3.25	$>$	1.8
---------	---	-----	------	-----	-----

VOLTEO - OK

$F_s D$	$= \frac{\sum F_v}{\sum F_h}$	$=$	1.70	$\geq$	1.25
---------	-------------------------------	-----	------	--------	------

DESLIZAMIENTO - OK

5. UBICACIÓN DE LA RESULTANTE, EXCENTRICIDAD Y CAPACIDAD PORTANTE DEL TERRENO

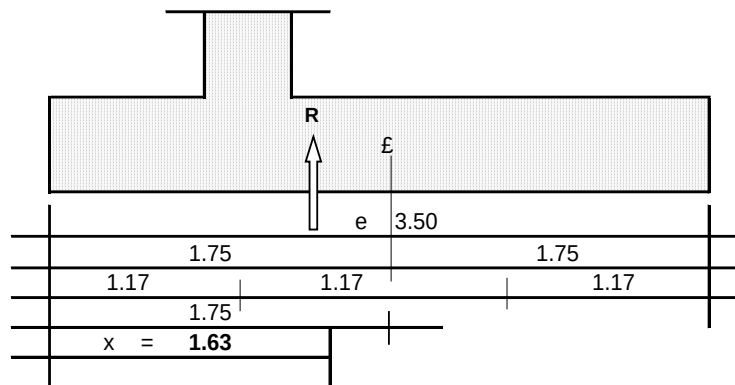
a. Ubicación de la resultante

$$x = \frac{\sum M_o}{\sum F_y} \quad x = \frac{\sum M_o F_y - \sum M_o F_h}{\sum F_y}$$

$$x = \frac{75,801.57 - 23,295.88}{32,224}$$

RESULTANTE - OK

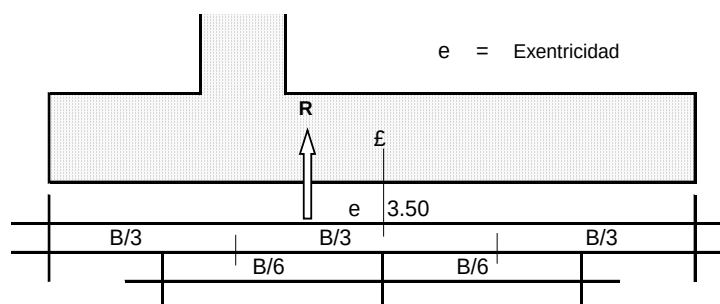
$$x = 1.63$$



b. Excentricidad

$$e = \frac{B}{2} - x = 0.58$$

EXCENTRICIDAD - OK



c. Presión actuante sobre el terreno

$$q = \frac{\sum F_y}{A} \left(1 \pm \frac{6e}{B} \right)$$

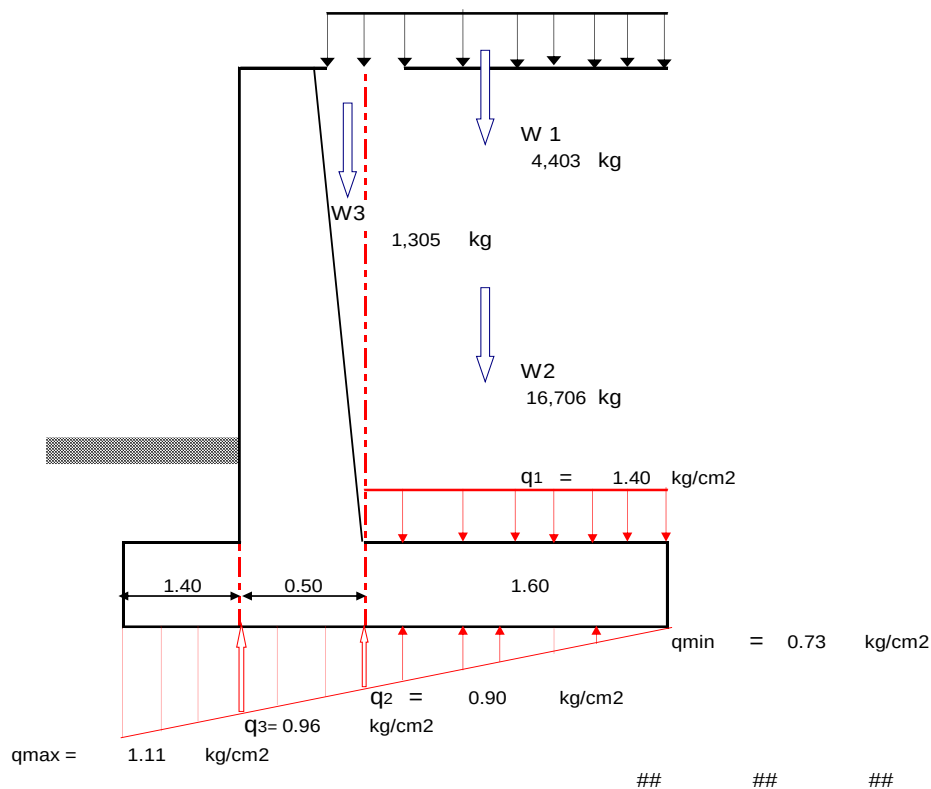
CARGA ADMISIBLE - OK

$$q_{max} = 11,110.04 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 1.11 \text{ kg/cm}^2 < 3 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_{mim} = 7,303.51 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 0.73 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_2 = 9,043.64 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 0.90 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_3 = 9,587.43 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 0.96 \text{ kg/cm}^2$$



6. CALCULO DE ESFUERZOS CORTANTES Y MOMENTOS FLECTORES

a. Sobre la pantalla

$$V = \text{Fuerza cortante actuante} = F_1 + F_2$$

$$V = 3,566.17 + 7,822.34 \rightarrow$$

$$V = 11,388.51 \text{ kg} = 11.39 \text{ ton}$$

$$V_u = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 11,388.51$$

$$V_u = 18,221.61 \text{ kg} = 18.22 \text{ ton}$$

$$V_c = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'_c} \times b \times d =$$

$$V_c = \phi \times 38,548.16 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base de la pantalla)} \times 38,548.16 \text{ kg}$$

$$V_c = 25,698.78 \text{ kg} = 25.70 \text{ ton}$$

$$V_u < V_c \rightarrow 18.22 < 25.70$$

ESF. CORTANTE - OK

$$M_{\max} = (F_1 Y_1) + (F_2 Y_2)$$

$$M_{\max} = (3,566.17 \times 2.65) + (7,822.34 \times 1.77)$$

$$M_{\max} = 23,269.81 \text{ kg-m}$$



$$F_1 = (q \cdot h \cdot 1.00 \text{ m}) \cdot k_a = 3,566.17 \text{ kg.}$$



$$y_1 = \frac{h}{2} = 2.65 \text{ m}$$

$$F_2 = \frac{1}{2} (\gamma \cdot h^2 \cdot 1.00 \text{ m}) \cdot K_a = 7822.34 \text{ kg.}$$



$$y_2 = \frac{1}{3} h = 1.77 \text{ m}$$

b. Sobre la Punta

$$F_1 = 0.96 \times 1.40 \times 1.00 = 13422.40 \text{ Kg}$$



$$X_1 = \frac{1.40}{2} = 0.70 \text{ m}$$

$$F_2 = \frac{1}{2} \cdot 140 \cdot 0.15 \cdot 100 = 1065.83 \text{ Kg}$$



$$X_2 = \frac{2}{3} \cdot 1.40 = 0.93 \text{ m}$$

$$W_p = \text{Peso de la punta} = 1.40 \times 0.60 \times 1.00 \times 2400$$

$$W_p = 2016.00 \text{ Kg}$$



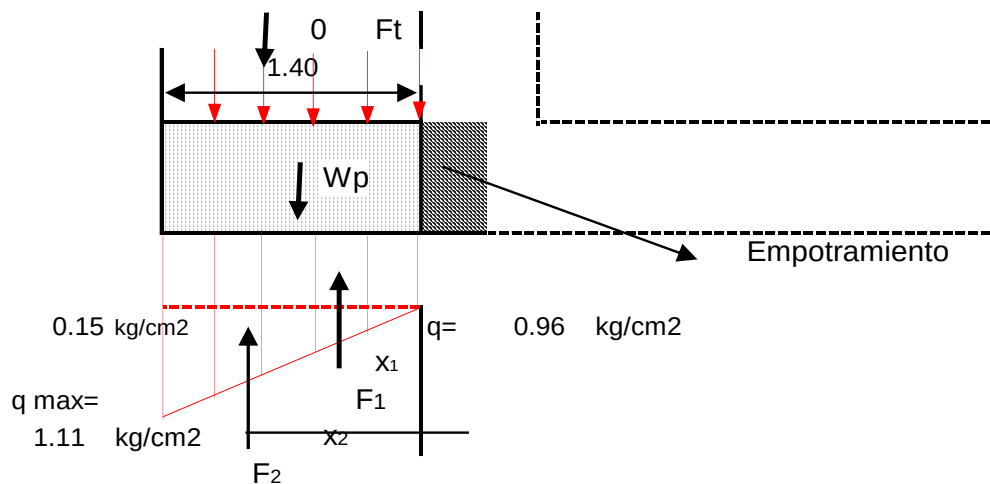
$$X_3 = \frac{1.40}{2} = 0.70 \text{ m}$$

$$F_t = \text{Esf. Cortante por Peso tolva} = 0.00 \times 1.40 \times 1.00 =$$

$$F_t = 0.00 \text{ kg}$$



$$X_{Ft} = 0.7 \text{ m}$$



$$M_{\max} = (F_1 \cdot X_1) + (F_2 \cdot X_2) + (W_p \cdot X_3) + (F_t \cdot X_{Ft})$$

$$M_{\max} = 8979.26 \text{ kg-m}$$



$$V = F_1 + F_2 + W_p \quad \text{###}$$

$$V = 13,422 + 1065.83 + -2016.00 + 0.0 = 12472.2 \text{ kg} \uparrow$$

$$Vu = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 12,472.23$$

$$Vu = 19955.57 \text{ kg} = 19.96 \text{ ton}$$

$$Vc = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'c} \times b \times d =$$

$$Vc = \phi \times 43995.19 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base de la punta)} \times 43995.19 \text{ kg}$$

$$Vc = 29330.13 \text{ kg} = 29.33 \text{ ton}$$

$$Vu < Vc \rightarrow 19.96 < 29.33$$

ESF. CORTANTE - OK

c. Sobre el talón

$$q = \frac{w1 + w2 + w3}{A \text{ talón}} \quad q = \frac{4,403 + 16,706 + 1,305}{1.60 \times 1.00}$$

$$q = 14,008.58 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 1.40 \text{ kg/cm}^2$$

$$F1 = 2.38 \times \text{kg/cm}^2 \times 1.85 \text{ m} \times 100 \text{ cm}$$

$$F1 = 4,403.00 \text{ kg}$$

$$X1 = \frac{1.60}{2} = 0.80 \text{ m} \downarrow$$

$$F2 = 0.73 \times \text{kg/cm}^2 \times 160 \text{ cm} \times 100 \text{ cm}$$

$$F2 = 11,685.62 \text{ kg}$$

$$X2 = \frac{1.60}{2} = 0.80 \text{ m} \uparrow$$

$$F3 = 2.00 \times \text{kg/cm}^2 \times 160 \text{ cm} \times 100 \text{ cm}$$

$$F3 = 1,392.10 \text{ kg}$$

$$X3 = \frac{1.00}{2} \times 1.60 = 0.53 \text{ m} \uparrow$$

$$Wp = \text{Peso del tacón} = 1.60 \times 0.60 \times 1.00 \times 2400$$

$$Wp = 2304.00 \text{ Kg} \downarrow$$

$$X3 = \frac{1.60}{2} = 0.80 \text{ m}$$

$$Wr = \text{Peso del relleno rectangular} = \frac{1.60 \times 5.30}{2} \times 1.00 \times 1,970$$

$$Wr = 16705.60 \text{ Kg} \downarrow$$

$$X5 = \frac{1.60}{2} = 0.80 \text{ m}$$

$$M_{\max} = (F2.X2) + (F3.X3) - (F1.X1) - (Wp.X4) - (Wr.X5)$$

$$M_{\max} = -8639.13 \text{ kg-m} \curvearrowright$$

$$V = F1 - F2 - F3 + Wp + Wr \downarrow$$

$$Vu = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 10,334.88$$

$$Vu = 16535.80 \text{ kg} = 16.54 \text{ ton}$$

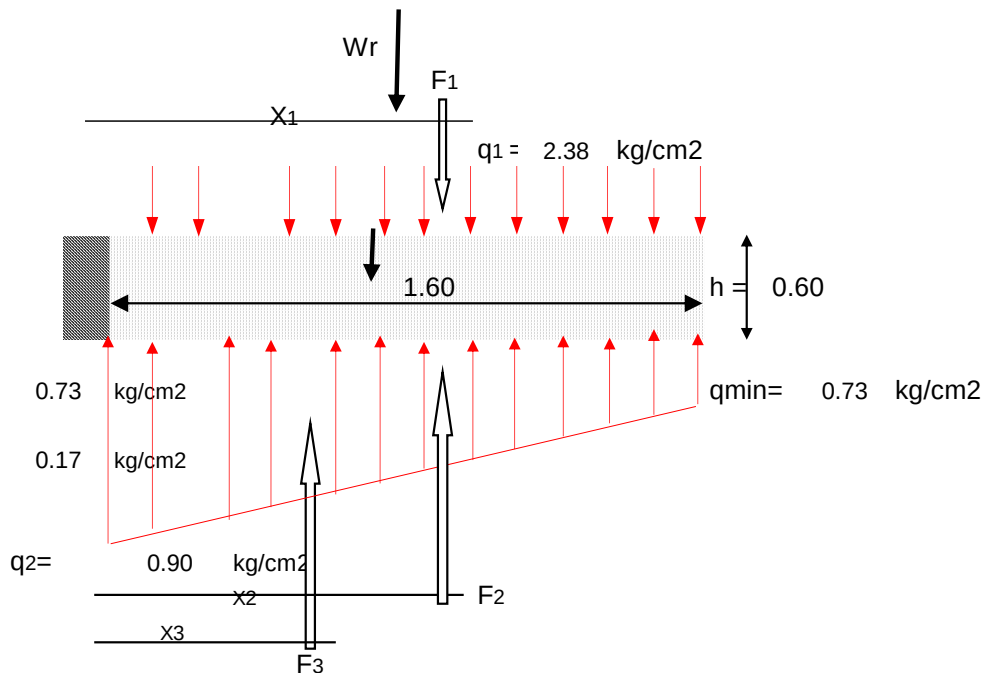
$$V_c = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'c} \times b \times d =$$

$$V_c = \phi \times 43995.19 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base del talón)} \times 43995.19 \text{ kg}$$

$$V_c = 29330.13 \text{ kg} = 29.33 \text{ ton}$$

$$V_u < V_c \rightarrow 16.54 < 29.33$$

ESF. CORTANTE - OK



7. CALCULO DEL REFUERZO DE ACERO NECESARIO

Superficie de acero de refuerzo necesaria acorde a código internacional ACI 318-19

$$A_s = \frac{M_u}{\phi * f_y (d - \frac{a}{2})}$$

$$a = \frac{A_s * f_y}{0.85 * f_c * b}$$

Donde:

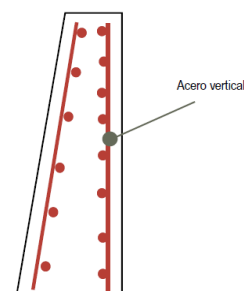
- A_s = Ancho de acero requerido (cm^2)
- M_u = Momento último del tramo evaluado = FS (1.6) $\times$ M_{max}
- ϕ = Factor de seguridad (típicamente 0.9)
- f_y = Fluencia del acero (kg/cm^2)
- d = Distancia efectiva de aplicación del momento máximo
- f_c = Resist. A compresión simple del hormigón (kg/cm^2)
- b = Ancho del muro evaluado (típicamente, 1 metro lineal de la estructura)

7.1 REFUERZO EN PANTALLA

A. Refuerzo Vertical

A1. Cara interior

M_u	37.23	tn.m
Φ	0.90	
F_y	4200.00	kg/cm ²
d	46.00	cm
f_c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m



$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 23.7914 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 4.45 \quad \rightarrow \quad A_s = 22.5 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0012 \quad \rightarrow \quad A_{s \text{ min}} = 5.52 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_{s \text{ max}} = 39.1 \text{ cm}^2$$

$$A_{s \text{ min}} < A_s < A_{s \text{ max}}$$

$$5.52 \leq \mathbf{22.50} < 39.10$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 22.50$$

As - OK

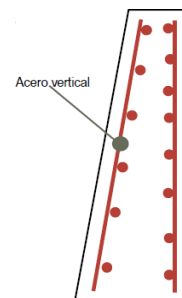
Varillaje de acero seleccionado: 3/4 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 8 varillas de 3/4 cada 0.13 m

A2. Cara exterior

Mu	37.23	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	29.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

= d promedio dt1 y dt2



$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 37.72 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 7.74 \quad \rightarrow \quad A_s = 39.18 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0012 \quad \rightarrow \quad A_{s \text{ min}} = 3.4813 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_{s \text{ max}} = 24.6592 \text{ cm}^2$$

$$A_{s \text{ min}} < A_s < A_{s \text{ max}}$$

$$3.48 \leq \mathbf{39.18} < 24.66$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 3.48$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

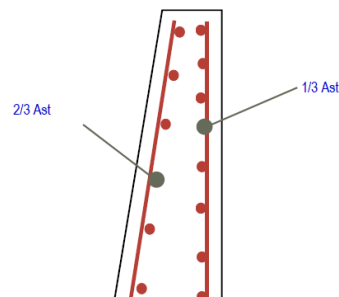
Usar por cada ml en horizontal: 3 varillas de 1/2 cada 0.33 m

B. Refuerzo Horizontal

B1. Tercio Superior

B1.1 Cara interna

Mu	37.23	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	46.00	cm
dt1	16.51	cm
dt2	41.51	cm
dprom	29.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$\begin{aligned}
 p \text{ min} &= 0.002 \rightarrow As \text{ min} = 1.10 \text{ cm}^2 \\
 p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 14.03 \text{ cm}^2
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 As \text{ min} &= As < As_{\text{max}} \\
 1.10 &= \mathbf{1.10} < 14.03
 \end{aligned}$$

$$As \text{ seleccionado} = 1.10$$

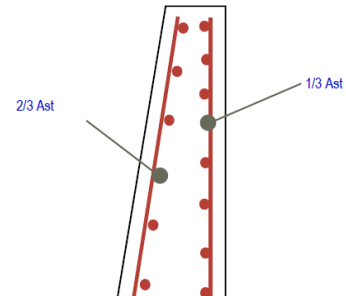
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 3 varillas de 1/2 cada 0.33 m

B1.2 Cara externa

Mu	37.23	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	46.00	cm
dt1	16.51	cm
dt2	41.51	cm
d _{prom}	29.01	cm
f'c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$\begin{aligned}
 p \text{ min} &= 0.002 \rightarrow As \text{ min} = 2.20 \text{ cm}^2 \\
 p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 14.03 \text{ cm}^2
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 As \text{ min} &= As < As_{\text{max}} \\
 2.20 &= \mathbf{2.20} < 14.03
 \end{aligned}$$

$$As \text{ seleccionado} = 2.20$$

As - OK

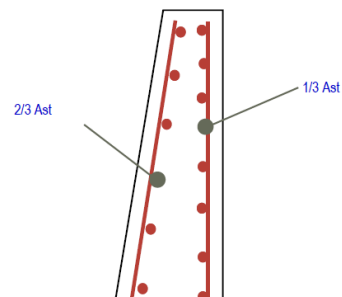
Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 3 varillas de 1/2 cada 0.33 m

B2.Tercio Central

B2.1 Cara interna

Mu	37.23	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	46.00	cm
dt1	16.51	cm
dt2	41.51	cm
d _{prom}	29.01	cm
f'c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$\begin{aligned}
 p \text{ min} &= 0.002 \rightarrow As \text{ min} = 1.93 \text{ cm}^2 \\
 p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 14.03 \text{ cm}^2
 \end{aligned}$$

$$A_{s \min} = A_s < A_{s \max}$$

$$1.93 = \mathbf{1.93} < 14.03$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 1.93$$

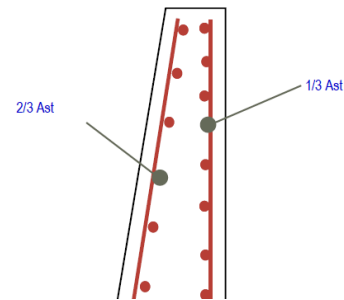
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 3 varillas de 1/2 cada 0.33 m

B2.2 Cara externa

Mu	37.23	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	46.00	cm
dt1	16.51	cm
dt2	41.51	cm
dprom	29.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$p_{\min} = 0.002 \rightarrow A_{s \min} = 3.87 \text{ cm}^2$$

$$p_{\max} = 0.0085 \rightarrow A_{s \max} = 14.03 \text{ cm}^2$$

$$A_{s \min} = A_s < A_{s \max}$$

$$3.87 = \mathbf{3.87} < 14.03$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 3.87$$

As - OK

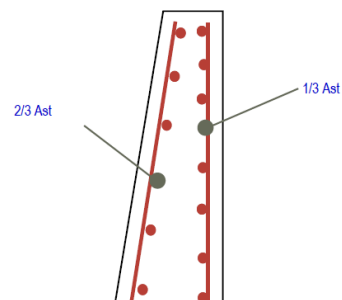
Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 4 varillas de 1/2 cada 0.25 m

B3.Tercio Inferior

B3.1 Cara interna

Mu	37.23	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	46.00	cm
dt1	16.51	cm
dt2	41.51	cm
dprom	29.01	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$p_{\min} = 0.002 \rightarrow A_{s \min} = 2.77 \text{ cm}^2$$

$$p_{\max} = 0.0085 \rightarrow A_{s \max} = 14.03 \text{ cm}^2$$

$$A_{s \min} = A_s < A_{s \max}$$

$$2.77 = \mathbf{2.77} < 14.03$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 2.77$$

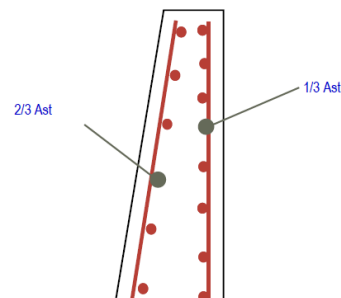
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 3 varillas de 1/2 cada 0.33 m

B3.2 Cara externa

Mu	37.23	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	46.00	cm
dt1	16.51	cm
dt2	41.51	cm
dprom	29.01	cm
f'c	4200.00	kg/cm2
b	46.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$\begin{aligned} p \text{ min} &= 0.0020 \rightarrow As \text{ min} = 5.53 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} &= 0.0085 \rightarrow As \text{ max} = 14.03 \text{ cm}^2 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} As \text{ min} &= As < As_{\text{max}} \\ 5.53 &= \mathbf{5.53} < 14.03 \end{aligned}$$

$$As \text{ seleccionado} = 5.53$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 5 varillas de 1/2 cada 0.20 m

C. Resumen y selección del acero

Área y espaciamiento necesario entre varillaje de hormigón, tanto horizontal como vertical por metro lineal
Cada varilla se considera de 1 metro de longitud para el cálculo

C1. Resumen y selección del acero vertical

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As (cm2)	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Pantalla	Interior	5.30	22.50	119.25	3/4	0.13	42
Pantalla	Exterior	5.30	3.48	18.45	1/2	0.33	16
				137.70			58

C2. Resumen y selección del acero horizontal

Tercio	Zona	Longitud tramo (H/3)	As (cm2)	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Superior	Interior	1.77	1.10	1.94	1/2	0.33	5
Superior	Exterior	1.77	2.20	3.89	1/2	0.33	5
Central	Interior	1.77	1.93	3.42	1/2	0.33	5
Central	Exterior	1.77	3.87	6.83	1/2	0.25	7
Inferior	Interior	1.77	2.77	4.89	1/2	0.33	5
Inferior	Exterior	1.77	5.53	9.78	1/2	0.20	9
				30.75			37

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As promedio	As tramo (cm2)	Ø	e promedio	nº varillas
Pantalla	Interior	5.30	1.93	10.25	1/2	0.33	16
Pantalla	Exterior	5.30	3.87	20.50	1/2	0.26	21
				30.75			37

7.2 REFUERZO EN PUNTERA Y TALON DE LA ZAPATA

A. Refuerzo Vertical

A1. Puntera

Mu	14.37	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	51.87	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 8.14239 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 1.47 \quad \rightarrow \quad A_s = 7.43343 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0018 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 9.3357 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 44.0853 \text{ cm}^2$$

$$\begin{array}{ccccc} A_s \text{ min} & < & A_s & < & A_s \text{ max} \\ 9.34 & <= & \mathbf{9.34} & < & 44.09 \end{array}$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 9.34$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 5 varillas de 5/8 cada 0.20 m

A2. Tal3n

Mu	13.82	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	51.87	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 7.83 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 1.41 \quad \rightarrow \quad A_s = 7.15 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0018 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 9.3357 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 44.0853 \text{ cm}^2$$

$$\begin{array}{ccccc} A_s \text{ min} & < & A_s & < & A_s \text{ max} \\ 9.34 & <= & \mathbf{9.34} & < & 44.09 \end{array}$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 9.34$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 5 varillas de 5/8 cada 0.20 m

B. Refuerzo horizontal para puntera y tacón

$$\begin{array}{llll} p \text{ min} & = & 0.0018 & \rightarrow \text{As min} = 9.34 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} & = & 0.0085 & \rightarrow \text{As max} = 44.09 \text{ cm}^2 \end{array}$$

$$\begin{array}{llll} \text{As min} & = & \text{As} & < & \text{Asmax} \\ 9.34 & = & \mathbf{9.34} & < & 44.09 \end{array}$$

$$\text{As seleccionado} = 9.34$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 5 varillas de 5/8 cada 0.20 m

C. Resumen y selección del acero

Área y espaciamiento necesario entre varillaje de hormigón, tanto horizontal como vertical por metro lineal
Cada varilla se considera de 1 metro de longitud para el cálculo

C1. Resumen y selección del acero longitudinal

Area	Zona	Longitud tramo	As (cm2)	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Zapata	Puntera	1.40	9.34	13.07	5/8	0.20	7
Zapata	Talon	1.60	9.34	14.94	5/8	0.20	8
				28.01			15

C2. Resumen y selección del acero transversal

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As promedio	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Zapata	Puntera	1.40	9.34	13.07	5/8	0.20	7
Zapata	Talón	1.60	9.34	14.94	5/8	0.20	8
				28.01			15

PROYECTO : CONSTRUC. MURO DE CONTENCIÓN N°3 (N362.1-N348.9)

1. PARAMETROS DE DISEÑO

a. Hormigón y Acero

RESISTENCIA DEL HORMIGÓN	$f'c$	250 kg/cm ²
FLUENCIA DEL ACERO	f_y	4200 kg/cm ²
PESO ESPECIFICO DEL HORMIGÓN	γ_c	2.4 ton/m ³
RECUBRIMIENTO SIN CONTACTO CON TERRENO	R.s/cont.	4 cm
RECUBRIMIENTO EN CONTACTO CON TERRENO	R.c/cont.	7.5 cm

b. Sobrecarga

SOBRECARGA (t/m ²)	Sc	1.66
--------------------------------	------	------

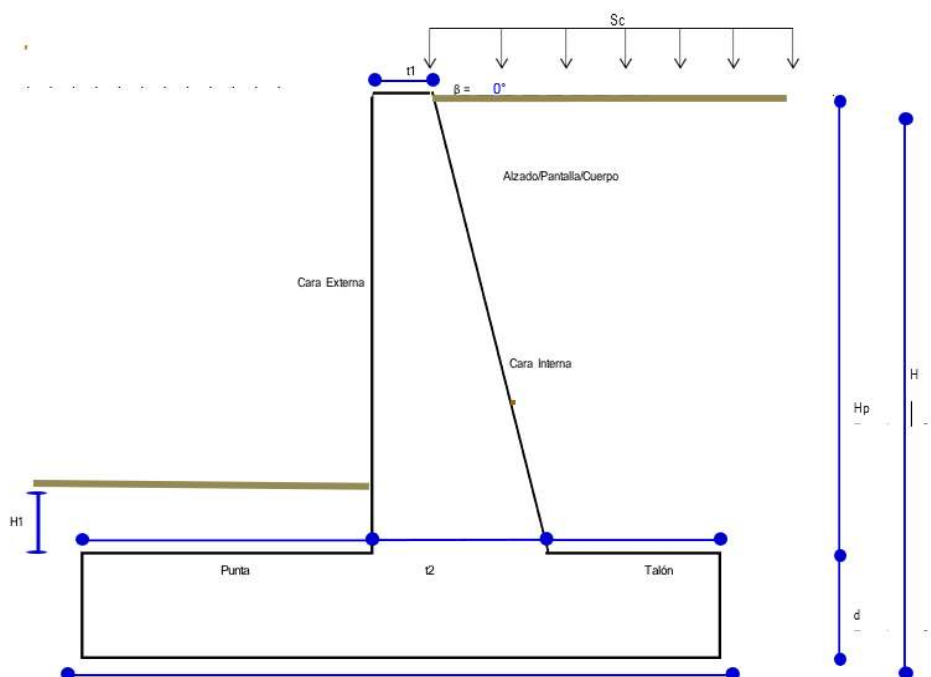
c. Suelo a contener por el muro

PESO ESPECIFICO DEL SUELO	γ_s	1.97 ton/m ³
ANGULO DE FRICCIÓN INTERNA DEL TERRENO	ϕ	34 °
ANGULO DE RELLENO DE TERRENO SOBRE CORONA	β	0 °
PROFUNDIDAD DE CIMENTACION	D_f	0.2 m

d. Suelo de cimentación

CAPACIDAD PORTANTE DEL SUELO/ROCA	δ	8 kg/cm ²
ANGULO DE FRICCIÓN INTERNA DEL TERRENO	ϕ	34 °
COEFICIENTE DE ROZAMIENTO	u	0.6745

2. PREDIMENSIONAMIENTO



ALTURA DE PANTALLA	Hp	13	m
PROFUNDIDAD DE LA CIMENTACION	H1	0.05	m
CORONA DE PANTALLA	t1	1.00	m
PERALTE DE ZAPATA	d	1.65	m
ALTURA DE MURO	H	14.65	m
PUNTERA	PUNTA	1.50	m
BASE DE PANTALLA	t2	1.60	m
BASE DE ZAPATA	B	6.80	m
TALON	TALON	3.70	m

3. CÁLCULO DE FUERZAS Y MOMENTOS

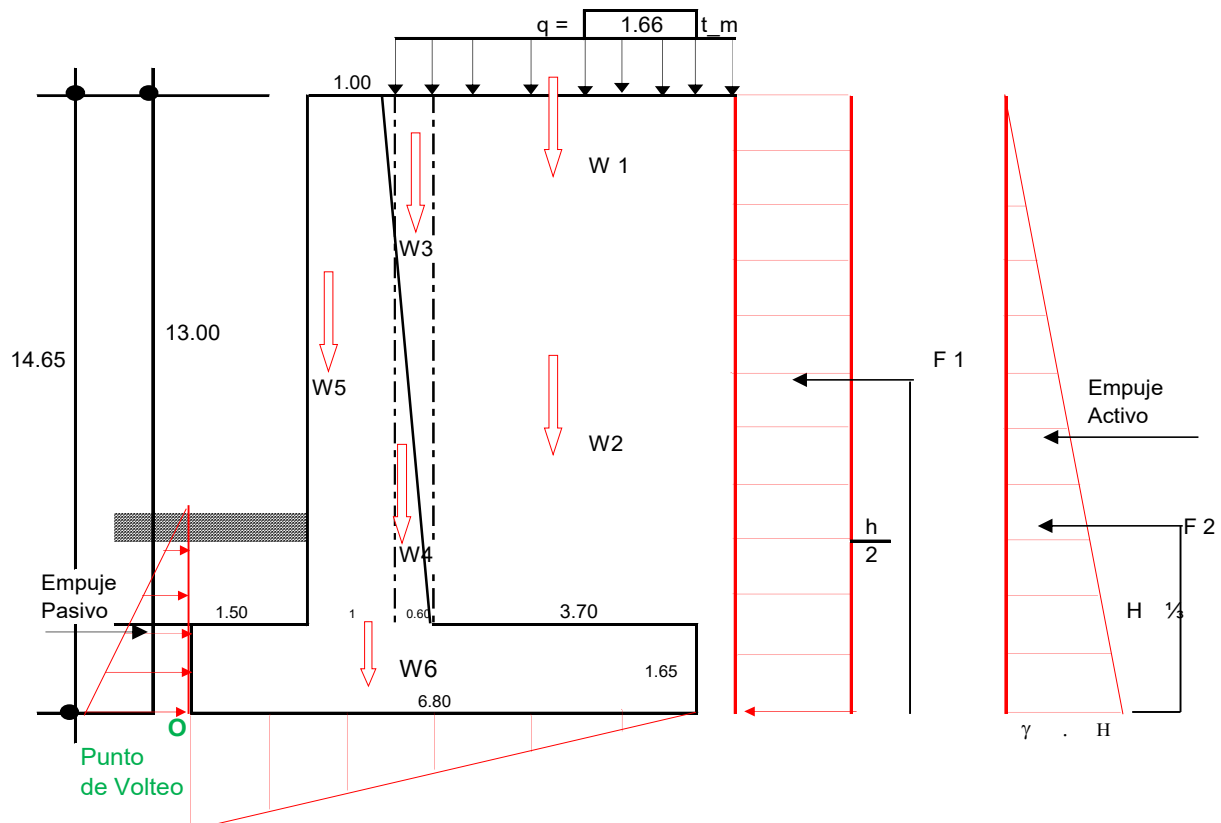
FUERZAS VERTICALES:

