

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

КАФЕДРА ГІРНИЧОЇ СПРАВИ

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
до курсового проєкту з дисципліни
«Процеси відкритих гірничих робіт»

Студент гр.. 184В – 22 – 1
Берекет Дмитро Васильович. _____

Робота не містить академічного плагіату та фальсифікації

КЕРІВНИК:

Луценко Сергій Олекснадрович _____

Запоріжжя 2025 р.

ІНДИВІДУАЛЬНЕ ЗАВДАННЯ

на курсовий проєкт з дисципліни «Процеси відкритих гірничих робіт»

студенту _____ факультету _____ групи *гр. 184В - 22 - 1*

Варіант № 2

Вихідні дані:

Проектна річна потужність кар'єру по корисній копалині (A_{KK}) <u>9 млн.т/рік</u>	Проектна річна потужність кар'єру по скельному розкриву ($A_{СК}$) <u>8 млн.т/рік</u>
Густина корисної копалини (γ_{KK}) <u>3,3 т/м³</u>	густина скельного розкриву ($\gamma_{СК}$) <u>3,1 т/м³</u>
коеф. міцності корисної копалини за шкалою проф. Протод'яконова (f_{KK}) <u>16</u>	коеф. міцності скельного розкриву за шкалою проф. Протод'яконова ($f_{СК}$) <u>12</u>
Середньозважена відстань транспортування корисної копалини (L_{KK}) <u>5 км.</u>	Середньозважена відстань транспортування скельного розкриву ($L_{СК}$) <u>9 км.</u>

Дата видачі завдання: _____

Завдання видав, керівник _____ Луценко С.О.

Завдання прийняв, студент _____ Берекет Д.В.

Графік виконання розділів курсового проекту

№	Назва розділу	Дата початку роботи	Дата закінчення роботи	Відмітка про виконання/ оцінка за розділ
1.	Обґрунтування та вибір основного технологічного обладнання за процесами			
2.	Підготовка гірських порід до виймання			
3.	Виймально - навантажувальні роботи			
4.	Транспортування гірничої маси			
5.	Відвалоутворення розкривних порід			
6.	Висновки. Список використаних джерел. Додатки.			
7.	Остаточне оформлення проекту та підготовка до захисту			

Дата захисту проекту: _____

Оцінка за виконання проекту: _____

Оцінка за захист проекту: _____

Загальна оцінка: _____

ЗМІСТ

Розділ 1. Обґрунтування та вибір основного технологічного обладнання за процесами.....	5
Розділ 2. Підготовка гірських порід до виймання.	11
Розділ 3. Виймально-навантажувальні роботи.	18
Розділ 4. Транспортування гірничої маси.....	21
Розділ 5. Відвалоутворення розкривних порід.....	24
Висновок.	25
Список використаних джерел.	26

<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дат</i>						
<i>Разраб.</i>		<i>Белекет ЛВ.</i>			МІСТ			<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		<i>Луценко С.О.</i>								
<i>Реценз</i>								<i>гр. 184В - 22 - 1</i>		
<i>Н. Контр.</i>										
<i>Утверд.</i>										

Розділ 1. Обґрунтування та вибір основного технологічного обладнання за процесами.

Вихідними даними для курсового проектування є наступні показники (нижче, в позначенні індексу, *КК* відповідає корисній копалині, а *СК* – скельній розкривній породі):

- проектні річні потужності кар'єру $A_{КК} = 9$ млн. т/рік; $A_{СК} = 8$ млн. т/рік
- густина $\gamma_{КК} = 3,3$ т/м³; $\gamma_{СК} = 3,1$ т/м³;
- коеф. міцності породи за шкалою проф. Протод'яконова $f_{КК} = 16$; $f_{СК} = 12$;
- середньозважена відстань транспортування $L_{КК} = 5$ км; $L_{СК} = 9$ км.

Попередній аналіз отриманих вихідних даних з наведенням орієнтовних висновків щодо способів виконання виробничих процесів;

Залежність α_y та C від f та H_y (для умов даного курсового проекту)

f	$\alpha_y, ^\circ$	$C, \text{ м при } H_y$			
		10 м	12 м	15 м	20 м
до 6	45	4	5	6	8,5
7-9	65	3	3	3,5	4,5
10-14	75	3	3	3	4
15-20	85	2,5	2,5	3	4

Для умов курсового проектування доречно прийняти цілорічний режим роботи кар'єру з безперервним робочим тижнем (30 діб на місяць, 12 місяців на рік, відповідно $N_{рД} = 30 \times 12 = 360$ діб); кількість змін на добу: $N_{зМ} = 2$ зміни по $T_{зМ} = 12$ годин або $N_{зМ} = 3$ зміни по $T_{зМ} = 8$ годин.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	ОБґРУНТУВАННЯ ТА ВИБІР ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО	Лист.	Лист	Листов
Разраб.	Берекет Д.В.							
Провер.	Луценко С.О.							
Реценз								
Н. Контр.								
Утверд.								
						<i>гр. 184В - 22 - 1</i>		

1) Вибір моделей виймального і транспортного обладнання.

Формування комплексу технологічного обладнання починають з вибору виймально-навантажувальних машин, робочі параметри та продуктивність яких впливатимуть на вибір обладнання суміжних виробничих процесів. При цьому враховуються фізико-механічні властивості масиву, що розробляється, гірничо-геологічні умови залягання родовища корисних копалин (далі КК) та загальні обсяги гірничої маси, що підлягатимуть екскавації та транспортуванню.

Згідно вхідних даних в розробці перебуватимуть скельні породи великої міцності, які потребують вибухової підготовки до виймання і будуть транспортуватись на певну відстань. Отже, слід обираємо виймальне обладнання, яке ефективно працюватиме з розвалом підірваних гірських порід та яким буде зручно здійснювати навантаження у транспортні засоби. До такого слід віднести екскаватори та навантажувачі з об'ємом ковша 4 - 20 м³. В даних умовах використовується одноковшевий гусеничний екскаватор пряма механічна лопата (ЕКГ), що має високе зусилля копання та є зручним для навантаження у колісний транспорт. Також підбираємо вантажопід'ємність транспортної посудини та тип транспорту згідно таблиці 1.1, в якій наведено раціональне сполучення місткостей ковша екскаватора (E_K) й вантажопід'ємності транспортної посудини (q_A та q_B , відповідно для автосамоскиду і залізничного вагону), середньої відстані транспортування $(L_{KK} + L_{CK})/2$ та річної продуктивності кар'єра по гірничій масі ($A_{ГМ} = A_{KK} + A_{CK} = 9+8 = 17$).

Таблиця 1.1

Рекомендації до вибору параметрів виймально-транспортного обладнання

$A_{ГМ}$, млн.т/рік	$(L_{KK} + L_{CK})/2$, км	E_K , м ³	q_A , т	q_B , т
15-20	3-5	6-8	45-65	85

З'ясувавши співвідношення певних вихідних даних з рекомендованими параметрами обладнання з таблиці 1.1, робимо вибір конкретної моделі виймального обладнання та рухомого складу кар'єрного транспорту, використовуючи довідкову літературу.

Изм.	Лист		Подпис		

Зважаючи на обраний транспорт, визначаємось з поздовжнім похилом розкривних виробок – капітальних та в'їзних траншей ($i_K, \%$), що знадобиться нам в подальшому для розрахунку транспорту. Отже, для обраного залізничного транспорту $i_K = 30-60 \%$, для автосамоскидів $i_K = 60-100 \%$.

З метою забезпечення єдиного підходу до виконання видобувних та розкривних робіт у даному курсовому проєкті пропонується використовувати однаковий тип виймально-транспортного обладнання. Але його продуктивність та необхідну кількість слід в подальшому обчислювати окремо через інші чинники, що впливатимуть на результати проєктування (густина порід, різні відстані транспортування КК та розкриву, різні способи відвалоутворення та інше).

2) **Визначення параметрів уступів** (висота та кут укосу), залежно від робочих параметрів обраного виймального обладнання та характеристик гірських порід, що підлягатимуть екскавації.

Висоту уступу проєктуємо з урахуванням безпеки ведення гірничих робіт, фізико-механічних властивостей порід, які розробляються, параметрів виймального обладнання та інших чинників. Оптимальна висота уступу забезпечує мінімальні витрати на розробку родовища при безпечному веденні гірничих робіт з ефективним використанням робочих параметрів виймального обладнання. Оскільки до розробки планується залучення порід, що потребують вибухової підготовки, тобто виймання буде проводитись не з масиву, а з розвалу підірваних гірських порід, висота уступу визначатиметься як $H_y \leq 1,5 \cdot H_{ч,MAX}$, м, де $H_{ч,MAX}$ – максимальна висота черпання кар'єрного екскаватора, м. Розраховану висоту уступів заокруглюємо у менший бік до цілого значення метрів. Для даної роботи доцільними можуть бути наступні значення H_y – 10, 12, 15, 20 м.

$$H_y \leq 1,5 \cdot 13,16 = 19,74 \text{ м}$$

Обираємо доцільно **$H_y = 20$ м**

Кут укосу уступу для умов даного проєкту визначатимемо залежно від висоти уступу та міцності порід (табл. 1.2). Також, для наступних розрахунків, на даному етапі визначаємо ширину призми можливого обрушення уступу C , яка переважно залежатиме від тих же чинників.