PESO	W (Kg)	BRAZO (m)	MOMENTO(kg-m)
W 1	7,138	4.95	35,333.10
W2	94,757	4.95	469,047.15
W3	7,683	2.800	21,512.40
W4	9,360	2.800	26,208.00
W5	31,200	2.000	62,400.00
W6	26,928	3.40	91,555.20
Σ MFy	177,066	Σ MoFy	706,055.85

FUERZAS HORIZONTALES:

PESO	W (Kg)	BRAZO (m)	MOMENTO(kg-m)
F 1	6,101	6.500	39,656.42
F 2	47,062	4.33	203,779.07
Σ Fh	53,163.13	Σ MFh	243,435.49

Ka	0.28271
----	---------



4. ESTABILIDAD DEL MURO A VOLTEO Y DESLIZAMIENTO

$F_s V$	$= \frac{706,055.85}{243,435.49} \frac{\text{kg/m}}{\text{kg/m}}$	$=$	2.90	$>$	1.8
---------	---	-----	------	-----	-----

VOLTEO - OK

$F_s D$	$= \frac{\sum F_v}{\sum F_h}$	$=$	2.00	$\geq$	1.25
---------	-------------------------------	-----	------	--------	------

DESLIZAMIENTO - OK

5. UBICACIÓN DE LA RESULTANTE, EXCENTRICIDAD Y CAPACIDAD PORTANTE DEL TERRENO

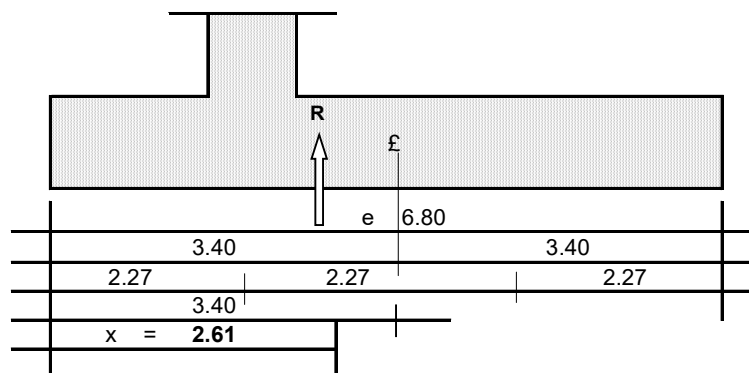
a. Ubicación de la resultante

$$x = \frac{\sum M_o}{\sum F_y} \quad x = \frac{\sum M_o F_y - \sum M_o F_h}{\sum F_y}$$

$$x = \frac{706,055.85 - 243,435.49}{177,066}$$

RESULTANTE - OK

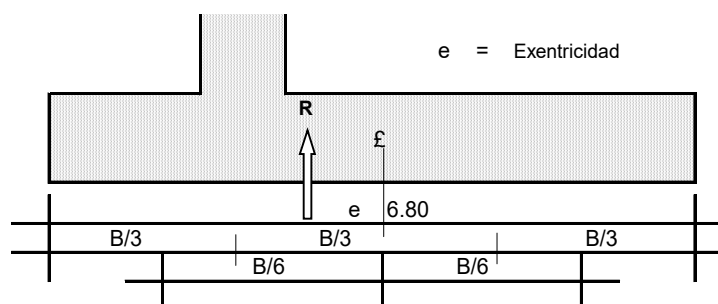
$$x = 2.61$$



b. Excentricidad

$$e = \frac{B}{2} - x = 1.13$$

EXCENTRICIDAD - OK



c. Presión actuante sobre el terreno

$$q = \frac{\sum F_y}{A} \left(1 \pm \frac{6e}{B} \right)$$

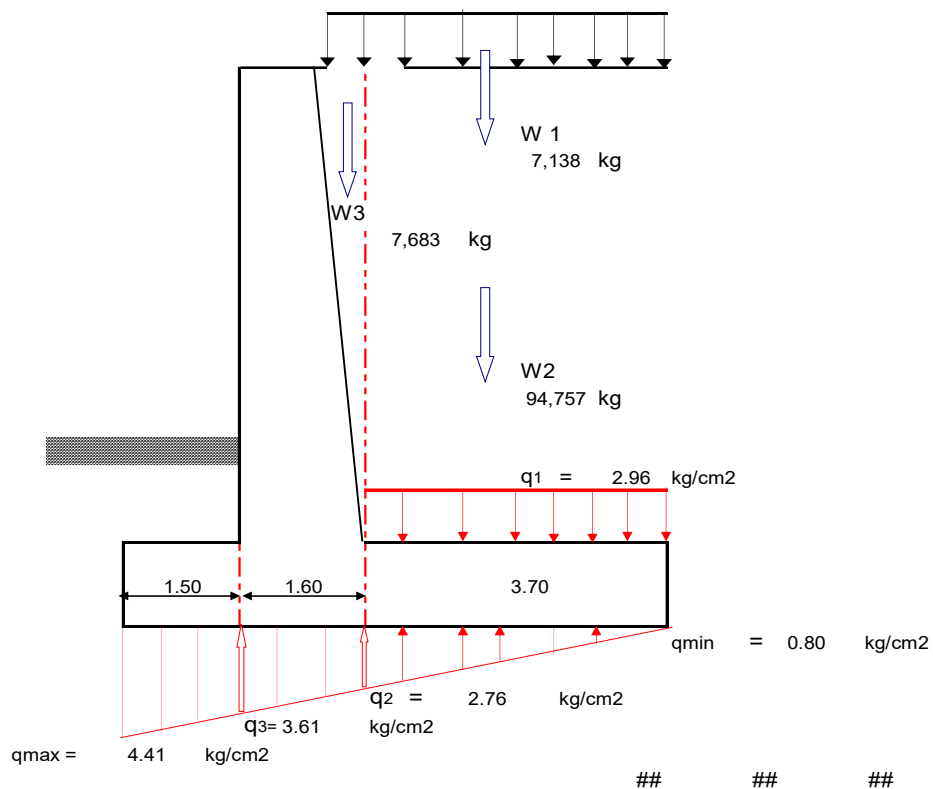
CARGA ADMISIBLE - OK

$$q_{\max} = 44,127.88 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 4.41 \text{ kg/cm}^2 < 8 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_{\min} = 7,950.36 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 0.80 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_2 = 27,635.18 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 2.76 \text{ kg/cm}^2$$

$$q_3 = 36,147.54 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 3.61 \text{ kg/cm}^2$$



6. CALCULO DE ESFUERZOS CORTANTES Y MOMENTOS FLECTORES

a. Sobre la pantalla

$$V = \text{Fuerza cortante actuante} = F_1 + F_2$$

$$V = 6,100.99 + 47,062.14 \quad \leftarrow$$

$$V = 53,163.13 \text{ kg} = 53.16 \text{ ton}$$

$$V_u = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 53,163.13$$

$$V_u = 85,061.00 \text{ kg} = 85.06 \text{ ton}$$

$$V_c = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'_c} \times b \times d =$$

$$V_c = \phi \times 130,728.56 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base de la pantalla)} \times 130,728.56 \text{ kg}$$

$$V_c = 87,152.37 \text{ kg} = 87.15 \text{ ton}$$

$V_u < V_c \rightarrow 85.06 < 87.15$

ESF. CORTANTE - OK

$$M_{\max} = (F_1 Y_1) + (F_2 Y_2)$$

$$M_{\max} = (6,100.99 \times 6.5) + (47,062.14 \times 4.33)$$

$$M_{\max} = 243,592.36 \text{ kg-m}$$



$$F_1 = (q \cdot h \cdot 1.00 \text{ m}) \cdot k_a = 6,100.99 \text{ kg.}$$



$$y_1 = \frac{h}{2} = 6.5 \text{ m}$$

$$F_2 = \frac{1}{2} (\gamma \cdot h^2 \cdot 1.00 \text{ m}) \cdot K_a = 47,062.14 \text{ kg.}$$



$$y_2 = \frac{1}{3} h = 4.33 \text{ m}$$

b. Sobre la Punta

$$F_1 = 3.61 \times 1.50 \times 1.00 = 54221.31 \text{ Kg}$$



$$X_1 = \frac{1.50}{2} = 0.75 \text{ m}$$

$$F_2 = \frac{1}{2} \cdot 150 \cdot 0.80 \cdot 100 = 5985.25 \text{ Kg}$$



$$X_2 = \frac{2}{3} \cdot 1.50 = 1.00 \text{ m}$$

$$W_p = \text{Peso de la punta} = 1.50 \times 1.65 \times 1.00 \times 2400$$

$$W_p = 5940.00 \text{ Kg}$$



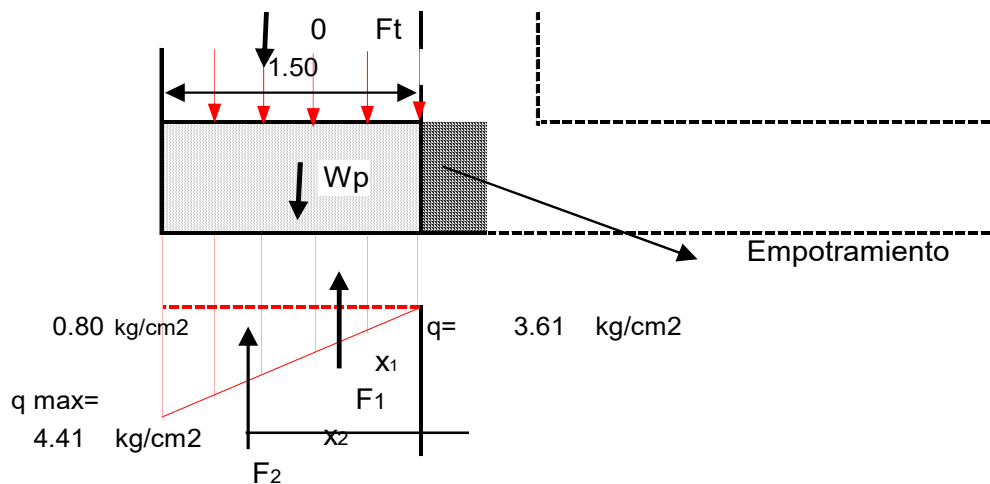
$$X_3 = \frac{1.50}{2} = 0.75 \text{ m}$$

$$F_t = \text{Esf. Cortante por Peso tolva} = 0.00 \times 1.50 \times 1.00 =$$

$$F_t = 0.00 \text{ kg}$$



$$X_{Ft} = 0.75 \text{ m}$$



$$M_{\max} = (F_1 \cdot X_1) + (F_2 \cdot X_2) + (W_p \cdot X_3) + (F_t \cdot X_{Ft})$$

$$M_{\max} = 42196.24 \text{ kg-m}$$



$$V = F_1 + F_2 + W_p \quad \text{###}$$

$$V = 54,221 + 5985.25 + -5940.00 + 0.0 = 54266.6 \text{ kg} \uparrow$$

$$Vu = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 54,266.56$$

$$Vu = 86826.50 \text{ kg} = 86.83 \text{ ton}$$

$$Vc = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'c} \times b \times d =$$

$$Vc = \phi \times 131985.56 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base de la punta)} \times 131985.56 \text{ kg}$$

$$Vc = 87990.38 \text{ kg} = 87.99 \text{ ton}$$

$$Vu < Vc \rightarrow 86.83 < 87.99$$

ESF. CORTANTE - OK

c. Sobre el talón

$$q = \frac{w1 + w2 + w3}{A \text{ talón}} \quad q = \frac{7,138 + 94,757 + 7,683}{3.70 \times 1.00}$$

$$q = 29,615.68 \text{ kg/m}^2 \rightarrow 2.96 \text{ kg/cm}^2$$

$$F1 = 1.66 \times \text{kg/cm}^2 \times 4.30 \text{ m} \times 100 \text{ cm}$$

$$F1 = 7,138.00 \text{ kg}$$

$$X1 = \frac{3.70}{2} = 1.85 \text{ m} \downarrow$$

$$F2 = 0.80 \times \text{kg/cm}^2 \times 370 \text{ cm} \times 100 \text{ cm}$$

$$F2 = 29,416.33 \text{ kg}$$

$$X2 = \frac{3.70}{2} = 1.85 \text{ m} \uparrow$$

$$F3 = 2.00 \times \text{kg/cm}^2 \times 370 \text{ cm} \times 100 \text{ cm}$$

$$F3 = 36,416.93 \text{ kg}$$

$$X3 = \frac{1.00}{2} \times 3.70 = 1.23 \text{ m} \uparrow$$

$$Wp = \text{Peso del tacón} = 3.70 \times 1.65 \times 1.00 \times 2400$$

$$Wp = 14652.00 \text{ Kg} \downarrow$$

$$X3 = \frac{3.70}{2} = 1.85 \text{ m}$$

$$Wr = \text{Peso del relleno rectangular} = \frac{3.70 \times 13.00}{2} \times 1.00 \times 1,970$$

$$Wr = 94757.00 \text{ Kg} \downarrow$$

$$X5 = \frac{3.70}{2} = 1.85 \text{ m}$$

$$M_{\max} = (F2.X2) + (F3.X3) - (F1.X1) - (Wp.X4) - (Wr.X5)$$

$$M_{\max} = -116277.53 \text{ kg-m} \curvearrowright$$

$$V = F1 - F2 - F3 + Wp + Wr \downarrow$$

$$Vu = \text{Fuerza cortante última} = FS \times V = 1.60 \times 50,713.75$$

$$Vu = 81141.99 \text{ kg} = 81.14 \text{ ton}$$

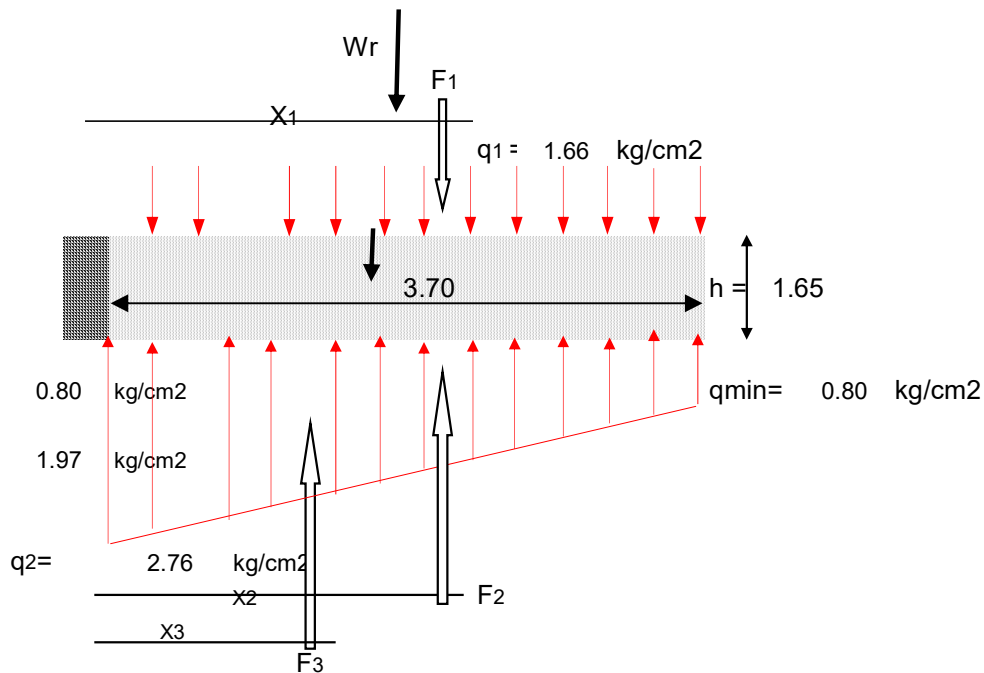
$$V_c = \text{Esf. Cortante resistente del hormigón} = \phi \times 0.53 \times \sqrt{f'c} \times b \times d =$$

$$V_c = \phi \times 131985.56 \text{ kg} = 2/3 \text{ (FS para la base del talón)} \times 131985.56 \text{ kg}$$

$$V_c = 87990.38 \text{ kg} = 87.99 \text{ ton}$$

$$V_u < V_c \rightarrow 81.14 < 87.99$$

ESF. CORTANTE - OK



7. CALCULO DEL REFUERZO DE ACERO NECESARIO

Superficie de acero de refuerzo necesaria acorde a código internacional ACI 318-19

$$A_s = \frac{M_u}{\phi * f_y (d - \frac{a}{2})}$$

$$a = \frac{A_s * f_y}{0.85 * f_c * b}$$

Donde:

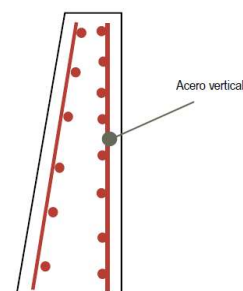
- A_s = Ancho de acero requerido (cm²)
- M_u = Momento último del tramo evaluado = FS (1.6) x M_{max}
- ϕ = Factor de seguridad (típicamente 0.9)
- f_y = Fluencia del acero (kg/cm²)
- d = Distancia efectiva de aplicación del momento máximo
- f_c = Resist. A compresión simple del hormigón (kg/cm²)
- b = Ancho del muro evaluado (típicamente, 1 metro lineal de la estructura)

7.1 REFUERZO EN PANTALLA

A. Refuerzo Vertical

A1. Cara interior

M_u	389.75	tn.m
Φ	0.90	
F_y	4200.00	kg/cm²
d	156.00	cm
f_c	250.00	kg/cm²
b	1.00	m



$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 73.4387 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 13.66 \quad \rightarrow \quad A_s = 69.1219 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0012 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 18.72 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 132.6 \text{ cm}^2$$

$$A_s \text{ min} < A_s < A_s \text{ max}$$

$$18.72 \leq \mathbf{69.12} < 132.60$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 69.12$$

As - OK

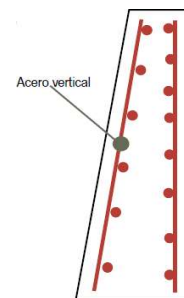
Varillaje de acero seleccionado: 1 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 14 varillas de # cada 0.07 m

A2. Cara exterior

Mu	389.75	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	121.51	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

= d promedio dt1 y dt2



$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 94.28 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 18.13 \quad \rightarrow \quad A_s = 91.69 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0012 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 14.5813 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 103.284 \text{ cm}^2$$

$$A_s \text{ min} < A_s < A_s \text{ max}$$

$$14.58 \leq \mathbf{91.69} < 103.28$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 14.58$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

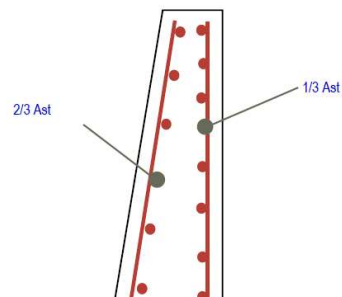
Usar por cada ml en horizontal: 8 varillas de 5/8 cada 0.13 m

B. Refuerzo Horizontal

B1.Tercio Superior

B1.1 Cara interna

Mu	389.75	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	156.00	cm
dt1	91.51	cm
dt2	151.51	cm
dprom	121.51	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$\begin{aligned}
 p_{\min} &= 0.002 \rightarrow A_{s \min} = 6.10 \text{ cm}^2 \\
 p_{\max} &= 0.0085 \rightarrow A_{s \max} = 77.78 \text{ cm}^2
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 A_{s \min} &= A_s < A_{s \max} \\
 6.10 &= \mathbf{6.10} < 77.78
 \end{aligned}$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 6.10$$

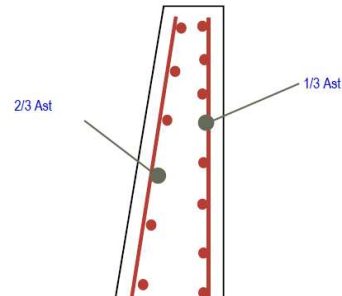
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 5 varillas de 1/2 cada 0.20 m

B1.2 Cara externa

Mu	389.75	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	156.00	cm
dt1	91.51	cm
dt2	151.51	cm
d _{prom}	121.51	cm
f _c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$\begin{aligned}
 p_{\min} &= 0.002 \rightarrow A_{s \min} = 12.20 \text{ cm}^2 \\
 p_{\max} &= 0.0085 \rightarrow A_{s \max} = 77.78 \text{ cm}^2
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 A_{s \min} &= A_s < A_{s \max} \\
 12.20 &= \mathbf{12.20} < 77.78
 \end{aligned}$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 12.20$$

As - OK

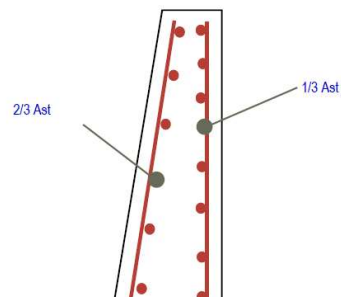
Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 10 varillas de 1/2 cada 0.10 m

B2.Tercio Central

B2.1 Cara interna

Mu	389.75	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	156.00	cm
dt1	91.51	cm
dt2	151.51	cm
d _{prom}	121.51	cm
f _c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$\begin{aligned}
 p_{\min} &= 0.002 \rightarrow A_{s \min} = 8.10 \text{ cm}^2 \\
 p_{\max} &= 0.0085 \rightarrow A_{s \max} = 77.78 \text{ cm}^2
 \end{aligned}$$

$$A_{s \min} = A_s < A_{s \max}$$

$$8.10 = \mathbf{8.10} < 77.78$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 8.10$$

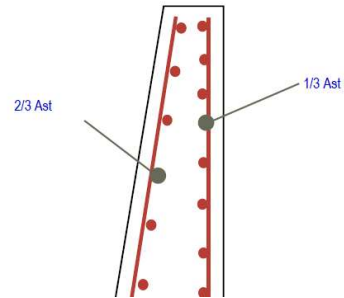
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 7 varillas de 1/2 cada 0.14 m

B2.2 Cara externa

Mu	389.75	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	156.00	cm
dt1	91.51	cm
dt2	151.51	cm
dprom	121.51	cm
f'c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m
Factor	2/3 Ast	



$$p_{\min} = 0.002 \rightarrow A_{s \min} = 16.20 \text{ cm}^2$$

$$p_{\max} = 0.0085 \rightarrow A_{s \max} = 77.78 \text{ cm}^2$$

$$A_{s \min} = A_s < A_{s \max}$$

$$16.20 = \mathbf{16.20} < 77.78$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 16.20$$

As - OK

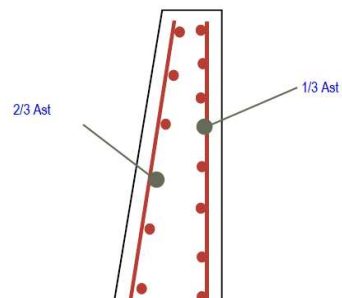
Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 13 varillas de 1/2 cada 0.08 m

B3.Tercio Inferior

B3.1 Cara interna

Mu	389.75	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm ²
d	156.00	cm
dt1	91.51	cm
dt2	151.51	cm
dprom	121.51	cm
f'c	250.00	kg/cm ²
b	1.00	m
Factor	1/3 Ast	



$$p_{\min} = 0.002 \rightarrow A_{s \min} = 10.10 \text{ cm}^2$$

$$p_{\max} = 0.0085 \rightarrow A_{s \max} = 77.78 \text{ cm}^2$$

$$A_{s \min} = A_s < A_{s \max}$$

$$10.10 = \mathbf{10.10} < 77.78$$

$$A_{s \text{ seleccionado}} = 10.10$$

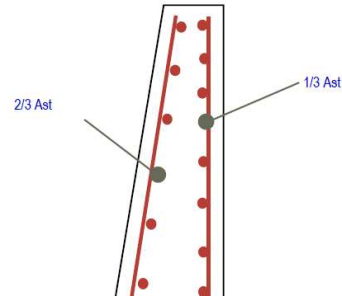
As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 8 varillas de 1/2 cada 0.13 m

B3.2 Cara externa

Mu	389.75	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	156.00	cm
dt1	91.51	cm
dt2	151.51	cm
dprom	121.51	cm
f'c	4200.00	kg/cm2
b	156.00	m
Factor	2/3 Ast	



p min = 0.0020 → As min = 20.20 cm²
 p max = 0.0085 → As max = 77.78 cm²

As min	=	As	<	Asmax
20.20	=	20.20	<	77.78

As seleccionado =	20.20
-------------------	-------

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 1/2 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 11 varillas de 5/8 cada 0.09 m

C. Resumen y selección del acero

Área y espaciamiento necesario entre varillaje de hormigón, tanto horizontal como vertical por metro lineal
 Cada varilla se considera de 1 metro de longitud para el cálculo

C1. Resumen y selección del acero vertical

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As (cm ²)	As tramo (cm ²)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Pantalla	Interior	13.00	69.12	898.58	#	0.07	182
Pantalla	Exterior	13.00	14.58	189.56	5/8	0.13	104
				1088.14			286

C2. Resumen y selección del acero horizontal

Tercio	Zona	Longitud tramo (H/3)	As (cm ²)	As tramo (cm ²)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Superior	Interior	4.33	6.10	26.44	1/2	0.20	22
Superior	Exterior	4.33	12.20	52.87	1/2	0.10	43
Central	Interior	4.33	8.10	35.10	1/2	0.14	30
Central	Exterior	4.33	16.20	70.21	1/2	0.08	56
Inferior	Interior	4.33	10.10	43.77	1/2	0.13	35
Inferior	Exterior	4.33	20.20	87.54	5/8	0.09	48
				315.93			234

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As promedio	As tramo (cm ²)	Ø	e promedio	nº varillas
Pantalla	Interior	13.00	8.10	105.31	1/2	0.16	87
Pantalla	Exterior	13.00	16.20	210.62	1/2	0.09	147
				315.93			234

7.2 REFUERZO EN PUNTERA Y TALON DE LA ZAPATA

A. Refuerzo Vertical

A1. Puntera

Mu	67.51	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	156.87	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 12.6512 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 2.27 \quad \rightarrow \quad A_s = 11.469 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0018 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 28.2357 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 133.335 \text{ cm}^2$$

$$A_s \text{ min} < A_s < A_s \text{ max}$$

$$28.24 \leq \mathbf{28.24} < 133.34$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 28.24$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 15 varillas de 5/8 cada 0.07 m

A2. Tal3n

Mu	186.04	tn.m
Phi	0.90	
Fy	4200.00	kg/cm2
d	156.87	cm
f'c	250.00	kg/cm2
b	1.00	m

$$1^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a = d/5 \quad \rightarrow \quad A_s = 34.86 \text{ cm}^2$$

$$5^{\circ} \text{ iteraci3n} \quad a' = 6.33 \quad \rightarrow \quad A_s = 32.02 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ min} = 0.0018 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ min} = 28.2357 \text{ cm}^2$$

$$p \text{ max} = 0.0085 \quad \rightarrow \quad A_s \text{ max} = 133.335 \text{ cm}^2$$

$$A_s \text{ min} < A_s < A_s \text{ max}$$

$$28.24 \leq \mathbf{28.24} < 133.34$$

$$A_s \text{ seleccionado} = 28.24$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 17 varillas de 5/8 cada 0.06 m

B. Refuerzo horizontal para puntera y tacón

$$\begin{array}{llll} p \text{ min} & = & 0.0018 & \rightarrow \text{As min} = 28.24 \text{ cm}^2 \\ p \text{ max} & = & 0.0085 & \rightarrow \text{As max} = 133.34 \text{ cm}^2 \end{array}$$

$$\begin{array}{llll} \text{As min} & = & \text{As} & < & \text{Asmax} \\ 28.24 & = & \mathbf{28.24} & < & 133.34 \end{array}$$

$$\text{As seleccionado} = 28.24$$

As - OK

Varillaje de acero seleccionado: 5/8 pulgada

Usar por cada ml en horizontal: 15 varillas de 5/8 cada 0.07 m

C. Resumen y selección del acero

Área y espaciamiento necesario entre varillaje de hormigón, tanto horizontal como vertical por metro lineal
Cada varilla se considera de 1 metro de longitud para el cálculo

C1. Resumen y selección del acero longitudinal

Area	Zona	Longitud tramo	As (cm2)	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Zapata	Puntera	1.50	28.24	42.35	5/8	0.07	23
Zapata	Talon	3.70	28.24	104.47	5/8	0.06	63
				146.83			85

C2. Resumen y selección del acero transversal

Area	Zona	Longitud tramo (H/3)	As promedio	As tramo (cm2)	Ø	Espaciamiento	nº varillas
Zapata	Puntera	1.50	28.24	42.35	5/8	0.07	23
Zapata	Talon	3.70	28.24	104.47	5/8	0.07	56
				146.83			78

Plate analysis

Input data

Project

Task : Losa n°1
Date : 01/10/2024

Settings

(input for current task)

Materials and standards

Concrete structures : ACI 318-11
Loads and combinations : general

Joints

No.	Location		No.	Location		No.	Location		No.	Location	
	x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]
1	0.00	0.00	2	3.15	0.00	3	6.30	0.00	4	6.30	2.35
5	6.30	4.70	6	3.15	4.70	7	0.00	4.70	8	0.00	2.35
9	0.50	0.50	10	5.80	0.50	11	5.80	4.20	12	0.50	4.20

Lines

No.	Type of line	Mode of input	Line topology
1	segment		Origin (0.00; 0.00) [m] , end (0.00; 2.35) [m]
2	segment		Origin (0.00; 4.70) [m] , end (3.15; 4.70) [m]
3	segment		Origin (0.00; 2.35) [m] , end (0.00; 4.70) [m]
4	segment		Origin (3.15; 4.70) [m] , end (6.30; 4.70) [m]
5	segment		Origin (6.30; 4.70) [m] , end (6.30; 2.35) [m]
6	segment		Origin (6.30; 2.35) [m] , end (6.30; 0.00) [m]
7	segment		Origin (6.30; 0.00) [m] , end (3.15; 0.00) [m]
8	segment		Origin (3.15; 0.00) [m] , end (0.00; 0.00) [m]

Macroelements

No.	List of lines	Thickness [m]	Material
1	1-8	0.25	Hormigón 25 MPa $E_{cm} = 23664.88 \text{ MPa}$ $G = 9939.25 \text{ MPa}$ $\alpha_k = 0.000010 \text{ 1/K}$ $\gamma = 24.00 \text{ kN/m}^3$ $f_c = 25.00 \text{ MPa}$

Joint refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Joint No. 12	0.40	0.20
2	Joint No. 11	0.40	0.20
3	Joint No. 10	0.40	0.20
4	Joint No. 9	0.40	0.20

Line refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Line No. 1	0.40	0.20
2	Line No. 3	0.40	0.20
3	Line No. 2	0.40	0.20
4	Line No. 4	0.40	0.20
5	Line No. 5	0.40	0.20

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
6	Line No. 6	0.40	0.20
7	Line No. 7	0.40	0.20
8	Line No. 8	0.40	0.20

Macroelement subsoils

No.	Location	Subsoil parameters	
		C ₁ [MN/m ³]	C ₂ [MN/m]
1	Macroelement No. 1	10.332	28.727

Mesh generation**Mesh generation parameters**

Element edge length : 0.50 [m]

Mesh type : triangular

Mesh smoothing : yes

Mesh generation result

Finite element mesh was successfully generated.