Изм.	Лист		Подпис			

Таблиця 1.2.

Залежність α_y та C від f та H_y (для умов даного курсового проекту)

f	$\alpha_y, ^\circ$	$C, \text{ м при } H_y$			
		10 м	12 м	15 м	20 м
15-20	85	2,5	2,5	3	4

з) **Вибір бурового обладнання та вибухової речовини** (далі ВР) для процесу підготовки гірських порід до виймання.

Оскільки при попередньому аналізуванні вихідних даних встановлено, що розробці підлягають породи міцні, єдиним ефективним способом їх підготовки до виймання залишаються вибухові роботи. При цьому через різну міцність порід КК та розкриву можуть суттєво відрізнятись показники буровибухових робіт (далі БВР) по різновидах порід, тому їх розрахунки БВР слід виконувати окремо.

Найбільш поширеним серед методів ведення вибухових робіт на сучасних кар'єрах є метод вертикальних свердловинних зарядів, який передбачає розміщення заряду ВР у свердловинах, пробурених перпендикулярно горизонтальним площинам уступу. Для їх створення використовують бурові станки ударного, обертального або ударно-обертального буріння.

Тип та модель бурового станка обирають залежно від фізико - механічних властивостей порід, що буряться, виробничої потужності кар'єру та прийнятої моделі екскаватора. При цьому більш потужному екскаватору, місткість ковша якого допускає підвищену крупність підірваної гірничої маси, мають відповідати станки з долотами підвищеного діаметру (див. табл.1.3).

Таблиця 1.3.

Рекомендовані для курсового проектування сполучення бурового та виймального обладнання

$A_{ГМ},$ млн.	f	Модель обраного екскаватора	Модель бурового станка	Діаметр бурового долота, мм
10-20	8-16	ЕКГ-10	СБШ-250-32 СБУ- 160	243, 269, 155
		ЕКГ-12,5		
		ЕКГ-20		

Кількість бурового обладнання визначається на основі співвідношення між об'ємними показниками планованого видобутку різних порід та продуктивністю

Изм.	Лист		Подпис	

однгобурового верстату. Тому, слід на даному етапі перетворити задані величини виробничої потужності кар'єру по КК та розкриву у більш зручний для розрахунків вигляд:

$$A_{\text{КК}} = \frac{A_{\text{КК}}}{\gamma_{\text{КК}}} = \frac{9}{3,3} = 2,7 \text{ млн. м}^3 \quad A_{\text{КК}} = \frac{A_{\text{КК}}}{\gamma_{\text{КК}}} = \frac{8}{3,1} = 2, \text{ млн. м}^3$$

$$A_{\text{ГМ}} = A_{\text{КК}} + A_{\text{СК}} = 2,7 + 2,6 = 5,3 \text{ млн. м}^3$$

Вибір ВР для здійснення підготовки до виймання. Фізико-хімічні показники емульсійних ВР, що пропонуються для вибору у курсовому проектуванні, наведені в табл. 1.4.

Таблиця 1.4.

Характеристики емульсійних ВР

	Україніт пп- 2	Анемікс-80	Анемікс-70	Емоніт
Теплота вибуху, кДж/кг	4100-4400	3231	3117	3100
Об'єм газів, л/кг	721-750	1009	1004	1000
Щільність заряджання, кг/м ³	1300	1210	1220	1400

Для умов даного курсового проекту *приймаємо суцільні заряди вибухових свердловин.*

Для умов даного курсового проекту *обираємо багаторядне підривання* (кількість рядів вибухових свердловин $N_p = 3$).

4) вибір способу відвалоутворення й типу відвального обладнання, здійснюється залежно від виду транспорту, яким розкривні породи доставляють на відвал та річного об'єму розкривних порід, що транспортується з кар'єру. Для умов даного курсового проекту, при доставці порід розкриву на відвал:

а) *залізничним транспортом* рекомендовано використовувати *екскаваторне відвалоутворення*, а в якості відвальних екскаваторів доцільно приймати виймальні машини з тією ж місткістю ковша, що й при виконанні виймально-навантажувальних робіт в кар'єрі;

б) *автомобільним транспортом* рекомендовано застосовувати бульдозерне відвалоутворення, для якого існує два способи виконання відвальних робіт: *площадний та периферійний.*

При *площадному способі* автосамоскиди розвантажуються по всій площі відвалу, після чого відсипана площа планується (розрівнюється) бульдозерами.

Изм.	Лист		Подпис		

Відвал в цьому випадку одразу займає певну площу та розвивається по вертикалі. Цей спосіб використовується, як правило, лише при укладанні у відвал малостійких порід, оскільки через великий обсяг планувальних робіт є більш витратним, ніж периферійний.

Периферійний спосіб бульдозерного відвалоутворення використовується на відвалах стійких порід та полягає у наступному: автосамоскиди вантажопід'ємністю до 75 т розвантажуються на відстані 1-2 м від верхньої брівки відвалу, а машини більшої вантажопід'ємності – на відстані 3-5 м від верхньої брівки відвалу (для уникання небезпеки руйнування відвалу та сповзання машини з вантажем під укіс уступу). Частина розвантажених порід прямує під укіс, а інша частина – залишається на поверхні відвального уступу. Після розвантаження певної кількості автосамоскидів, породу, що залишилася на верхній площадці відвального уступу бульдозерами переміщують під укіс, залишаючи при цьому поблизу брівки уступу породний вал висотою не менше 0,5 діаметру колеса самоскида та шириною 2-3 м (для запобігання падіння автосамоскида з відвалу при розвантаженні). Крім того поверхня відвалу повинна мати похил 3-5° в бік центру відвалу.

При виборі моделі бульдозерів враховуємо масштаби відвальних робіт та середню відстань переміщення породи при виконанні відвальних робіт (L_{CB} , м), яка залежатиме від того, на якій відстані від верхньої брівки відвалу розвантажуються автосамоскид (L_{PA} , м) (табл. 1.5).

Таблиця 1.5

Рекомендації щодо вибору моделі бульдозеру для відвальних робіт

Обсяг розкриття, що доставляється на відвал (A_{CK}), млн. м ³	Продуктивність відвального бульдозера, м ³ /зміну
3,5 та більше	1450 та більше

L_{PA} , м	L_{CB} , м	Продуктивність бульдозера, м ³ /зміну			
		Д-275А	Д-521А	Д-572	Д-701
0-1	до 5	1150	1450	1650	1850
1-5	5-10	1000	1300	1500	1700
3-5	10-15	800	1100	1200	1400

Розділ 2. Підготовка гірських порід до виймання.

З огляду на те, що метод вертикальних свердловинних зарядів застосовується на 90% кар'єрів країни, його слід вважати основним і рекомендується використовувати його як базовий метод для розрахунків у вашому курсовому проекті

Зважаючи на те, що фізико-механічні властивості порід корисної копалини та розкриву суттєво відрізняються, вибір бурового обладнання, параметри уступів і свердловин, а також очікувана продуктивність будуть різними для кожного типу породи. Таким чином, усі розрахунки в цьому розділі необхідно проводити індивідуально, маркуючи результати відповідними індексами (СК для порід розкриву та КК для корисної копалини).

Розрахунок параметрів вибухових робіт [12].

Модель бурового станка дозволяє визначити діаметр заряду ВР:

$$d_z = k_p \cdot d_D$$

$$d_{зкк} = 1,018 \cdot 0,269 = 0,274 \text{ м}$$

$$d_{зск} = 1,03 \cdot 0,269 = 0,277 \text{ м}$$

де k_p - коефіцієнт розширення свердловини, що залежить від міцності й ступеня тріщинуватості гірських порід; d_D - діаметр долота, коронки або різця обраного бурового обладнання, м.

$$k_p = 1,06 - (f - 2) \cdot 0,003$$

$$k_{ркк} = 1,06 - (16 - 2) \cdot 0,003 = 1,018$$

$$k_{рск} = 1,06 - (12 - 2) \cdot 0,003 = 1,03$$

де f – коефіцієнт міцності порід за шкалою М.М. Протодьяконова.

Для зарядів першого ряду свердловин обчислюють значення опору по підосві (ОПП), що відповідає безпечним умовам роботи бурового обладнання на уступі:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	ПІДГОТОВКА ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ	Лист.	Лист	Листов
Разраб.	Берекет Д.В.							
Провер.	Луценко С.О.							
Реценз								
Н. Контр.								
Утверд.								
						гр. 184В - 22 - 1		

$$W_{TB} = H_y \cdot ctg\alpha_y + C = 20 \cdot ctg85^\circ + 4 = 5,7 \text{ м}$$

де H_y - висота уступу, м; α_y - кут укосу уступу, град; C – мінімальна безпечна відстань від верхньої бровки уступу до першого ряду свердловин, м (див. табл. 2.2).

Визначаємо значення опору по підшві W_2 для наступних рядів свердловин, що переборює заряд даного діаметра з досягненням крупності дроблення, яка забезпечує раціональні режими роботи вантажно- транспортного комплексу:

$$W_2 = 1,05 \cdot d_3 \cdot \sqrt[4]{\frac{\Delta \cdot Q}{f}} \text{ м}$$

$$W_{2KK} = 1,05 \cdot 0,274 \cdot \sqrt[4]{\frac{1210 \cdot 3231}{16}} = 6,4 \text{ м}$$

$$W_{2CK} = 1,05 \cdot 0,277 \cdot \sqrt[4]{\frac{1210 \cdot 3231}{12}} = 7,0 \text{ м}$$

де Δ та Q – відповідно щільність заряджання ($\text{кг}/\text{м}^3$) та теплота вибуху обраної ВР ($\text{кДж}/\text{кг}$). Дані параметри наведені в табл. 1.4.

Заокруглюємо отримані значення W з точністю до 0,5 м, та приймаємо параметри мережі розміщення свердловин у вибуховому блоці. Вважатимемо, що вибухові роботи у блоці виконуються за квадратною мережею розміщення свердловин. Тоді, наприклад, при отриманому результаті розрахунку $W_2 = 6,5$ м, мережа вибухових свердловин складатиме $6,5 \times 6,5$ м.

Для подальших розрахунків W_{TB} та W_2 порівнюють, більше з них приймають за $W_1 = 7,0$ м.

Визначаємо питому витрату ВР, тобто кількість ВР на одиницю об'єму гірських порід, що підривається:

$$q = 12 \cdot \sqrt[4]{\frac{f^3 \cdot \Delta}{Q^3}} \text{ кг}/\text{м}^3$$

$$q_{KK} = 12 \cdot \sqrt[4]{\frac{16^3 \cdot 1210}{3231^3}} = 1,32 \text{ кг}/\text{м}^3$$

$$q_{CK} = 12 \cdot \sqrt[4]{\frac{12^3 \cdot 1210}{3231^3}} = 1,06 \text{ кг}/\text{м}^3$$

Довжина вертикальних свердловин на кар'єрах більше висоти уступу на величину перебуру: $l_c = H_y + l_{\text{ПЕР}}$, м

Изм.	Лист		Подпис		

$$l_{\text{СКК}} = 20 + 3,2 = 23,2, \quad \text{м}$$

$$l_{\text{СК}} = 20 + 2,8 = 22,8, \quad \text{м}$$

$$l_{\text{ПЕР}} = 0,15 \cdot H_y + 0,1 \cdot f - 5 \cdot d_3$$

$$l_{\text{ПЕРКК}} = 0,15 \cdot 20 + 0,1 \cdot 16 - 5 \cdot 0,274 = 3,2 \text{ м}$$

$$l_{\text{ПЕРСК}} = 0,15 \cdot 20 + 0,1 \cdot 12 - 5 \cdot 0,277 = 2,8 \text{ м}$$

Практикою встановлено, що застосування перебудів глибиною більше 3,0 м не приводить до помітного поліпшення якості пророблення підосви уступу в цілому, але в той же час значно порушує масив порід у місці розташування свердловин, ускладнюючи забурювання свердловин при виконанні робіт на горизонті, який розташовано нижче. Тому довжину перебуду варто приймати не більше 3,0 м.

Кількість ВР, що розміщається в 1 м свердловини:

$$P = \frac{\pi \cdot d_3^2}{4} \cdot \Delta, \quad \text{кг/м}$$

$$P_{\text{КК}} = \frac{\pi \cdot 0,274^2}{4} \cdot 1210 = 71,3 \frac{\text{кг}}{\text{м}} \quad P_{\text{СК}} = \frac{\pi \cdot 0,277^2}{4} \cdot 1210 = 73,0 \text{ кг/м}$$

Довжина заряду ВР в свердловині: $l_{\text{ЗАР}} = \frac{W_2^2 \cdot H_y \cdot q}{P}$

$$l_{\text{ЗАРКК}} = \frac{6,4^2 \cdot 20 \cdot 1,32}{71,3} = 15,2 \text{ м} \quad l_{\text{ЗАРСК}} = \frac{7,0^2 \cdot 20 \cdot 1,06}{73,0} = 14,1 \text{ м}$$

Маса заряду ВР в свердловині: $Q_{\text{ЗАР}} = P \cdot l_{\text{ЗАР}}$

Довжина забивки визначається, як різниця між визначеною довжиною свердловини й довжиною заряду: $l_{\text{ЗАБ}} = l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАР}}$

$$l_{\text{ЗАБКК}} = 23,2 - 15,2 = 8,0 \text{ м} \quad l_{\text{ЗАБСК}} = 22,8 - 14,1 = 8,7 \text{ м}$$

Виконані обчислення дозволяють визначити відстань між свердловинами в першому ряді a_1 , що задовольняє двом умовам: достатності заряду для якісного руйнування порід перед першим рядом свердловин і місткості заряду в

свердловині розрахованого діаметра:

$$a_1 = \frac{(l_{\text{СВ}} - l_{\text{ЗАБ}}) \cdot P}{W_1 \cdot H_y \cdot q}, \text{ м.}$$

$$a_{l_{\text{КК}}} = \frac{(23,2 - 8) \cdot 71,3}{7,0 \cdot 20 \cdot 1,32} = 5,84 \text{ м}$$

$$a_{l_{\text{СК}}} = \frac{(22,8 - 8,7) \cdot 73,0}{7,0 \cdot 20 \cdot 1,06} = 6,90 \text{ м}$$

Изм.	Лист		Подпис		

Отриману величину порівнюють з лінією опору по підшві уступу для першого ряду W_1 , визначають коефіцієнт зближення зарядів у першому ряді:

$$m_1 = \frac{a_1}{W_1}$$

$$m_{1\text{КК}} = \frac{5,84}{7,0} = 0,84$$

$$m_{1\text{СК}} = \frac{6,9}{7,0} = 0,99$$

Допустимим вважається співвідношення $m_1 \geq 0,65$. В цьому випадку диспропорція між ОПП для зарядів першого ряду й відстанню між ними не дуже значна й дозволяє успішно перебороти розрахункове значення опору по підшві без використання додаткових технологічних прийомів.

Визначаємо параметри блоку, враховуючи, що геометричний об'єм блоку має забезпечувати ефективну роботу наступного виробничого процесу – виймально-навантажувальних робіт. Спочатку обчислюємо об'єм блоку за умови забезпеченості екскаватора підготовленою до виймання гірничою масою:

$$V_{\text{БЛ.СК}} = Q_{\text{Е.ЗМ}} \cdot N_{\text{ЗМ}} \cdot N_{\text{ДЕ}} = 5171,4 \cdot 2 \cdot 30 = 310284, \quad \text{м}^3$$

$$V_{\text{БЛ.КК}} = Q_{\text{Е.ЗМ}} \cdot N_{\text{ЗМ}} \cdot N_{\text{ДЕ}} = 4375,8 \cdot 2 \cdot 30 = 262548, \quad \text{м}^3$$

де $Q_{\text{Е.ЗМ}}$ – змінна експлуатаційна продуктивність екскаватора, м^3 (визначається залежно від обраної моделі екскаватора в п. 2.4); $N_{\text{ЗМ}}$ – кількість робочих змін екскаватора на добу; $N_{\text{ДЕ}}$ – норматив забезпеченості екскаватора підірваною гірничою масою ($N_{\text{ДЕ}} = 30$ діб).

Визначаємо ширину та довжину блоку:

$$B_{\text{БЛ}} = W_1 + W_2 \cdot (N_p - 1) = 7,0 + 6,4 \cdot (3 - 1) = 19,8, \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ}} = \frac{V_{\text{БЛ}}}{B_{\text{БЛ}} \cdot H_y}, \text{ м}$$

$$L_{\text{БЛ.СК}} = \frac{310284}{19,8 \cdot 20} = 783,5, \text{ м} \quad L_{\text{БЛ.КК}} = \frac{262548}{19,8 \cdot 20} = 663, \text{ м}$$

Знаходимо кількість свердловин, що підриваються у кожному ряді блоку:

$$N_{\text{СВ}} = \left(\frac{L_{\text{БЛ}}}{a} \right) + 1$$

$$N_{\text{СВ.СК}} = \left(\frac{783,5}{7,0} \right) + 1 = 113$$

$$N_{\text{СВ.КК}} = \left(\frac{663}{7,0} \right) + 1 = 96$$

де a – відстань між свердловинами в ряді (згідно прийнятої квадратної мережі свердловин, відстань між рядами свердловин та відстань між

Изм.	Лист		Подпис		

свердловинами в ряді однакові й дорівнюють W_2 для другого і третього рядів та a_1 – для першого ряду).

Розраховану кількість N_{CB} необхідно заокруглити до цілого значення та відповідно скоригувати об'єм блоку, що підривається.