Number of nodes 262, number of elements 410

Load case 1

Load case			Coefficient		Active load case
Name	Code	Type	$\gamma_{f,sup}$	$\gamma_{f,inf}$	
G1 self-weight-permanent	Self-weight	Permanent	1.00	1.00	Yes

Macroelement loads

No.	Location	Self weight	
		Type of load	f [kN/m ²]
1	Macroelement No. 1	uniform	-6.00

Load case 2

Load case			Coefficient		Active load case
Name	Code	Type	$\gamma_{f,sup}$	$\gamma_{f,inf}$	
G2 force-permanent	Force	Permanent	1.20	1.00	

Joint loads

No.	Location	Force load		
		F _z [kN]	M _x [kNm]	M _y [kNm]
1	Joint No. 9	-288.00	0.00	0.00
2	Joint No. 10	-288.00	0.00	0.00
3	Joint No. 11	-288.00	0.00	0.00
4	Joint No. 12	-288.00	0.00	0.00

Load case 3

Load case			Coefficient		Active load case
Name	Code	Type	$\gamma_{f,sup}$	$\gamma_{f,inf}$	
Q3 force-imposed	Force	Imposed	1.00		

Joint loads

No.	Location	Force load		
		F _z [kN]	M _x [kNm]	M _y [kNm]
1	Joint No. 9	-27.00	0.00	0.00
2	Joint No. 10	-27.00	0.00	0.00
3	Joint No. 11	-27.00	0.00	0.00
4	Joint No. 12	-27.00	0.00	0.00

Combination ULS

No.	Name and type of combination	Assembly
1	G1+G2 ULS1	$\gamma_{f, sup, 1} * 1.40 * [G1 \text{ self-weight-permanent}] + \gamma_{f, sup, 2} * 1.40 * [G2 \text{ force-permanent}]$
2	G1+G2+Q3 ULS2	$\gamma_{f, sup, 1} * 1.20 * [G1 \text{ self-weight-permanent}] + \gamma_{f, sup, 2} * 1.20 * [G2 \text{ force-permanent}] + \gamma_{f, sup, 3} * 1.60 * [Q3 \text{ force-imposed}]$

Combination SLS

No.	Name and type of combination	Assembly
1	G1+G2+Q3 SLS	$[G1 \text{ self-weight-permanent}] + [G2 \text{ force-permanent}] + [Q3 \text{ force-imposed}]$

Dimensioning parameters

Standard for concrete structures : ACI 318-11

Combinations for dimensioning : (all)

Material of longitudinal reinforcement : A615/60

Tensile strength : $f_y = 413.69 \text{ MPa}$

Shear reinforcement : hooks

Hooks angle : 45.00°

Dimensioning of macroelements

No.	Reinforc.ang.		Dist. of top reinforcement centroid from plate edge		Dist. of bottom reinforcement centroid from plate edge	
	Direc. 1 [°]	Direc. 2 [°]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]
1	0.00	90.00	75.0	75.0	75.0	75.0

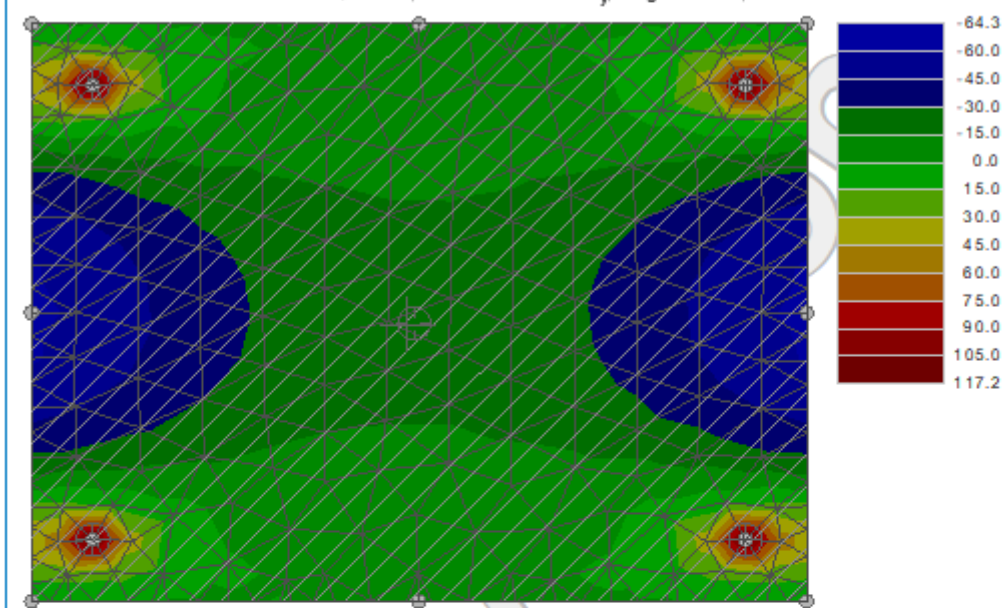
Results

Standard for concrete structures : ACI 318-11

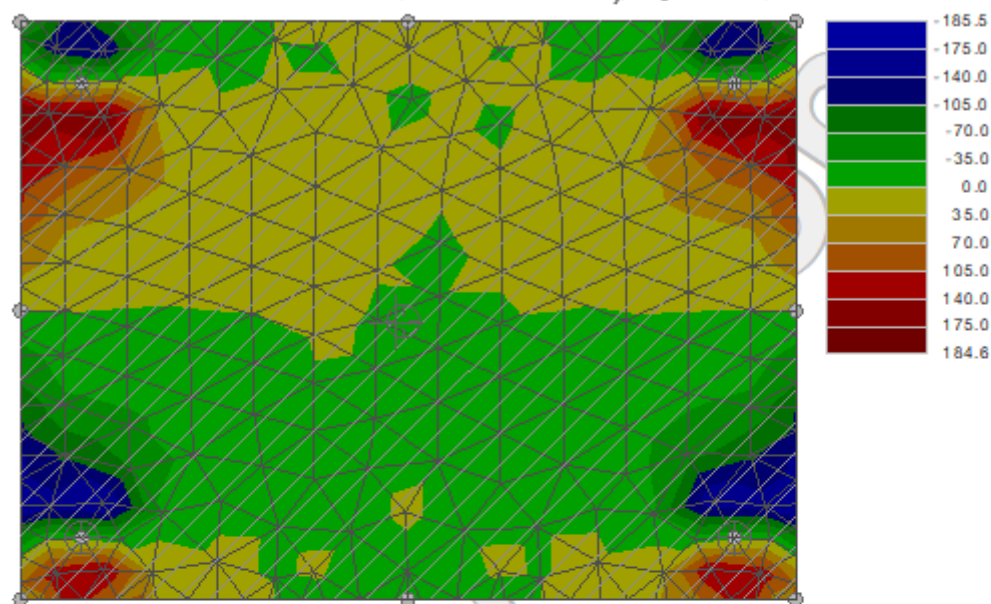
Analysis result

Analysis terminated without errors.

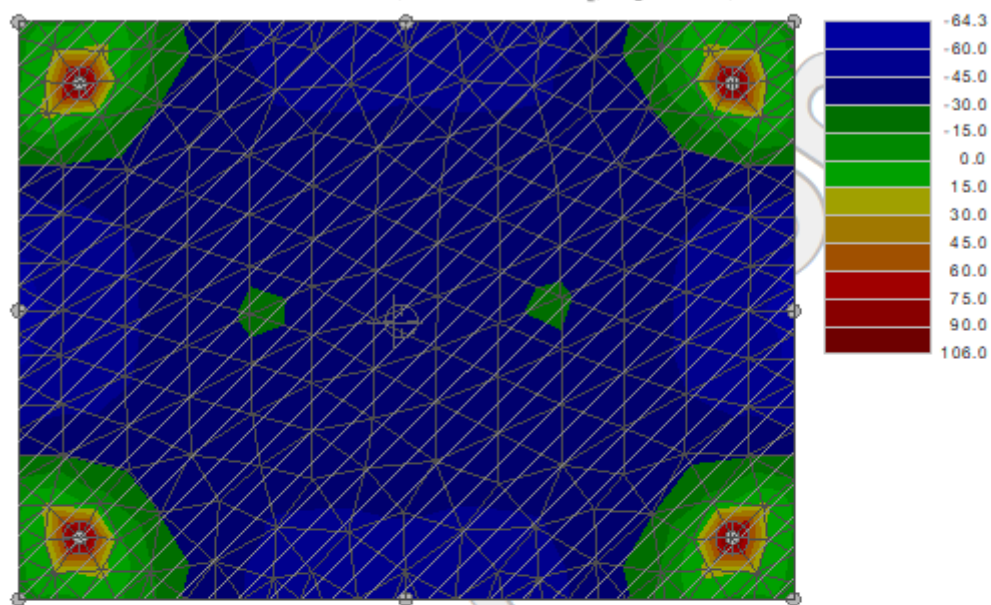
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Moment m_y ; range : <-64.3; 117.2> kNm/m

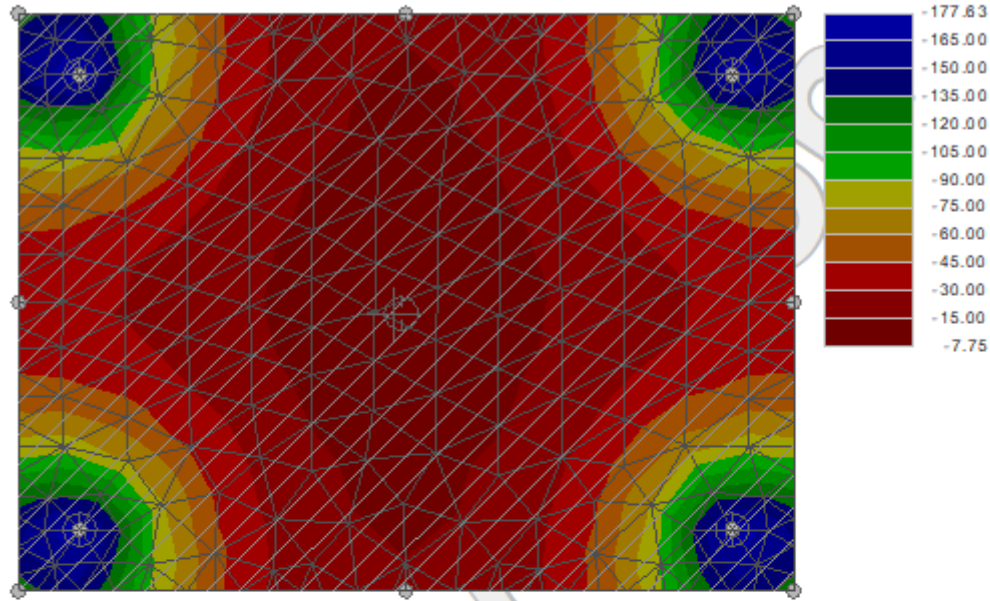
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Shear Forc. v_y ; range : <-185.5; 184.6> kN/m

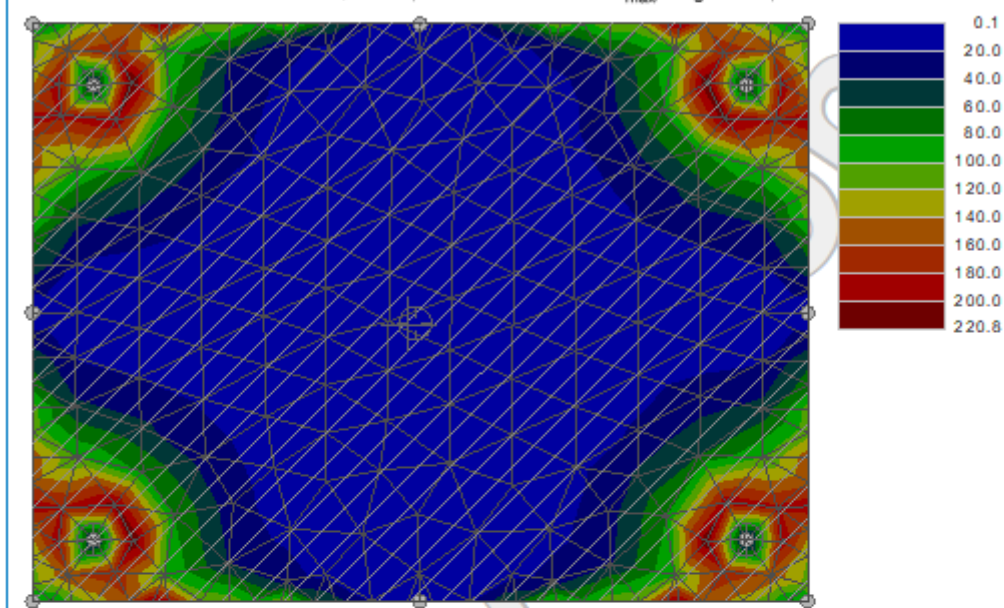
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Moment m_2 ; range : <-64.3; 106.0> kNm/m

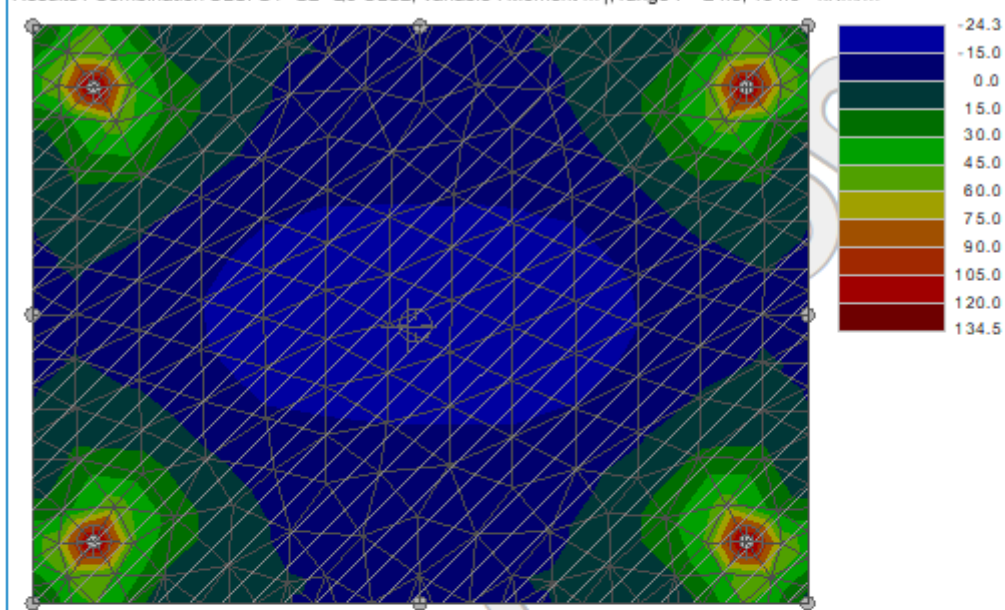
Name : Analysis

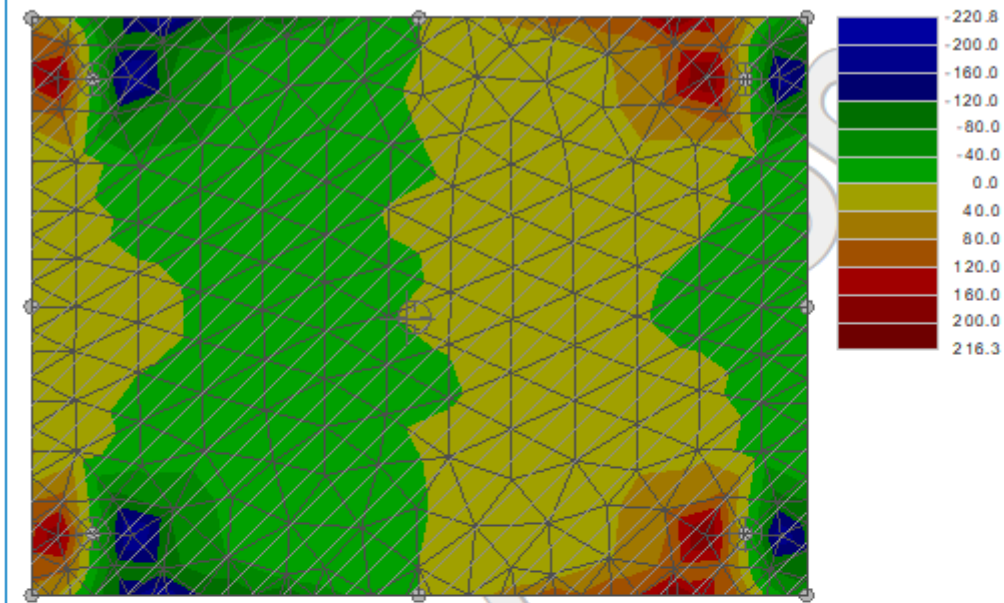
Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Cont. stress σ ; range : <-177.63; -7.75> kN/m²

Name : Analysis

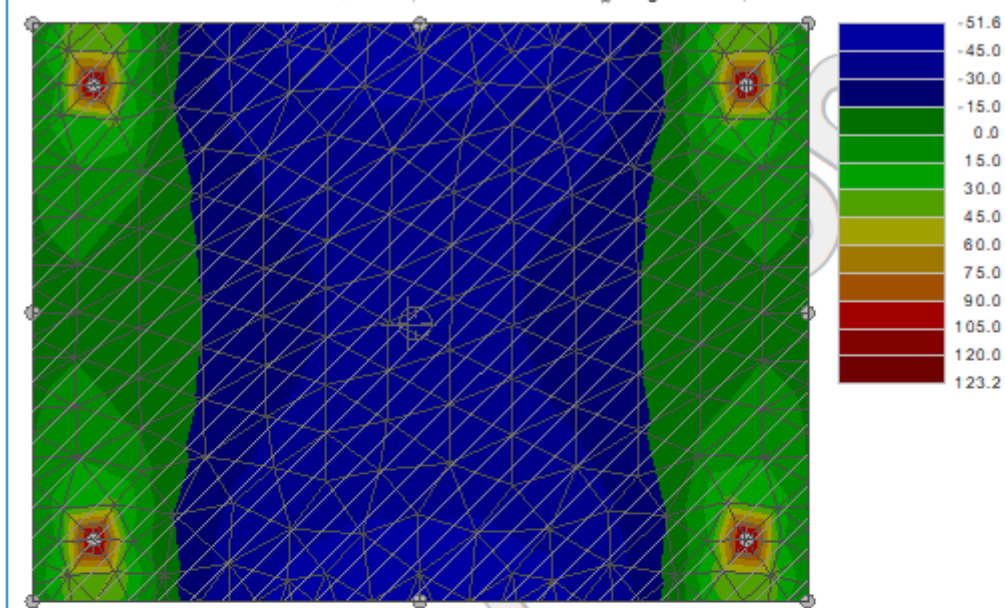
Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Shear Forc. v_{max} range : <0.1; 220.6> kN/m

Name : Analysis

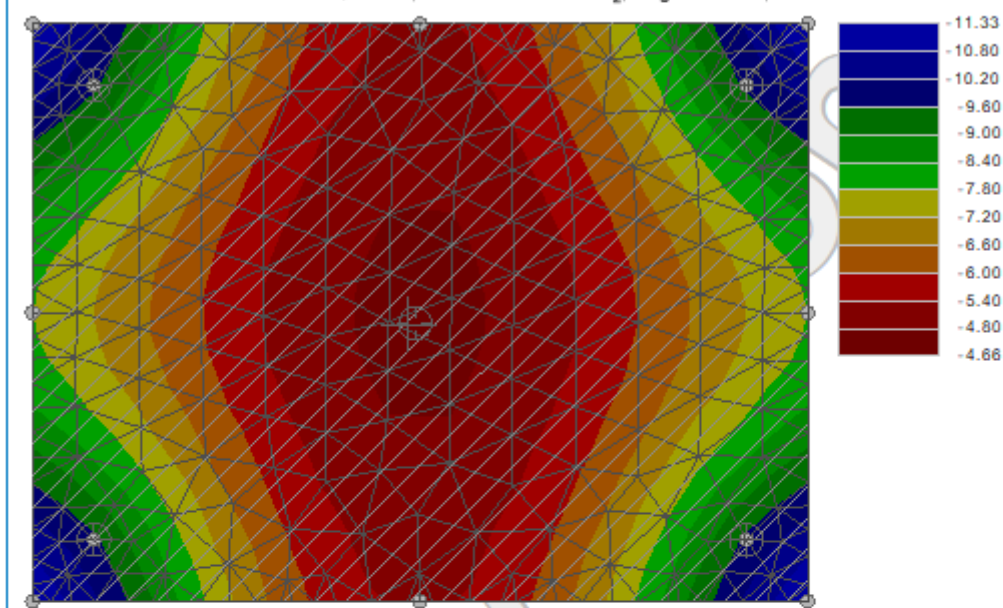
Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Moment m_1 ; range : <-24.3; 134.5> kNm/m

Name : AnalysisResults : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Shear Forc. v_x ; range : <-220.8; 216.3> kN/m

Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Moment m_x ; range : <-51.6; 123.2> kNm/m

Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; variable : Deflection w_z ; range : <-11.33; -4.66> mm

Values

Value No. 1

Joint No. 9; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2

$w_z =$	-9.73 mm	$\phi_x =$	1.59 mrad	$\phi_y =$	-2.17 mrad
$m_x =$	122.5 kNm/m	$m_y =$	116.9 kNm/m	$m_{xy} =$	-13.7 kNm/m
$v_x =$	-7.7 kN/m	$v_y =$	-16.0 kN/m		
$m_1 =$	133.7 kNm/m	$\alpha_1 =$	-0.7 °		
$m_2 =$	105.6 kNm/m	$\alpha_2 =$	89.3 °		
$v_{max} =$	17.7 kN/m	$\beta =$	-2.0 °		
$\sigma =$	-176.59 kN/m ²				

Value No. 2

Joint No. 10; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2

$w_z =$	-9.73 mm	$\phi_x =$	1.59 mrad	$\phi_y =$	2.17 mrad
$m_x =$	122.5 kNm/m	$m_y =$	116.6 kNm/m	$m_{xy} =$	13.9 kNm/m
$v_x =$	3.7 kN/m	$v_y =$	-12.9 kN/m		
$m_1 =$	133.8 kNm/m	$\alpha_1 =$	0.7 °		
$m_2 =$	105.3 kNm/m	$\alpha_2 =$	90.7 °		
$v_{max} =$	13.4 kN/m	$\beta =$	-1.3 °		
$\sigma =$	-176.48 kN/m ²				

Value No. 3

Joint No. 11; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2

$w_z =$	-9.73 mm	$\phi_x =$	-1.59 mrad	$\phi_y =$	2.17 mrad
$m_x =$	122.7 kNm/m	$m_y =$	116.5 kNm/m	$m_{xy} =$	-13.5 kNm/m
$v_x =$	17.2 kN/m	$v_y =$	16.7 kN/m		

$m_1 =$	133.5 kNm/m	$\alpha_1 =$	-0.7 °
$m_2 =$	105.8 kNm/m	$\alpha_2 =$	89.3 °
$v_{\max} =$	24.0 kN/m	$\beta =$	0.8 °
$\sigma =$	-176.64 kN/m ²		

Value No. 4

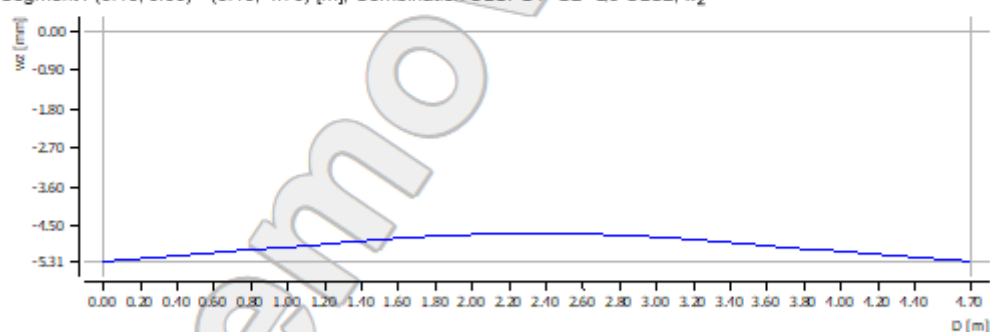
Joint No. 12; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2

$w_z =$	-9.73 mm	$\phi_x =$	-1.58 mrad	$\phi_y =$	-2.17 mrad
$m_x =$	123.2 kNm/m	$m_y =$	117.2 kNm/m	$m_{xy} =$	14.0 kNm/m
$v_x =$	-9.5 kN/m	$v_y =$	15.1 kN/m		
$m_1 =$	134.5 kNm/m	$\alpha_1 =$	0.7 °		
$m_2 =$	105.9 kNm/m	$\alpha_2 =$	90.7 °		
$v_{\max} =$	17.9 kN/m	$\beta =$	2.1 °		
$\sigma =$	-177.63 kN/m ²				

Value No. 5

Point (3.11; 2.26) [m]; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2

$w_z =$	-4.66 mm	$\phi_x =$	0.04 mrad	$\phi_y =$	-0.04 mrad
$m_x =$	-33.9 kNm/m	$m_y =$	-19.6 kNm/m	$m_{xy} =$	0.0 kNm/m
$v_x =$	0.0 kN/m	$v_y =$	-0.2 kN/m		
$m_1 =$	-19.6 kNm/m	$\alpha_1 =$	-89.9 °		
$m_2 =$	-33.9 kNm/m	$\alpha_2 =$	0.1 °		
$v_{\max} =$	0.2 kN/m	$\beta =$	-79.2 °		
$\sigma =$	-7.86 kN/m ²				

Distributions**Distribution No. 1**Segment : (3.15; 0.00) - (3.15; 4.70) [m]; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; w_z 

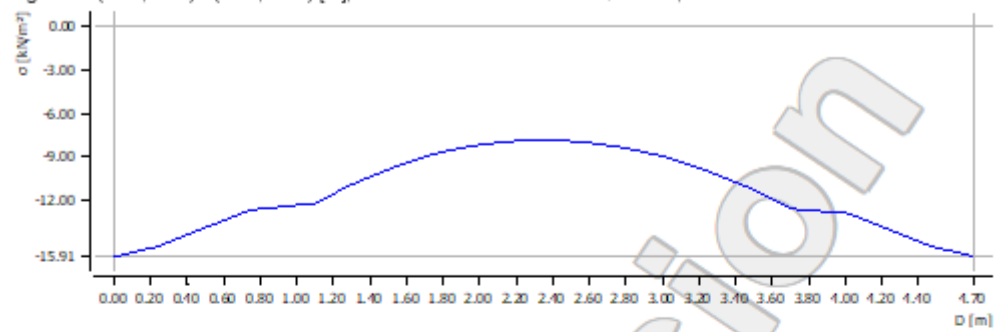
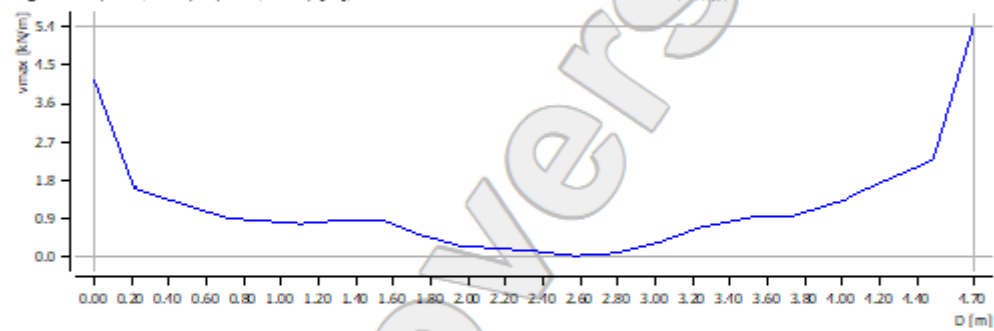
Distribution No. 2Segment : (3.15; 0.00) - (3.15; 4.70) [m]; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; σ **Distribution No. 3**Segment : (3.15; 0.00) - (3.15; 4.70) [m]; Combination ULS: G1+G2+Q3 ULS2; v_{max} 

Plate analysis

Input data

Project

Task : Losa cimentación nº2 - Tolva y alimentador
Date : 14/10/2024

Settings

Standard - safety factors

Materials and standards

Concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

Coefficients EN 1992-1-1 : standard

Loads and combinations : general

Joints

No.	Location		No.	Location		No.	Location		No.	Location	
	x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]
1	0.00	0.00	2	7.22	0.00	3	7.22	13.85	4	0.00	13.87
5	0.17	3.05	6	2.64	3.05	7	6.07	3.05	8	3.64	3.92
9	5.41	3.92	10	7.04	3.92	11	3.64	9.93	12	5.41	9.93
13	7.04	9.92	14	0.17	10.82	15	2.64	10.82	16	6.07	10.82

Lines

No.	Type of line	Mode of input	Line topology
1	segment		Origin (0.00; 0.00) [m] , end (7.22; 0.00) [m]
2	segment		Origin (7.22; 0.00) [m] , end (7.22; 13.85) [m]
3	segment		Origin (7.22; 13.85) [m] , end (0.00; 13.87) [m]
4	segment		Origin (0.00; 13.87) [m] , end (0.00; 0.00) [m]

Macroelements

No.	List of lines	Thickness [m]	Material
1	1-4	0.25	Hormigon 25mpa $E_{cm} = 31475.81 \text{ MPa}$ $G = 13114.92 \text{ MPa}$ $\alpha_t = 0.000010 \text{ 1/K}$ $\gamma = 25.00 \text{ kN/m}^3$ $f_{ck} = 25.00 \text{ MPa}$ $f_{ctm} = 2.56 \text{ MPa}$

Joint refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Joint No. 5	0.40	0.20
2	Joint No. 6	0.40	0.20
3	Joint No. 7	0.40	0.20
4	Joint No. 8	0.40	0.20
5	Joint No. 9	0.40	0.20
6	Joint No. 10	0.40	0.20
7	Joint No. 11	0.40	0.20
8	Joint No. 12	0.40	0.20
9	Joint No. 13	0.40	0.20
10	Joint No. 14	0.40	0.20
11	Joint No. 15	0.40	0.20
12	Joint No. 16	0.40	0.20

Line refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Line No. 1	0.40	0.20
2	Line No. 2	0.40	0.20
3	Line No. 3	0.40	0.20
4	Line No. 4	0.40	0.20

Macroelement subsoils

No.	Location	Subsoil parameters	
		C ₁ [MN/m ³]	C ₂ [MN/m]
1	Macroelement No. 1	10.332	28.727

Mesh generation

Mesh generation parameters

Element edge length : 1.00 [m]

Mesh type : triangular

Mesh smoothing : yes

Mesh generation result

Finite element mesh was successfully generated.