Загальна кількість ВР для виконання вибухових робіт залежатиме від виробничої потужності кар'єру (m^3) та питомих витрат ВР ($кг/м^3$) для конкретного виду порід:

$$Q_{ВР.РІЧ} = \frac{A_{СК} \cdot q_{СК} + A_{КК} \cdot q_{КК}}{1000} = \frac{2700000 \cdot 1,32 + 2600000 \cdot 1,06}{1000} = 6320 \text{ т}$$

Визначення кількості бурового обладнання слід виконувати залежно від річної потреби кар'єру в метражі свердловин (по різновидах порід) та річної продуктивності прийнятого бурового станку: $N_{БУР} = \frac{\Sigma l_{CB}}{Q_{БУР.ЗМ} \cdot N_{ЗМ} \cdot N_{РД}}$

$$N_{БУР.СК} = \frac{65924,2}{42,5 \cdot 2 \cdot 360} = 2,15 \text{ шт}$$

$$N_{БУР.КК} = \frac{82307,7}{41,7 \cdot 2 \cdot 360} = 2,74 \text{ шт.}$$

Приймаємо: $N_{БУР.СК} = 3 \text{ шт.}$, $N_{БУР.КК} = 3 \text{ шт.}$

де Σl_{CB} – сумарна кількість метрів свердловин, необхідна для забезпечення річної продуктивності кар'єру: $\Sigma l_{CB} = \frac{A}{V_{1М}} \cdot K_{ВТР}$

$$\Sigma l_{CB.СК} = \frac{2600000}{42,2} \cdot 1,07 = 65924,2 \text{ м}$$

$$\Sigma l_{CB.КК} = \frac{2700000}{35,1} \cdot 1,07 = 82307,7 \text{ м}$$

де A – річна потужність кар'єру по різновидах порід ($A_{СК}$ та $A_{КК}$), m^3 ; $K_{ВТР}$ – коефіцієнт втрат метражу свердловин, ($K_{ВТР} = 1,07$); $V_{1М}$ – середньозважений вихід гірничої маси з 1 м свердловини (по різновидах порід): $V_{1М} = \frac{V_1 + (N_P - 1) \cdot V_2}{N_P}$

$$V_{1М.СК} = \frac{42,0 + (3-1) \cdot 42,3}{3} = 42,2 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1М.КК} = \frac{34,9 + (3-1) \cdot 35,2}{3} = 35,1 \text{ м}^3/\text{м}$$

де $V_1 = \frac{W_1 \cdot a_1 \cdot H_y}{l_{CB}}$ – вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 1-го ряду свердловин, m^3/m ;

Изм.	Лист		Подпис		

$V_2 = \frac{W_2^2 \cdot H_y}{l_{CB}}$ – вихід гірничої маси з 1 м свердловини для 2-3 рядів свердловин при квадратній вибуховій мережі, м³/м.

$$V_{1СК} = \frac{7 \cdot 6,9 \cdot 20}{22,8} = 42,0 \text{ м}^3/\text{м} \qquad V_{2СК} = \frac{7,0^2 \cdot 20}{22,8} = 42,3 \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{1КК} = \frac{7 \cdot 5,84 \cdot 20}{23,2} = 34,9 \text{ м}^3/\text{м} \qquad V_{2КК} = \frac{6,4^2 \cdot 20}{23,2} = 35,2 \text{ м}^3/\text{м}$$

$Q_{БУР.ЗМ}$ – змінна продуктивність бурового станка (без врахування позапланових простоїв): $Q_{БУР.ЗМ} = \frac{T_{ЗМ} - T_{ПЗ} - T_{РЕГ}}{\frac{1}{v_B} + T_{ДОП}}$

$$Q_{БУР.ЗМ.СК} = \frac{720 - 35 - 15}{\frac{1}{0,084} + 4} = 42,5 \text{ м/зміну}$$

$$Q_{БУР.ЗМ.КК} = \frac{720 - 35 - 15}{\frac{1}{0,082} + 4} = 41,7 \text{ м/зміну}$$

де $T_{ЗМ}$ – тривалість робочої зміни бурового станка, хв.; $T_{ПЗ}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій ($T_{ПЗ} = 25 \div 35$ хв.); $T_{РЕГ}$ – тривалість регламентованих перерв за зміну ($T_{РЕГ} = 10 \div 15$ хв.); $T_{ДОП}$ – тривалість допоміжних операцій при бурінні в розрахунку на 1 м свердловини (при шарошковому бурінні $T_{ДОП} = 1 \div 4$ хв.; при пневмоударному бурінні $T_{ДОП} = 4 \div 16$ хв.); v_B – технічна швидкість буріння (табл. 2.1).

Таблиця 2.1

Технічна швидкість буріння, м/хв

Буровий станок	Коефіцієнт міцності за шкалою Протод'яконова										
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
СБШ-250	0,3	0,27	0,25	0,21	0,19	0,18	0,16	0,15	0,14		

Розрахована кількість бурових станків (по розкритву та КК) дозволяє визначити інвентарну кількість бурових станків:

$$N_{БУР.ІНВ} = (N_{БУР.СК} + N_{БУР.КК}) \cdot k_{РЕЗ} = (2,15 + 2,74) \cdot 1,2 = 5,87 \text{ шт.}$$

Приймаємо $N_{БУР.ІНВ} = 6$ шт.

де $k_{РЕЗ}$ – коефіцієнт резерву ($k_{РЕЗ} = 1,2$)

Якщо властивості порід КК та розкритву суттєво різні, та для їх підготовки прийнято *різні моделі* бурових станків, їх інвентарна кількість визначається аналогічно, але окремо за різновидами порід.

Изм.	Лист		Подпис							

Параметри розвалу підірваних гірських порід на уступі визначаємо з наступних міркувань:

– висота розвалу, як правило, знаходиться в межах

$$H_{роз} = (0,7 \div 0,85) \cdot H_y = 0,8 \cdot 20 = 16 \text{ м}$$

– ширина розвалу залежить від кількості рядів свердловин, що підриваються у вибуховому блоці (n_p), опору по підшві уступу (W_1 , м), відстані між рядами наступних свердловин (W_2 , м) та інтервалу сповільнення при підриванні блоку (t , мс) і наближено може бути визначена наступним чином:

1) визначається ширина розвалу при однорядному миттєвому підриванні $B_{роз.0} = (2,5 \div 3,5) \cdot W_1 = 2 \cdot 7,0 = 14 \text{ м}$

2) визначається коефіцієнт дальності відкидання породи, що залежить від інтервалу сповільнення при підриванні ($K_{СП} = 0,9$, табл. 2.2);

3) визначається орієнтовна ширина розвалу при багаторядному короткочасному сповільненому підриванні:

$$B_{роз.0} = K_{СП} \cdot B_{роз.0} + (N_p - 1) \cdot W_2 = 0,9 \cdot 14 + (3 - 1) \cdot 6,4 = 0,2$$

Таблиця 2.2

Значення коефіцієнту дальності відкидання породи при інтервалі сповільнення між рядами зарядів t , мс

Інтервал сповільнення між рядами зарядів t , мс	Значення $K_{СП}$
0	1
10	0,95
25	0,9
50	0,85
75 та більше	0,8

Розділ 3. Виймально-навантажувальні роботи.

Розраховуємо *технічну продуктивність* екскаватора, яка враховує умови роботи у забої та є максимально можливою для даної моделі при безупинній

роботі в конкретних умовах: $Q_T = \frac{3600 \cdot E \cdot k_n}{T_{\text{ц}} \cdot k_p}$, м³/год.

$$Q_{\text{ТСК}} = \frac{3600 \cdot 10 \cdot 0,95}{54 \cdot 1,25} = 507 \text{ м}^3/\text{ГОД}$$

$$Q_{\text{ТКК}} = \frac{3600 \cdot 10 \cdot 0,9}{54 \cdot 1,4} = 429 \text{ м}^3/\text{ГОД}$$

де E – місткість ковша екскаватора, м³; $T_{\text{ц}}$ – тривалість робочого циклу екскаватора, с (табл. 3.1); k_p та k_n , відповідно, коефіцієнти розпушення порід у ковші екскаватора і коефіцієнт наповнення ковша, які приймаються з урахуванням різновидів порід, що відпрацьовуються. Для умов курсового проекту приймаємо: для порід розкриву $k_p = 1,25$ та $k_n = 0,95$; для КК – $k_p = 1,4$ та $k_n = 0,9$.

Таблиця 3.1

Орієнтовна тривалість циклу екскаваторів ($T_{\text{ц}}$, с) при навантаженні підірваних гірських порід у транспортні засоби

Модель екскаватора	Кут повороту екскаватора при навантаженні, градус		
	90	135	180
ЕКГ-8, ЕКГ-10	51	54	57

Експлуатаційна продуктивність екскаватора враховує не лише умови виконання виймальних робіт у забої, але й організацію процесу виймально-навантажувальних робіт за допомогою коефіцієнта використання екскаватора в часі робочої зміни:

$$Q_{\text{ЕСК}} = Q_{\text{ТСК}} \cdot K_{\text{ВИК}} \cdot T_{\text{ЗМ}} = 507 \cdot 0,85 \cdot 12 = 5171,4, \text{ м}^3/\text{зміну}$$

$$Q_{\text{ЕКК}} = Q_{\text{ТКК}} \cdot K_{\text{ВИК}} \cdot T_{\text{ЗМ}} = 429 \cdot 0,85 \cdot 12 = 4375,8, \text{ м}^3/\text{зміну}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	ВИЙМАЛЬНО- НАВАНТАЖУВАЛЬНІ РОБОТИ	Лит.	Лист	Листов
Разраб.	Берекет Д.В.							
Провер.	Луценко С.О.							
Реценз								
Н. Контр.								
Утверд.								
						гр. 184В - 22 - 1		

де $K_{ВИК}$ – коефіцієнт використання екскаватора у змінному часі без врахування позапланових простоїв. Значення даного коефіцієнта залежить від виду транспорту та прийнятої схеми подавання його під навантаження і може бути взяте з технологічних довідників або зі звітів технічних служб діючого підприємства (табл. 3.2).

Таблиця 3.2

Значення $K_{ВИК}$ залежно від організації навантажувальних робіт

Транспорт	Схема подавання транспорту під навантаження	$K_{ВИК}$
Залізничний	Тупикова	0,5-0,65
	Наскрізна	0,75-0,85
Автомобільний	З тупиковим розворотом	0,55-0,65
	З кільцевим розворотом	0,65-0,75
	Наскрізна	0,8-0,9

Отже, слід визначитись зі *схемою подавання транспорту під навантаження*, яку потім будемо враховувати при виконанні розрахунків транспорту та виконанні графічної частини курсового проекту. Найкращу ефективність при будь яких видах колісного транспорту дає *наскрізна схема подавання транспорту під навантаження*, оскільки, при роботі за цією схемою затримки роботи екскаватора в очікуванні порожняку найменші, хоча існують певні обмеження її використання. Оскільки про них інформації у вихідних даних не надається, рекомендується для курсового проектування саме *наскрізна схема*, як найпростіша з можливих.

Добова $Q_{Е,ДОБ}$, місячна $Q_{Е,МІС}$ і річна $Q_{Е,РІЧ}$ експлуатаційні продуктивності екскаватора визначаються з врахуванням режиму роботи кар'єру:

$$Q_{ЕСК,ДОБ} = Q_{ЕСК} \cdot n_{ЗМ} = 5171,4 \cdot 2 = 10342,8 \text{ м}^3/\text{добу}$$

$$Q_{ЕКК,ДОБ} = Q_{ЕКК} \cdot n_{ЗМ} = 4375,8 \cdot 2 = 8751,6 \text{ м}^3/\text{добу}$$

$$Q_{ЕСК,МІС} = Q_{ЕСК,ДОБ} \cdot 30 = 10342,8 \cdot 30 = 310284 \text{ м}^3/\text{добу}$$

$$Q_{ЕКК,МІС} = Q_{ЕКК,ДОБ} \cdot 30 = 8751,6 \cdot 30 = 262548 \text{ м}^3/\text{добу}$$

$$Q_{ЕСК,РІЧ} = Q_{ЕСК,МІС} \cdot n_{РД} = 310284 \cdot 12 = 3723408 \text{ м}^3/\text{добу}$$

Изм.	Лист		Подпис		

$$Q_{\text{ЕКК.річ}} = Q_{\text{ЕКК.міс}} \cdot n_{\text{рд}} = 262548 \cdot 12 = 3150576 \text{ м}^3/\text{добу}$$

Ґрунтуючись на вихідних даних річної продуктивності кар'єру за різновидами порід, визначаємо необхідну кількість виймально-навантажувального устаткування для виконання даних робіт:

$$N_{\text{Е.кк}} = \frac{A_{\text{кк}}}{Q_{\text{ЕКК.річ.кк}}} = \frac{2700000}{3150576} = 0,86 \text{ шт}$$

$$N_{\text{Е.ск}} = \frac{A_{\text{ск}}}{Q_{\text{ЕСК.річ.ск}}} = \frac{2600000}{3723408} = 0,70 \text{ шт}$$

Приймаємо: $N_{\text{Е.кк}} = 1 \text{ шт.}$, $N_{\text{Е.ск}} = 1 \text{ шт.}$

де $A_{\text{кк}}$, $A_{\text{ск}}$ – річна виробнича потужність кар'єру відповідно по корисній копалині та розкривних породах, м^3 ; $Q_{\text{Е.річ.кк}}$, $Q_{\text{Е.річ.р}}$ – експлуатаційна річна продуктивність екскаватора відповідно по корисній копалині та розкривних породах, $\text{м}^3/\text{рік}$.

Інвентарний парк екскаваторів визначається з урахуванням коефіцієнта резерву ($k_{\text{РЕЗ}} = 1,2$): за формулою:

$$N_{\text{ІНВ}} = (N_{\text{ЕКС}} + N_{\text{ЕКК}}) \cdot k_{\text{РЕЗ}} = (0,86 + 0,70) \cdot 1,2 = 1,8 \text{ шт.}$$

Приймаємо: $N_{\text{Е.ск}} = 2 \text{ шт.}$

Ізм.	Лист		Підпис		

Розділ 4. Транспортування гірничої маси.

Для обраного рухомого складу кар'єрного транспорту встановлюємо вантажопід'ємність q_{TP} та місткість транспортної посудини V_{TP} (табл. 4.1).

Таблиця 4.1

Технічні характеристики транспортних посудин кар'єрного транспорту

Модель	Вантажопід'ємність q_{TP} , т	Місткість кузова V_{TP} , м ³	Маса, т
Автосамоскиди			
БілаЗ-7521	180	90	145

Визначаємо загальну тривалість одного транспортного циклу (рейсу):

$$T_{TP,Ц} = t_{НАВ} + t_{РУХ} + t_{РОЗ} + t_{ОЧ}, \text{ год.},$$

$$T_{TP,Ц КК} = 0,053 + 0,20 + 0,017 + 0,018 = 0,288, \text{ год.},$$

$$T_{TP,Ц СК} = 0,053 + 0,36 + 0,017 + 0,018 = 0,448, \text{ год.},$$

де $t_{НАВ}$, $t_{РУХ}$, $t_{РОЗ}$, $t_{ОЧ}$ – тривалість, відповідно навантаження, руху, розвантаження та очікування (маневрів) рухомого складу.

Тривалість навантаження залежить від кількості циклів навантаження рухомого складу екскаватором: $t_{НАВ} = n_{ц} \cdot \frac{T_{ц}}{3600} \cdot n_{ТП} = 7 \cdot \frac{54}{3600} \cdot 1 = 0,105$, год.,

де $n_{ц}$ – кількість повних циклів завантаження транспортної посудини екскаватором, яка залежить від n_k кількості ковшів, що вантажаться до транспортної посудини, шт.; $T_{ц} = 54$ – тривалість робочого циклу екскаватора, с (табл. 3.1); $n_{ТП} = 1$ – кількість транспортних посудин, що входять до рухомого складу транспорту та завантажуються за один транспортний цикл (рейс).

Кількість ковшів, що вантажаться до автосамоскиду:

$$n_{k.vКК} = \frac{V_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HT}} = \frac{90 \cdot 1,4}{10 \cdot 1,05} = 12$$

$$n_{k.qКК} = \frac{q_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HT} \cdot \gamma} = \frac{180 \cdot 1,4}{10 \cdot 1,05 \cdot 3,3} = 7$$

$$n_{k.vСК} = \frac{V_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HT}} = \frac{90 \cdot 1,25}{10 \cdot 1,05} = 11$$

$$n_{k.qСК} = \frac{q_{TP} \cdot k_{pm}}{E \cdot k_{HT} \cdot \gamma} = \frac{180 \cdot 1,25}{10 \cdot 1,05 \cdot 3,0} = 7$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	ТРАНСПОРТУВАННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ	Лист.	Лист	Листов
Разраб.	Берекет Д.В.							
Провер.	Луценко С.О.							
Реценз								
Н. Контр.								
Утверд.								
						<i>гр. 184В - 22 - 1</i>		

де k_{pm} та $k_{нт}$, відповідно коефіцієнти розпушення породи та наповнення транспортної посудини (для умов курсового проекту вважатимемо, що $k_{pm.CK} = 1,25; k_{pm.KK} = 1,4; k_{нт} = 1,05$).

Розраховуємо n_k за обома умовами, округлюємо з точністю до 0,5 ковша та приймаємо менше з двох значень (яке задовольнятиме обом умовам).

Розраховуємо n_k за обома умовами, округлюємо у менший бік з точністю до 0,5 ковша та приймаємо за n_k менше з двох значень (яке задовольнятиме обом умовам). Оскільки густина порід КК та розкриву відрізняється, слід провести окремі розрахунки n_k по різновидах порід.

Слід зауважити, що при завантаженні навіть 0,5 ковша у транспортний засіб – екскаватор виконує повний цикл. Тому n_u визначаємо округлюючи прийняте n_k у більший бік до цілого значення.

Фактична маса вантажу, який перевозиться у автосамоскиді, для порід розкриву та КК складе:

$$q_{ф.СК} = \frac{E \cdot n_{к.СК} \cdot \gamma_{СК} \cdot k_{нт}}{k_{рт}} = \frac{10 \cdot 7 \cdot 3 \cdot 1 \cdot 1,05}{1,25} = 182,3, \text{ т};$$

$$q_{ф.КК} = \frac{E \cdot n_{к.КК} \cdot \gamma_{КК} \cdot k_{нт}}{k_{рт}} = \frac{10 \cdot 7 \cdot 3 \cdot 3 \cdot 1,05}{1,4} = 173,3, \text{ т}.$$

Визначаємо кількість транспортних посудин, що входять до рухомого складу транспорту $n_{ТП}$.