Number of nodes 334, number of elements 456

Load case 1

Name	Load case		Coefficient		Active load case
	Code	Type	$\gamma_{f,sup}$	$\gamma_{f,inf}$	
G1 self-weight-permanent	Self-weight	Permanent	1.00	1.00	Yes

Macroelement loads

No.	Location	Self weight	
		Type of load	f [kN/m ²]
1	Macroelement No. 1	uniform	-6.25

Load case 2

Name	Load case		Coefficient		Active load case
	Code	Type	$\gamma_{f,sup}$	$\gamma_{f,inf}$	
G2 force-permanent	Force	Permanent	1.20	1.20	

Joint loads

No.	Location	Force load		
		F _z [kN]	M _x [kNm]	M _y [kNm]
1	Joint No. 5	-130.70	0.00	0.00
2	Joint No. 6	-130.70	0.00	0.00
3	Joint No. 7	-130.70	0.00	0.00
4	Joint No. 14	-130.70	0.00	0.00
5	Joint No. 15	-130.70	0.00	0.00
6	Joint No. 16	-130.70	0.00	0.00
7	Joint No. 8	-37.60	0.00	0.00
8	Joint No. 9	-37.60	0.00	0.00
9	Joint No. 10	-37.60	0.00	0.00
10	Joint No. 11	-37.60	0.00	0.00
11	Joint No. 12	-37.60	0.00	0.00
12	Joint No. 13	-37.60	0.00	0.00

Combination ULS

No.	Name and type of combination	Assembly
1	G1+G2 Combinacion de cargas	$\gamma_{f,sup,1} * 1.20 * [G1 \text{ self-weight-permanent}] + \gamma_{f,sup,2} * 1.20 * [G2 \text{ force-permanent}]$

Dimensioning parameters

Standard for concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

Combinations for dimensioning : (all)

Material of longitudinal reinforcement : A615/60

Yield strength : $f_{yk} = 420.00$ MPa

Shear reinforcement : hooks

Hooks angle : 45.00° **Dimensioning of macroelements**

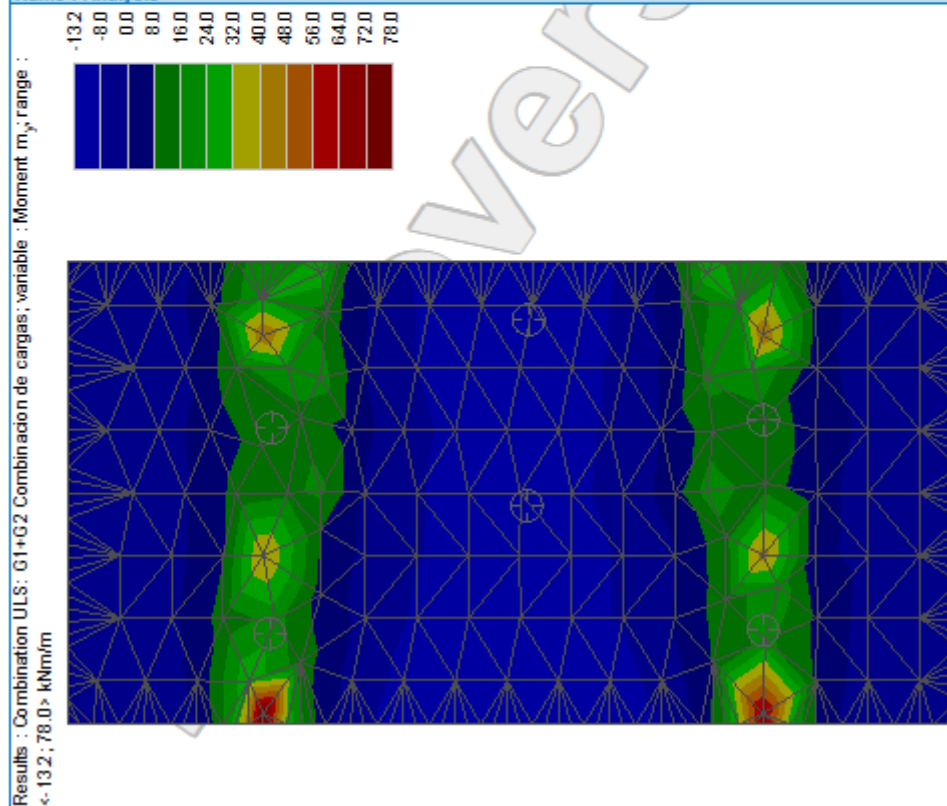
No.	Reinforc.ang.		Dist. of top reinforcement centroid from plate edge		Dist. of bottom reinforcement centroid from plate edge	
	Direc. 1 [°]	Direc. 2 [°]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]
1	0.00	90.00	75.0	75.0	75.0	75.0

Results

Standard for concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

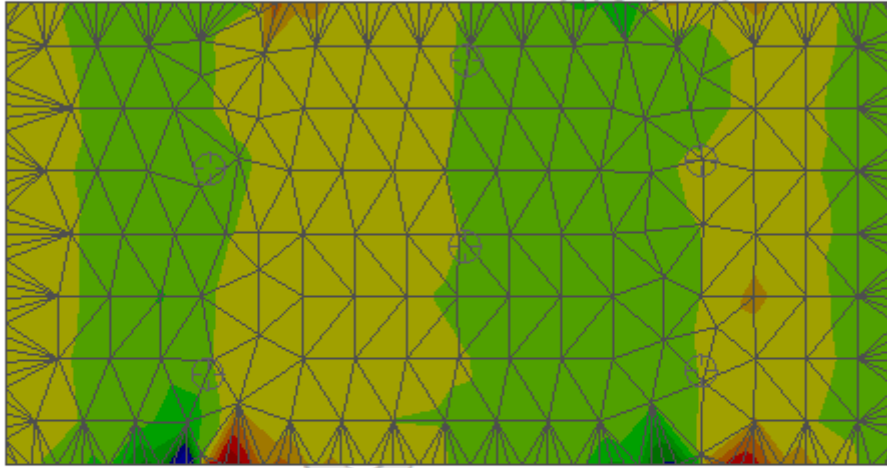
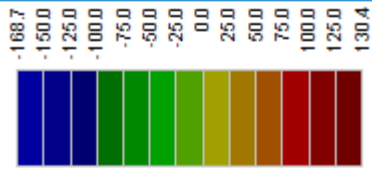
Analysis result**Analysis terminated without errors.**

Name : Analysis



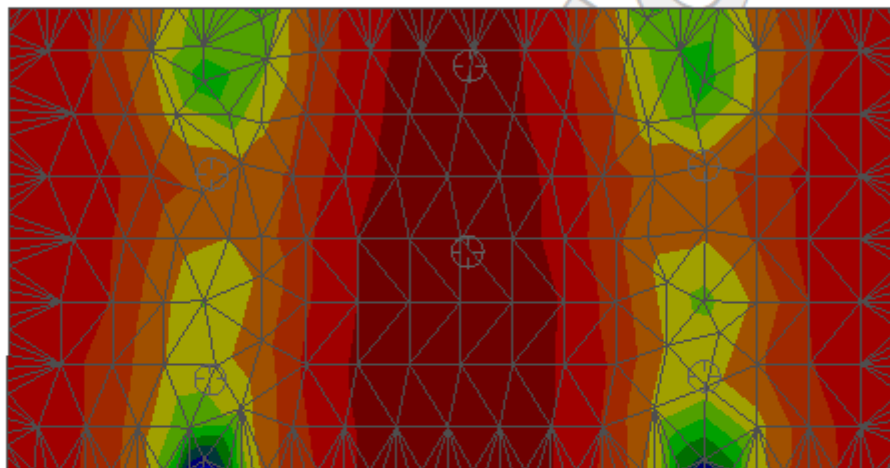
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combination de cargas; variable : Shear Forc. V_y ; range :
 <- 168.7; 130.4> kN/m



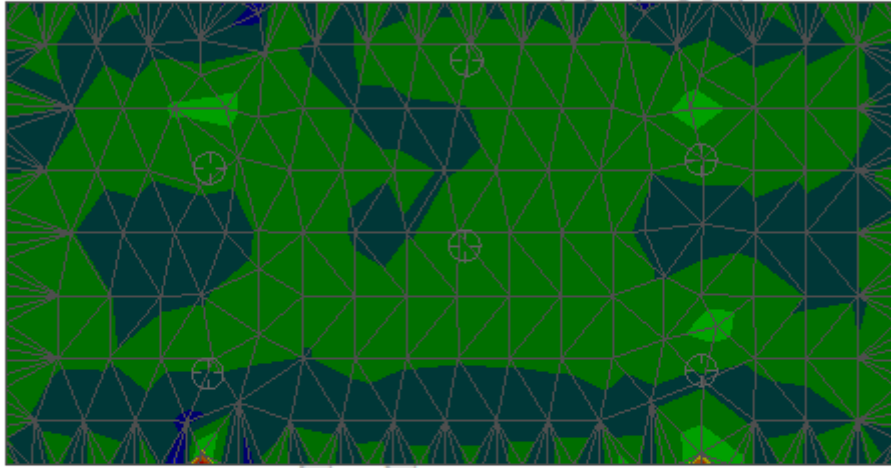
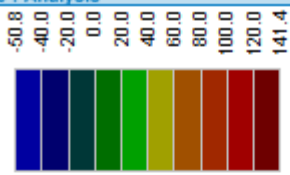
Name : Analysis

Results : Combination UL S: G1+G2 Combination de cargas, variable : Cont. stress σ , range :
-78.34; -8.25 > kNm²



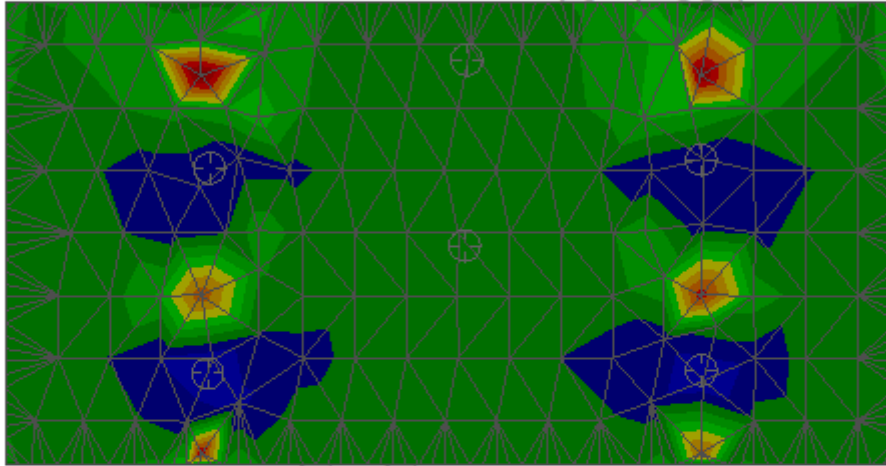
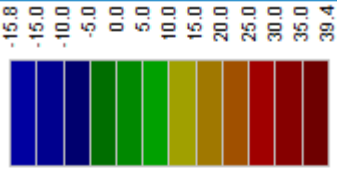
Name : Analysis

Results : Combination UL S: G1+G2 Combination de cargas, variable : Shear Forc. v_x , range : <-50.8; 141.4> kNm

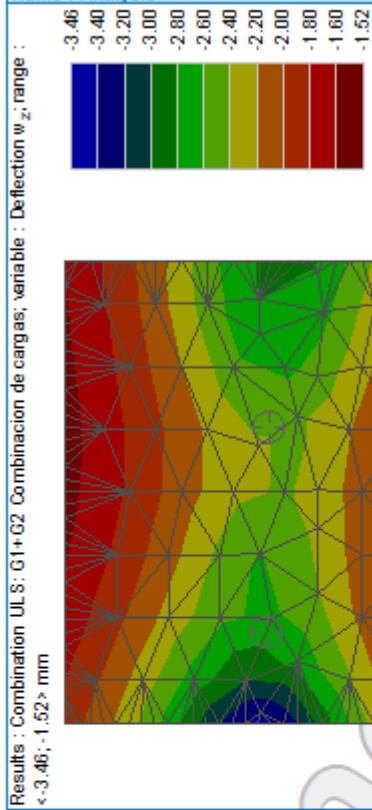


Name : Analysis

Results : Combination UL S: G1+ G2 Combination de cargas, variable : Moment m_y, range :
 <-15.8; 39.4> kNm/m



Name : Analysis



Values

Value No. 1

Point (1.42; 10.72) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$w_z =$	-2.72 mm	$\phi_x =$	-0.06 mrad	$\phi_y =$	-0.24 mrad
$m_x =$	-13.1 kNm/m	$m_y =$	21.7 kNm/m	$m_{xy} =$	-2.4 kNm/m
$v_x =$	-1.6 kN/m	$v_y =$	-9.2 kN/m		
$m_1 =$	21.9 kNm/m	$\alpha_1 =$	-86.1 °		
$m_2 =$	-13.2 kNm/m	$\alpha_2 =$	3.9 °		
$v_{max} =$	9.4 kN/m	$\beta =$	-99.7 °		
$\sigma =$	-36.95 kN/m ²				

Value No. 2

Point (4.62; 10.69) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$w_z =$	-2.42 mm	$\phi_x =$	0.05 mrad	$\phi_y =$	0.12 mrad
$m_x =$	-8.4 kNm/m	$m_y =$	12.2 kNm/m	$m_{xy} =$	0.9 kNm/m
$v_x =$	6.3 kN/m	$v_y =$	-9.8 kN/m		
$m_1 =$	12.2 kNm/m	$\alpha_1 =$	87.4 °		

$$\begin{aligned}
 m_2 &= -8.4 \text{ kNm/m} & \alpha_2 &= 177.4^\circ \\
 V_{\max} &= 11.6 \text{ kN/m} & \beta &= -57.4^\circ \\
 \sigma &= -29.79 \text{ kN/m}^2
 \end{aligned}$$

Value No. 3

Point (1.47; 3.04) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$$\begin{aligned}
 w_z &= -2.70 \text{ mm} & \varphi_x &= 0.01 \text{ mrad} & \varphi_y &= -0.28 \text{ mrad} \\
 m_x &= -13.3 \text{ kNm/m} & m_y &= 18.5 \text{ kNm/m} & m_{xy} &= -1.2 \text{ kNm/m} \\
 V_x &= 1.7 \text{ kN/m} & V_y &= 1.9 \text{ kN/m} \\
 m_1 &= 18.6 \text{ kNm/m} & \alpha_1 &= -87.9^\circ \\
 m_2 &= -13.4 \text{ kNm/m} & \alpha_2 &= 2.1^\circ \\
 V_{\max} &= 2.6 \text{ kN/m} & \beta &= 48.3^\circ \\
 \sigma &= -34.93 \text{ kN/m}^2
 \end{aligned}$$

Value No. 4

Point (4.75; 3.04) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$$\begin{aligned}
 w_z &= -2.43 \text{ mm} & \varphi_x &= -0.11 \text{ mrad} & \varphi_y &= 0.18 \text{ mrad} \\
 m_x &= -9.3 \text{ kNm/m} & m_y &= 11.8 \text{ kNm/m} & m_{xy} &= -0.6 \text{ kNm/m} \\
 V_x &= 8.6 \text{ kN/m} & V_y &= 4.8 \text{ kN/m} \\
 m_1 &= 11.9 \text{ kNm/m} & \alpha_1 &= -88.4^\circ \\
 m_2 &= -9.3 \text{ kNm/m} & \alpha_2 &= 1.6^\circ \\
 V_{\max} &= 9.8 \text{ kN/m} & \beta &= 28.9^\circ \\
 \sigma &= -29.54 \text{ kN/m}^2
 \end{aligned}$$

Value No. 5

Point (3.41; 6.72) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$$\begin{aligned}
 w_z &= -1.56 \text{ mm} & \varphi_x &= 0.05 \text{ mrad} & \varphi_y &= 0.02 \text{ mrad} \\
 m_x &= -3.3 \text{ kNm/m} & m_y &= -10.1 \text{ kNm/m} & m_{xy} &= 0.0 \text{ kNm/m} \\
 V_x &= 0.2 \text{ kN/m} & V_y &= -0.2 \text{ kN/m} \\
 m_1 &= -3.3 \text{ kNm/m} & \alpha_1 &= -0.3^\circ \\
 m_2 &= -10.1 \text{ kNm/m} & \alpha_2 &= 89.7^\circ \\
 V_{\max} &= 0.3 \text{ kN/m} & \beta &= -37.8^\circ \\
 \sigma &= -8.73 \text{ kN/m}^2
 \end{aligned}$$

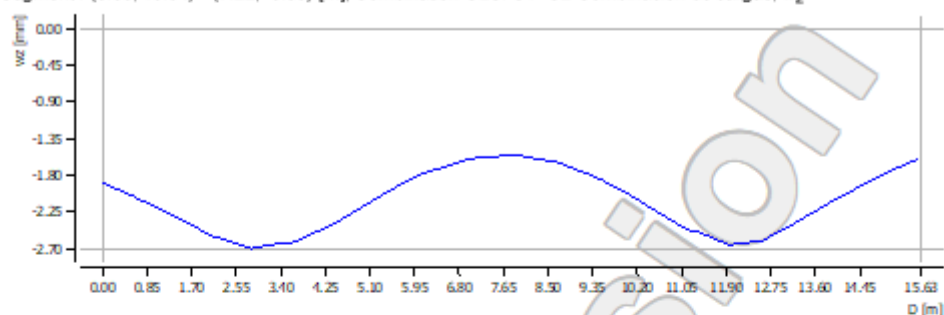
Value No. 6

Point (6.31; 6.69) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

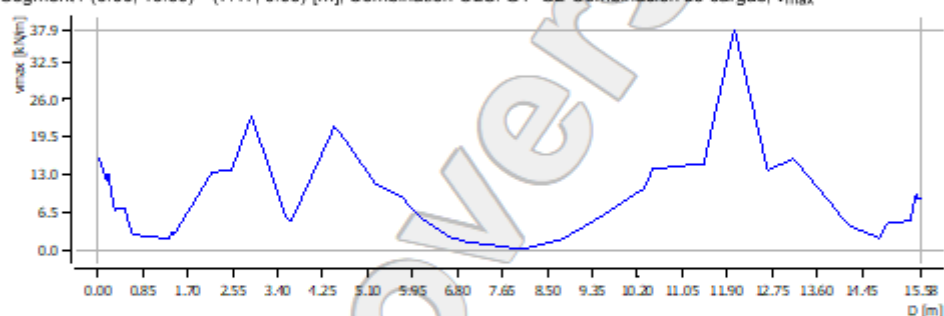
$$\begin{aligned}
 w_z &= -1.71 \text{ mm} & \varphi_x &= 0.07 \text{ mrad} & \varphi_y &= 0.06 \text{ mrad} \\
 m_x &= -1.7 \text{ kNm/m} & m_y &= -12.2 \text{ kNm/m} & m_{xy} &= 0.3 \text{ kNm/m} \\
 V_x &= 0.9 \text{ kN/m} & V_y &= -0.4 \text{ kN/m} \\
 m_1 &= -1.7 \text{ kNm/m} & \alpha_1 &= 1.5^\circ \\
 m_2 &= -12.2 \text{ kNm/m} & \alpha_2 &= 91.5^\circ \\
 V_{\max} &= 1.0 \text{ kN/m} & \beta &= -25.1^\circ \\
 \sigma &= -10.32 \text{ kN/m}^2
 \end{aligned}$$

Distributions

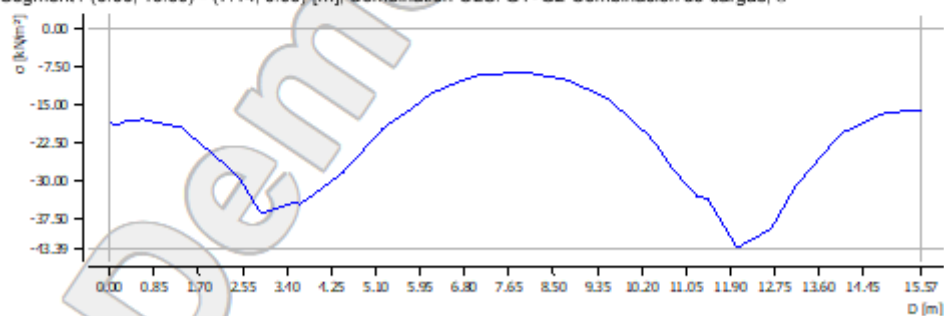
Distribution No. 1

Segment : (0.05; 13.84) - (7.22; -0.05) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; w_g 

Distribution No. 2

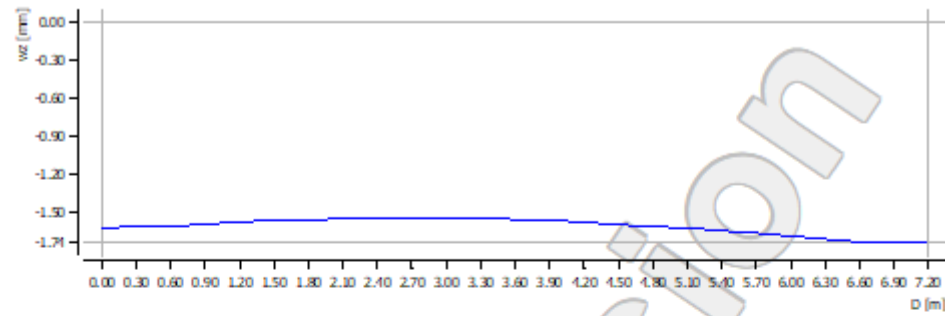
Segment : (0.00; 13.89) - (7.17; 0.05) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; v_{max} 

Distribution No. 3

Segment : (0.00; 13.89) - (7.14; 0.05) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; σ 

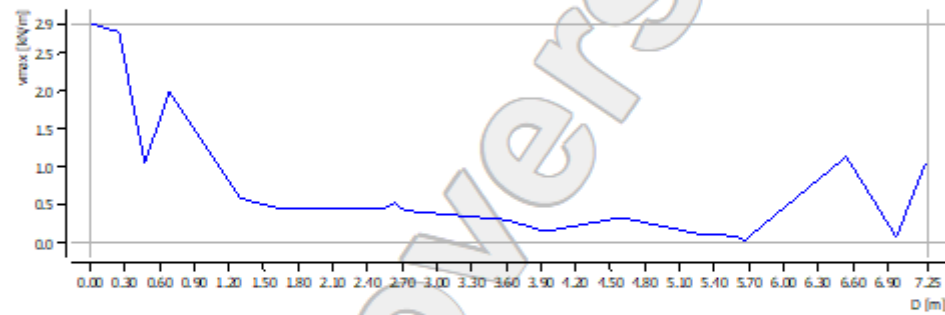
Distribution No. 4

Segment : (0.00; 6.90) - (7.19; 6.90) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; w_z



Distribution No. 5

Segment : (0.00; 6.90) - (7.25; 6.88) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; v_{max}



Distribution No. 6

Segment : (-0.06; 6.88) - (7.11; 6.88) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; σ

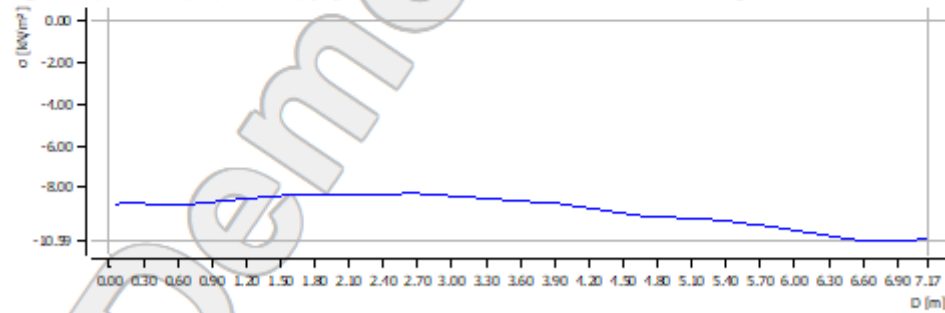


Plate analysis

Input data

Project

Task : Losa cimentación 3 - Machacadora

Date : 14/10/2024

Settings

Standard - safety factors

Materials and standards

Concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

Coefficients EN 1992-1-1 : standard

Loads and combinations : general

Joints

No.	Location		No.	Location		No.	Location		No.	Location	
	x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]
1	0.00	0.00	2	12.69	0.02	3	13.61	0.87	4	13.61	8.73
5	12.71	9.56	6	0.00	9.56	7	2.20	1.80	8	2.96	1.80
9	6.93	1.80	10	4.03	4.10	11	13.42	4.10	12	4.03	5.50
13	13.42	5.50	14	2.20	7.80	15	2.96	7.80	16	6.93	7.80

Lines

No.	Type of line	Mode of input	Line topology
1	segment		Origin (0.00; 0.00) [m] , end (12.69; 0.02) [m]
2	segment		Origin (12.69; 0.02) [m] , end (13.61; 0.87) [m]
3	segment		Origin (13.61; 0.87) [m] , end (13.61; 8.73) [m]
4	segment		Origin (13.61; 8.73) [m] , end (12.71; 9.56) [m]
5	segment		Origin (12.71; 9.56) [m] , end (0.00; 9.56) [m]
6	segment		Origin (0.00; 9.56) [m] , end (0.00; 0.00) [m]

Macroelements

No.	List of lines	Thickness [m]	Material
1	1-6	0.30	Hormigón 25Mpa $E_{cm} = 31475.81 \text{ MPa}$ $G = 13114.92 \text{ MPa}$ $\alpha_t = 0.000010 \text{ 1/K}$ $\gamma = 25.00 \text{ kN/m}^3$ $f_{ck} = 25.00 \text{ MPa}$ $f_{ctm} = 2.56 \text{ MPa}$

Joint refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Joint No. 7	0.40	0.20
2	Joint No. 8	0.40	0.20
3	Joint No. 9	0.40	0.20
4	Joint No. 10	0.40	0.20
5	Joint No. 11	0.40	0.20
6	Joint No. 12	0.40	0.20
7	Joint No. 13	0.40	0.20
8	Joint No. 14	0.40	0.20
9	Joint No. 15	0.40	0.20
10	Joint No. 16	0.40	0.20

Line refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Line No. 1	0.40	0.20
2	Line No. 2	0.40	0.20
3	Line No. 3	0.40	0.20
4	Line No. 4	0.40	0.20
5	Line No. 5	0.40	0.20
6	Line No. 6	0.40	0.20

Macroelement subsoils

No.	Location	Subsoil parameters	
		C ₁ [MN/m ³]	C ₂ [MN/m]
1	Macroelement No. 1	6.397	41.502

Mesh generation

Mesh generation parameters

Element edge length : 1.00 [m]

Mesh type : triangular

Mesh smoothing : yes

Mesh generation result

Finite element mesh was successfully generated.

Number of nodes 388, number of elements 548

Load case 1

Name	Load case		Coefficient		Active load case
	Code	Type	γ _{f,sup}	γ _{f,inf}	
G1 self-weight-permanent	Self-weight	Permanent	1.00	1.00	Yes

Macroelement loads

No.	Location	Self weight	
		Type of load	f [kN/m ²]
1	Macroelement No. 1	uniform	-7.50

Load case 2

Name	Load case		Coefficient		Active load case
	Code	Type	γ _{f,sup}	γ _{f,inf}	
G2 force-permanent	Force	Permanent	1.20	1.20	

Joint loads

No.	Location	Force load		
		F _z [kN]	M _x [kNm]	M _y [kNm]
1	Joint No. 7	-40.67	0.00	0.00
2	Joint No. 8	-411.60	0.00	0.00
3	Joint No. 9	-411.60	0.00	0.00
4	Joint No. 10	-5.15	0.00	0.00
5	Joint No. 11	-5.15	0.00	0.00
6	Joint No. 12	-5.15	0.00	0.00
7	Joint No. 13	-5.15	0.00	0.00
8	Joint No. 14	-40.67	0.00	0.00
9	Joint No. 15	-411.60	0.00	0.00
10	Joint No. 16	-411.60	0.00	0.00

Combination ULS

No.	Name and type of combination	Assembly
1	G1+G2 Combinacion de cargas	γ _{f,sup,1} * 1.20 * [G1 self-weight-permanent] + γ _{f,sup,2} * 1.20 * [G2 force-permanent]

Dimensioning parameters

Standard for concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

Combinations for dimensioning : (all)

Material of longitudinal reinforcement : A615/60

Yield strength : $f_{yk} = 420.00$ MPa

Shear reinforcement : hooks

Hooks angle : 45.00° **Dimensioning of macroelements**

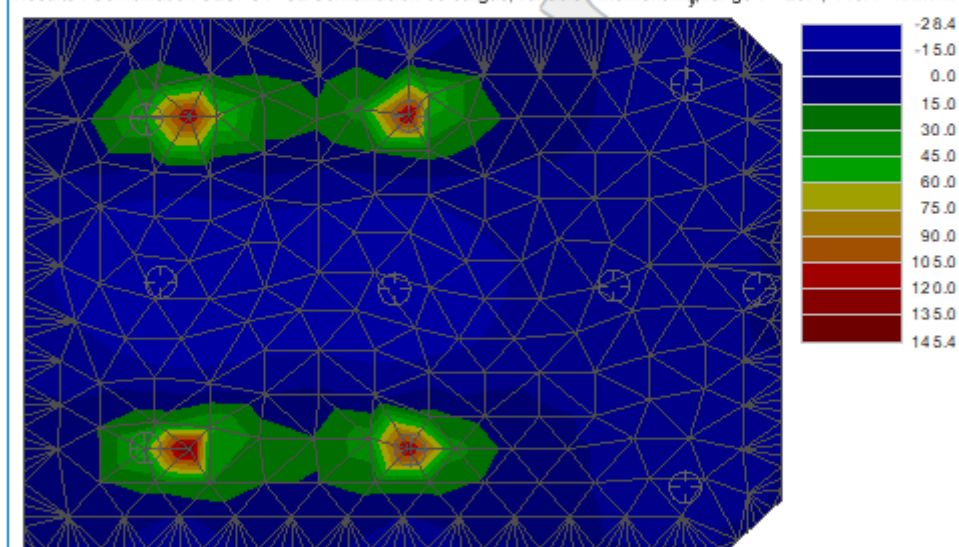
No.	Reinforc.ang.		Dist. of top reinforcement centroid from plate edge		Dist. of bottom reinforcement centroid from plate edge	
	Direc. 1 [°]	Direc. 2 [°]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]
1	0.00	90.00	75.0	75.0	75.0	75.0

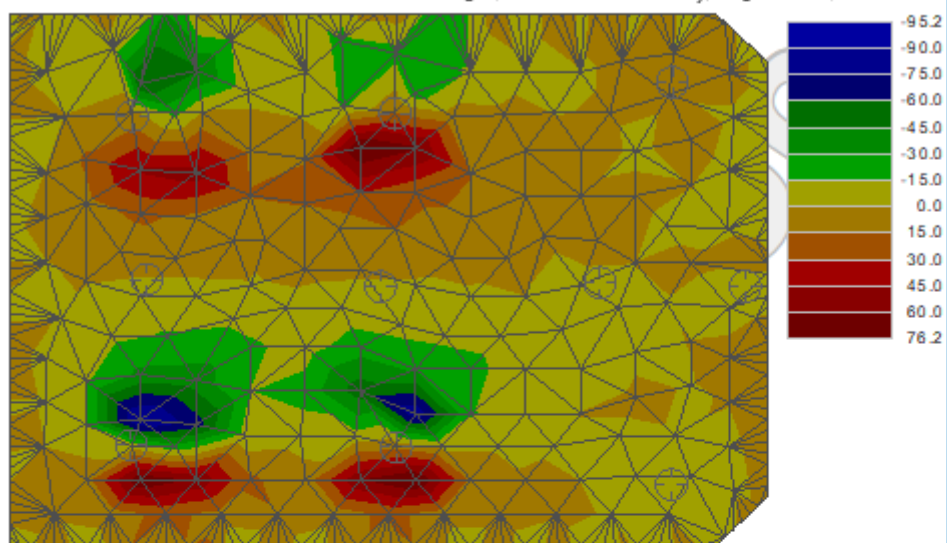
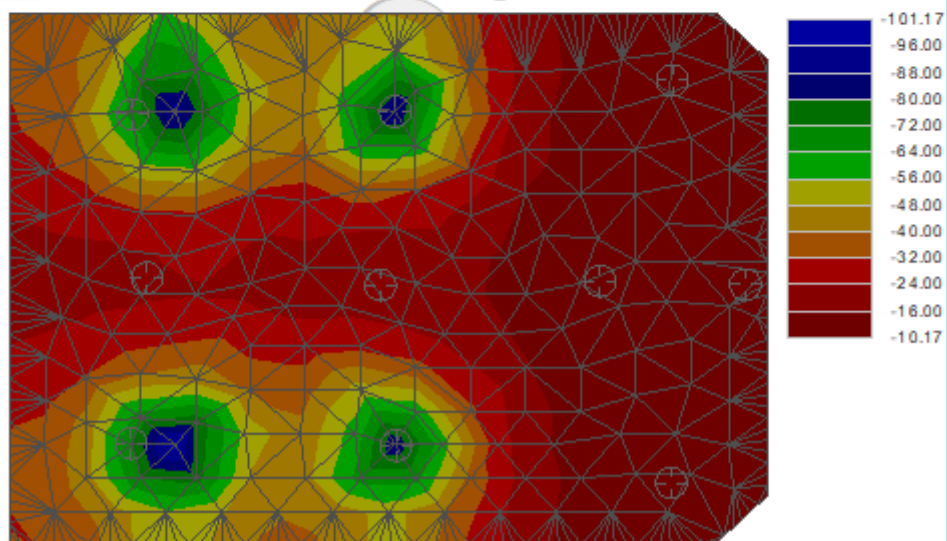
Results

Standard for concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

Analysis result

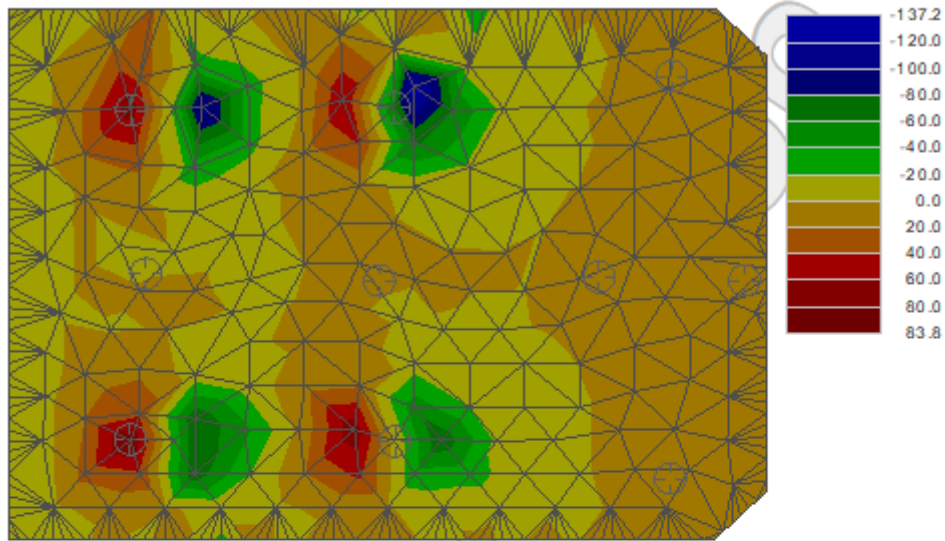
Analysis terminated without errors.