Як правило, основним типом рухомого складу для автотранспорту є автосамоскид, в якого кузов (транспортна посудина) один, тому й для даного випадку $n_{ТП} = 1$.

Тривалість руху рухомого складу

$$t_{рух.КК} = \frac{L_{тр}}{v_{сер}} = \frac{5}{25} = 0,20, \text{ год.}, \quad t_{рух.СК} = \frac{L_{тр}}{v_{сер}} = \frac{9}{25} = 0,36 \text{ год.}$$

де $L_{тр}$ – відстань транспортування, км (згідно вихідних даних $L_{СК}$ та $L_{КК}$);
 $v_{сер}$ – середня швидкість руху, км/год (приймаємо для автотранспорту 25 км/год).

Тривалість розвантаження: $t_{роз} = t_p \cdot n_{ТП} = 0,017 \cdot 1 = 0,017, \text{ год.},$

де t_p – тривалість розвантаження однієї транспортної посудини, год.

Автосамоскиди зазвичай розвантажуються за 1 хвилину, тобто для них $t_p = 0,017 \text{ год.}$

Изм.	Лист		Подпис		

Тривалість очікування рухомого складу на пунктах навантаження та розвантаження, маневрів, розворотів та затримок:

– для автомобільного транспорту складає 1-2 хвилини на рейс ($t_{ОЧ} = 0,017 \div 0,034$ год.);

Після визначення всіх складових тривалості рейсу рухомого складу кар'єрного транспорту, підсумовуємо їх: $T_{ТР.Ц} = t_{НАВ} + t_{РУХ} + t_{РОЗ} + t_{ОЧ}$, ГОД.

Знаючи тривалість рейсу (циклу), визначаємо змінну продуктивність рухомого складу:

$$Q_{ТЗМ.СК} = \frac{T_{ЗМ} \cdot K_{ВИК.Т} \cdot n_{ТП} \cdot q_{\phi}}{T_{ТР.Ц}} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 182,3}{0,288} = 6836,3 \text{ , т,}$$

$$Q_{ТЗМ.КК} = \frac{T_{ЗМ} \cdot K_{ВИК.Т} \cdot n_{ТП} \cdot q_{\phi}}{T_{ТР.Ц}} = \frac{12 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 173,3}{0,448} = 4177,8 \text{ , т,}$$

де $K_{ВИК.Т}$ - коефіцієнт використання часу зміни рухомим складом кар'єрного транспорту (приймаємо $K_{ВИК.Т} = 0,9$).

Розраховуємо кількість кар'єрного транспорту.

При *автомобільному транспорті*, робочий парк автосамоскидів встановлюється за умови забезпечення парку екскаваторів роботою без зупинок на очікування порожняку. Число автосамоскидів, що може ефективно використовуватися в комплексі з одним екскаватором:

$$N_{АС.СК} = \frac{T_{ТР.Ц.СК}}{t_{НАВ}} = \frac{0,288}{0,105} = 2,74 \text{ шт. } N_{АС.КК} = \frac{T_{ТР.Ц.КК}}{t_{НАВ}} = \frac{0,448}{0,105} = 4,27 \text{ шт.}$$

Приймаємо: $N_{АС.СК} = 3$ шт., $N_{АС.КК} = 5$ шт.

Частина автосамоскидів буде проходити технічне обслуговування або ремонтуватись, тому інвентарне число автосамоскидів складе (визначаємо окремо по СК та КК):

$$N_{ІАС} = \frac{N_{АС} \cdot N_{Е}}{k_{ТТ}} = \frac{(2,74 + 4,27) \cdot 1}{0,7} = 10,0 \text{ , шт.,}$$

Приймаємо: $N_{ІАС} = 10$ шт.

де $k_{ТТ} = 0,7 \div 0,85$ – коефіцієнт технічної готовності парку автосамоскидів.

Изм.	Лист		Подпис			

Розділ 5. Відвалоутворення розкривних порід.

Обираємо параметри відвального уступу: при бульдозерному відвалоутворенні міцних скельних порід з доставкою автотранспортом відвальні уступи мають висоту $H_{VB} = 20-30$ м. Для умов курсового проектування вважатимемо, що бульдозером формують відвал з порід, що відсипаються з кутом укосу відвального уступу $\alpha_{VB} = 40^\circ$ та висотою $H_{VB} = 25$ м.

Визначають кількість автосамоскидів, що одночасно розвантажуються на відвалі:

$$N_{AC} = \frac{Q_{СК.ГОД} \cdot K_{НЕР} \cdot t_{РОЗ}}{60 \cdot V_{Ф.АС}} = \frac{430,95 \cdot 1,25 \cdot 1,02}{60 \cdot 21,1} = 0,43 \text{ шт.}$$

Приймаємо: $N_{AC} = 1$ шт.

де $Q_{СК.ГОД}$ - годинна продуктивність кар'єру по розкривних породах, м³/ГОД;
 $K_{НЕР}$ - коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру (1,25-1,5); $V_{Ф.АС}$ - фактичний об'єм розкривної породи, що перевозить автосамоскид за один рейс (за фактичною кількістю ковшів, що вантажаться у автосамоскид), м³.

Розраховують довжину фронту розвантаження автосамоскиду:

$$L_{ФР} = N_{AC} \cdot L_{Ф.АС} = 1 \cdot 20 = 20, \text{ м,}$$

де $L_{Ф.АС}$ - ширина фронту відвалу, що обслуговується одним автосамоскидом, м ($L_{Ф.АС} = 18-20$ м).

Довжина відвального фронту, який складається з трьох ділянок: розвантаження, бульдозерного планування та резерву:

$$L_{ФВ} = 3 \cdot L_{ФР} = 3 \cdot 20 = 60, \text{ м.}$$

Інвентарна кількість бульдозерів, що обслуговує відвал:

$$N_B = \frac{Q_{СК.ЗМ}}{Q_{Б.ЗМ}} \cdot 1,2 = \frac{5171,4}{1450} \cdot 1,2 = 4,28, \text{ шт.,}$$

Приймаємо: $N_B = 5$ шт.

де $Q_{СК.ЗМ}$ - обсяг розкриву, що вивозиться з кар'єру протягом зміни, м³; $Q_{Б.ЗМ}$ - змінна продуктивність бульдозера, що працює на відвалі, м³/зміну (табл. 4.5)..

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	ВІДВАЛОУТВОРЕННЯ РОЗКРИВНИХ ПОРІД	Лист.	Лист	Листов
Разраб.		Берекет Д.В.						
Провер.		Луценко С.О.						
Реценз								
Н. Контр.								
Утверд.								
						<i>гр. 184В - 22 - 1</i>		

Висновок.

Основні результати курсового проектування

Найменування показнику	Одиниці виміру	Значення показнику	
		по корисній копалині	по розкривних породах
1. Модель бурового станка	–	УСБШ – 250МНА	
2. Кількість бурових станків	шт.	3	3
3. Інвентарна кількість бурових станків	шт.	6	
3. Назва ВР	–	Анемікс – 80	
4. Кількість ВР для забезпечення річної потужності кар'єру	т	6320	
5. Модель екскаватору	–	ЕКГ – 10	
6. Кількість екскаваторів	шт.	1	1
7. Інвентарний парк екскаваторів	шт.	2	
8. Вид кар'єрного транспорту	–	Автомобільний	
9. Модель автосамоскиду	–	БілаЗ-7521	
10. Кількість автосамоскидів	шт.	5	3
11. Інвентарна кількість транспортних машин	шт.	10	
12. Спосіб відвалоутворення	–	–	бульдозерне
13. Модель техніки на виконанні відвальних робіт	–	–	Д – 572
14. Інвентарний парк відвального обладнання	шт.	–	5

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	ВИСНОВОК	Лист.	Лист	Листов
Разраб.	Берекет Д.В.							
Провер.	Луценко С.О.							
Реценз						<i>гр. 184В - 22 - 1</i>		
Н. Контр.								
Утверд.								

Список використаних джерел.

1. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи, ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка та показники. Київ, Міністерство промислової політики України, 2007.
2. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом. - К.: Основа, 2010.-184 с.
3. Гуменик І. Л., Корсунський Г. Я., Ложніков О. В. Технологія відкритої розробки пологих родовищ корисних копалин: навч. посіб. Дніпропетровськ : НГУ, 2014. 310 с.
4. Фролов О. О., Косенко Т. В. Відкриті гірничі роботи. Ч. I. Процеси відкритих гірничих робіт : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво». Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2020. 151 с.
5. Дриженко А. Ю. Відкриті гірничі роботи : підручник. Дніпропетровськ: НГУ, 2014. 590 с.
6. Блізнюков В. Г., Луценко С. О., Пижик А. М. Гірнича справа: підручник для вузів. 3-е вид., перероб. і доп. Кривий Ріг : Видавець ФОП Чернявський Д. О. 2014. 424 с.
7. Surface Mining Technology / Mostafa Mohamed Ali et al. Singapore: Springer Nature, 2022. 344 p. URL: <https://read.kortext.com/library/books/1610342>.
8. Кузьміч О. К. Відкриті гірничі роботи. Технологія та механізація видобутку корисних копалин. Харків: УПА, 2002. 100 с.
9. Бизов В. Ф. Основи технології гірничого виробництва. Кривий Ріг: Мінерал, 2000. Т. 4: Виробничі процеси. 246 с.
10. Kortext : веб-сайт. URL: <https://kortext.com/> (дата звернення: 15.09.2024).
11. Research4life : веб-сайт. URL: <https://portal.research4life.org/> (дата звернення: 15.09.2024).
12. Шапурін О.В. Розрахунок параметрів буровибухових робіт. Навчальний посібник, Київ УМК ВО, 1990. __

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		Берекет Д.В.						
Провер.		Луценко С.О.						
Реценз								
Н. Контр.								
Утверд.								
						гр. 184В - 22 - 1		

Схема розташування свердловин вибухового блоку
М:1:200

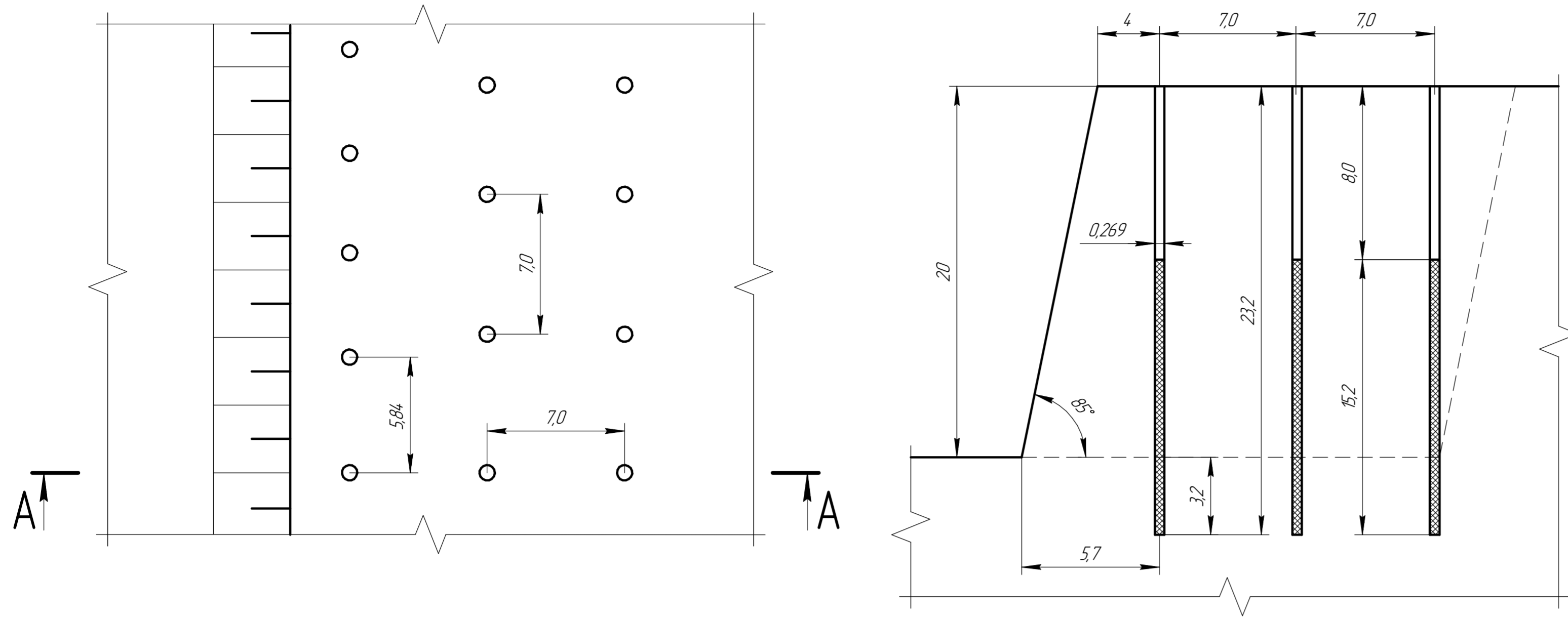


Схема торцевого екскаваторного задою
з навантаженням до автомобільного транспорту
М:1:200