Name : AnalysisResults : Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; variable : Moment m_y ; range : $<-28.4; 145.4>$ kNm/m

Name : AnalysisResults : Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; variable : Shear Forc. v_y ; range : <-95.2; 76.2> kN/m**Name : Analysis**Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; variable : Cont. stress α ; range : <-101.17; -10.17> kN/m²

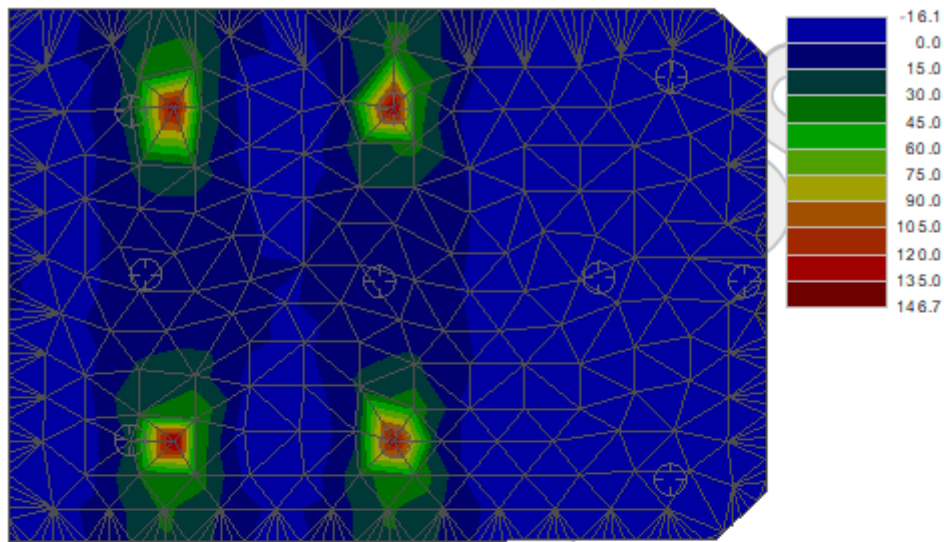
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; variable : Shear Forc. v_x ; range : <-137.2; 83.8> kN/m



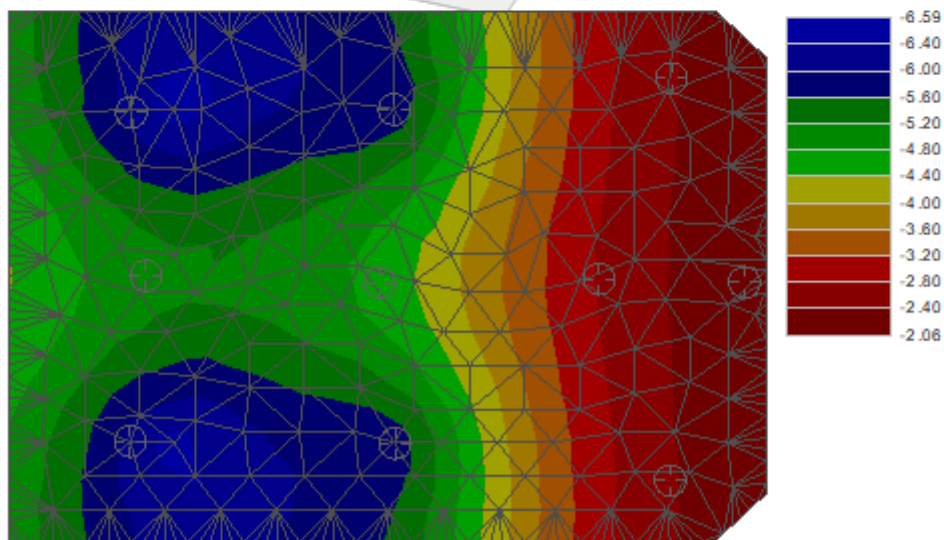
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; variable : Moment m_x ; range : <-16.1; 146.7> kNm/m



Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; variable : Deflection w_z ; range : <-6.59; -2.06> mm



Values

Value No. 1

Point (2.21; 7.74) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

w_z =	-6.16 mm	φ_x =	-0.26 mrad	φ_y =	0.62 mrad
m_x =	20.7 kNm/m	m_y =	48.1 kNm/m	m_{xy} =	-2.8 kNm/m
v_x =	69.3 kN/m	v_y =	6.2 kN/m		
m_1 =	48.4 kNm/m	α_1 =	-84.2 °		
m_2 =	20.5 kNm/m	α_2 =	5.8 °		
v_{max} =	69.6 kN/m	β =	5.1 °		
σ =	-66.15 kN/m ²				

Value No. 2

Point (6.93; 7.79) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

w_z =	-5.90 mm	φ_x =	-0.23 mrad	φ_y =	-0.48 mrad
m_x =	139.7 kNm/m	m_y =	127.2 kNm/m	m_{xy} =	1.9 kNm/m
v_x =	-58.6 kN/m	v_y =	15.4 kN/m		
m_1 =	140.0 kNm/m	α_1 =	8.6 °		
m_2 =	126.9 kNm/m	α_2 =	98.6 °		
v_{max} =	60.6 kN/m	β =	165.3 °		
σ =	-89.14 kN/m ²				

Value No. 3

Point (2.19; 1.82) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

w_z =	-6.13 mm	φ_x =	0.23 mrad	φ_y =	0.64 mrad
m_x =	17.7 kNm/m	m_y =	52.4 kNm/m	m_{xy} =	2.1 kNm/m
v_x =	81.4 kN/m	v_y =	-8.7 kN/m		
m_1 =	52.5 kNm/m	α_1 =	86.6 °		
m_2 =	17.6 kNm/m	α_2 =	176.6 °		
v_{max} =	81.8 kN/m	β =	-6.1 °		
σ =	-72.02 kN/m ²				

Value No. 4

Point (6.95; 1.78) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

w_z =	-5.85 mm	φ_x =	0.21 mrad	φ_y =	-0.48 mrad
m_x =	129.5 kNm/m	m_y =	122.4 kNm/m	m_{xy} =	-0.2 kNm/m
v_x =	-5.5 kN/m	v_y =	11.8 kN/m		
m_1 =	129.5 kNm/m	α_1 =	-1.3 °		
m_2 =	122.4 kNm/m	α_2 =	88.7 °		
v_{max} =	13.1 kN/m	β =	114.9 °		
σ =	-84.75 kN/m ²				

Value No. 5

Point (2.47; 4.80) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

w_z =	-5.07 mm	φ_x =	-0.01 mrad	φ_y =	0.18 mrad
m_x =	5.0 kNm/m	m_y =	-26.7 kNm/m	m_{xy} =	0.0 kNm/m
v_x =	-0.5 kN/m	v_y =	-0.4 kN/m		
m_1 =	5.0 kNm/m	α_1 =	0.0 °		
m_2 =	-26.7 kNm/m	α_2 =	90.0 °		
v_{max} =	0.6 kN/m	β =	-141.0 °		
σ =	-23.42 kN/m ²				

Value No. 6

Point (6.67; 4.67) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$w_z =$	-4.66 mm	$\varphi_x =$	0.04 mrad	$\varphi_y =$	-0.34 mrad
$m_x =$	5.5 kNm/m	$m_y =$	-25.7 kNm/m	$m_{xy} =$	-1.0 kNm/m
$v_x =$	1.1 kN/m	$v_y =$	-1.5 kN/m		
$m_1 =$	5.5 kNm/m	$\alpha_1 =$	-1.9 °		
$m_2 =$	-25.8 kNm/m	$\alpha_2 =$	88.1 °		
$v_{max} =$	1.8 kN/m	$\beta =$	-54.2 °		
$\sigma =$	-21.55 kN/m ²				

Value No. 7

Point (10.61; 4.74) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$w_z =$	-2.78 mm	$\varphi_x =$	0.00 mrad	$\varphi_y =$	-0.38 mrad
$m_x =$	-9.9 kNm/m	$m_y =$	-5.8 kNm/m	$m_{xy} =$	-0.4 kNm/m
$v_x =$	1.8 kN/m	$v_y =$	-0.4 kN/m		
$m_1 =$	-5.8 kNm/m	$\alpha_1 =$	-84.7 °		
$m_2 =$	-9.9 kNm/m	$\alpha_2 =$	5.3 °		
$v_{max} =$	1.8 kN/m	$\beta =$	-13.1 °		
$\sigma =$	-10.65 kN/m ²				

Value No. 8

Point (13.22; 4.68) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$w_z =$	-2.16 mm	$\varphi_x =$	0.00 mrad	$\varphi_y =$	-0.14 mrad
$m_x =$	-2.2 kNm/m	$m_y =$	-0.1 kNm/m	$m_{xy} =$	0.0 kNm/m
$v_x =$	4.8 kN/m	$v_y =$	-1.0 kN/m		
$m_1 =$	-0.1 kNm/m	$\alpha_1 =$	-89.0 °		
$m_2 =$	-2.2 kNm/m	$\alpha_2 =$	1.0 °		
$v_{max} =$	4.9 kN/m	$\beta =$	-11.2 °		
$\sigma =$	-12.15 kN/m ²				

Value No. 9

Point (11.89; 1.11) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

$w_z =$	-2.44 mm	$\varphi_x =$	0.01 mrad	$\varphi_y =$	-0.30 mrad
$m_x =$	-9.2 kNm/m	$m_y =$	-1.2 kNm/m	$m_{xy} =$	-0.6 kNm/m
$v_x =$	3.2 kN/m	$v_y =$	-0.5 kN/m		
$m_1 =$	-1.2 kNm/m	$\alpha_1 =$	-85.8 °		
$m_2 =$	-9.2 kNm/m	$\alpha_2 =$	4.2 °		
$v_{max} =$	3.3 kN/m	$\beta =$	-9.1 °		
$\sigma =$	-11.16 kN/m ²				

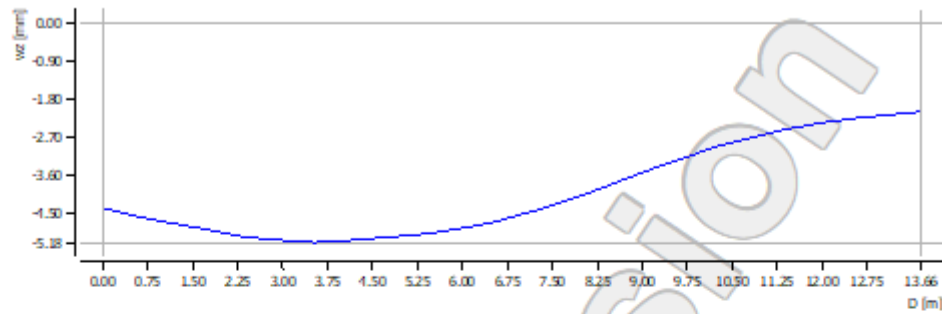
Value No. 10

Point (11.91; 8.35) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas

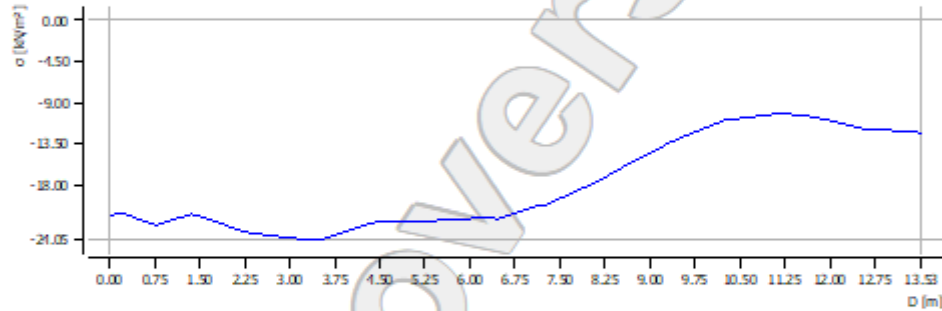
$w_z =$	-2.43 mm	$\varphi_x =$	-0.01 mrad	$\varphi_y =$	-0.29 mrad
$m_x =$	-9.3 kNm/m	$m_y =$	-1.3 kNm/m	$m_{xy} =$	0.7 kNm/m
$v_x =$	3.0 kN/m	$v_y =$	0.3 kN/m		
$m_1 =$	-1.2 kNm/m	$\alpha_1 =$	84.9 °		
$m_2 =$	-9.3 kNm/m	$\alpha_2 =$	174.9 °		
$v_{max} =$	3.0 kN/m	$\beta =$	6.5 °		
$\sigma =$	-11.11 kN/m ²				

Distributions

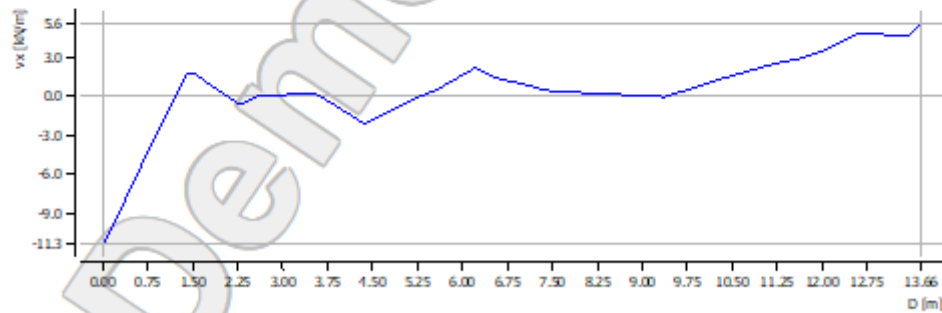
Distribution No. 1

Segment : (-0.01; 4.74) - (13.65; 4.74) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinación de cargas; w_z 

Distribution No. 2

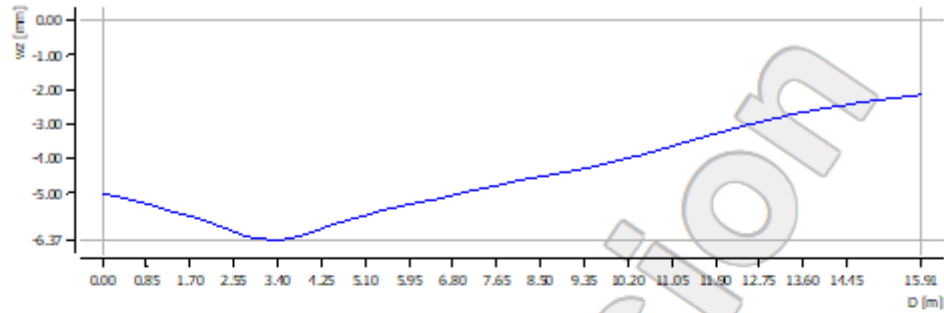
Segment : (0.00; 4.76) - (13.53; 4.74) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinación de cargas; σ 

Distribution No. 3

Segment : (-0.03; 4.74) - (13.63; 4.72) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinación de cargas; v_x 

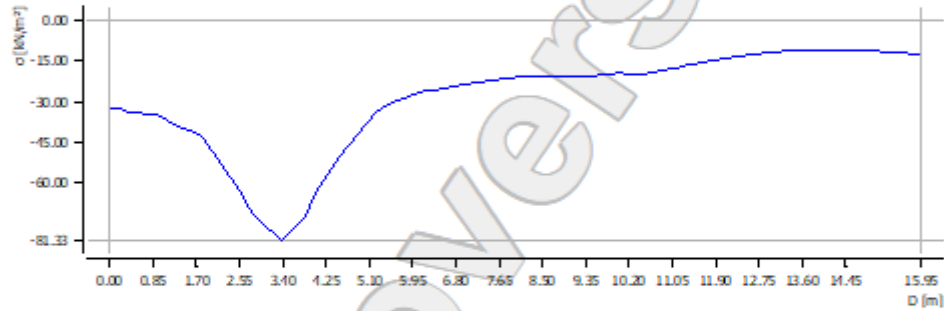
Distribution No. 4

Segment : (0.00; 9.46) - (13.11; 0.45) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; w_z



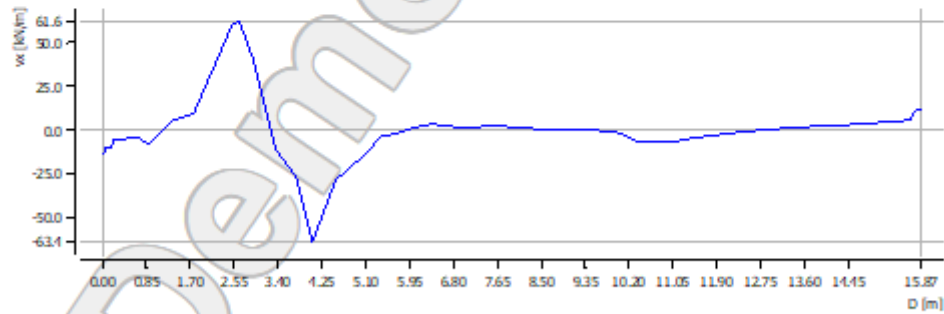
Distribution No. 5

Segment : (0.02; 9.44) - (13.16; 0.41) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; σ



Distribution No. 6

Segment : (0.06; 9.46) - (13.11; 0.43) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion de cargas; v_x



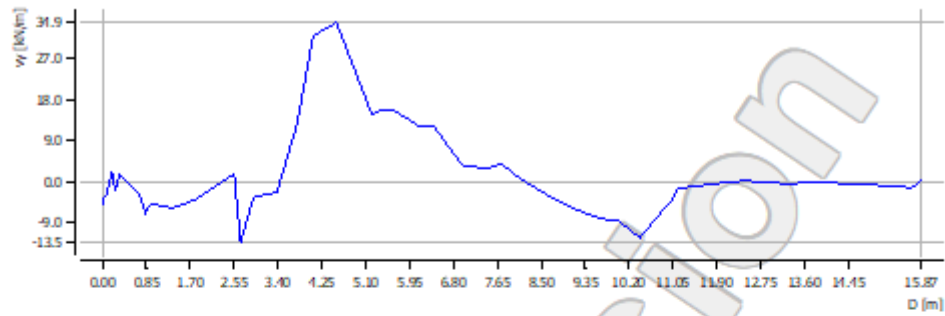
Distribution No. 7Segment : (0.04; 9.46) - (13.11; 0.45) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinación de cargas; v_y 

Plate analysis

Input data

Project

Task : Losa cimentación nº4 - tolva descarga
Date : 14/10/2024

Settings

Standard - safety factors

Materials and standards

Concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)
Coefficients EN 1992-1-1 : standard
Loads and combinations : general

Joints

No.	Location		No.	Location		No.	Location		No.	Location	
	x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]		x [m]	y [m]
1	0.00	0.00	2	7.49	0.00	3	7.49	7.49	4	0.00	7.49
5	0.78	0.78	6	6.71	0.78	7	6.71	6.71	8	0.78	6.71

Lines

No.	Type of line	Mode of input	Line topology
1	segment		Origin (0.00; 0.00) [m] , end (7.49; 0.00) [m]
2	segment		Origin (7.49; 0.00) [m] , end (7.49; 7.49) [m]
3	segment		Origin (7.49; 7.49) [m] , end (0.00; 7.49) [m]
4	segment		Origin (0.00; 7.49) [m] , end (0.00; 0.00) [m]

Macroelements

No.	List of lines	Thickness [m]	Material
1	1-4	0.20	Hormigon de 25Mpa $E_{cm} = 31475.81 \text{ MPa}$ $G = 13114.92 \text{ MPa}$ $\alpha_t = 0.000010 \text{ 1/K}$ $\gamma = 24.00 \text{ kN/m}^3$ $f_{ck} = 25.00 \text{ MPa}$ $f_{ctm} = 2.56 \text{ MPa}$

Joint refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Joint No. 5	0.40	0.20
2	Joint No. 6	0.40	0.20
3	Joint No. 7	0.40	0.20
4	Joint No. 8	0.40	0.20

Line refinements

No.	Location	Radius r [m]	Length l [m]
1	Line No. 1	0.40	0.20
2	Line No. 2	0.40	0.20
3	Line No. 3	0.40	0.20
4	Line No. 4	0.40	0.20

Macroelement subsoils

No.	Location	Subsoil parameters	
		C ₁ [MN/m ³]	C ₂ [MN/m]
1	Macroelement No. 1	2852.229	16370.032

Mesh generation

Mesh generation parameters

Element edge length : 1.00 [m]

Mesh type : triangular

Mesh smoothing : yes

Mesh generation result

Finite element mesh was successfully generated.

Number of nodes 208, number of elements 266

Load case 1

Name	Load case		Coefficient		Active load case
	Code	Type	$\gamma_{t,sup}$	$\gamma_{t,inf}$	
G1 self-weight-permanent	Self-weight	Permanent	1.00	1.00	

Macroelement loads

No.	Location	Self weight	
		Type of load	f [kN/m ²]
1	Macroelement No. 1	uniform	-4.80

Load case 2

Name	Load case		Coefficient		Active load case
	Code	Type	$\gamma_{t,sup}$	$\gamma_{t,inf}$	
G2 force-permanent	Force	Permanent	1.20	1.00	Yes

Joint loads

No.	Location	Force load		
		F _z [kN]	M _x [kNm]	M _y [kNm]
1	Joint No. 5	-990.00	0.00	0.00
2	Joint No. 6	-990.00	0.00	0.00
3	Joint No. 7	-990.00	0.00	0.00
4	Joint No. 8	-990.00	0.00	0.00

Combination ULS

No.	Name and type of combination	Assembly
1	G1+G2 Combinacion cargas 1	$\gamma_{t,sup,1} * 1.20 * [G1 \text{ self-weight-permanent}] + \gamma_{t,sup,2} * 1.20 * [G2 \text{ force-permanent}]$

Dimensioning parameters

Standard for concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

Combinations for dimensioning : (all)

Material of longitudinal reinforcement : A615/60

Yield strength : $f_{yk} = 420.00$ MPa

Shear reinforcement : hooks

Hooks angle : 45.00 °

Dimensioning of macroelements

No.	Reinforc.ang.		Dist. of top reinforcement centroid from plate edge		Dist. of bottom reinforcement centroid from plate edge	
	Direc. 1 [°]	Direc. 2 [°]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]	Direc. 1 [mm]	Direc. 2 [mm]
1	0.00	90.00	75.0	75.0	75.0	75.0

Results

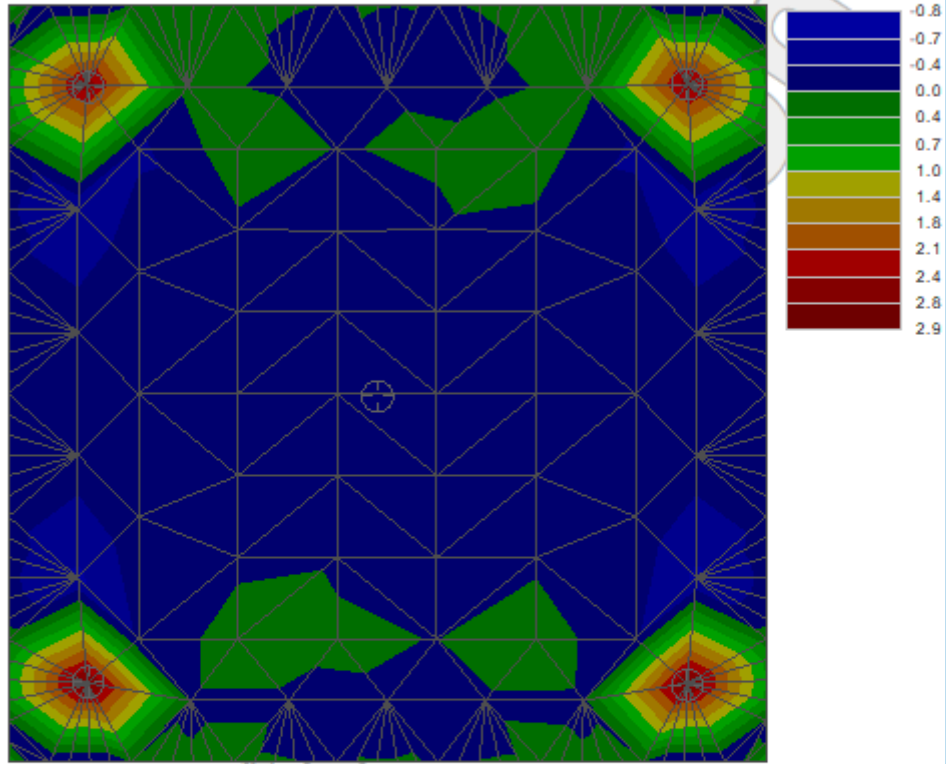
Standard for concrete structures : EN 1992-1-1 (EC2)

Analysis result

Analysis terminated without errors.

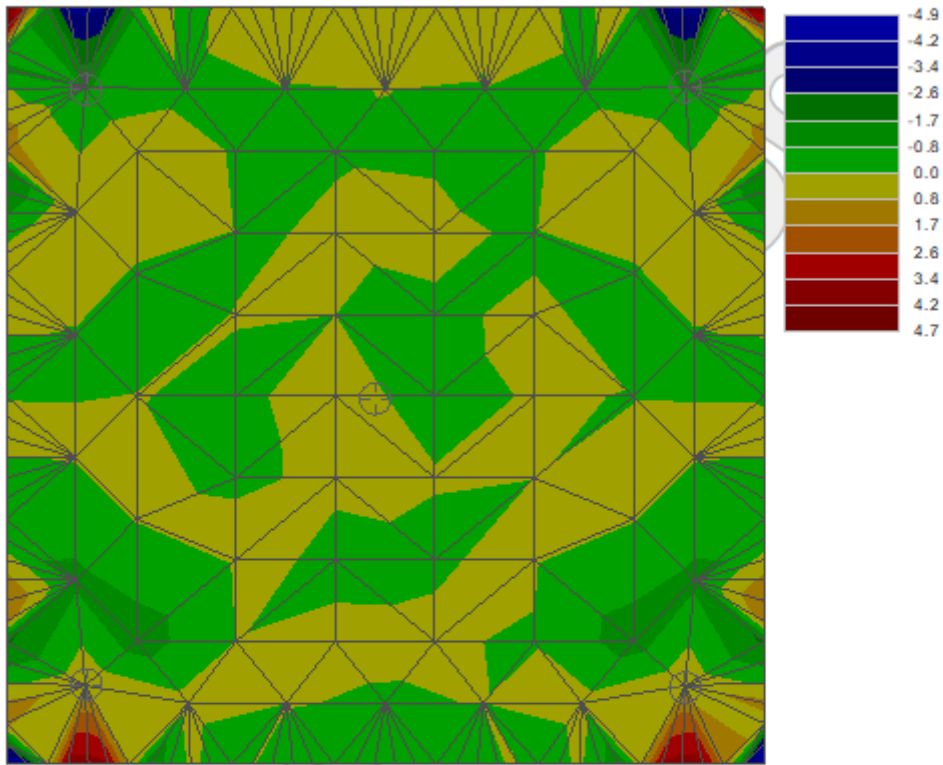
Name : Analysis

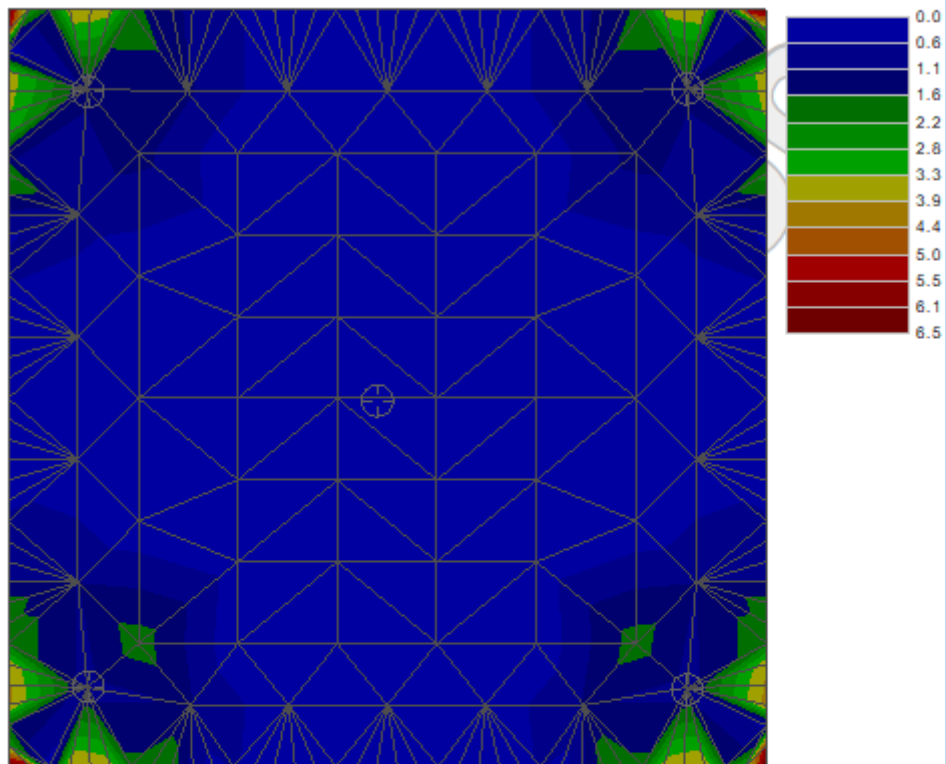
Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; variable : Moment m_y ; range : <-0.8; 2.9> kNm/m



Name : Analysis

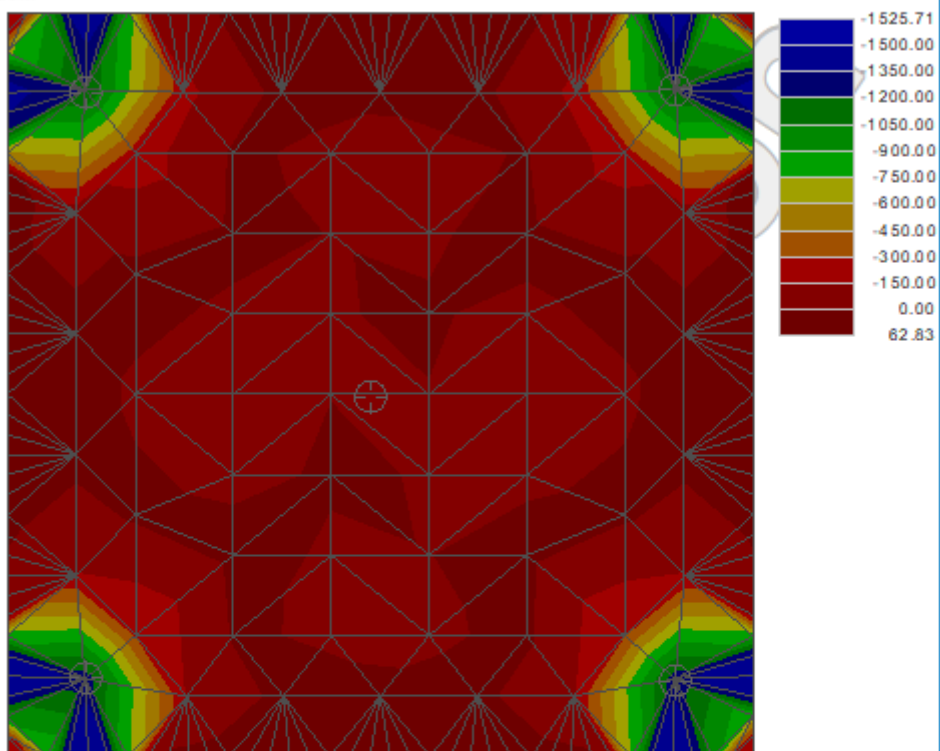
Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; variable : Shear Forc. v_y ; range : <-4.9; 4.7> kN/m