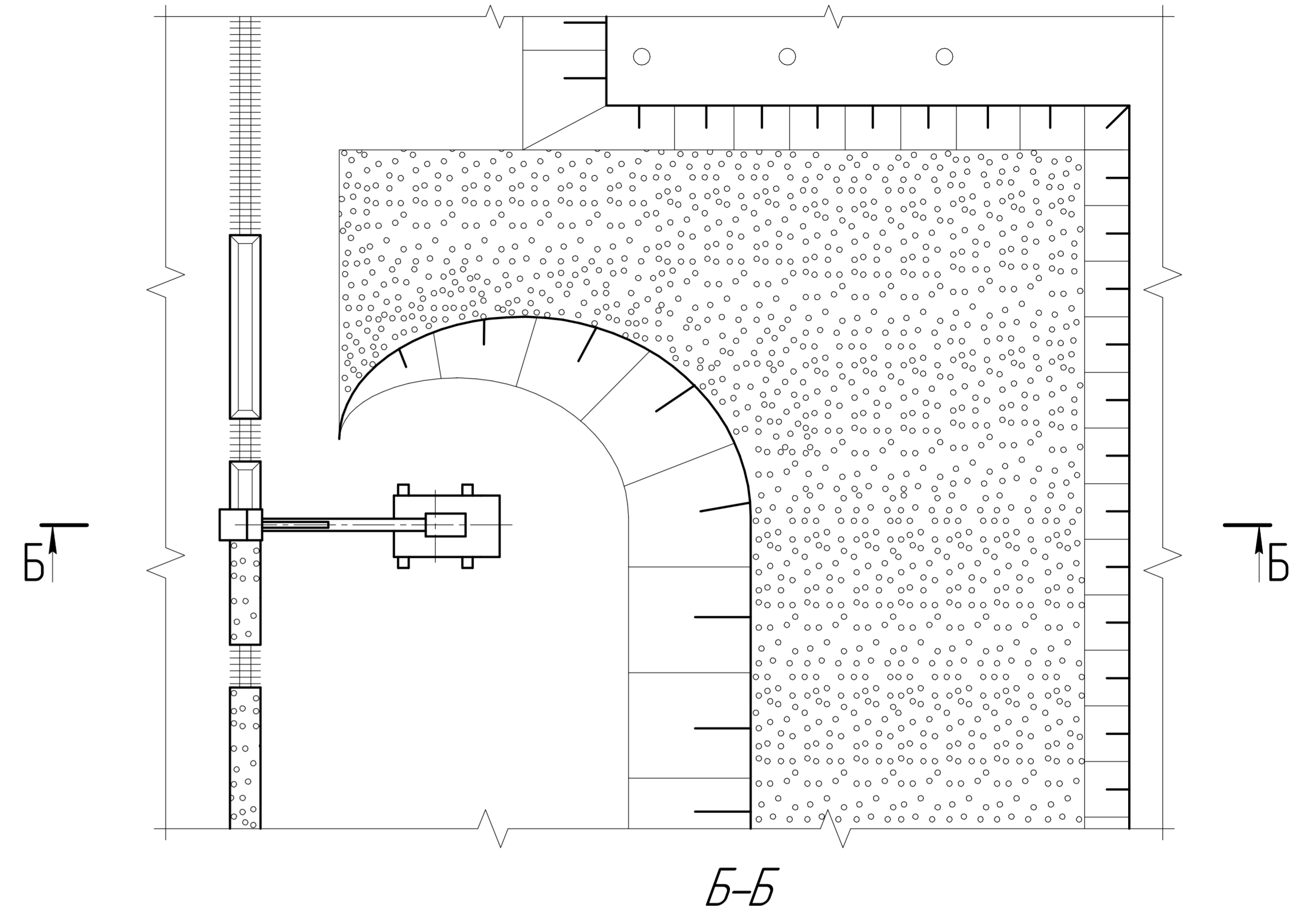


Схема бульдозерного відвалоутворення
М:1:500

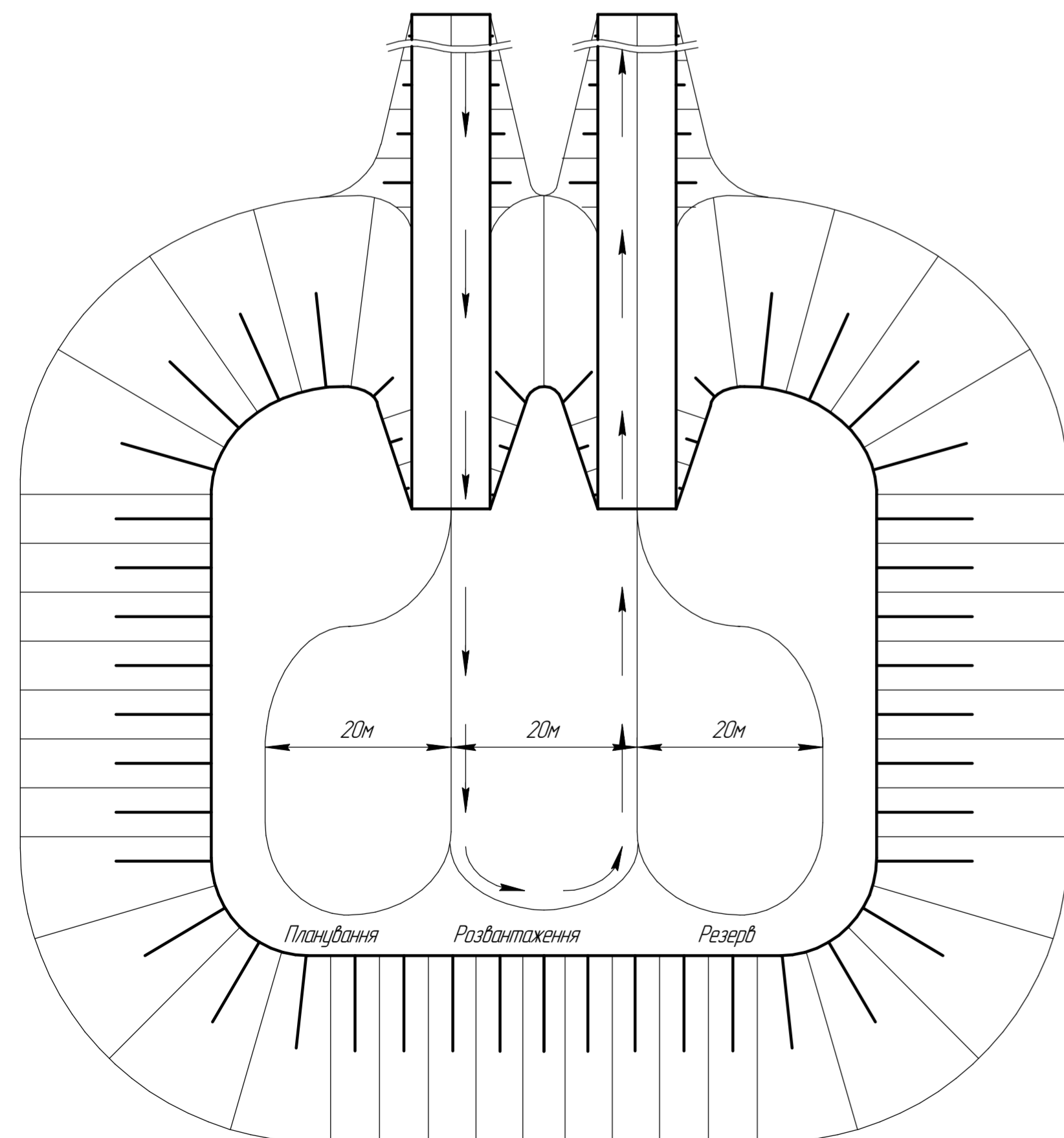
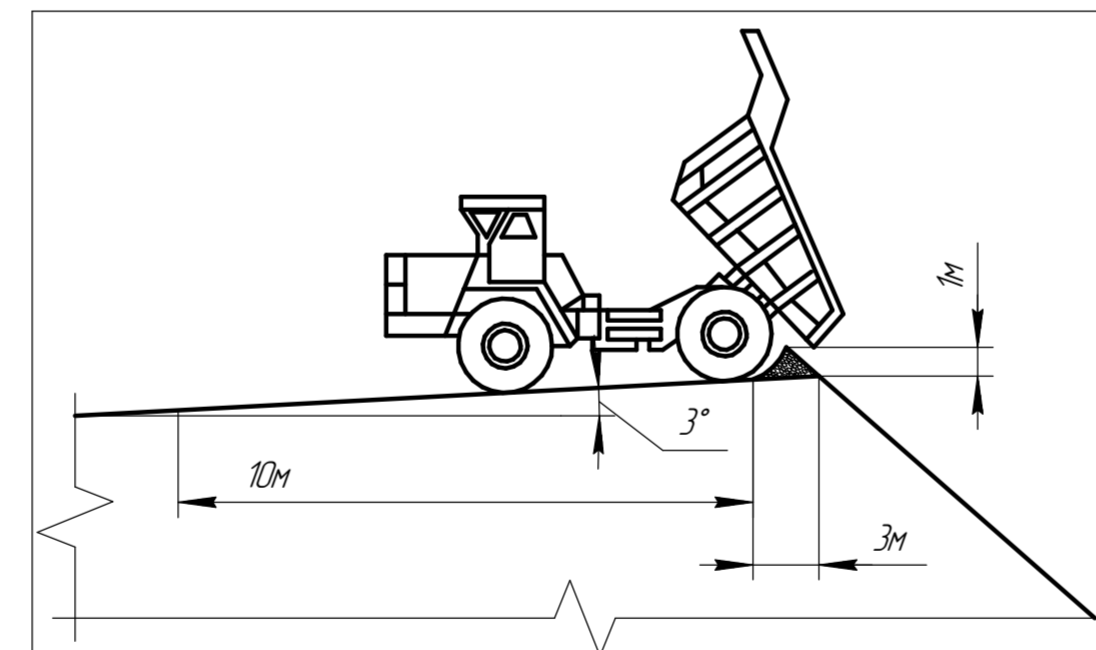
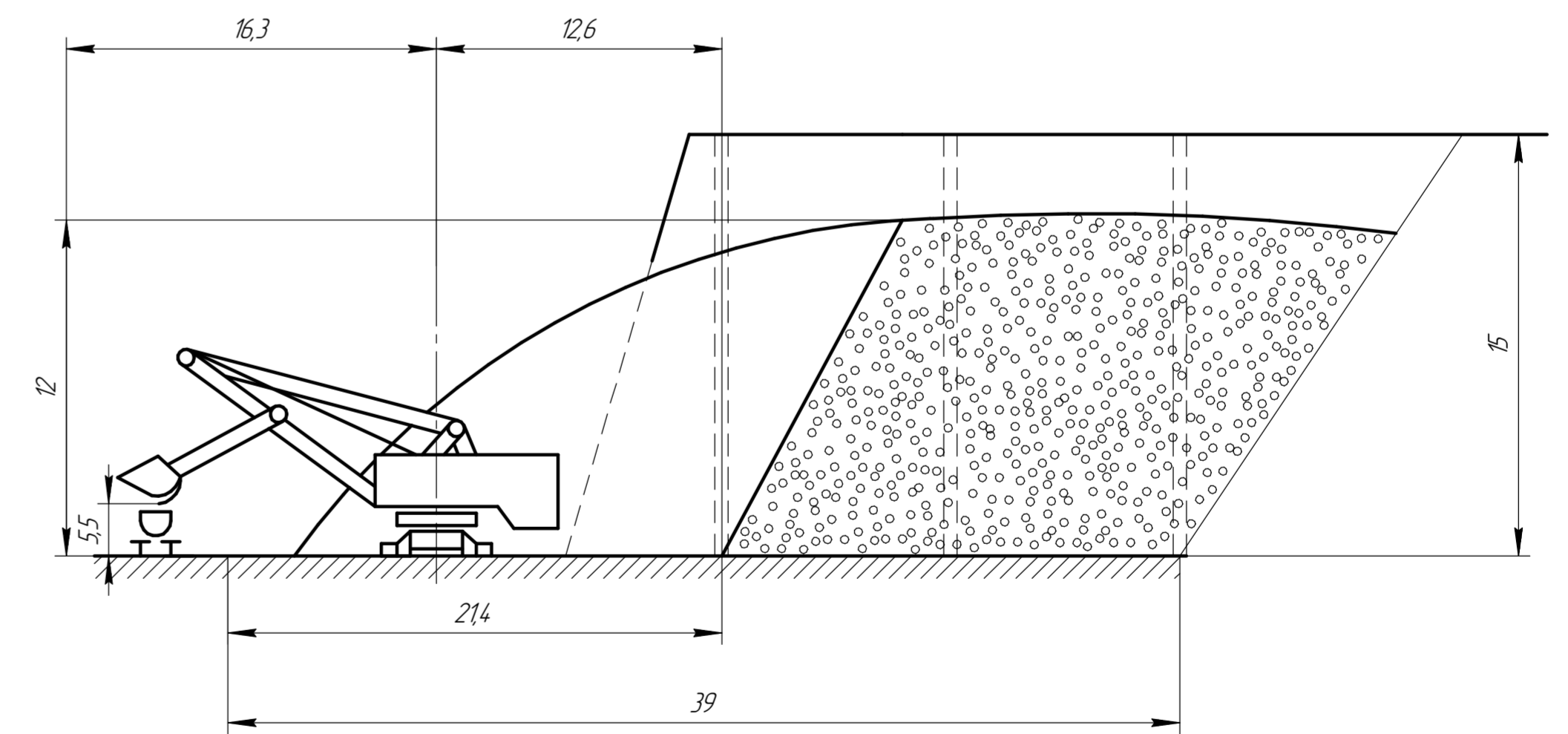


Схема розвантаження автосамоскида
на бульдозерному відвалі
М:1:100



Бульдозерне відвалоутворення при
автомобільній доставці розкривних
порід здійснюється за периферійною
схемою



МОН України	МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА	
Розроб: Берекет І.В.	Відділ	Масштаб
Перевірив: Лиценко С.О.	ГС	1:500
	Лист	Листів
	Технологічні схеми	
	184В-22-1	