Name : AnalysisResults : Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; variable : Shear Forc. v_{max} ; range : <0.0; 6.5> kN/m

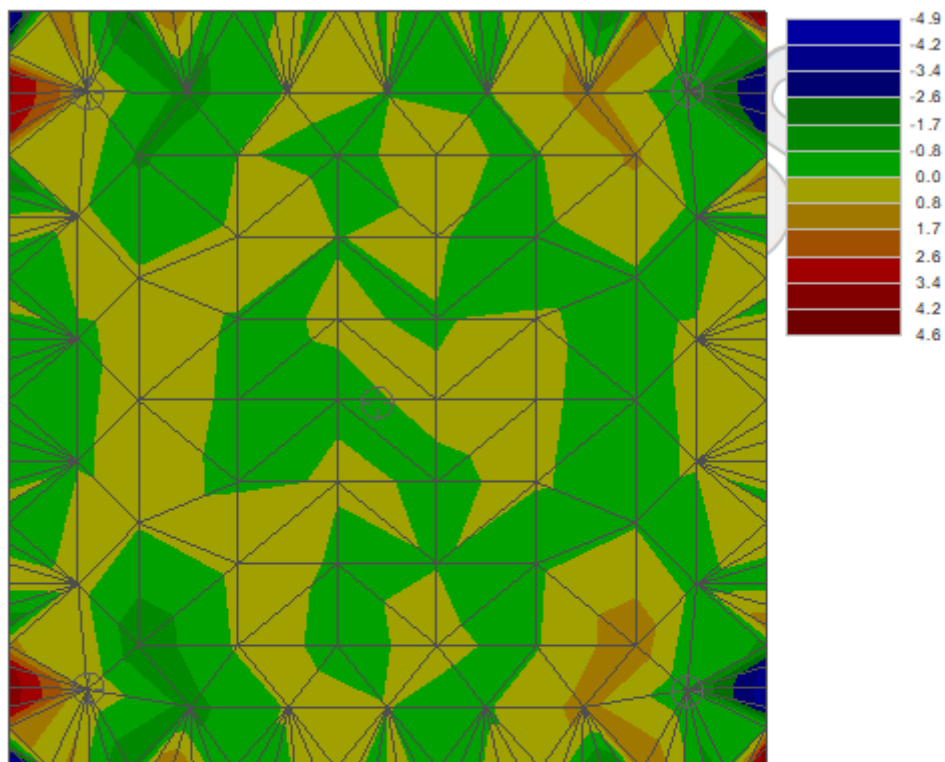
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; variable : Cont. stress σ ; range : <-1525.71; 62.83>
kN/m²



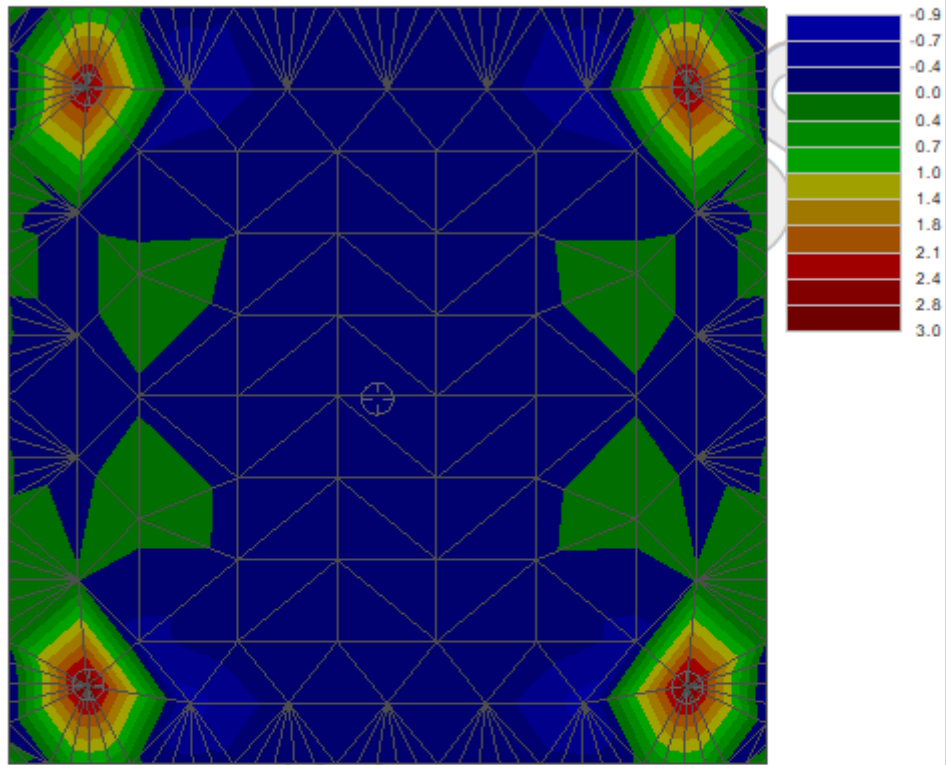
Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; variable : Shear Forc. v_x ; range : <-4.9; 4.6> kN/m

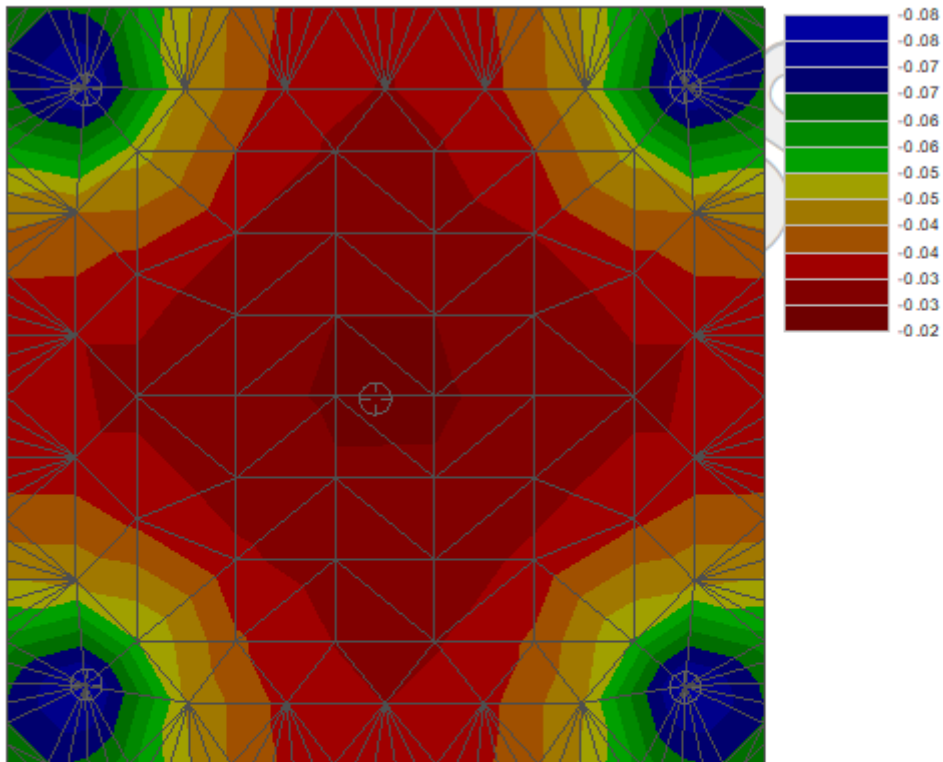


Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; variable : Moment m_x ; range : <-0.9; 3.0> kNm/m



Name : Analysis

Results : Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; variable : Deflection w_z ; range : <-0.08; -0.02> mm

Values

Value No. 1

Point (0.79; 6.68) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1

w_z =	-0.08 mm	φ_x =	-0.01 mrad	φ_y =	-0.01 mrad
m_x =	2.6 kNm/m	m_y =	2.5 kNm/m	m_{xy} =	-0.1 kNm/m
v_x =	0.7 kN/m	v_y =	-0.8 kN/m		
m_1 =	2.6 kNm/m	α_1 =	-32.1 °		
m_2 =	2.5 kNm/m	α_2 =	57.9 °		
v_{max} =	1.1 kN/m	β =	-49.1 °		
σ =	-1170.49 kN/m ²				

Value No. 2

Point (6.71; 6.71) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1

w_z =	-0.08 mm	φ_x =	-0.01 mrad	φ_y =	0.01 mrad
m_x =	2.7 kNm/m	m_y =	2.6 kNm/m	m_{xy} =	0.1 kNm/m
v_x =	-0.8 kN/m	v_y =	-0.9 kN/m		
m_1 =	2.8 kNm/m	α_1 =	0.6 °		
m_2 =	2.6 kNm/m	α_2 =	90.6 °		

$$V_{\max} = 1.2 \text{ kN/m}$$

$$\sigma = -1206.45 \text{ kN/m}^2$$

$$\beta = -2.3^\circ$$

Value No. 3

Point (0.79; 0.79) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1

$$w_z = -0.08 \text{ mm}$$

$$m_x = 2.9 \text{ kNm/m}$$

$$v_x = 0.6 \text{ kN/m}$$

$$m_1 = 3.0 \text{ kNm/m}$$

$$m_2 = 2.7 \text{ kNm/m}$$

$$V_{\max} = 0.9 \text{ kN/m}$$

$$\sigma = -1271.02 \text{ kN/m}^2$$

$$\phi_x = 0.01 \text{ mrad}$$

$$m_y = 2.8 \text{ kNm/m}$$

$$v_y = 0.6 \text{ kN/m}$$

$$\alpha_1 = 41.5^\circ$$

$$\alpha_2 = 131.5^\circ$$

$$\beta = 44.9^\circ$$

$$\phi_y = -0.01 \text{ mrad}$$

$$m_{xy} = 0.1 \text{ kNm/m}$$

Value No. 4

Point (6.71; 0.76) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1

$$w_z = -0.08 \text{ mm}$$

$$m_x = 2.8 \text{ kNm/m}$$

$$v_x = -0.7 \text{ kN/m}$$

$$m_1 = 2.8 \text{ kNm/m}$$

$$m_2 = 2.6 \text{ kNm/m}$$

$$V_{\max} = 1.1 \text{ kN/m}$$

$$\sigma = -1293.18 \text{ kN/m}^2$$

$$\phi_x = 0.01 \text{ mrad}$$

$$m_y = 2.7 \text{ kNm/m}$$

$$v_y = 0.8 \text{ kN/m}$$

$$\alpha_1 = -32.5^\circ$$

$$\alpha_2 = 57.5^\circ$$

$$\beta = 129.5^\circ$$

$$\phi_y = 0.01 \text{ mrad}$$

$$m_{xy} = -0.1 \text{ kNm/m}$$

Value No. 5

Point (3.65; 3.62) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1

$$w_z = -0.02 \text{ mm}$$

$$m_x = -0.1 \text{ kNm/m}$$

$$v_x = 0.0 \text{ kN/m}$$

$$m_1 = -0.1 \text{ kNm/m}$$

$$m_2 = -0.1 \text{ kNm/m}$$

$$V_{\max} = 0.0 \text{ kN/m}$$

$$\sigma = -1.20 \text{ kN/m}^2$$

$$\phi_x = 0.00 \text{ mrad}$$

$$m_y = -0.1 \text{ kNm/m}$$

$$v_y = 0.0 \text{ kN/m}$$

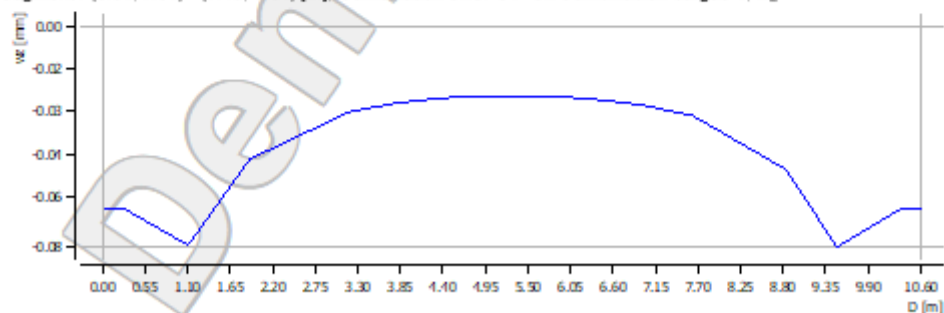
$$\alpha_1 = 45.0^\circ$$

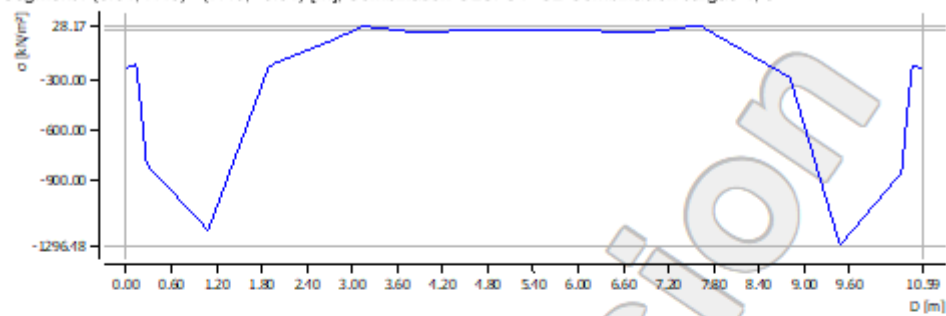
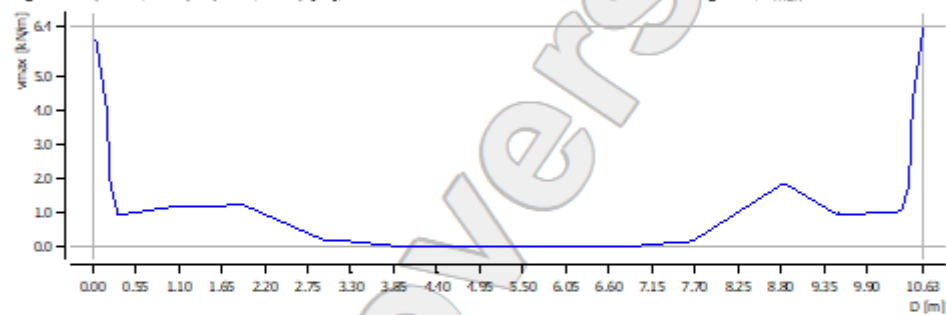
$$\alpha_2 = 135.0^\circ$$

$$\beta = 120.7^\circ$$

$$\phi_y = 0.00 \text{ mrad}$$

$$m_{xy} = 0.0 \text{ kNm/m}$$

Distributions**Distribution No. 1**Segment : (0.01; 7.51) - (7.49; 0.01) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; w_z 

Distribution No. 2Segment : (0.01; 7.48) - (7.49; -0.01) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; σ **Distribution No. 3**Segment : (-0.02; 7.52) - (7.49; 0.01) [m]; Combination ULS: G1+G2 Combinacion cargas 1; $v_{\max}$ 



Planos



INDICE PLANOS

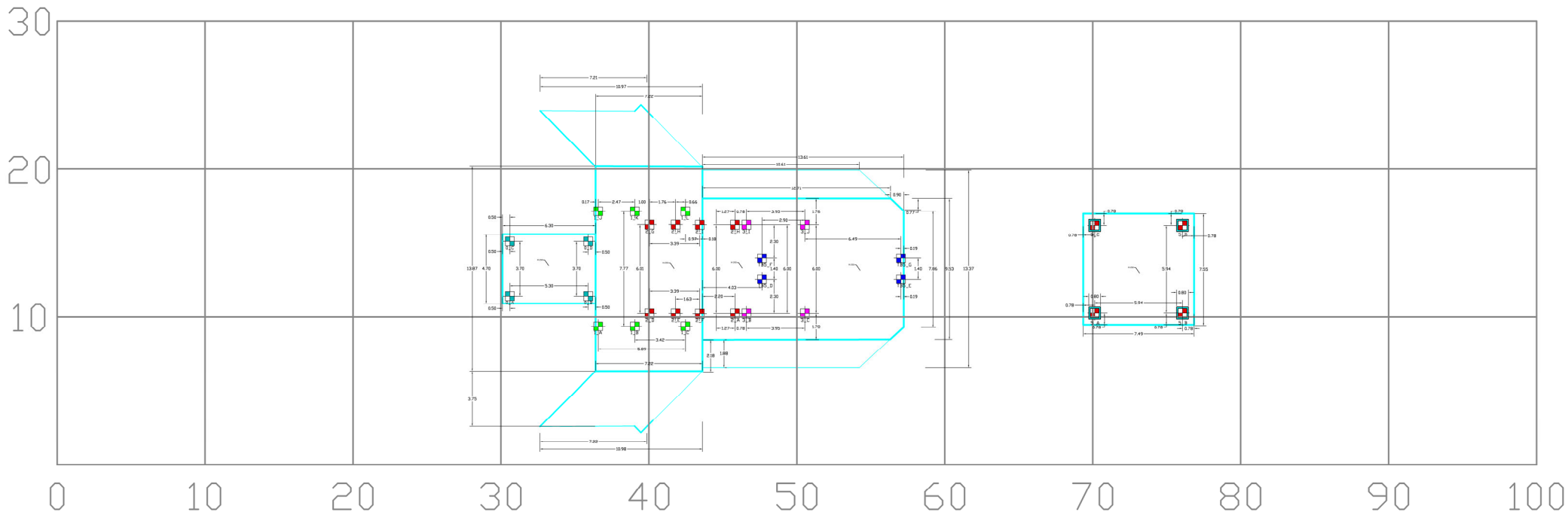
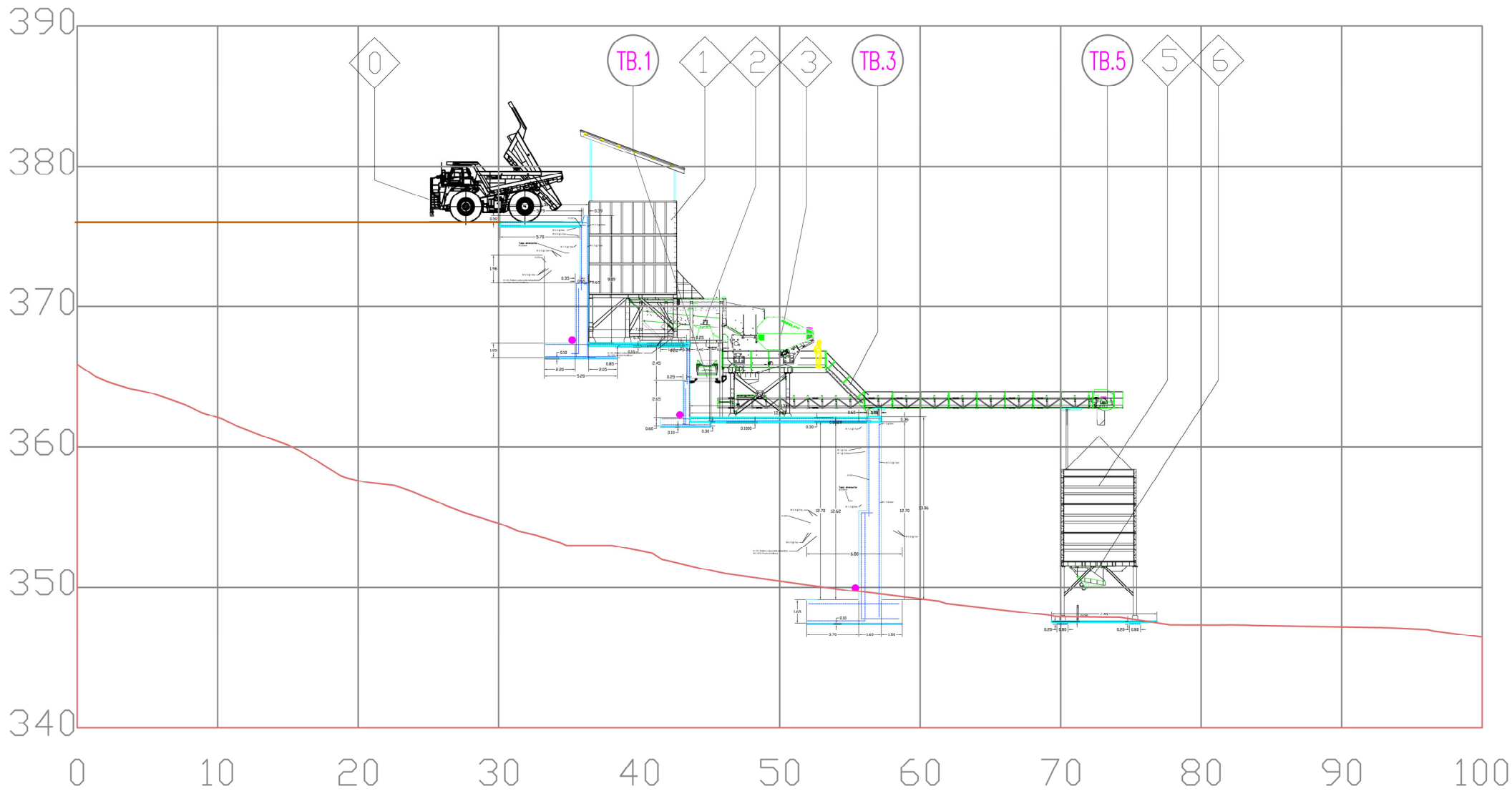
Plano nº 1 Perfil de cimentación, equipos y situación del terreno. Escala 1: 1000

Plano nº 2 Perfil de detalle de acotaciones, cimentación y armadura. Escala 1:400

Plano nº 3 Planta de detalle de acotaciones cimentación y armadura. Escala 1:400

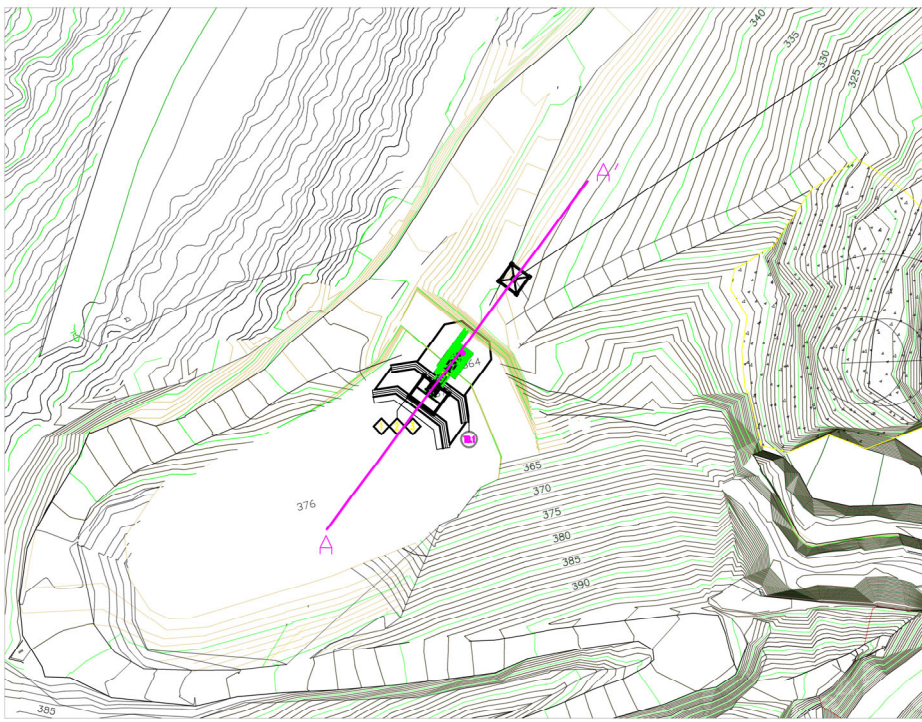
A

A'



	CARGA AXIAL EQUIPOS
--	---------------------

TB.5	TRANSPORTADOR DE BANDA 259X1.200 CBH (-11° a-2°)
TB.4	TRANSPORTADOR DE BANDA 26X1.200 CBH (0°)
TB.3	TRANSPORTADOR DE BANDA 14X800 CBR (10°)
TB.2	TRANSPORTADOR DE BANDA 8X800 CBR (18°)
TB.1	TRANSPORTADOR DE BANDA 18X800 CBR (16°)
7	ALIMENTADOR VIBRANTE VF-300
6	ALIMENTADOR VIBRANTE VF-500
5	TOLVA 200 m? (5.000x5.000mm.)
4	CRIBA VIBRANTE VS-108-II
3	TRITURADORA DE MANDÍBULAS JC-1613
2	ALIMENTADOR PRECRIBADOR GF-616-I
1	TOLVA PRIMARIA 225 m
0	CARGA CAMIÓN DUMPER





ANEXO IV

PRESUPUESTO DE LA PLANTA PRIMARIA Y LAS CINTAS TRANSPORTADORAS



PRESUPUESTO
SI-24096

ZELETA S.L.
GUIPUZCOA



ZELETA S.L.

Carretera Nacional 634 (ss-la Coruña), KM 47
20820 Deba
GUIPÚZCOA
TEL: 943029590

OFERTA Nº: SI-24096

FECHA: 20/09/2024

Estimados Señores:

A continuación, les detallamos las características y nuestros mejores precios para la instalación que ustedes nos solicitan.

Siempre a su servicio,

Departamento comercial

POS.1. TOLVA PRIMARIA DE 250 m³

Construida en acero de 15 mm de espesor, calidad S-275-JR convenientemente nervada y arriostrada. Equipada con vigas para la incorporación de cadenas (NO OFERTADAS)

Dimensiones principales:

▪ Anchura de descarga	7 m	
▪ Fondo descarga	6 m	
▪ Altura.....	5 m	260.000 €

1.1. CAPOTAJE TOLVA PRIMARIA

ESTRUCTURA: Construida con perfiles de acero reforzados y arriostrados. 20.200 €

CERRAMIENTO: En acero grecado y prelacado, laminado en frio y perforado fijado con tornillería a estructura. 14.000 €

Total 294.200,00 €

POS.2. ALIMENTADOR PRECRIBADOR VIBRANTE GF-616-I

Marca MININGLAND
Modelo GF-616-I
Longitud de la bandeja 6000 mm
Anchura de la bandeja..... 1600 mm
Peso 12.950 Kg
Potencia..... 2 x 7,6 Kw



Está compuesto por los siguientes elementos:

- Tolva encauzadora: A todo lo largo del alimentador y de las parrillas de clasificación, convenientemente reforzada y arriostrada.
- Alimentador Precribador: De construcción extra-fuerte, sólidamente nervado y reforzado, accionados por dos motovibradores con fuerza centrífuga regulable mediante el diferente calado de los contrapesos.
- Chasis alimentador: Chasis monobloc, conformado con perfiles de acero laminados en caliente, convenientemente reforzados y arriostrados, con apoyos para alimentador.
- Blindajes: Construidos en acero antidesgaste de 10 mm de espesor y 400 HB de dureza fijados a bandeja y encauzador de alimentador. 150.360 €

2.1. CARTABONES REALCES

Construidos en acero de 10 mm de espesor, reforzados con perfiles de acero laminado en caliente. 3.200 €

2.2. TOLVÍN DE FINOS

Para la recogida de material. Construido en acero S-235-JR de 10 mm de espesor. 4.860 €

2.3. ESTRUCTURA DE APOYO

Metálica, construida con perfiles de acero laminado en caliente. Plataforma de acceso a by-pass y apoyo de transportador de banda de estéril. 5.980 €

2.4. EQUIPO DE REGULACIÓN ELECTRÓNICO

Variador de velocidad para regulación de flujo del alimentador, mediante variador electrónico de frecuencia.

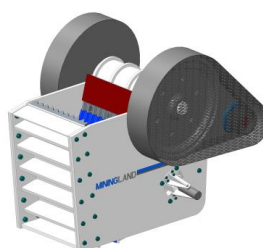
Alimentación eléctrica 380 V III
Potencia 30 Kw 5.190 €

Total 169.590,00 €

POS.3. TRITURADOR DE MANDÍBULAS JC-1613

Características :

- Marca MININGLAND
- Modelo JC-1613
- Potencia del motor 250 Kw
- Dimensiones boca de entrada .. 1.600 x 1.250
- Peso 79.000 kg
- Velocidad 220 r.p.m.



602.210 €

3.1. CENTRAL HIDRÁULICA

Para control de la presión de trabajo durante la operación del triturador, el ajuste de reglaje entre mandíbulas y el sistema de seguridad contra intrituras. Está gestionada con un autómata programable y pantalla de gestión.

Características:

- Capacidad de aceite 100 l.
- Presión de trabajo 250 BAR
- Potencia..... 11 Kw

30.650 €

3.2. BOCA DE ALIMENTACIÓN

Fabricado en acero S-275 de 15 mm de espesor, reforzado con perfiles convenientemente electrosoldados.

Rampa de caída, con blindaje en acero antidesgaste de 20 mm de espesor y 300 HB de dureza fijado con tornillería de alta calidad.

29.770 €

3.3. BOCA DE SALIDA

De sección rectangular para conseguir una cama muerta de producto que evite las deformaciones por impacto y los desgastes. Fabricada en acero S-275 de 10mm de espesor.

7.290 €

3.4. ESTRUCTURA DE APOYO

Construida con perfiles de acero laminado en caliente, según norma europea S-275-JR, reforzada y rigidizada. Incluye pasillos de revisión con zócalo, escaleras de acceso y barandillas de protección.

68.140 €

3.5. TRANSMISIÓN

Dimensionada para la potencia a transmitir, compuesta por polea motor, correas y protección antiatrapamiento.

5.960 €

3.6. MOTOR DE 250 KW

Motor de 250 Kw, protección IP-55 (Patatas), 400 v, 1500 rpm (Hz) / 1800 rpm (60 Hz) Alta eficiencia energética IE-3.

15.070 €

3.7. PLATAFORMA SUPERIOR DE REVISIÓN

Conformada con perfiles de acero laminado en caliente, según la normativa europea S-275-JR, reforzada y arriostrada. Incluye pasillos de revisión con rodapié, escaleras de acceso y rampa de protección.

5.870 €

Total 764.960,00 €

POS.4. CRIBA VIBRANTE VS-108-II

Características :

Marca MININGLAND

Modelo VS-108-II

Longitud de cribado 6m

Ancho de cribado 1,89 m

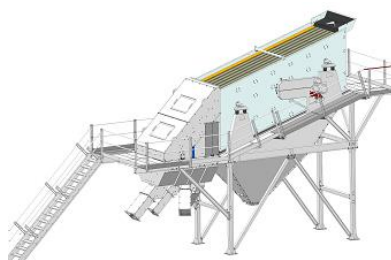
Superficie de cribado..... 11,34m²

Nº Pisos 2

Inclinación 18º

Nº de rodamientos..... 4

Potencia 18,5 Kw



70.720 €

4.1. MALLAS METÁLICAS

Equipamiento de soportes y fijaciones de poliuretano para colocación de mallas, y mallas metálicas para cortes a 40 y 25 mm.

10.840 €

4.2. ESTRUCTURA DE APOYO

Construida con perfiles de acero laminados en caliente, según normativa europea S-275-JR, reforzados y arriostrados. Incluye pasillos de revisión con zócalo, escaleras de acceso y barandillas de protección.

41.720 €

4.3. CAJÓN DE DISTRIBUCIÓN DESPLAZABLE

Construido en acero S-235-JR de **10 mm** de espesor para la recogida de cada piso de la criba, y la distribución en los conductos de salida. Desplazable sobre ruedas para la revisión de la criba y del propio cajón.

18.500 €

4.4. TOLVÍN DE FINOS 50º

Para la recogida del material que pasa a través del tamiz inferior, construido en acero S-235-JR de **8 mm** de espesor, atornillado a plataforma.

17.970 €

4.5. CARENADO CRIBA VS-108

Estructura de apoyo enteramente metálica, atornillable a estructura de soporte de criba. Cierre con lona plastificada de fácil apertura con tensores elásticos.

Gomas de cerramiento contra las paredes de la criba.

6.860 €

Total 166.610,00 €

POS.5. TOLVA DE 200 m³

Construida en acero de 8 mm en el fondo y de 6 mm en los laterales, calidad S-275-JR, nervada y reforzada con perfilera de acero laminado en caliente.

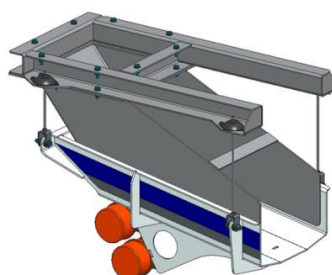
Dimensiones: 5 m x 5 m

138.000 €

Total	138.000,00 €
--------------------	---------------------

POS.6. DOS ALIMENTADORES VIBRANTES VF-500

Construidos en acero de alta resistencia, convenientemente reforzado, con suspensión de Silemblocks regulables para montaje suspendido de tolva y accionados por motovibradores, montados de tal forma que producen una vibración unidireccional. Los vibradores son regulables en fuerza centrífuga, obteniendo una variación de la amplitud de vibración.



- Ancho 1.200 mm.
- Longitud..... 1.700 mm.
- Potencia 3,2 Kw
- Producción..... 500 Tn/h
- Fuerza centrífuga 4.716 KP

PRECIO UNITARIO: 9.320 €

18.640 €

6.1. DOS ENCAUZADORES PARA VF-500

Construido en acero de 6 mm de espesor, con brida de amarre a tolva y apoyos de amortiguación.

PRECIO UNITARIO: 4.390 €

8.780 €

6.2. DOS BLINDAJES VF-500

Construido con acero antiabrasivo de 400 HB de dureza, de 6 mm de espesor y fijado mediante tornillería a Alimentador.

PRECIO UNITARIO: 5.000 €

10.000 €

6.3. DOS EQUIPOS DE REGULACIÓN ELECTRÓNICOS

Variador de velocidad para regulación de flujo del alimentador, mediante variador electrónico de frecuencia.

Alimentación eléctrica 380 V III

Potencia 4 Kw

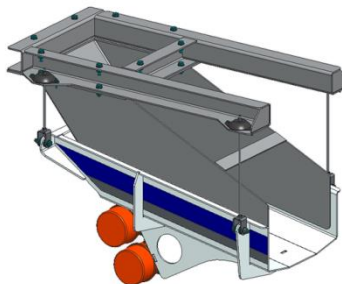
PRECIO UNITARIO: 1.160 €

2.320 €

Total	39.740,00 €
--------------------	--------------------

POS.7. DOS ALIMENTADORES VIBRANTE VF-300 (TÚNEL)

Construidos en acero de alta resistencia, convenientemente reforzado, con suspensión de Silemblocks regulables para montaje suspendido de tolva y accionados por motovibradores, montados de tal forma que producen una vibración unidireccional. Los vibradores son regulables en fuerza centrífuga, obteniendo una variación de la amplitud de vibración.



- Ancho 900 mm.
- Longitud..... 1450 mm.
- Potencia1,8 Kw
- Producción..... 300 Tn/h
- Fuerza centrífuga 3.450 KP

PRECIO UNITARIO: 5.500 €

11.000 €

7.1. DOS ENCAUZADORES PARA VF-300

Construido en acero de 6 mm de espesor, con brida de amarre a tolva y apoyos de amortiguación.

PRECIO UNITARIO: 2.820 €

5.640 €

7.2. DOS TOLVINES TÚNEL PARA VF-300

Para adaptación de alimentador a obra civil, construido en acero S-235-JR y equipado con barras de cierre para clausura de ventana de alimentación.

PRECIO UNITARIO: 4.830 €

9.660 €

7.3. DOS BLINDAJES VF-300

Construido con acero antiabrasivo de 400 HB de dureza, de 6 mm de espesor y fijado mediante tornillería a Alimentador.

PRECIO UNITARIO: 3.020 €

6.040 €

7.4. DOS BLINDAJES TOLVÍN VF-300

Construido con acero antiabrasivo de 400 HB de dureza, de 6 mm de espesor y fijado mediante tornillería a Tolvín.

PRECIO UNITARIO: 4.690 €

9.380 €

7.5. DOS EQUIPOS DE REGULACIÓN ELECTRÓNICOS

Variador de velocidad para regulación de flujo del alimentador, mediante variador electrónico de frecuencia.

Alimentación eléctrica 380 V III

Potencia 2,2 Kw

PRECIO UNITARIO: 940 €

1.880 €

Total

43.600,00 €

TB.1. TRANSPORTADOR DE BANDA

Características:

• Posición	A criba estéril	
• Tipo	Media	
• Caudal necesario	200 Tn/h	
• Granulometría	0-100 mm	
• Longitud	18 m	
• Ancho de la banda.....	800 mm	
• Inclinación	16°	
• Características de la banda	Lisa EP 500/3 4+2	
• Potencia instalada	11 Kw	
• Velocidad.....	1,6 m/seg.	
• Ø Tambor motriz Vulcanizado	320 mm	
• Ø Tambor de cola	320 mm	
• Sistema de tensión	Husillos	
• Encauzador	1,5 m	
• Diámetro rodillos portantes	89	
• Boca de descarga	Si	
• Rascador de cabeza Primario	Si	
• Rascador de cabeza Secundario	Si	
• Interruptor de tirón.....	Si	
• Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	
• Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	
• Defensa lateral de cabeza	Si	
• Descarga intermedia	No	
• Rascador de cola	Si	
• Barras de impacto 55 mm	Si	23.930 €

TB.1.1. APOYOS

Estructura de sustentación construida enteramente metálica con sistema de regulación para nivelación y alineamiento de la estructura del transportador. Fijación a hormigón mediante tacos spit.

3.300 €

TB.1.2. PASILLOS DE REVISIÓN

Pasillos de acceso y revisión con suelos de chapa punzonada y galvanizada con agujeros de evacuación de agua, antideslizantes y atornillados a estructura. Barandillas de protección de 1.100 mm de altura con travesaño intermedio y zócalo inferior. Pasillo alrededor del tambor motriz. Aproximadamente 14 m.

7.810 €

Total	35.040,00 €
--------------------	--------------------

TB.2. TRANSPORTADOR DE BANDA

Características:

• Posición	Salida estéril	
• Tipo	Media	
• Caudal necesario	250 Tn/h	
• Granulometría	0-25 mm	
• Longitud	8 m	
• Ancho de la banda.....	800 mm	
• Inclinación	18°	
• Características de la banda	Lisa EP500/3 4+2	
• Potencia instalada	7,5 Kw	
• Velocidad.....	1,6 m/seg.	
• Ø Tambor motriz Vulcanizado	320 mm	
• Ø Tambor de cola	320 mm	
• Sistema de tensión	Husillos	
• Encauzador	1,5 m	
• Diámetro rodillos portantes	89	
• Boca de descarga	Si	
• Rascador de cabeza Primario	Si	
• Rascador de cabeza Secundario	Si	
• Interruptor de tirón.....	Si	
• Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	
• Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	
• Defensa lateral de cabeza	Si	
• Descarga intermedia	No	
• Rascador de cola	Si	
• Barras de impacto 55 mm	Si	18.170 €

TB.2.1. APOYOS

Estructura de sustentación construida enteramente metálica con sistema de regulación para nivelación y alineamiento de la estructura del transportador. Fijación a hormigón mediante tacos spit.

1.870 €

TB.2.2. PASILLOS DE REVISIÓN

Pasillos de acceso y revisión con suelos de chapa punzonada y galvanizada con agujeros de evacuación de agua, antideslizantes y atornillados a estructura. Barandillas de protección de 1.100 mm de altura con travesaño intermedio y zócalo inferior. Pasillo alrededor del tambor motriz. Aproximadamente 4 m.

4.970 €

Total	25.010,00 €
--------------------	--------------------

TB.3. TRANSPORTADOR DE BANDA

Características:

• Posición	Retorno criba	
• Tipo	Media	
• Caudal necesario	250 Tn/h	
• Granulometría	25-100 mm	
• Longitud	14 m	
• Ancho de la banda	800 mm	
• Inclinación	10°	
• Características de la banda	Lisa EP500/3 4+2	
• Potencia instalada	7,5 Kw	
• Velocidad	1,6 m/seg.	
• Ø Tambor motriz Vulcanizado	320 mm	
• Ø Tambor de cola	320 mm	
• Sistema de tensión	Husillos	
• Encauzador	1,5 m	
• Diámetro rodillos portantes	89	
• Boca de descarga	Si	
• Rascador de cabeza Primario	No	
• Rascador de cabeza Secundario	No	
• Interruptor de tirón	Si	
• Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	
• Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	
• Defensa lateral de cabeza	Si	
• Descarga intermedia	No	
• Rascador de cola	Si	
• Barras de impacto 55 mm	Si	19.770 €

TB.3.1. APOYOS

Estructura de sustentación construida enteramente metálica con sistema de regulación para nivelación y alineamiento de la estructura del transportador. Fijación a hormigón mediante tacos spit.

2.180 €

TB.3.2. PASILLOS DE REVISIÓN

Pasillos de acceso y revisión con suelos de chapa punzonada y galvanizada con agujeros de evacuación de agua, antideslizantes y atornillados a estructura. Barandillas de protección de 1.100 mm de altura con travesaño intermedio y zócalo inferior. Pasillo alrededor del tambor motriz. Aproximadamente 10 m.

6.670 €

Total	28.620,00 €
--------------------	--------------------

TB.4. TRANSPORTADOR DE BANDA

Características:

• Posición	Acopio estéril	
• Tipo	Pesada	
• Caudal necesario	250 Tn/h	
• Granulometría	0-25 mm	
• Longitud	56 m	
• Ancho de la banda.....	800 mm	
• Inclinación	0°	
• Características de la banda	Lisa EP500/3 4+2	
• Potencia instalada	11 Kw	
• Velocidad.....	1,8m/seg.	
• Ø Tambor motriz Vulcanizado	500 mm	
• Ø Tambor de cola	500 mm	
• Sistema de tensión	Contrapesos	
• Encauzador	2 m	
• Diámetro rodillos portantes	108	
• Boca de descarga	Si	
• Rascador de cabeza Primario	Si	
• Rascador de cabeza Secundario	Si	
• Interruptor de tirón.....	Si	
• Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	
• Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	
• Defensa lateral de cabeza	Si	
• Descarga intermedia	No	
• Rascador de cola	Si	
• Barras de impacto 75 mm	Si	80.650 €

TB.4.1. APOYOS

Estructura de sustentación construida enteramente metálica con sistema de regulación para nivelación y alineamiento de la estructura del transportador. Fijación a hormigón mediante tacos spit.

11.870 €

TB.4.2. PASILLOS DE REVISIÓN

Pasillos de acceso y revisión con suelos de chapa punzonada y galvanizada con agujeros de evacuación de agua, antideslizantes y atornillados a estructura. Barandillas de protección de 1.100 mm de altura con travesaño intermedio y zócalo inferior. Pasillo alrededor del tambor motriz. Aproximadamente 52 m.

22.090 €

Total	114.610,00 €
--------------------	---------------------

TB.5. TRANSPORTADOR DE BANDA

Características:

• Posición	Salida JC-1613	
• Tipo	Pesada	
• Caudal necesario	1200 Tn/h	
• Granulometría	0-300 mm	
• Longitud	26 m	
• Ancho de la banda.....	1200 mm	
• Inclinación	0°	
• Características de la banda	Lisa EP630/4 6+2	
• Potencia instalada	18,5 Kw	
• Velocidad.....	2 m/seg.	
• Ø Tambor motriz Vulcanizado	500 mm	
• Ø Tambor de cola	500 mm	
• Sistema de tensión	Husillos	
• Encauzador	8 m	
• Diámetro rodillos portantes	133	
• Boca de descarga	Si	
• Rascador de cabeza Primario	No	
• Rascador de cabeza Secundario	Si	
• Interruptor de tirón.....	Si (x2)	
• Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	
• Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	
• Defensa lateral de cabeza	Si	
• Descarga intermedia	Si	
• Rascador de cola	Si	
• Barras de impacto 75 mm	Si (x8)	70.280 €

TB.5.1. APOYOS

Estructura de sustentación construida enteramente metálica con sistema de regulación para nivelación y alineamiento de la estructura del transportador. Fijación a hormigón mediante tacos spit.

3.420 €

TB.5.2. PASILLOS DE REVISIÓN

Pasillos de acceso y revisión con suelos de chapa punzonada y galvanizada con agujeros de evacuación de agua, antideslizantes y atornillados a estructura. Barandillas de protección de 1.100 mm de altura con travesaño intermedio y zócalo inferior. Pasillo alrededor del tambor motriz. Aproximadamente 22x2 = 44 m. **(A ambos lados)**

13.990 €

Total	87.690,00 €
--------------------	--------------------

TB.6. TRANSPORTADOR DE BANDA

Características:

• Posición	Pre-Stock	
• Tipo	Pesada	
• Caudal necesario	1200 Tn/h	
• Granulometría	0-300 mm	
• Longitud	259 m	
○ Viga simple	178 m	
○ Celosía	81 m	
• Ancho de la banda	1200 mm	
• Inclinación	(-11/-2) -8°	
• Características de la banda	Lisa EP630/4 6+2	
• Potencia instalada	-90 Kw	
• Velocidad	2m/seg.	
• Ø Tambor motriz Vulcanizado	650 mm	
• Ø Tambor de cola	650 mm	
• Sistema de tensión	Contrapesos	
• Encauzador	6 m	
• Diámetro rodillos portantes	133	
• Boca de descarga	Si	
• Rascador de cabeza Primario	No	
• Rascador de cabeza Secundario	Si	
• Interruptor de tirón	Si (x10)	
• Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	
• Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	
• Defensa lateral de cabeza	Si	
• Descarga intermedia	Si	
• Rascador de cola	Si	
• Barras de impacto 75 mm	Si (x6)	363.890 €

TB.6.1. APOYOS

Estructura de sustentación construida enteramente metálica con sistema de regulación para nivelación y alineamiento de la estructura del transportador. Fijación a hormigón mediante tacos spit.

66.180 €

TB.6.2. PASILLOS DE REVISIÓN

Pasillos de acceso y revisión con suelos de chapa punzonada y galvanizada con agujeros de evacuación de agua, antideslizantes y atornillados a estructura. Barandillas de protección de 1.100 mm de altura con travesaño intermedio y zócalo inferior. Pasillo alrededor del tambor motriz. Aproximadamente 82x2=164 m. **(A ambos lados)**

46.010 €

TB.6.3. ACCIONAMIENTO CON GENERACIÓN

Accionamiento con generación eléctrica de 110 Kw y motor freno para emergencias.

30.410 €

Total	506.490,00 €
--------------------	---------------------

TB.7. TRANSPORTADOR DE BANDA

Características:

• Posición	Túnel	
• Tipo	Pesada	
• Caudal necesario	500 Tn/h	
• Granulometría	0-300 mm	
• Longitud	82 m	
• Ancho de la banda.....	1200 mm	
• Inclinación	0-18°	
• Características de la banda	Lisa EP630/4 6+2	
• Potencia instalada	55 Kw	
• Velocidad.....	1,8m/seg.	
• Ø Tambor motriz Vulcanizado	500 mm	
• Ø Tambor de cola	500 mm	
• Sistema de tensión	Contrapesos	
• Encauzador	8 m	
• Diámetro rodillos portantes	133	
• Boca de descarga	Si	
• Rascador de cabeza Primario	No	
• Rascador de cabeza Secundario	Si	
• Interruptor de tirón.....	Si	
• Protección Cola	Superior / Inferior/ Lateral	
• Antiatrapamiento rodillos inferiores	No	
• Defensa lateral de cabeza	Si	
• Descarga intermedia	No	
• Rascador de cola	Si	
• Barras de impacto 75 mm	Si (x8)	143.090 €

TB.7.1. APOYOS

Estructura de sustentación construida enteramente metálica con sistema de regulación para nivelación y alineamiento de la estructura del transportador. Fijación a hormigón mediante tacos spit.

13.970 €

TB.7.2. PASILLOS DE REVISIÓN

Pasillos de acceso y revisión con suelos de chapa punzonada y galvanizada con agujeros de evacuación de agua, antideslizantes y atornillados a estructura. Barandillas de protección de 1.100 mm de altura con travesaño intermedio y zócalo inferior. Pasillo alrededor del tambor motriz. Aproximadamente 78x2 = 156 m. **(A ambos lados)**

43.770 €

Total	200.830,00 €
--------------------	---------------------

OTROS MATERIALES

Tornillería de montaje de los conjuntos.

Bulones y partes de ensamblaje.

Fijaciones y anclajes de la maquinaria

Imprevistos.

66.390 €

Total	66.390,00 €
--------------------	--------------------

INSTALACIÓN Y ARMARIO ELÉCTRICOS (550 Kw)

Nota importante: Se oferta para tensión III + N 400 V 50 Hz

ARMARIO:

- **CONSTRUCCIÓN:** De construcción modular y con placas de soporte para el aparellaje. Se suministra completamente cableado hasta un regletero de conexiones. Para su apertura serán necesarios elementos o útiles especiales y tendrán un grado de protección IP-55 (CEI-529).
- **CONTROL:** Para el control del funcionamiento de los aparatos eléctricos serán instalados en las puertas del armario los siguientes dispositivos:
 - Voltímetro
 - Amperímetro general
- **PROTECCIONES:** Se instalarán protección del tipo magneto-térmico, diferenciales y térmicas individuales para cada motor.
- **ARRANQUE:** Se instalarán arrancadores en función de las características de cada máquina, siendo nuestro estándar arranques directos para motores inferiores a 22 Kw, y arrancadores estáticos (suaves) para motores mayores de 22 Kw.
- **CABLEADO:** Todo el cableado se realizará teniendo en cuenta las intensidades de servicio que corresponden al arranque, sobrecargas y cortocircuitos, con bornas adaptadas a cada sección. Se identificarán con colores y etiquetas todos los conductores del armario.
- **EMERGENCIAS:** Se instalará en el armario un paro de emergencia con enclavamiento para toda la instalación.

INSTALACIÓN ELÉCTRICA

- **CABLEADO:** El cableado se oferta con cable de cobre flexible con aislamiento tipo vv 0,6/1 según Norma UNE 21123, con diferentes secciones en función de las potencias instaladas.
- **CANALIZACIONES:** Están previstas canalizaciones con bandeja de rejilla galvanizada y tubería rígida o flexible por las estructuras. Las conducciones en tubería subterráneas no forman parte de nuestro suministro y se incorporan a la obra civil.

110.000 €

Total	110.000,00 €
--------------------	---------------------

CONTROL POR AUTÓMATA Y ORDENADOR

Ordenador con pantalla a color de 24" con el software necesario para el control de la instalación incluyendo :

- ✓ Secuencia de arranque y parada programables en tiempo
- ✓ Control del consumo de los principales motores de la instalación
- ✓ Gestión de alarmas
- ✓ Sinóptico con indicaciones de funcionamiento
- ✓ Cuenta horas de todos los elementos
- ✓ Control de las principales operaciones de mantenimiento de cada máquina

En función de los equipos y accesorios que se instalen, gestionará producción (básculas), con gráficos relacionados en tiempo y producción. 23.000 €

Total	23.000,00 €
--------------------	--------------------

TRANSPORTE

Transporte de los elementos descritos en este presupuesto, hasta sus instalaciones.

Incluye los trabajos de embalaje y carga en camión, preparación de documentación, etc. ... 18.500 €

Total	18.500,00 €
--------------------	--------------------

MONTAJE

Montaje de los elementos descritos en sus instalaciones. 198.000 €

Total	198.000,00 €
--------------------	---------------------

RESUMEN ECONÓMICO

POS.	DESCRIPCIÓN	PRECIO
1	TOLVA PRIMARIA DE 250 m ³	294.200,00 €
2	ALIMENTADOR PRECRIBADOR VIBRANTE GF-616-I	169.590,00 €
3	TRITURADOR DE MANDÍBULAS JC-1613	764.960,00 €
4	CRIBA VIBRANTE VS-108-II	166.610,00 €
5	TOLVA DE 200 m ³	138.000,00 €
6	DOS ALIMENTADORES VIBRANTES VF-500	39.740,00 €
7	DOS ALIMENTADORES VIBRANTES VF-300 (TÚNEL)	43.600,00 €
TB.1	TRANSPORTADOR DE BANDA 18 m x 800 mm (S. MEDIA)	35.040,00 €
TB.2	TRANSPORTADOR DE BANDA 8 m x 800 mm (S. MEDIA)	25.010,00 €
TB.3	TRANSPORTADOR DE BANDA 14 m x 800 mm (S. MEDIA)	28.620,00 €
TB.4	TRANSPORTADOR DE BANDA 56 m x 800 mm (S. PESADA)	113.930,00 €
TB.5	TRANSPORTADOR DE BANDA 26 m x 1200 mm (S. PESADA)	87.690,00 €
TB.6	TRANSPORTADOR DE BANDA 259 m x 1200 mm (S. PESADA)	506.490,00 €
TB.7	TRANSPORTADOR DE BANDA 82 m x 1200 mm (S. PESADA)	199.450,00 €
-	OTROS MATERIALES	66.390,00 €
-	INSTALACIÓN Y ARMARIO ELÉCTRICOS	110.000,00 €
-	CONTROL POR AUTÓMATA Y ORDENADOR	23.000,00 €
TOTAL		2.812.320,00 €

DTO. ESPECIAL 15% SOBRE 2.812.320,00 € = 2.390.472,00 €

POS.	DESCRIPCIÓN	NETO
-	TRANSPORTE	18.500,00 €
-	MONTAJE	198.000,00 €
TOTAL		216.500,00 €

TOTAL 2.606.972,00 €

NO ESTÁ INCLUIDO EN EL PRESUPUESTO:

- I.V.A. 21%
- OBRA CIVIL: Anclajes, accesos, protecciones, escaleras, barandillas.
- Plataformas elevadoras de personas necesarias para el montaje de la instalación
- Acondicionamiento de terreno para correcta utilización de plataformas elevadoras y grúas
- Grúas necesarias para descarga y montaje
- Acometida a cuadro
- Red de tierras
- Permisos, Suministro eléctrico
- Vigilancia
- Cualquier elemento no reflejado en la propuesta

FORMA DE PAGO:

- A convenir

PLAZO DE ENTREGA:

- A convenir

VALIDED DE LA OFERTA:

- 60 días

NOTA: Ante la incertidumbre y constante variación de los precios de las materias primas debido a las circunstancias geopolíticas actuales, esta oferta está sujeta a la aprobación en los 15 días siguientes a su firma y aceptación, una vez verificados los precios de suministro de componentes.



DOCUMENTO III
PLANOS



INDICE PLANOS

Plano nº 1 Localización del proyecto. Escala 1: 25.000

Plano nº 2 Concesión de explotación de Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358. Escala 1:10.000

Plano nº 3 Topografía actual y perímetro de explotación. Escala 1:3.500

Plano nº 4 Implantación del proyecto. Escala 1: 3.000

Plano nº 5 Fase 3 de explotación. Escala: 1:3.000

Plano nº 6 Fase 4 de explotación. Escala: 1:3.000

Plano nº 7 Fase 5 de explotación. Escala: 1:3.000

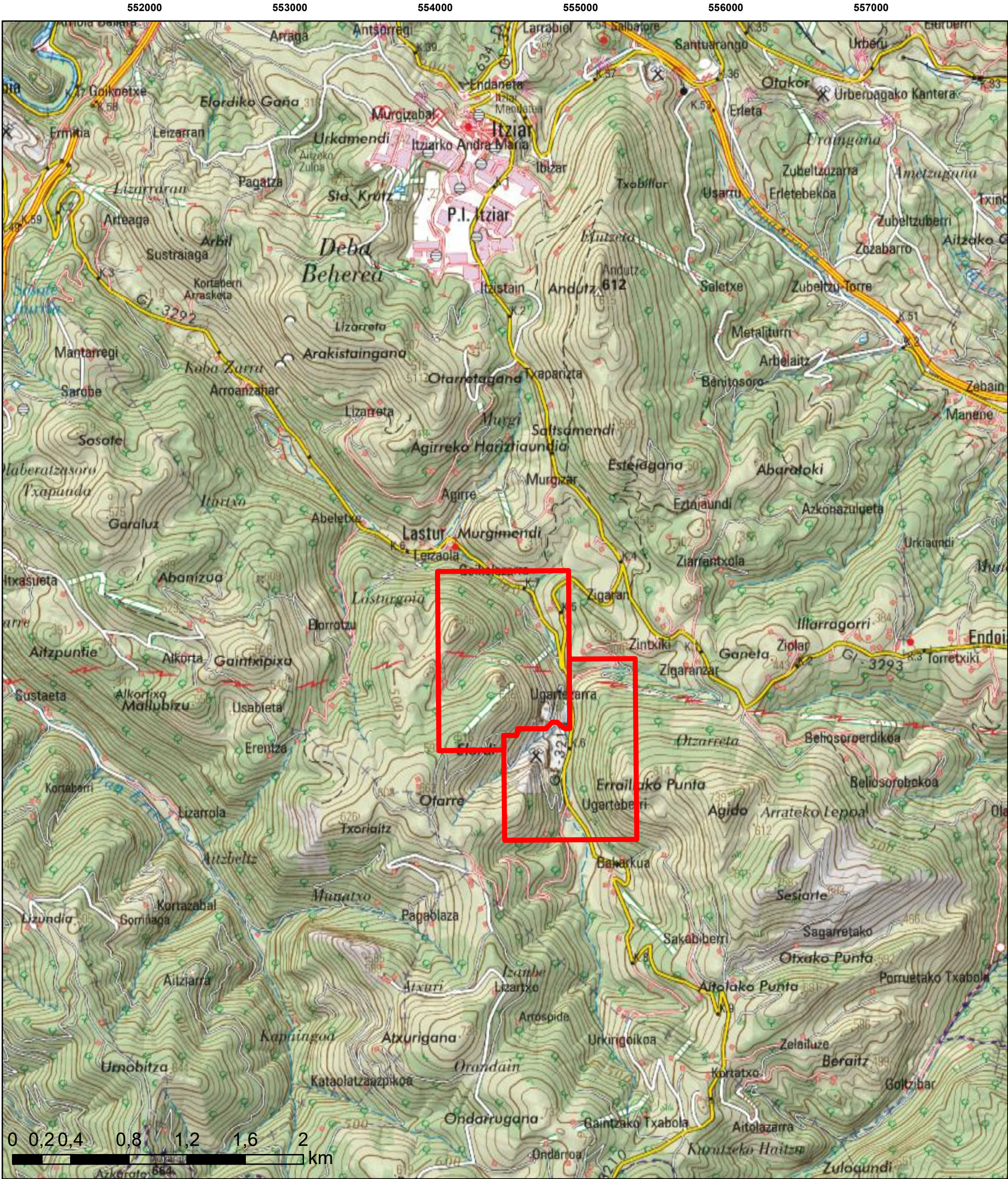
Plano nº 8 Reservas a futuro. Fase 6 de explotación. Escala: 1:3.000

Plano nº 9 Reservas a futuro. Fase 7 de explotación. Escala: 1:3.000

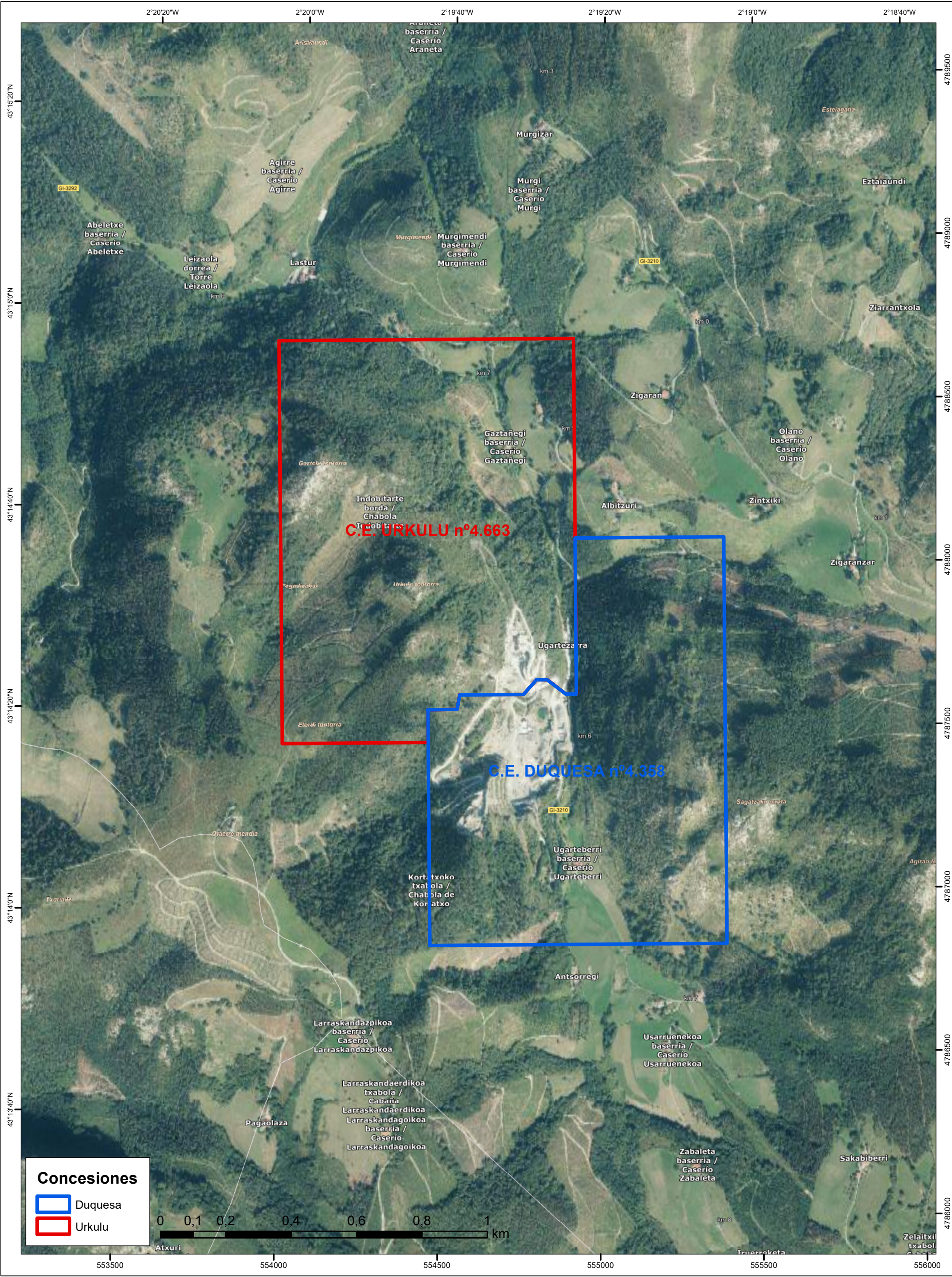
Plano nº 10 Reservas a futuro. Fase 8 de explotación. Escala: 1:3.000

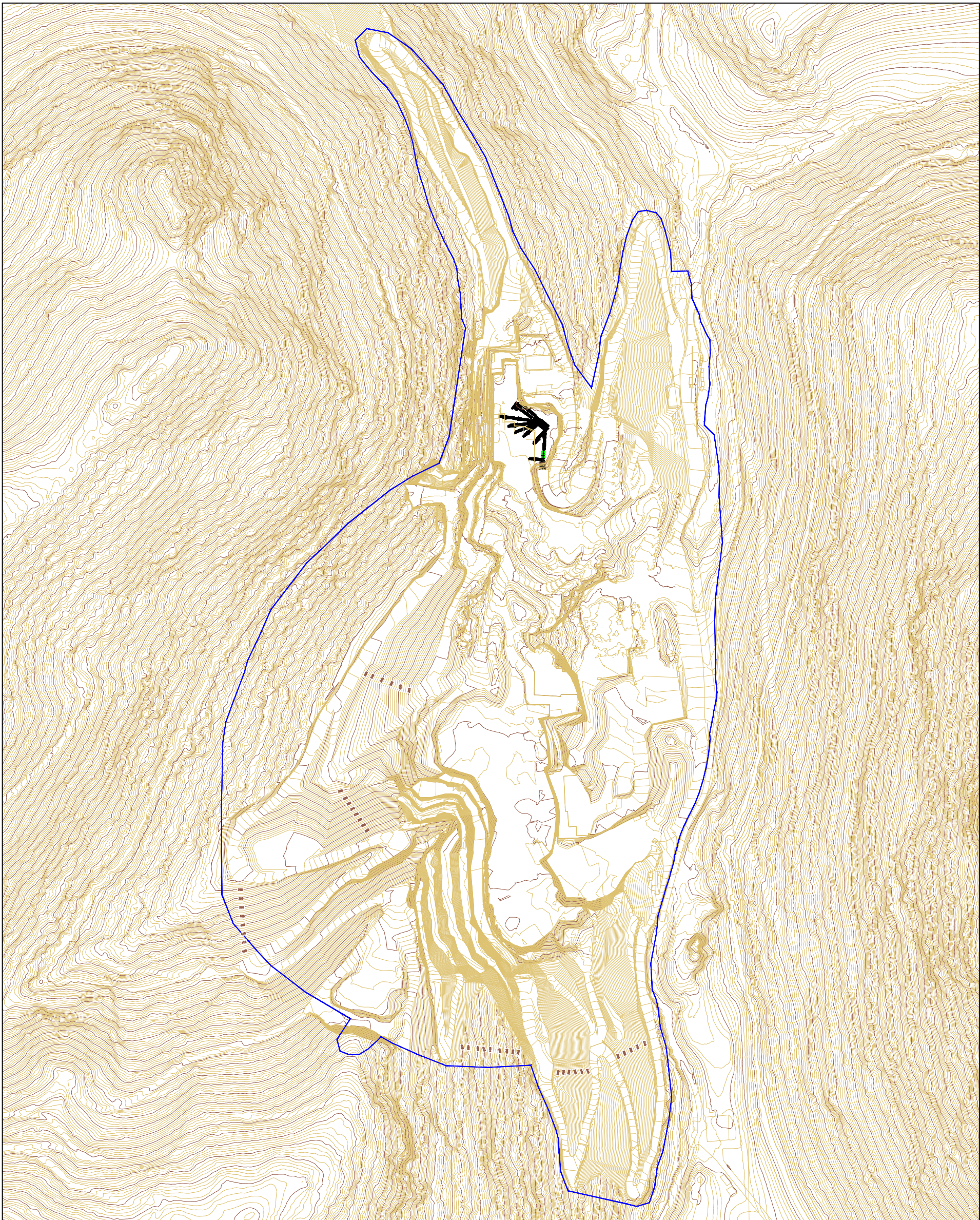
Plano nº 11 Plataforma de la planta primaria. Ruta de camiones. Escala: 1:500

Plano nº 12 Almacenamiento de los productos de la planta secundaria. Escala: 1:500



 CRN CONSULTORES INDEPENDIENTES EN GESTIÓN DE RECURSOS NATURALES S.A.		 Zeleta Ingeniería y Medio Ambiente S.A.	
TÍTULO DEL PROYECTO			
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358			
TÍTULO DEL PLANO			
Localización			
REALIZADO	REVISADO	ESCALA 1/25.000	CÓDIGO DE CRN
I. Blanco	I. Blanco	FORMATO A3 V	P2298MS01
FECHA	GARANTÍA DE CALIDAD	ETRS89- HUSO 30	PLANO Nº
Octubre-2024	CRN, S.A.		01





Planta secundaria



Perímetro de explotación



Curvas de nivel Menores 1 m



Curvas de nivel Mayores 5 m



TÍTULO DEL PROYECTO
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu n° 4.663 y Duquesa n° 4.358

TÍTULO DEL PLANO
Topografía actual y perímetro de explotación

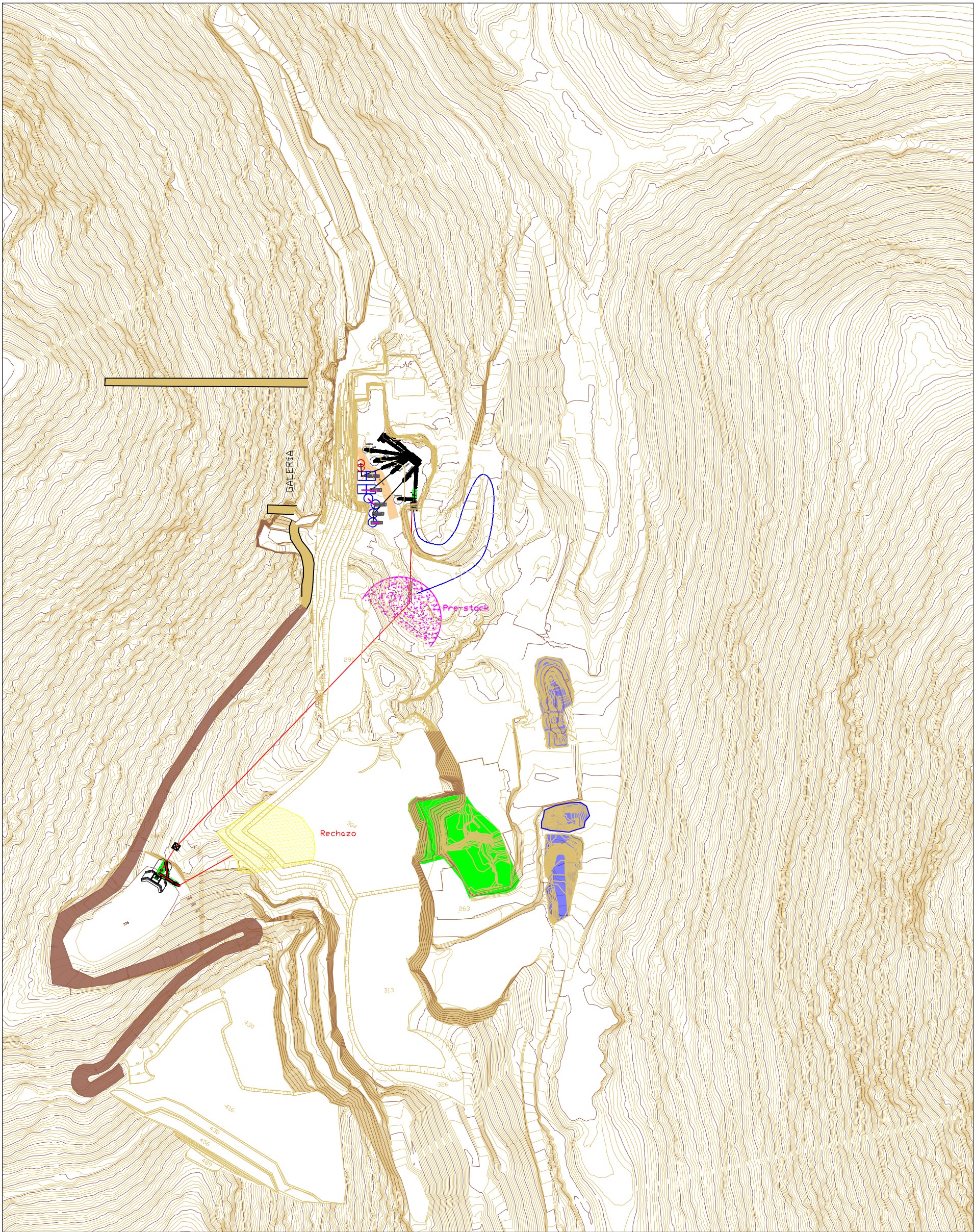
REALIZADO I. Blanco	REVISADO I. Blanco	ESCALA 1/3.500	CÓDIGO DE CRN P2298MS03
FECHA Octubre-2024	GARANTÍA DE CALIDAD CRN, S.A.	FORMATO A3 V	PLANO N° 03
		ETRS89- HUSO 30	



LEYENDA

	PLANTA PRIMARIA		RECHAZO
	PLANTA SECUNDARIA		PRE-STOCK
	TRANSPORTE POR CINTA		ESCOMBRERA
	RUTA POR CAMIÓN		ACOPIOS

 CRN CONSULTORES INDEPENDIENTES EN GESTIÓN DE RECURSOS NATURALES S.A.			
TÍTULO DEL PROYECTO			
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358			
TÍTULO DEL PLANO			
Implantación de la planta primaria, sistema de transporte y pre-stock.			
REALIZADO I. Blanco	REVISADO I. Blanco	ESCALA 1/3.000 FORMATO A3 V	CÓDIGO DE CRN P2298MS04
FECHA Octubre-2024	GARANTÍA DE CALIDAD CRN, S.A.	ETRS89- HUSO 30	PLANO Nº 04



LEYENDA

- 

PLANTA PRIMARIA
- 

PLANTA SECUNDARIA
- 

TRANSPORTE POR CINTA
- 

RUTA POR CAMIÓN
- 

RECHAZO
- 

PRE-STOCK
- 

ESCOMBRERA
- 

ACOPIOS

			
TÍTULO DEL PROYECTO			
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358			
TÍTULO DEL PLANO			
Fase 3 de explotación			
REALIZADO	REVISADO	ESCALA	CÓDIGO DE CRN
I.Blanco	I.Blanco	1:2.000	P2298MS05
FECHA	GARANTÍA DE CALIDAD	FORMATO	PLANO Nº
Noviembre-2024	CRN, S.A.	ETRS89- HUSO 30	05



LEYENDA

- 

PLANTA PRIMARIA
- 

PLANTA SECUNDARIA
- 

TRANSPORTE POR CINTA
- 

RUTA POR CAMIÓN
- 

RECHAZO
- 

PRE-STOCK
- 

ESCOMBRERA
- 

ACOPIOS



CRN

CONSULTORES INDEPENDIENTES EN GESTIÓN DE RECURSOS NATURALES S.A.



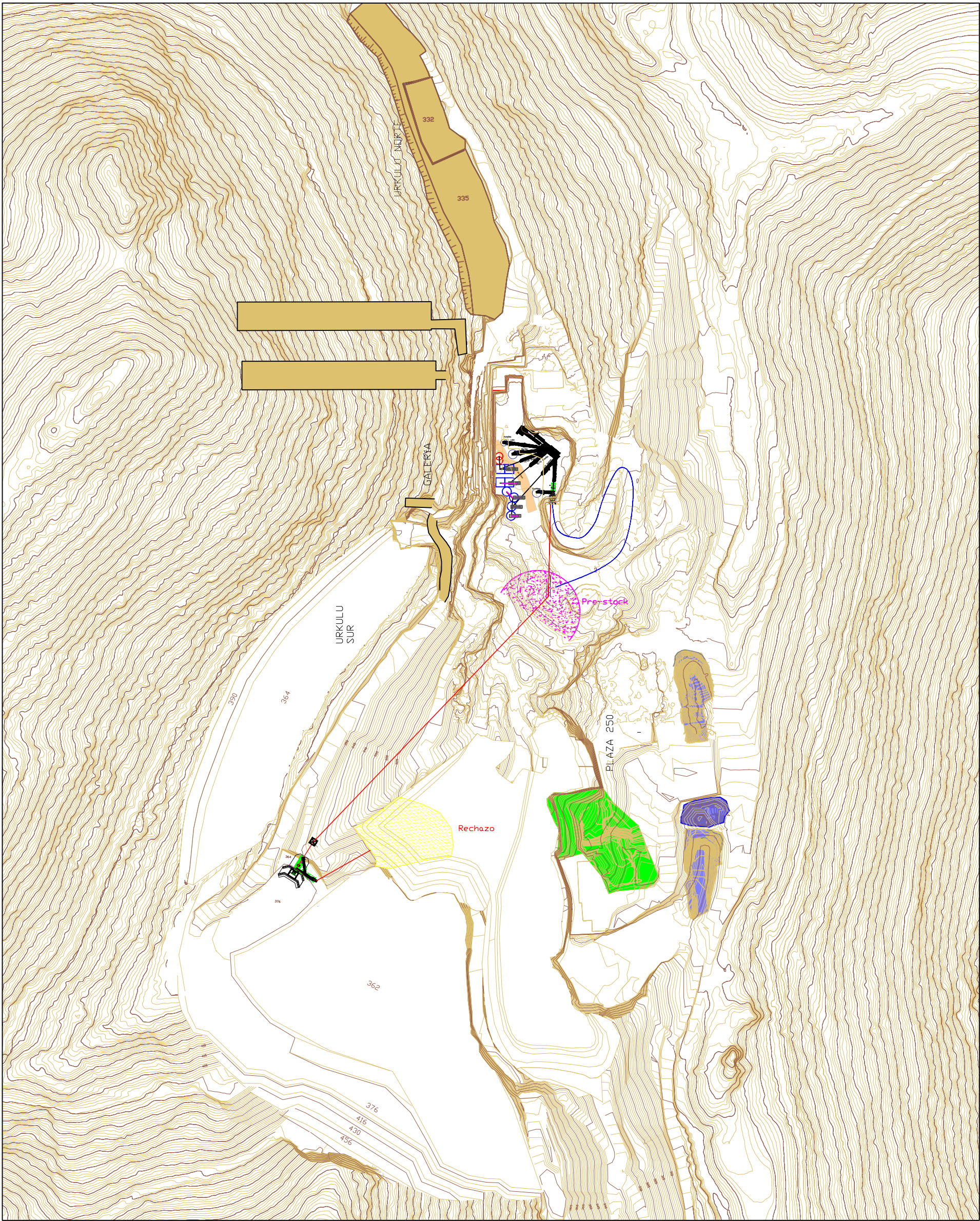
TÍTULO DEL PROYECTO

Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358

TÍTULO DEL PLANO

Fase 4

REALIZADO	REVISADO	ESCALA	CÓDIGO DE CRN
I.Blanco	I.Blanco	1:2.000	P2298MS06
FECHA	GARANTÍA DE CALIDAD	FORMATO	PLANO Nº
Noviembre-2024	CRN, S.A.	ETRS89- HUSO 30	06



LEYENDA

- 

PLANTA PRIMARIA
- 

PLANTA SECUNDARIA
- 

TRANSPORTE POR CINTA
- 

RUTA POR CAMIÓN
- 

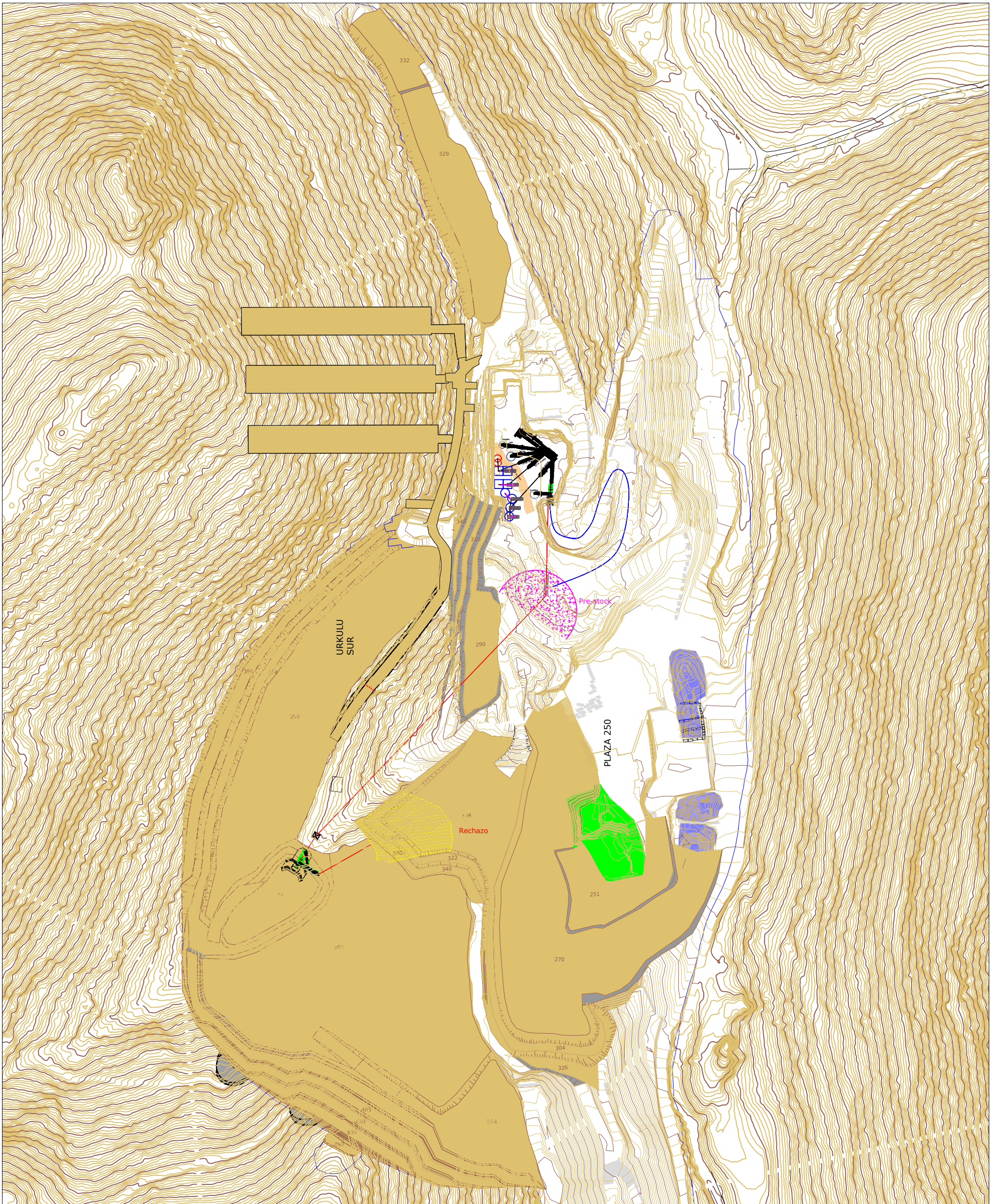
RECHAZO
- 

PRE-STOCK
- 

ESCOBRERA
- 

ACOPIOS

			
TÍTULO DEL PROYECTO			
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358			
TÍTULO DEL PLANO			
Fase 5 modificada (Año 2037)			
REALIZADO A. González	REVISADO I. Blanco	ESCALA 1:3.000 FORMATO A3 V	CÓDIGO DE CRN P2298MS07
FECHA Octubre-2024	GARANTÍA DE CALIDAD CRN, S.A.	ETRS89- HUSO 30	PLANO Nº 07



LEYENDA

- 

PLANTA PRIMARIA
- 

PLANTA SECUNDARIA
- 

TRANSPORTE POR CINTA
- 

ruta por camión
- 

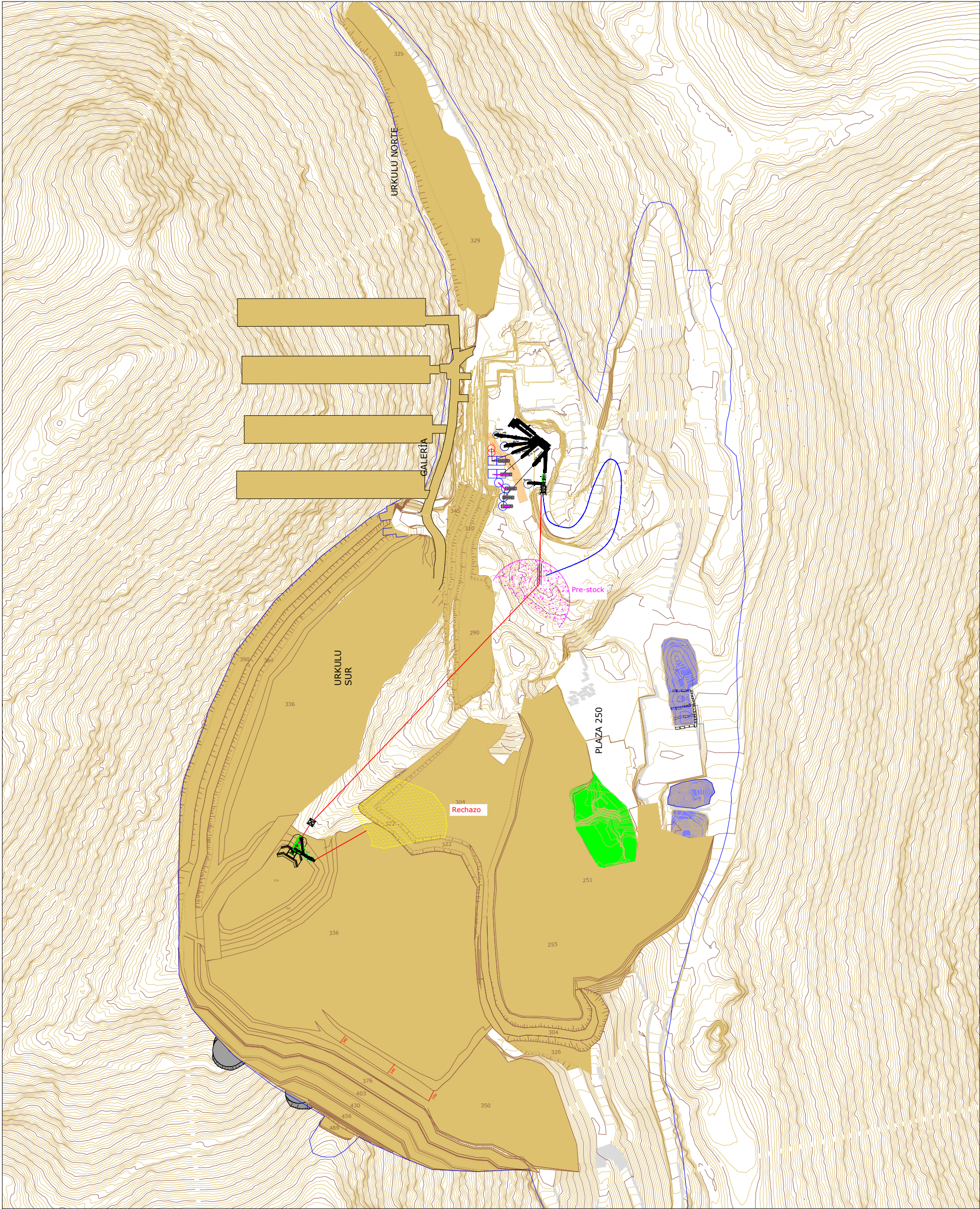
RECHAZO
- 

PRE-STOCK
- 

ESCOBRERA
- 

ACOPIOS

 CRN CONSULTORES INDEPENDIENTES EN GESTIÓN DE RECURSOS NATURALES S.A.			
TÍTULO DEL PROYECTO			
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358			
TÍTULO DEL PLANO			
Reservas a futuro. Fase 6 de explotación			
REALIZADO	REVISADO	ESCALA	CÓDIGO DE CRN
A.González	I.Blanco	1:3.000	P2298MS08
FECHA	GARANTÍA DE CALIDAD	FORMATO	PLANO Nº
Octubre-2024	CRN, S.A.	ETRS89- HUSO 30	08



LEYENDA

- 

PLANTA PRIMARIA
- 

PLANTA SECUNDARIA
- 

TRANSPORTE POR CINTA
- 

ruta por camión
- 

RECHAZO
- 

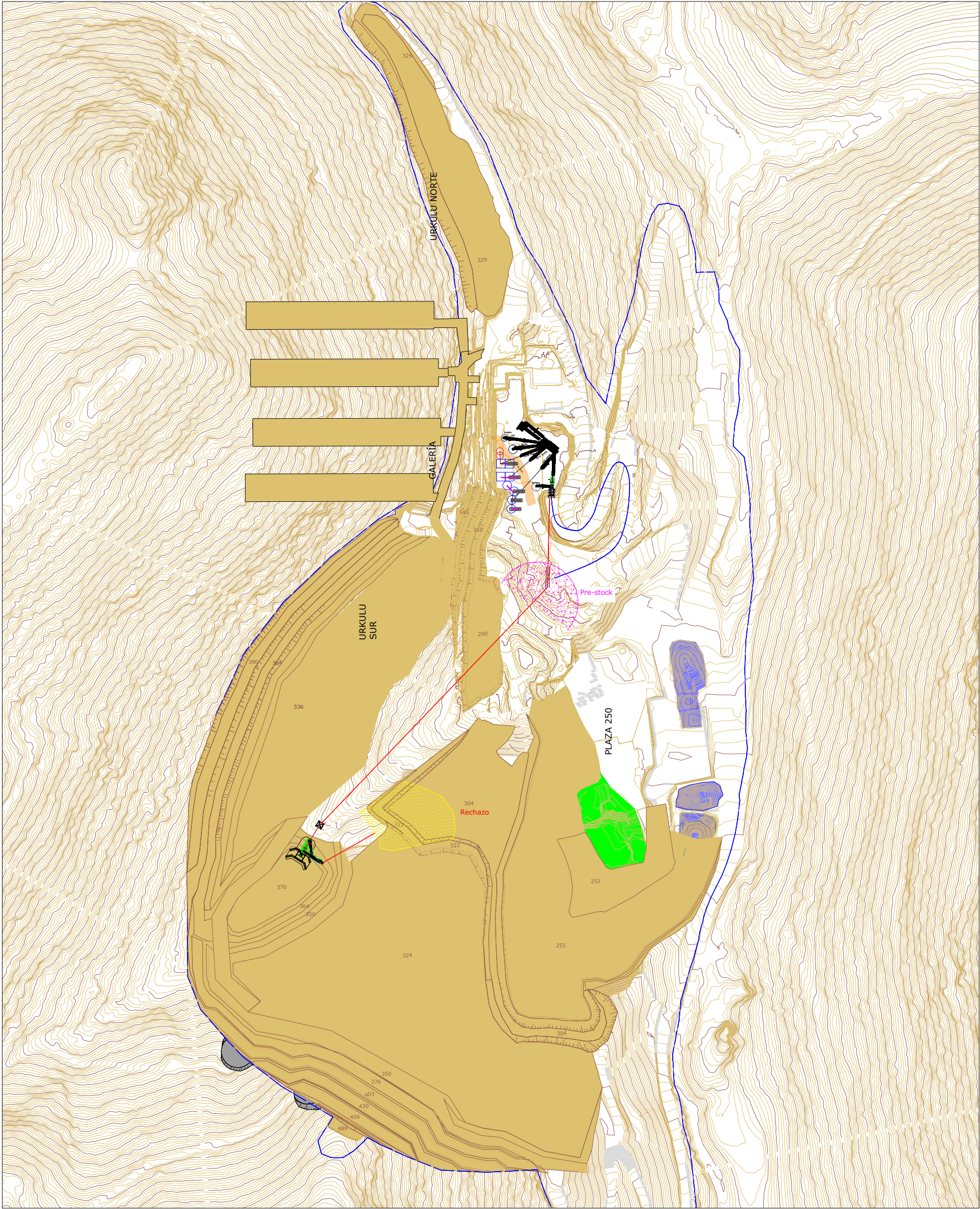
PRE-STOCK
- 

ESCOMBRERA
- 

ACOPIOS



TÍTULO DEL PROYECTO			
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358			
TÍTULO DEL PLANO			
Reservas a futuro. Fase 7 de explotación			
REALIZADO	REVISADO	ESCALA	CÓDIGO DE CRN
A. González	I. Blanco	1:3.000	P2298MS09
FECHA	GARANTÍA DE CALIDAD	FORMATO	PLANO Nº
Octubre-2024	CRN, S.A.	A3 V	09
		ETRS89- HUSO 30	



LEYENDA

- 

PLANTA PRIMARIA
- 

PLANTA SECUNDARIA
- 

TRANSPORTE POR CINTA
- 

RUTA POR CAMIÓN
- 

RECHAZO
- 

PRE-STOCK
- 

ESCOBRERA
- 

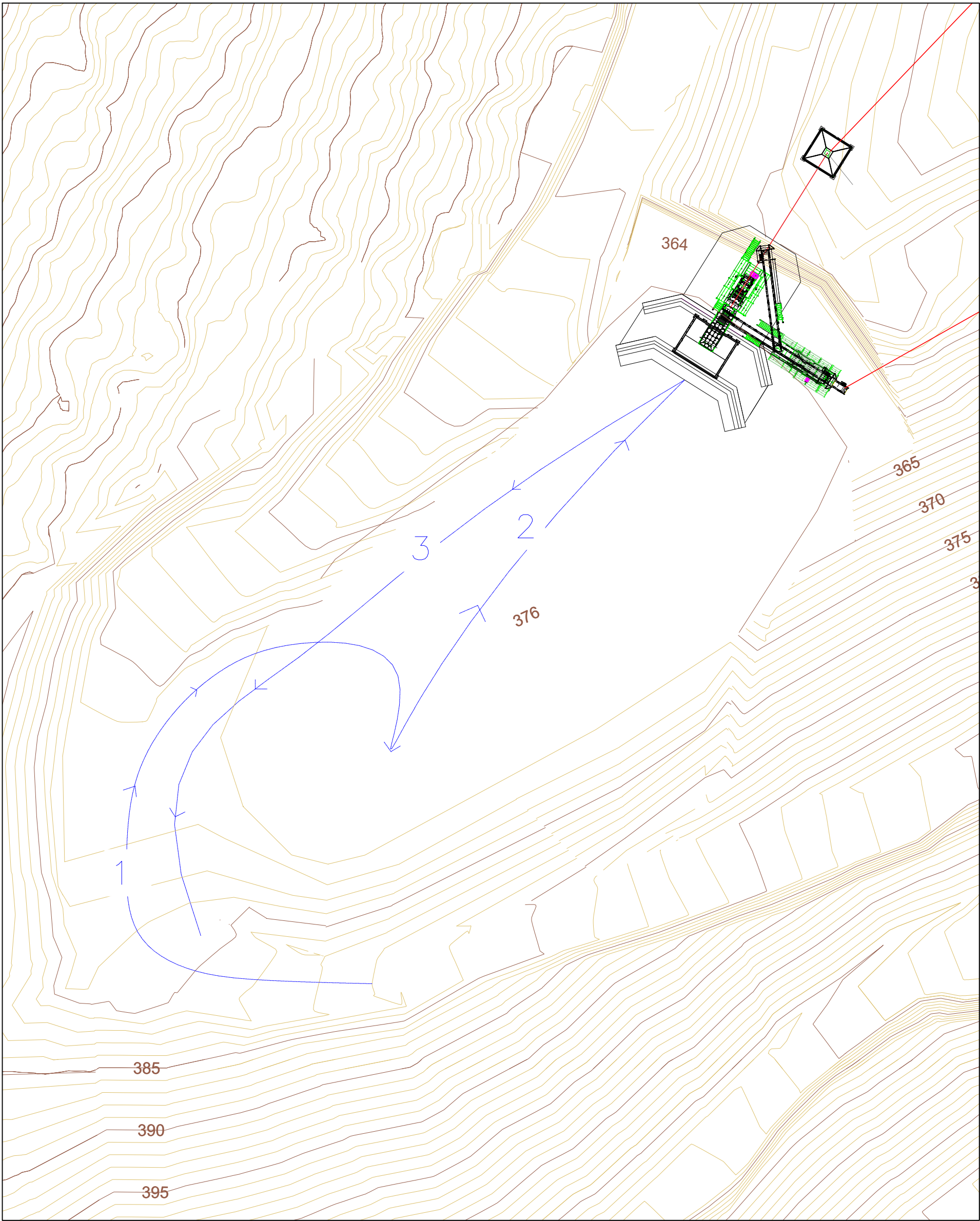
ACOPIOS



TÍTULO DEL PROYECTO
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358

TÍTULO DEL PLANO
Reservas a futuro. Fase 8 de explotación

REALIZADO A. González	REVISADO I. Blanco	ESCALA 1:3.000	CÓDIGO DE CRN P2298MS10
FECHA Octubre-2024	GARANTÍA DE CALIDAD CRN, S.A.	FORMATO A3 V	PLANO Nº 10
		ETRS89- HUSO 30	



LEYENDA



PLANTA PRIMARIA

1

ENTRADA CAMIÓN A LA PLATAFORMA

2

DESCARGA DEL CAMION EN LA PLANTA PRIMARIA

3

SALIDA DEL CAMIÓN



TÍTULO DEL PROYECTO			
Modificación del sistema de transporte vertical y trituración primaria del proyecto de explotación en vigor de la concesión de explotación Urkulu nº 4.663 y Duquesa nº 4.358			
TÍTULO DEL PLANO			
Plataforma planta primaria. Ruta camiones			
REALIZADO	REVISADO	ESCALA	CÓDIGO DE CRN
I. Blanco	I. Blanco	1:500	P2298MS11
FECHA	GARANTÍA DE CALIDAD	FORMATO	PLANO Nº
Octubre-2024	CRN, S.A.	A3 V	11
		ETRS89- HUSO 30	

